



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

**Geomecânica aplicada à estabilidade de explorações mineiras
bench and fill: o caso do jazigo de Feitais, Minas de Aljustrel**

Tiago Emanuel de Sousa Ferreira



2015

(página propositadamente em branco)



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

**Geomecânica aplicada à estabilidade de explorações mineiras
bench and fill: o caso do jazigo de Feitais, Minas de Aljustrel**

Tiago Emanuel de Sousa Ferreira

1091320

*Projecto apresentado 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 do Doutor Agostinho Mendonça, Professor Adjunto Convidado do Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP.*

Júri

Presidente

Doutor Helder Gil Iglésias de Oliveira Chaminé

Professor Coordenador com Agregação, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutora Maria Eugénia Oliveira Lopes

Professora Adjunta, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutor António Agostinho Martins Mendonça

Professor Adjunto Convidado, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutor António Carlos Reis Galiza Carneiro

Engenheiro de Minas Consultor e Professor Adjunto Aposentado, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Mestre Luís Carlos Correia Ramos

Director de Produção do Grupo Elevo SA, Porto

Assistente Convidado, Instituto Superior de Engenharia do Porto

*A tese de **mestrado em engenharia geotécnica e geoambiente** (MEGG) foi apresentada e defendida em prova pública, pelo Licenciado **Tiago Emanuel de Sousa Ferreira**, no Auditório de Geotecnia do Departamento de Engenharia Geotécnica (ISEP) em 20 de Julho de 2015 mediante o júri nomeado, em que foi atribuída, por unanimidade, a classificação final de **17 (dezassete) valores**, cuja fundamentação se encontra em acta. Todas as correções pontuais determinadas pelo júri, e só essas, foram efectuadas.*

Agradecimentos

São devidos agradecimentos pela presente dissertação aos membros constituintes da minha vida profissional, académica e pessoal, com especial contributo de forma direta e indireta para a realização deste trabalho, a saber:

- ✓ Professor Doutor Agostinho Mendonça (ISEP): Orientador da presente dissertação, o meu profundo agradecimento pela supervisão, interesse, disponibilidade mostrada para a sua realização.
- ✓ Ana Raquel Martinho (ALMINA): O meu obrigado pela orientação técnica e “psicológica”, ajuda essencial no tratamento dos dados e trabalho de campo, assim como a motivação, dedicação, interesse, conselhos e ensinamentos prestados.
- ✓ Maria Sousa: Mãe e amiga. Um obrigado pela educação, formação pessoal, carinho, sabedoria, esforço e dedicação que foram sempre constantes.
- ✓ Juliana Silva: Namorada, colega e amiga. Por me motivar, sendo impulsionadora deste projeto, caminhando sempre a meu lado e encorajando-me sempre a fazer melhor; sempre com interesse e apoio.
- ✓ Francisco Pereira e Silvana Fernandes: Amigos e colegas de trabalho, pelo apoio, compreensão e atitude sempre presentes, assim como ensinamentos e conselhos essenciais ao presente trabalho e à vida profissional.
- ✓ Professor Doutor Helder I. Chaminé (ISEP): pelos ensinamentos ministrados nos domínios da Mecânica das Rochas, da Geologia Estrutural e das Geociências da Engenharia adquiridos ao longo dos cinco anos do meu ciclo de estudos no ISEP e, bem assim, por todas discussões críticas que contribuíram de forma muito positiva para a consolidação deste estudo.
- ✓ Geólogo Higinio Tavares (E.P.D.M): pelo interesse e apoio na aquisição dos demais conhecimentos geológicos, de elevada importância, para o bom desenvolvimento desta dissertação.
- ✓ Aos meus colegas de curso e amigos, Daniel Oliveira, Roberto, Diogo, Meirinhos, Jorge, Luís, Daniel Monteiro, João Sousa, Noé, Tiago, Fontão, Zé Ribeiro, Gustavo, entre muitos outros que tornariam esta lista infundável, acompanharam este percurso académico bem perto e de início ao fim, com ótimos momentos de crescimento, de entreaajuda e de amizade, aos quais a ligação será sempre futura.
- ✓ ALMINA – Minas do Alentejo, SA, à Direção de Obra Subterrânea (DOS) no geral, e Departamento de Mecânica das Rochas em particular, pela possibilidade de realização deste trabalho e início da minha vida profissional.

Palavras-chave

Geomecânica, exploração mineira, suporte, estabilidade, escavações subterrâneas.

Resumo

Este trabalho pretende abordar a importância de um estudo geomecânico no apoio à otimização e estabilidade de explorações subterrâneas por subníveis, com criação de bancadas e posterior enchimento. O presente envolveu um estudo geológico-geotécnico em quinze galerias situadas a muro, teto e corpo da mineralização com o levantamento das características mais relevantes do maciço rochoso para aplicação das classificações geomecânicas, englobando uma amostragem de mais de 1780 descontinuidades, obtendo um modelo cartográfico subterrâneo com um panorama geral da qualidade do maciço rochoso intercetado pelas escavações nas diferentes zonas. Os dados dos levantamentos de campo levaram à criação de uma base de dados com a aplicação das classificações geomecânicas Q-System, RMR e GSI, por galeria e, em seguida, por zona, com proposta de classe de sustimento a aplicar em cada local, pelo ábaco de Barton, em conjunto com a determinação de parâmetros geomecânicos fundamentais ao refinamento do conhecimento geológico-geotécnico das unidades litológicas em estudo. Na parte final, focando a localização da massa mineralizada de Feitais é efetuada uma abordagem relativa à estabilidade das cavidades geradas pelo desmonte em bancada entre subníveis, com respetivo dimensionamento das larguras admissíveis, em condições de segurança, através da relação entre o número de estabilidade e raio hidráulico, pelo método do gráfico de estabilidade. Com esta metodologia de caracterização geológico-geotécnica, é pretendido efetuar um ponto de partida à criação de um modelo geomecânico comportamental do jazigo de Feitais, Mina de Aljustrel, contando com um processo inicial de apoio ao planeamento mineiro aplicado ao método de desmonte em bancada e posterior enchimento por subníveis, atuando nos parâmetros de estabilidade e apoio à extração, favorecendo assim a segurança das operações de trabalho em conjunto com um apoio de otimização da extração.

Keywords

Geomechanics, mining exploitation, support, stability, underground excavations.

Abstract

This work intends to approach the importance of a geomechanical study in support of optimization and stability of underground mining by sublevels, with bench stopping and post fill. The study involved a geological and geotechnical surveys in 15 galleries located at footwall, hanging-wall and orebody with raising of the most relevant characteristics of rock mass for application of geomechanical classifications, that embracing a sample of more than 1780 discontinuities, obtaining an underground mapping model with an overview of the quality of the rock mass which intercepted by the excavations in the different study areas. The data from field surveys resulted in the creation of a database with the application of geomechanical classifications Q-System, RMR and GSI for gallery and then by area, with each support class proposed to be applied in each gallery determined by Barton's abacus, in combination with the determination of fundamental geomechanical parameters to refine the geological and geotechnical knowledge of the lithological units under study. In the last part, which focuses on the location of Feitais orebody, is performed an approach on the stope stability, that generated by bench and fill mining method between sublevels with respective sizing of permissible stope widths, in safe conditions, by the relationship between the number of stability and hydraulic radius, for stability graph method. To this methodology of geological-geotechnical characterization, is intended to perform a starting point to the creation of the a behaviour geomechanical model of Feitais deposit in Aljustrel Mine, counting with an initial process which can help the mine planning mining method, applied to the bench and subsequent filling stopes by sublevels, acting on the parameters of stability and support for extraction, favouring the safety of work operations in conjunction with an optimizing extraction process.

1.	INTRODUÇÃO	- 11 -
1.1.	Enquadramento	- 11 -
1.2.	Objetivos	- 12 -
2.	ESTUDOS GEOMECÂNICOS EM EXPLORAÇÕES MINEIRAS SUBTERRÂNEAS	- 15 -
2.1.	Métodos de exploração mineira subterrânea	- 15 -
2.2.	Método <i>bench and fill stoping</i>	- 16 -
2.2.1.	Enchimento	- 17 -
2.3.	Caracterização geológico-geotécnica	- 18 -
2.3.1.	Grau de alteração	- 19 -
2.3.2.	Estado de fraturação	- 20 -
2.3.3.	Atitude geológica das descontinuidades	- 21 -
2.3.4.	Características mecânicas das descontinuidades	- 22 -
2.3.5.	Determinação de R.Q.D.	- 24 -
2.3.6.	Determinação de resistência da rocha “martelo de Schmidt”	- 25 -
2.4.	Classificações do terreno e parâmetros de auxílio ao sustimento	- 29 -
2.4.1.	RMR (<i>Rock Mass Rating</i>)	- 29 -
2.4.2.	Q-System	- 33 -
2.4.3.	Correlações entre RMR e Q	- 39 -
2.4.4.	GSI (<i>Geological Strenght Index</i>)	- 40 -
2.5.	Estudo de estado de tensões	- 45 -
2.5.1.	Campo natural de tensões	- 45 -
2.5.2.	Técnicas de medição	- 46 -
2.5.3.	Análise do estado de tensão induzido	- 47 -
2.5.4.	Análise numérica	- 48 -
2.6.	Estabilidade de Bancadas e cavidades	- 48 -
2.6.1.	Número de estabilidade	- 48 -
2.6.2.	Raio hidráulico	- 51 -
2.6.3.	Método do gráfico de estabilidade	- 51 -
2.6.4.	Suporte por cabos	- 52 -
3	INTRODUÇÃO AO CASO PRÁTICO: JAZIGO DE FEITAIS, MINA DE ALJUSTREL.	- 55 -
3.1.	Enquadramento geográfico	- 55 -
3.2.	Enquadramento Geológico	- 56 -
3.2.1.	Faixa Piritosa Ibérica (FPI)	- 56 -
3.2.2.	Geologia local	- 58 -
3.3.	Nota histórica da exploração mineira em Aljustrel	- 59 -
3.4.	Geologia do Jazigo de Feitais	- 61 -
3.4.1.	Morfologia e estratigrafia	- 61 -
3.4.2.	Tectónica	- 62 -
3.5.	Zonamento mineiro	- 63 -
3.5.1.	Muro da mineralização (<i>footwall</i>)	- 64 -
3.5.2.	Jazigo (<i>orebody</i>)	- 64 -
3.5.3.	Teto da mineralização (<i>hangingwall</i>)	- 65 -

3.6.	Bench and fill e desenvolvimento da exploração	- 65 -
4	APLICAÇÃO DAS CLASSIFICAÇÕES GEOMECÂNICAS E PROPOSTAS DE SUSTIMENTO	- 70 -
4.1.	Preparação dos trabalhos e objetivos	- 70 -
4.1.1.	Nomenclatura litológico-económica	- 71 -
4.1.2.	Descontinuidades	- 72 -
4.2.	Resistência da rocha	- 73 -
4.2.1.	Muro	- 75 -
4.2.2.	Mineralização (orebody)	- 76 -
4.2.3.	Teto	- 76 -
4.2.4.	Resistência à compressão por litologia	- 76 -
4.3.	R.Q.D. Alteração e Fraturação	- 77 -
4.3.1.	Determinação do R.Q.D. (Rock Quality Designation)	- 77 -
4.4.	Estado de tensões	- 80 -
4.5.	Classificações Geomecânicas e propostas de sustimento	- 82 -
4.5.1.	Muro	- 82 -
4.5.2.	Mineralização	- 86 -
4.5.3.	Teto	- 90 -
4.5.4.	Geomecânica face ao pilar soleira	- 92 -
4.5.5.	Correlação Q vs RMR	- 95 -
5	ESTABILIDADE E DIMENSIONAMENTO DE CAVIDADES E DESMONTES	- 97 -
5.1.	Metodologias	- 97 -
5.2.	Número de estabilidade	- 98 -
5.3.	Raio hidráulico	- 99 -
5.4.	Método do gráfico de estabilidade	- 100 -
5.5.	Proposta de suporte por cabos de aço	- 101 -
5.6.	Proposta para dimensionamento de largura da bancada	- 101 -
6.	CONCLUSÕES	- 105 -
7.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	- 109 -
	ANEXOS	- 114 -

Índice de figuras

Figura 1: Enquadramento da dissertação na sequência de operações no planeamento de uma exploração mineira (adaptado de Villaescusa 1998).....	13 -
Figura 2: Ciclo de operações subterrâneas (adaptado de Rock excavation handbook).....	15 -
Figura 3: Método de exploração por subníveis com desmonte em bancada e posterior enchimento (adaptado de Villaescusa 1991)	17 -
Figura 4: Atitude geológica de uma descontinuidade (adaptado de Gonzalez de Vallejo et al., 2002).	21 -
Figura 5: Avaliação da atitude geológica de uma descontinuidade e bussola de medição (documento interno ALMINA-Minas do Alentejo, SA.).....	21 -
Figura 6: Representação do número de famílias mediante bloco-diagramas (adaptado de Gonzalez de Valejo et al., 2002).	22 -
Figura 7: Representação esquemática das propriedades geológico-geotécnicas das descontinuidades (adaptado de Hudson & Harrison 2000).	23 -
Figura 8: Equipamento de campo básico para o levantamento pela técnica de amostragem linear aplicada a estudos geotécnicos e geomecânicos (adaptado de Gonzalez de Vallejo <i>et al.</i> , 2002).....	23 -
Figura 9: Martelo de <i>Schmidt</i>	25 -
Figura 10: Exemplo do modelo do martelo patenteado pelo Eng.º Ernst Schmidt (Schmidt, 1951).	26 -
Figura 11: Martelo de Schmidt: suas partes principais (adaptado: www.proceq.com).....	26 -
Figura 12: Exemplificação da anatomia do martelo de <i>Schmidt</i> e as várias fases de preparação do martelo para a realização do ensaio (adaptado de www.proceq.com).	27 -
Figura 13: Ábaco de Miller para o cálculo da resistência a partir do martelo Schmidt (adaptado de Gonzalez de Vallejo et al., 2002).	28 -
Figura 14: Orientação de um túnel em relação aos planos de descontinuidade (adaptado de Hoek, 2007).	29 -
Figura 15: Representação gráfica da obtenção do valor de RMR (adaptado de Miranda et al., 2006).....	29 -
Figura 16: Ábaco para determinação do tempo de auto-sustimento para as várias classes de maciços , baseado em casos históricos segundo Bieniawski (1989). A conversão de RMR em Q segundo Barton (2000), (adaptado de Barton & Bieniawski 2008).	31 -
Figura 17: Esquematização das cargas atuantes no suporte (adaptado de Bieniawski, 1989).	32 -
Figura 18: Módulo de deformabilidade (EM) versus valores de RMR e de Q (adaptado de Barton & Bieniawski, 2008).	33 -
Figura 19: Visão de conjunto dos parâmetros que são considerados no Q-system (adaptado de Barton, 2007). ...	34 -
Figura 20: Representação gráfica da obtenção do valor Q (adaptado de Miranda et al., 2006).	35 -
Figura 21: Escolha do tipo de suporte em função da classificação Q-system. Ábaco com correlações do Q-system com o RMR, baseado nas propostas de Grimstad & Barton (1993) e Barton (2000), (adaptado de Barton & Bieniawski 2008).	36 -
Figura 22: Ábaco para estimativa do índice <i>GSI</i> (modificado de Hoek & Marinos, 2000; Marinos & Hoek 2001), cuja versão sofreu atualizações em termos de quantificação da compartimentação (parâmetros F, Jc, Vb) propostas por Cai et al. (2004).	41 -
Figura 23: Determinação dos valores de D de Barton et al. (1974), (adaptado de Hoek, 2007).	43 -
Figura 24: Estimativa dos valores de m_i (adaptado de Hoek, 2007).	43 -
Figura 25: Relações entre as tensões principais máximas e mínimas para os critérios de Hoek-Brown e equivalente de Mohr-Coulomb (Hoek et al., 2002).	44 -
Figura 26: Esquematização dos principais estados de tensão induzidos na abertura de uma escavação (Hoek, 2007).	47 -
Figura 27: Valores de A para diferentes rácios de $\frac{\sigma_c}{\sigma_1}$ (Hoek et al., 1993)	49 -
Figura 28: Valores de B para diferentes ângulos entre a superfície do <i>stope</i> e as descontinuidades críticas (Hoek et al., 1993).	50 -
Figura 29: Fator de ajustamento gravítico, C, para modelos de queda gravítica (Potvin et al., 1989).	50 -
Figura 30: Fator de ajustamento gravítico para deslizamentos (Potvin et al., 1989).	51 -
Figura 31: Gráfico de estabilidade identificando zonas de terreno estável, estável com suporte, transição para instável e instável (adaptado de Potvin et al., 1988).	52 -
Figura 32: Densidade de cabos por m ² com base nos estudos Potvin et al. (1988).	53 -
Figura 33: Comprimento dos cabos para L=1.5xS com base no estudo de Potvin et al. (1988).	53 -
Figura 34: Orientações para espaçamento e densidade de cabos (Potvin et al., 1988).	53 -
Figura 35: Vista aérea do couto mineiro, na zona do jazigo de Feitais, Mina de Aljustrel (http://www.google.com/earth).	55 -
Figura 36: Localização do concelho de Aljustrel (adaptado de Google Maps e site autárquico de Aljustrel). ...	56 -
Figura 37: FPI e ocorrências mineiras (adaptado de Candeias, 2008).	57 -

Figura 38: Regiões com potencial mineiro do sul de Portugal e FPI (fonte: www.lneg.pt)	58 -
Figura 39: Geologia de Aljustrel e localização das massas mineralizadas de São João, Moinho, Estação, Algares e Feitais (adaptado de documentação interna, ALMINA – Minas do Alentejo, SA.)	59 -
Figura 40: Zonamento e estratigrafia da mineralização do jazigo de Feitais (<i>orebody</i>). Fonte: Documento interno, ALMINA – Minas do Alentejo, SA.....	62 -
Figura 41: Zonamento de Feitais e massa mineralizada, Fonte: Documento interno, ALMINA – Minas do Alentejo, SA.	63 -
Figura 42: <i>Stockwork</i> (esq.) e Sulfuretos maciços cupríferos (dir.). (Fonte:documentação interna ALMINA- Minas do Alentejo,SA.)	65 -
Figura 43: Escavação de acesso a muro.....	66 -
Figura 44: Drift de produção.....	67 -
Figura 45: Abatimentos laterais.....	67 -
Figura 46: Desmonte em bancada do nível superior para o inferior.	68 -
Figura 47: Enchimento da cavidade.....	68 -
Figura 48: Representação e análise de descontinuidades (adaptado de Gonzalez de Vallejo et al., 2002).	73 -
Figura 49: Exemplo do cálculo da resistência a partir do martelo de Schmidt, segundo o Ábaco de Miller (adaptado de Gonzalez de Vallejo et al., 2002).	74 -
Figura 50: Ensaio ressalto de Schmidt (“Schmidt rebound”) no maciço em estudo.	75 -
Figura 51: Valores de resistência á compressão nas galerias acima do pilar soleira a muro da mineralização, entre os níveis 310 e 350.	75 -
Figura 52: Valores de resistência á compressão nas galerias abaixo do pilar soleira a muro da mineralização, entre os níveis 390 e 450.	75 -
Figura 53: Valores de resistência á compressão nas galerias acima do pilar soleira no corpo de mineralização, entre os níveis 270 e 370.	76 -
Figura 54: Valores de resistência à compressão nas galerias abaixo do pilar soleira no corpo de mineralização, entre os níveis 410 e 470.	76 -
Figura 55: Valores de resistência à compressão média por tipo litológico em Feitais.	77 -
Figura 56: Valores de R.Q.D. acima do pilar soleira a muro da mineralização, entre os níveis 310 e 350.	78 -
Figura 57: Valores de R.Q.D. abaixo do pilar soleira a muro da mineralização, entre os níveis 390 e 450.	78 -
Figura 58: Valores de R.Q.D. acima do pilar soleira no corpo de mineralização, entre os níveis 270 e 370.	79 -
Figura 59: Valores de R.Q.D. abaixo do pilar soleira no corpo de mineralização, entre os níveis 410 e 470.	79 -
Figura 60: Gráfico do estado de tensões “in situ” efetuado em Feitais e equações de tendência.	81 -
Figura 61:Gráfico de variação em profundidade da classificação Q-System (Barton et al., 1974) na zona situada a muro da mineralização.	83 -
Figura 62: Gráfico de variação em profundidade da classificação RMR, Bieniawski (1989), na zona situada a muro da mineralização.....	84 -
Figura 63: Gráficos do comparativo das descrições qualitativas do tipo de terreno face às classificações geomecânicas Q-System e RMR a muro da mineralização.....	84 -
Figura 64: Gráfico de variação em profundidade da classificação Q-System (Barton et al., 1974) na zona situada a muro da mineralização.	87 -
Figura 65: Gráfico de variação em profundidade da classificação RMR, Bieniawski 1989, no corpo da mineralização.....	88 -
Figura 66: Gráficos do comparativo das denominações do tipo de terreno face às classificações geomecânicas Q-System e RMR no corpo da mineralização.	88 -
Figura 67: Gráficos da variação das classificações geomecânicas utilizadas por zonamento em ordem ao desenvolvimento horizontal de Feitais, no painel superior.....	93 -
Figura 68: Gráficos da variação das classificações geomecânicas por zonamento em ordem ao desenvolvimento horizontal de Feitais, no painel inferior.....	93 -
Figura 69: Ilustrações esquemáticas da designação do tipo de terreno pelas classificações geomecânicas utilizadas face ao pilar soleira por divisão.	94 -
Figura 70: Correlação dos resultados de RMR e Q-System para o estudo do jazigo e equação de correlação.	95 -
Figura 71: Variação do número de estabilidade de coroa e hasteais com o aumento da profundidade no corpo mineralizado.	98 -
Figura 72: Gráfico de estabilidade dos desmontes em estudo.....	100 -
Figura 73: Curvas escolhidas para determinação do raio hidráulico pelo método do gráfico de estabilidade.	102 -
-	-
Figura 74: Esquematisação em planta das larguras de bancada, em sistema individual e trifurcação previamente planeadas.....	103 -
Figura 75: Esquematisação em planta das larguras de bancada, em sistema individual e trifurcação calculadas.	103 -

Índice de tabelas

Tabela 1: Fatores principais condicionantes da seleção do método de desmonte.	- 16 -
Tabela 2: Métodos de exploração mineira subterrâneos (Brady & Brown 2004).	- 16 -
Tabela 3: Graus de alteração propostos pela ISRM (1981) e GSE (1995).	- 20 -
Tabela 4: Terminologia para caracterizar os maciços em função do espaçamento das descontinuidades, ISRM (1978, 1981).	- 21 -
Tabela 5: Classificação do maciço segundo o índice RQD, adaptado de Deere et al. (1967).	- 24 -
Tabela 6: Classificação do maciço com base na resistência à compressão simples (adaptado de ISRM, 1978, 1981).	- 28 -
Tabela 7: Recomendações de escavação e suporte com base nas classes do sistema RMR (adaptado de Bieniawski 1989).	- 31 -
Tabela 8: Classes de maciços rochosos e valores de parâmetros de resistência (adaptada de Bieniawski, 1989). ...	33 -
Tabela 9: Valores de ESR (Barton et al., 1974), adaptado de Hoek (2007).	- 37 -
Tabela 10: Estimativa do comprimento de pregagens e ancoragens (Barton et al., 1974, 1980); adaptado de Hoek (2007).	- 37 -
Tabela 11: Expressões para a estimativa de pressões no suporte definitivo (Barton et al., 1974, 1980).	- 37 -
Tabela 12: Determinação dos valores de Q_w (Barton et al., 1974, 1980).	- 38 -
Tabela 13: Classes do maciço rochoso determinado a partir do GSI (Hoek, 2007).	- 41 -
Tabela 14 - tipologia de galerias por zona em Feitais.	- 66 -
Tabela 15: Localização das galerias, nos zonamentos distintos do jazigo e com referência ao pilar soleira	- 71 -
Tabela 16: Litologias remetentes ao jazigo de Feitais nas galerias alvo de levantamentos geológico-geotécnicos. -	72 -
Tabela 17: Graus de alteração e fraturação acima e abaixo do pilar soleira a muro da mineralização.	- 79 -
Tabela 18: Graus de alteração e fraturação acima e abaixo do pilar soleira a muro da mineralização.	- 80 -
Tabela 19: R.Q.D., fraturação e alteração a teto da mineralização.	- 80 -
Tabela 20: Resultados finais do estudo do estado de tensões verticais e horizontais do jazigo de Feitais, entre os níveis 230 e 330.	- 80 -
Tabela 21: Valores do estado de tensão de todos os níveis em estudo do jazigo de Feitais.	- 81 -
Tabela 22: Classificações geomecânicas em galerias a muro da mineralização.	- 83 -
Tabela 23: Classificações geomecânicas em galerias a muro da mineralização.	- 85 -
Tabela 24: Propostas de sustimento a aplicar (pregagens e betão projetado) em galerias a muro da mineralização, com base no ábaco das categorias de suporte a aplicar.	- 85 -
Tabela 25: Classificações geomecânicas em galerias na massa mineralizada.	- 87 -
Tabela 26: Síntese de alguns parâmetros geomecânicos em galerias situadas no corpo da mineralização.	- 89 -
Tabela 27: Propostas de sustimento a aplicar (pregagens e betão projetado) em galerias situadas no corpo da mineralização, com base no ábaco das categorias de suporte a aplicar.	- 90 -
Tabela 28: Classificações geomecânicas na galeria a teto da mineralização.	- 91 -
Tabela 29: Síntese de alguns parâmetros geomecânicos na galeria de prospeção situada a teto da mineralização.	- 91 -
Tabela 30: Propostas de sustimento a aplicar (pregagens e betão projetado) em galerias a teto da mineralização, com base no ábaco das categorias de suporte a aplicar.	- 92 -
Tabela 31: Média das classificações atribuídas por zona face ao painel superior do pilar soleira.	- 92 -
Tabela 32: Média das classificações atribuídas por zona face ao painel inferior do pilar soleira.	- 93 -
Tabela 33: Fatores exclusivos e comuns às classificações Q-System e RMR.	- 95 -
Tabela 34: Número de estabilidade dos locais alvo de levantamento geológico-geotécnico na massa mineralizada.	- 98 -
Tabela 35: Raios hidráulicos de coroa e hasteais.	- 99 -
Tabela 36: Proposta de reforço por cabos a aplicar na face superior das cavidades em estudo, baseado no estudo de Potvin et al. (1988).	- 101 -
Tabela 37: Dimensões de largura das bancadas calculadas pelo método do gráfico de estabilidade.	- 101 -
Tabela 38 - Rácios de estabilidade e dimensionamento dos desmontes em estudo.	- 102 -

Anexos (Documentais e digitais – CD-Rom)

- I. Tabelas RMR e Q-System
- II. Ficha de campo: Descontinuidades (CD-ROM)
- III. Ficha de campo: Alteração, fraturação e R.Q.D.
- IV. Ficha de campo: Martelo de Schmidt
- V. Classificações geomecânicas
- VI. Estabilidade de bancadas e desmontes
- VII. Determinação de raios hidráulicos pelo número de estabilidade: dimensionamento de largura

Lista de abreviaturas

ISRM – *International Society for Rock Mechanics*

RMR – *Rock Mass Rating*

MRMR – *Mining Rock Mass Rating*

GSI – *Geological Strength Index*

R.Q.D. – *Rock Quality Designation*

ESR – *Excavation Support Ratio*

LNEC – Laboratório Nacional de Engenharia Civil

IST – Instituto Superior Técnico

SFJ – Ensaio de macacos planos

STT – Ensaio de sobre-carotagem

GSE – Geological Society Engineering Group

Simbologia

Jv – índice volumétrico

Pv – Pressão nos suportes

Qw – Fator de parede

Em – Módulo de deformabilidade

De – Diâmetro equivalente da escavação

L – Vão livre; comprimentos

Y – Peso volúmico

λ – Frequência de fraturação

R – Ressalto/"Rebound" de Schmidt

Jn – Peso remetente ao número de famílias de descontinuidades

Ja – Peso remetente ao estado de alteração das superfícies de descontinuidade

Li – Comprimento de tarolos de sondagem ≥ 10 cm

Jr – Peso remetente à descrição da rugosidade das superfícies de descontinuidade

Jw – Peso remetente às condições hidrogeológicas do maciço rochoso

σ_v – Tensão vertical

σ_h – Tensão horizontal

σ_c – Resistência à compressão uniaxial da rocha

FW – *Footwall*, zona situada a muro da mineralização

OB – *Orebody*, mineralização, jazigo ou zona de produção

HW – *Hanging-wall*, zona situada a teto da mineralização

N' – Número de estabilidade

HR – Raio hidráulico

ν – Coeficiente de Poisson

c – Coesão

ϕ – Ângulo de atrito

W – Grau de alteração

F – Estado de fraturação

D – Fator do grau de perturbação do maciço pela escavação

A – Área

Fc – Fator corretivo da resistência da rocha

P – Perímetro

S – Classe de resistência à compressão da rocha

Mb – Constante de Hoek and Brown

Ht – Altura da carga

α – Quadrante da inclinação

β – Inclinação das descontinuidades

δ – Direção do plano

Introdução

1. Introdução

1.1. Enquadramento

A presente tese insere-se na Unidade Curricular “Dissertação/Estágio/Projeto” (no presente caso é formato Projeto) do 2º ano do curso de Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente do Departamento de Engenharia Geotécnica (DEG) do Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP).

O trabalho foi desenvolvido em três fases complementares, sendo a primeira definida pela recolha bibliográfica da temática em estudo, incidindo nos aspetos técnicos e históricos. A segunda fase consistiu no trabalho de campo subterrâneo, abrangendo a recolha e registo dos dados geológico-geotécnicos em interesse para a concretização dos objetivos. Na última fase, trabalho de gabinete, efetuou-se a avaliação, o processamento, a interpretação, a análise e a síntese conclusiva dos resultados.

Os trabalhos de campo foram realizados no âmbito de um estágio profissional desenvolvido na empresa ALMINA – Minas do Alentejo S.A., e tiveram lugar na Mina de Aljustrel, jazigo de Feitais e desenvolvidos em colaboração com o departamento de Mecânica de Rochas da empresa ALMINA, com prestação técnica fundamental no trabalho de campo, processamento de resultados e recolha bibliográfica das Engenheiras Ana Raquel Martinho e Silvana Fernandes em conjunto com Francisco Pereira, profissional e técnico laboratorial de Geotecnia e Mecânica das Rochas, sob coordenação técnico-científica do Professor Doutor Agostinho Mendonça (ISEP).

A presente pretende abordar os aspetos geomecânicos essenciais a uma análise estrutural de estabilidade de galerias e cavidades, provenientes do método de desmonte aplicado, o *bench and fill*. O estudo teve como base, a cartografia geológico-geotécnica do maciço rochoso das diferentes zonas do jazigo, abordando alguns aspetos propostos pela ISRM (1981), entre outros, essenciais à aplicação das classificações geomecânicas mineiras de Barton et al. (1974, 1977, 1980) e de Bieniawski (1973, 1976, 1979, 1984, 1989, 1993), posteriormente com a aplicação do número de estabilidade desenvolvido por Mathews et al. (1980) com posterioridade dos estudos em minas Canadianas por Potvin et al. (1988), estando este processo associado aos estudos no corpo da mineralização. Com esta metodologia de base são propostas técnicas de suporte a aplicar nas diferentes fases da exploração, assim como parâmetros geomecânicos subsequentes, com importância às operações presentes no ciclo de trabalho aplicados a esta obra subterrânea e à sua estabilidade.

1.2. Objetivos

A presente tem como objetivo geral o estudo de parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos essenciais a um estudo de suporte e estabilidade de galerias e cavidades mineiras, estas últimas geradas pelo desmonte em bancada em explorações subterrâneas do tipo *bench and fill*, com contributo para um modelo geomecânico de estabilidade do jazigo de Feitais, Mina de Aljustrel. Tomando por base o planeamento geral de uma exploração mineira na Figura 1 é apresentado um enquadramento da dissertação. Para a realização deste estudo, recorreu-se a levantamentos geológico-geotécnicos em algumas galerias do jazigo situadas a muro, teto e corpo da mineralização. O trabalho divide-se em várias fases com os seguintes objetivos complementares:

- Cartografia geológico-geotécnica em algumas galerias situadas a muro, teto e corpo da mineralização no jazigo (zonamento do jazigo);
- Ensaios de resistência à compressão com martelo de *Schmidt*, para estimativa da resistência do material rocha nas diferentes litologias e zonamentos;
- Atribuição das classificações geomecânicas *Q-System* e RMR estabelecendo uma correlação da última com o GSI, com uniformização de uma descrição qualitativa do terreno presente face ao zonamento e ao pilar soleira;
- Quantificação de alguns parâmetros geomecânicos do maciço rochoso presente nas diferentes zonas, vão livre máximo, módulo de deformabilidade, carga nos suportes, tensões principais, coesão e ângulo de atrito.
- Propostas de sustimento a atribuir a cada galeria em estudo com base no ábaco de classes de suporte propostos pela classificação *Q-System*;
- Definição e descrição da estabilidade de cavidades, definida pelo número de estabilidade e raio hidráulico dos desmontes projetados (*stope*);
- Proposta de suporte a aplicar por cabos nas cavidades (*stope*);
- Dimensionamento de larguras máximas admissíveis das bancadas face ao desenvolvimento do jazigo em profundidade com proposta de uma medida *standard*, baseada no estudo geotécnico mineiro da massa mineralizada.

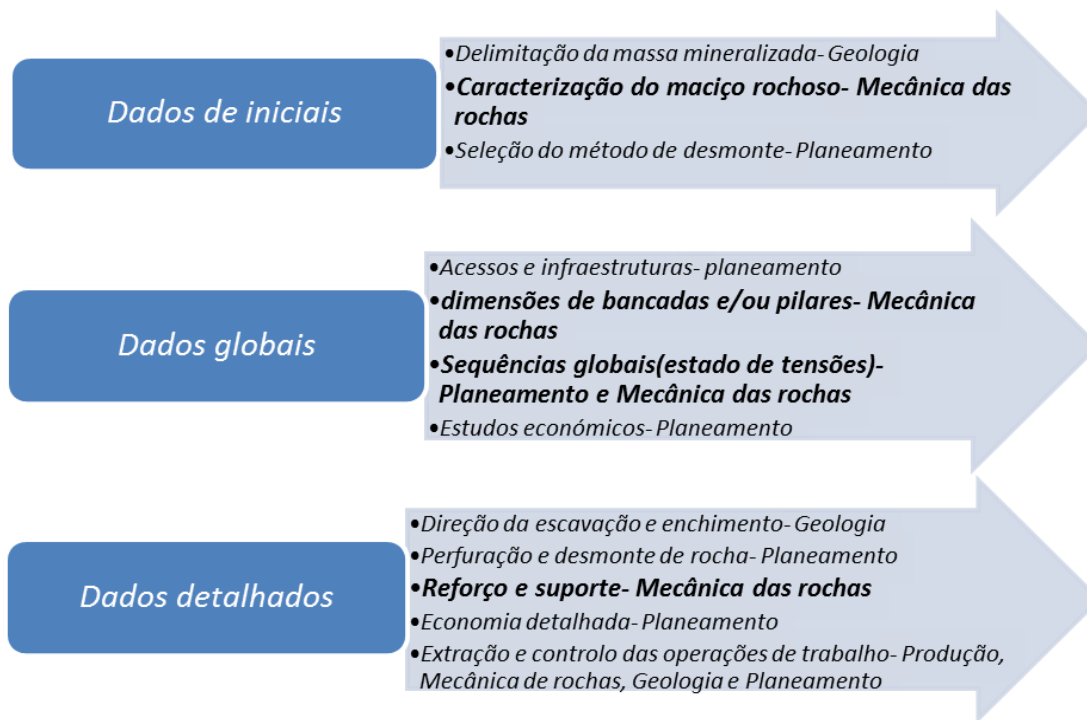


Figura 1: Enquadramento da dissertação na sequência de operações no planeamento de uma exploração mineira (adaptado de Villaescusa 1998).

Estado da arte: estudos geomecânicos em explorações mineiras subterrâneas

2. Estudos geomecânicos em explorações mineiras subterrâneas

2.1. Métodos de exploração mineira subterrânea

Brady & Brown (2004), definem método de lavra subterrânea como uma sequência de operações de produção executadas em torno da massa mineral do jazigo. As operações de extração (Figura 2), e transporte de minério são comuns a todos os métodos de lavra, enquanto outras são específicas para um determinado tipo.



Figura 2: Ciclo de operações subterrâneas (adaptado de Rock excavation handbook).

As diferenças entre os métodos variam nas operações unitárias, estas são resultado dos diferentes aspetos geométricos, geomecânicos e geológicos do jazigo e do maciço encaixante, tornando a sua seleção dependente de inúmeros critérios de origem técnico-económica, englobados pelos elementos descritos na Tabela 1 (pormenores, por exemplo, em Brady & Brown, 2004; Galiza et al., 2011a,b). Estando outras questões de nível de engenharia e sociais envolvidas na discussão e escolha do método.

Tabela 1: Fatores principais condicionantes da seleção do método de desmonte.

Seleção do método de lavra	
Fatores do jazigo	Fatores técnico-económicos
<ul style="list-style-type: none"> • Configuração geométrica do jazigo • Distribuição e orientação • Dimensões • Teores e variações temporais • Geomecânica 	<ul style="list-style-type: none"> • Recuperação e diluição consideradas • Taxa de desenvolvimento e produção requeridas • Custos • Valor económico do minério e previsão da variação • Impactos ambientais

Nas últimas décadas, o desenvolvimento da engenharia de minas e, em particular, dos estudos de mecânica das rochas e de engenharia de maciços rochosos (“rock engineering”) tem permitido avanços significativos nas técnicas de caracterização e de análise que possibilitam a decisão preliminar sobre a escolha do método de lavra (e.g., Terzaghi, 1946; Hoek & Brown, 1980; Brown, 1981; Wittke, 1990; Palmström, 1995; Brady & Brown, 2004; Hoek, 2007; Palmström & Stille, 2010;). Brady & Brown (2004) sugerem três grandes grupos de métodos de extração (Tabela 2):

- Suporte natural;
- Suporte artificial;
- Sem suporte.

Tabela 2: Métodos de exploração mineira subterrâneos (Brady & Brown 2004).

Métodos de exploração mineira subterrâneos		
Suporte natural	Suporte artificial	Sem suporte
<ul style="list-style-type: none"> • <i>Room and pillar</i> • <i>Sublevel and longhole open stoping</i> 	<ul style="list-style-type: none"> • <i>Bench and fill</i> • <i>Cut and fill</i> • <i>Shrink stoping</i> • <i>VCR stoping</i> 	<ul style="list-style-type: none"> • <i>Longwall mining</i> • <i>Sublevel caving</i> • <i>Block caving</i>

2.2. Método *bench and fill stoping*

A presente dissertação é dirigida ao método de bancada e enchimento (*bench and fill*), destacando a importância da aplicação da mecânica de rochas no suporte artificial das galerias de desenvolvimento e dimensionamento de bancadas a fim de garantir estabilidade.

O *bench and fill* é um método de lavra desenvolvido em 1990 como alternativa mais produtiva ao corte e enchimento (*cut and fill*) adotado em terrenos onde as condições geotécnicas permitem a sua aplicação procedendo-se ao processo de desmonte em bancada no corpo da mineralização, entre diferentes níveis (Figura 3). O processo de criação de bancada inicia-se com a abertura de uma *slot* entre os horizontes laterais no final do corpo mineralizado, com sentido descendente do nível

superior para o inferior, criando a primeira frente livre, ficando este vazio em expansão pelo desmonte sequencial de fiadas, criando aqui a bancada de exploração, ocorrendo processo de remoção no nível inferior (Villaescusa, 1996). Seguido da remoção, o espaço ou cavidade criada pelo desmonte em bancada é preenchido com material de enchimento, podendo este ser constituído por uma matéria-prima ou uma combinação de várias (Villaescusa & Kuganathan, 1998).

A fim de controlar a estabilidade da exploração e, reduzindo a diluição do minério, são considerados galerias com um raio hidráulico máximo estável definidos de acordo com o método do gráfico de estabilidade. Uma vez terminada a exploração em bancada inicia-se um ciclo de enchimento de toda a cavidade criada. As entradas para as galerias são através das rampas localizadas na área estéril (muro ou teto) a uma distância média do corpo mineralizado (*orebody*), que permitem os acessos a este, e assim, dar início ao desmonte em bancada.

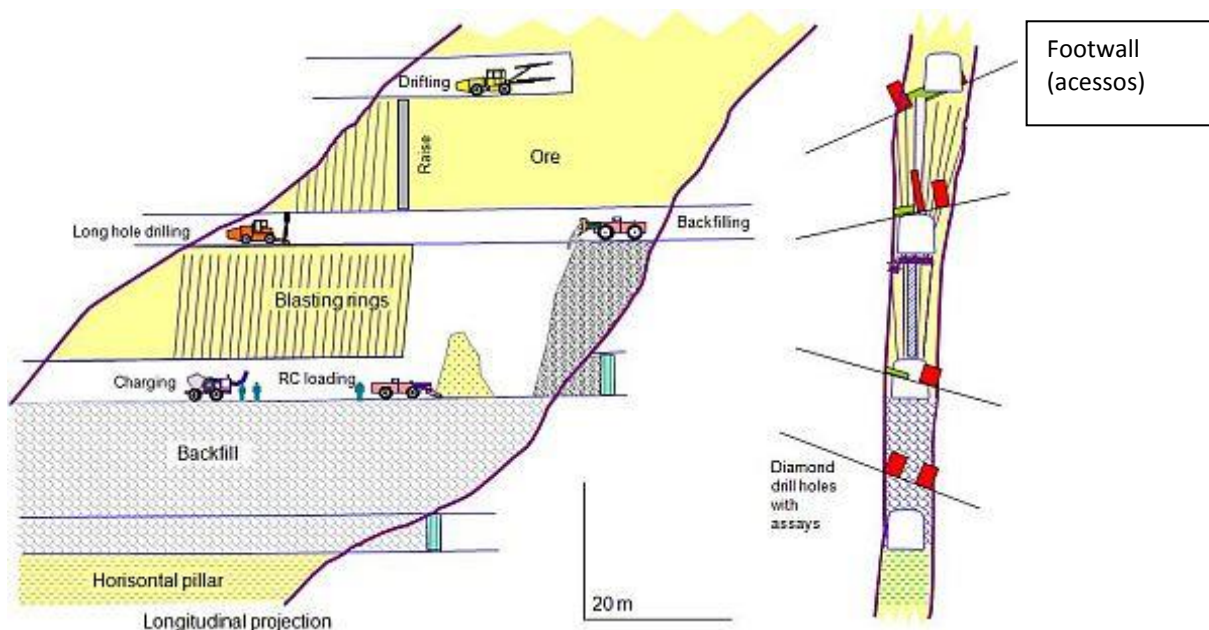


Figura 3: Método de exploração por subníveis com desmonte em bancada e posterior enchimento (adaptado de Villaescusa 1991)

2.2.1. Enchimento

Segundo Liu *et al.* (1999) o processo de enchimento engloba todo o material, normalmente de origem residual, colocado nas grandes cavidades subterrâneas, já exploradas. Esta variedade de materiais incluem diretamente rocha sem valor económico proveniente da exploração ou outros rejeitados do processo de transformação, assim como combinação destas com misturas e outros aditivos, como caldas compostas por água e cimento.

Os principais objetivos do enchimento incidem no âmbito da estabilidade do maciço rochoso, redução os efeitos de subsidência na superfície, e redução dos impactes ambientais aproveitando o material rejeitado e reduzindo assim as conseqüências ambientais associados à formação de grandes escombrelas ou barragens de rejeitados. O enchimento é também aplicado a fim de evitar incêndios e explosões, e melhorar as condições de ventilação, entre outros fatores económicos (Manoon Masniyom, 2009).

Segundo Grice (1998), existem três tradicionais categorias de enchimento mineiro: *Rock backfill*, *Hydraulic backfill*, e *Paste backfill*.

Rock backfill, é a tecnologia que utiliza a matéria prima sólida proveniente diretamente da exploração, posteriormente compactada por gravidade ou meios mecânicos formando o corpo do enchimento. Esta matéria prima é previamente processada por fragmentação e separação por calibres, podendo o enchimento ser composto apenas pelo agregado como por mistura de agregado, água e cimento.

Segundo Cooke et al. (2007), o enchimento hidráulico (*hydraulic backfill*) é a tecnologia que utiliza a bombagem de água em regime turbulento, como meio de transporte do material de enchimento, este comporta geralmente a combinação de rejeitos metalúrgicos, areia e um ligante, resultando daqui um material com elevada permeabilidade, tornando por vezes necessária a instalação de drenos para ocorrer a consolidação. Em alguns casos o cimento é adicionado como ligante com objectivo de aumentar a resistência do enchimento.

O enchimento em pasta (*paste backfill*) é um material que possui uma estrutura uniforme e de baixa permeabilidade em textura de pasta, constituída por uma mistura composta por uma alta densidade de sólidos e cerca de 15% de material fino, água e cimento.

2.3. Caracterização geológico-geotécnica

Os trabalhos de campo nas faces expostas do maciço permitem obter informação para avaliar o comportamento geotécnico dos maciços rochosos, planificar as fases de investigação seguintes e interpretar os resultados que se obtenham das mesmas. A descrição deve incluir todos os aspetos e parâmetros que possam ser observados, deduzidos e medidos nas superfícies expostas do maciço.

Assim, a metodologia a seguir para uma correta descrição do maciço rochoso pode resumir-se nas seguintes etapas:

- Descrição das características geológicas e geomecânicas;
- Divisão em zonas geotécnicas e descrição geral de cada zona;
- Descrição geológico-geotécnica pormenorizada de cada zona: i) Material-rocha; ii) Descontinuidades; iii) Descrição dos parâmetros geotécnicos do maciço rochoso.

O estudo geral do maciço deverá incluir a identificação, a descrição das condições gerais das superfícies expostas do maciço e a caracterização dos vários aspetos geológico-geotécnicos, i.e., o tipo de litologias e do material-rocha, o estado de alteração, o estudo das descontinuidades, tensões e as condições hidrogeológicas (Gonzalez de Vallejo et al., 2002).

A divisão em zonas geotécnicas mais ou menos homogéneas realiza-se a partir de critérios essencialmente litológicos, geológico-estruturais e geotécnicos (especialmente os parâmetros: grau de alteração, grau de fraturação e resistência). A descrição de cada zona deve ser o mais objetiva e

clara possível, recorrendo-se, normalmente, a uma terminologia recomendada (e.g., *International Society for Rock Mechanics* (ISRM, 1978, 1981, 2007); *Geological Society Engineering Group Working Party Report* (GSE, 1995); *Committee on Fracture Characterization and Fluid Flow* (CFCCF, 1996) e devendo ser efetuada uma caracterização de forma qualitativa e, sempre que possível, quantitativa. Por outro lado, dá-se uma atenção particular e pormenorizada ao estudo das famílias e das características geológico-estruturais das descontinuidades ocorrentes.

Para a caracterização global do maciço rochoso a partir dos dados obtidos no estudo dos afloramentos, juntamente com a descrição dos seus componentes, da matriz-rochosa e das descontinuidades, devem ser considerados outros aspetos representativos do conjunto, tais como:

- Número e orientação das famílias de descontinuidades;
- Tamanho de blocos e intensidade da fraturação;
- Grau de alteração.

O comportamento mecânico do maciço rochoso e os seus mecanismos de rotura estão condicionados, em grande parte, pelo número de famílias de descontinuidades. A intensidade do grau de fraturação e o tamanho dos blocos da matriz rochosa são dados pelo número de famílias de descontinuidades e pelo espaçamento de cada família. Cada uma das famílias fica caracterizada pela sua orientação no espaço, pelas suas propriedades e características mecânicas dos planos estruturais. A orientação média de uma família avalia-se, mediante técnicas de projeção estereográfica ou de diagramas de rosetas, a partir de dados das medições de campo para cada descontinuidade. Atualmente existem programas informáticos para realizar este tipo de trabalho de uma forma expedita e rigorosa, como *Dips version 5.1 da Rocscience*.

2.3.1. Grau de alteração

A alteração de uma rocha consiste na sua desagregação e decomposição levadas a cabo por agentes físicos e químicos naturais, que transformam essa rocha noutro produto natural, agora em equilíbrio físico-químico com o meio ambiente (Aires-Barros, 1991).

A determinação do estado de alteração de um maciço rochoso ou do material-rocha, é um fator importante a considerar. Este aspeto pode ser determinado de uma maneira quantitativa, recorrendo a medição de parâmetros como a resistência da rocha, a velocidade de propagação de ultrassons (e.g., ensaios geofísicos de refração sísmica) ou outros. A ISRM (1978, 1981) propôs que os graus de alteração a considerar fossem constituídos por 5 termos, como se pode observar na Tabela 3.

Tabela 3: Graus de alteração propostos pela ISRM (1981) e GSE (1995).

Sã ou não alterada	W_1	W_{1-2}	Não se observam sinais de alteração na matriz rochosa	- Sã e compacta - Descontinuidades fechadas - Permeabilidade é praticamente nula.
Ligeiramente alterada	W_2		Mudanças na cor original da matriz rochosa (descoloração)	
Moderadamente alterada	W_3	W_3	Menos de metade do material está decomposto e/ou desagregado num solo, mantendo-se a petrofábrica original	- Maciço mais ou menos são - Intersectado por descontinuidades abertas.
Muito alterada	W_4	W_{4-5}	Mais de metade do material rochoso está decomposto e/ou desagregado num solo; a rocha é muito friável	- Zona alterada a muito alterada ou mesmo decomposta
Completamente alterada	W_5		Todo o material rochoso está muito decomposto e/ou desagregado num solo residual	- Permeabilidade do tipo intersticial. - Pode coexistir uma circulação fissural.

2.3.2. Estado de fraturação

O grau de fraturação é a distância média entre descontinuidades sucessivas, medida, por exemplo, segundo a intersecção com uma linha de amostragem (*scanline*). Este conceito não pressupõe, tal como refere a ISRM (1981), uma estimativa do espaçamento entre descontinuidades da mesma família, mas em relação ao espaçamento entre todas descontinuidades cartografadas, se possível segundo uma linha de amostragem, no maciço. Sempre que possível dever-se-á estimar o grau de fraturação global (independentemente das famílias consideradas) e, se possível, o espaçamento entre cada família (ISRM, 1981). Denomina-se espaçamento, ao afastamento médio entre descontinuidades, medido segundo a normal aos seus planos. Para cada família, o espaçamento entre as descontinuidades será calculado por subtração das distâncias à origem da fita graduada. A frequência média das descontinuidades designa-se como a média do número de descontinuidades cartografadas por unidade de comprimento ao longo de uma linha de amostragem, sendo por esta razão recíproca da média do espaçamento (pormenores, por exemplo, em: Priest, 1993; Dinis da Gama, 1995; Chaminé et al., 2001, 2013, 2015).

A ISRM (1978, 1981) propõe que seja utilizada uma terminologia para caracterizar os maciços em função do espaçamento das descontinuidades, tal como se pode ver na Tabela 4.

Tabela 4: Terminologia para caracterizar os maciços em função do espaçamento das descontinuidades, ISRM (1978, 1981).

Símbolos	Intervalo entre fraturas (cm)	Designação
F_1	>200	Muito afastadas
F_2	60-200	Afastadas
F_3	20-60	Medianamente afastadas
F_4	6-20	Próximas
F_5	<6	Muito próximas

2.3.3. Atitude geológica das descontinuidades

A atitude geológica de uma descontinuidade é definida através da direção e da inclinação, sendo a direção o ângulo que uma linha horizontal do plano define com o Norte magnético, por outro lado, a inclinação é o ângulo que a reta de maior declive do plano (perpendicular a direção) define com o plano horizontal (Figura 4).

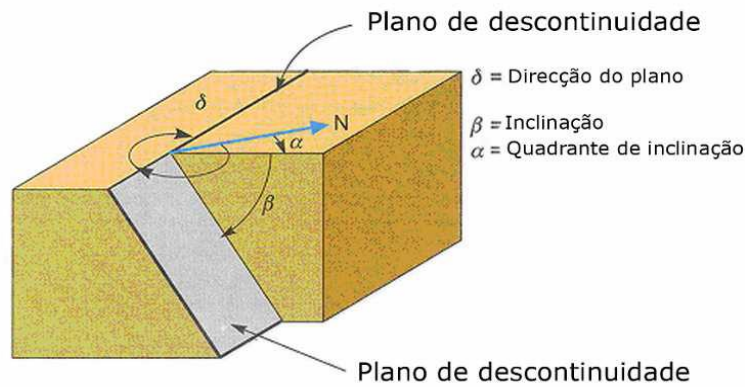


Figura 4: Atitude geológica de uma descontinuidade (adaptado de Gonzalez de Vallejo et al., 2002).

Outra medição pode ser feita através da definição pelo pendor ou mergulho da linha de maior declive (*dip*) do respetivo plano que a contém (Figura 5), através do ângulo medido no sentido descendente a partir da horizontal (γ), e pelo azimute da direção dessa mesma linha (*dip direction*), sendo medido este ângulo a partir do Norte no sentido dos ponteiros do relógio (α). A medição da atitude das descontinuidades é efetuada com uma bússola dotada de um clinómetro (“bússola de geólogo” – Figuras 5 e 7).

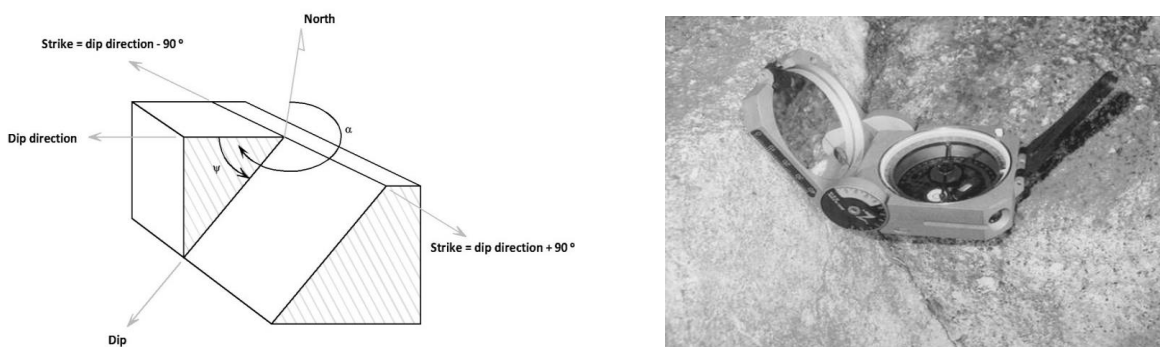


Figura 5: Avaliação da atitude geológica de uma descontinuidade e bússola de medição (documento interno ALMINA-Minas do Alentejo, SA.).

No estudo de um maciço rochoso é aconselhável medir um número suficiente de descontinuidades para definir cada família. O número de medidas dependerá da dimensão da zona estudada, da aleatoriedade das orientações dos planos e dos detalhes em análise adequados ao caso em estudo. Se as orientações são relativamente constantes poder-se-á reduzir o número de medidas. Assim, considera-se família de descontinuidades como o conjunto de todas as descontinuidades que apresentam idêntica orientação (Rocha, 1981). Após a medição das orientações das descontinuidades no terreno pode ser efetuado o tratamento estatístico dos dados através de diagramas geológico-estruturais (e.g., ISRM, 1978; Hudson & Priest, 1983; Priest, 1993; Lisle & Leyshon, 2004; Chaminé et al., 2001, 2013, 2015).

2.3.4. Características mecânicas das descontinuidades

As famílias de descontinuidades podem ser representadas graficamente mediante a construção de bloco-diagramas, permitindo assim a visualização espacial da sua orientação relativa e do tamanho e forma dos blocos de matriz rochosa (Figura 6).

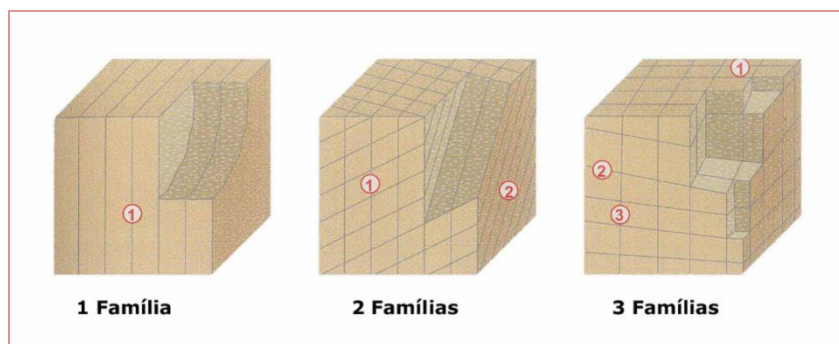


Figura 6: Representação do número de famílias mediante bloco-diagramas (adaptado de Gonzalez de Valejo et al., 2002).

O tamanho do bloco unitário é, em muitos aspetos da geotecnia, um dos parâmetros mais críticos a determinar para os maciços rochosos. No entanto, em vários casos, torna-se um parâmetro difícil de quantificar, sendo por vezes impossível a sua determinação e por conseguinte, feita por métodos expeditos. Como consequência, a estimativa do bloco unitário é tipicamente realizada e incorporada nas classificações dos maciços rochosos. Concetualmente, a determinação deste parâmetro pode-se considerar como produto de três parâmetros geológico-geotécnicos simples (ISRM, 1978; Rocha, 1981): a orientação dos sistemas de descontinuidades, o espaçamento real (espaçamento perpendicular entre descontinuidades de uma mesma família) e a persistência.

Na descrição das características das descontinuidades num maciço rochoso inclui-se os seguintes parâmetros geológico-geotécnicos (ISRM, 1978, 1981; Dinis da Gama, 1995; Brady & Brown, 2004; Chaminé et al., 2015):

- Atitude geológica (direção/inclinação);
- Espaçamento;
- Continuidade ou persistência;
- Rugosidade;
- Resistência da parede das descontinuidades;
- Abertura;
- Enchimento;
- Grau de alteração;
- Percolação;
- Curvatura.

Alguns destes parâmetros, como a rugosidade, a abertura e o enchimento (ver Figura 7), determinam o comportamento mecânico e a resistência dos planos de descontinuidade, a descrição e medições destes parâmetros são realizados, em regra, no campo.

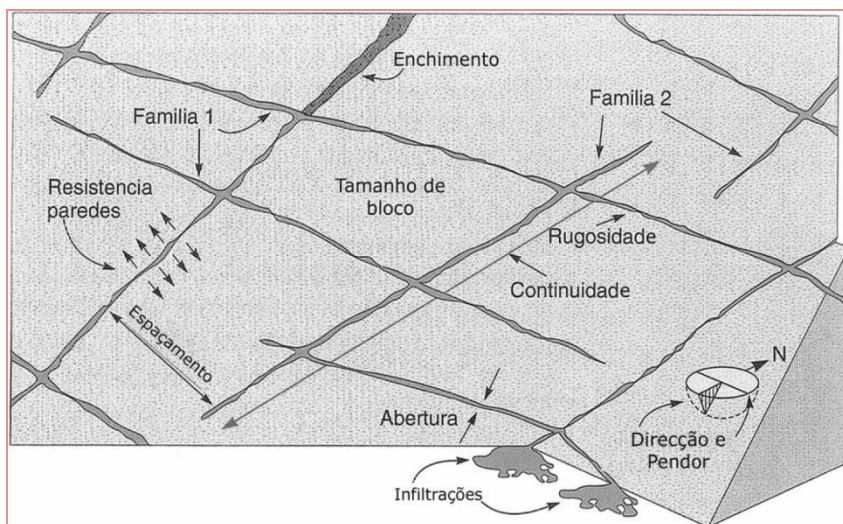


Figura 7: Representação esquemática das propriedades geológico-geotécnicas das descontinuidades (adaptado de Hudson & Harrison 2000).

Os trabalhos de campo são suportados por um conjunto de equipamentos simples que auxiliam as medições necessárias aos levantamentos geotécnicos e geomecânicos (Figura 8).



Figura 8: Equipamento de campo básico para o levantamento pela técnica de amostragem linear aplicada a estudos geotécnicos e geomecânicos (adaptado de Gonzalez de Vallejo *et al.*, 2002).

2.3.5. Determinação de R.Q.D.

O índice R.Q.D. – “Rock Quality Designation” (Índice de Qualidade da Rocha), introduzido por Deere (1963), Deere et al. (1967), Deere & Deere (1988), permite quantificar as fraturas e o grau das descontinuidades, traduzindo desta forma, a qualidade do maciço rochoso através de um método de avaliação simples dos testemunhos das sondagens.

O índice R.Q.D., calculado a partir de testemunhos de sondagem, é o quociente entre o somatório do comprimento dos fragmentos de testemunho com comprimento igual ou maior a 10 cm, com o comprimento total do testemunho de uma sondagem. As amostras não recuperadas, fragmentos, blocos muito pequenos de rocha e/ou rocha muito alterada não são englobados na equação.

A Tabela 5 mostra a forma como as informações podem ser obtidas e a Equação seguinte apresenta o cálculo do índice:

$$R.Q.D. (\%) = \frac{\sum Li > 10cm}{L} \times 100 \quad (1)$$

Onde:

RQD - Índice de qualidade da rocha (%);

li - troços de amostragem superiores a 10 cm;

L - comprimento total da amostra recolhida.

Tabela 5: Classificação do maciço segundo o índice RQD, adaptado de Deere et al. (1967).

R.Q.D (%)	Qualidade do Maciço Rochoso
<25	Muito Fraco
25 – 50	Fraco
50 – 75	Razoável
75 – 90	Bom
90 – 100	Excelente

O índice RQD pode estimar-se em afloramentos a partir de correlações empíricas tais como a de Palmström (1975, 1995):

$$R.Q.D. = 115 - 3,3 J_v \text{ para } J_v > 4,5 \text{ e } RQD = 100 \text{ para } J_v \leq 4,5 \quad (2)$$

J_v é um parâmetro que representa o número total de descontinuidades que interseccionam uma unidade de volume do maciço rochoso (1 m^3). Uma vez que nem sempre é fácil ter a perceção tridimensional do afloramento, o valor de J_v pode ser determinado contando as descontinuidades de cada família que intercecionam o maciço rochoso ao longo de um determinado comprimento, medido perpendicularmente à direção de cada uma das famílias presentes:

$$J_v = \Sigma n^{\circ} \text{descontinuidades de cada família/comprimento medido} \quad (3)$$

Outra forma, menos precisa mas mais facilmente executável é contar o número de descontinuidades que intercetam um comprimento L, em qualquer direção (frequência das descontinuidades, λ):

$$\lambda = \frac{\text{número de descontinuidades}}{\text{comprimento de medição (m)}} \quad (4)$$

A determinação do RQD pode assim ser feita a partir da frequência das descontinuidades, obtendo-se um valor teórico mínimo para o RQD: (Priest & Hudson, 1976):

$$R. Q. D. = 100 \times e^{-0.1\lambda(0.1\lambda+1)} \quad (5)$$

2.3.6. Determinação de resistência da rocha “martelo de Schmidt”

A determinação da resistência à compressão uniaxial é determinada, em geral, a partir de ensaios de laboratório ou de campo (e.g., ISRM, 1981, 1985; Katz *et al.*, 2000; Kahraman, 2001; Kahraman *et al.*, 2002; Yassar & Erdogan, 2004; Aydin & Basu, 2005).

A resistência à compressão simples das rochas pode ser correlacionada com a sua dureza, chamada dureza de Schmidt – R, que é determinada através do expedito ensaio com o martelo de *Schmidt* (Figura 9). Este valor irá ser correlacionado com a resistência à compressão simples da rocha constituinte da superfície ensaiada de acordo com o valor do seu peso volúmico, como patenteia a Figura seguinte.



Figura 9: Martelo de *Schmidt*.

O Esclerómetro portátil ou Martelo de *Schmidt* (Figura 10) foi desenvolvido em 1948, pelo Suíço Engenheiro Ernst Schmidt, como ensaio de natureza não destrutiva, da dureza superficial do betão (Schmidt, 1951), e foi usado, mais tarde, quer para estimar a resistência da superfície do betão

através de correlações empíricas, como para avaliar a resistência de material rochoso (Cargill & Shakoor, 1990)¹.

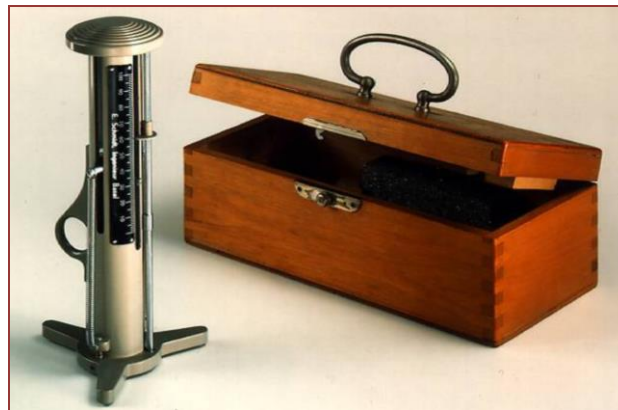


Figura 10: Exemplo do modelo do martelo patenteado pelo Eng.º Ernst Schmidt (Schmidt, 1951).

Este ensaio permite estimar de forma aproximada a resistência a compressão simples, sendo aplicado fundamentalmente à matriz rochosa e também às discontinuidades. A aplicabilidade deste ensaio é bastante elevada devido à sua simplicidade, não destrutibilidade, rapidez e fácil portabilidade.

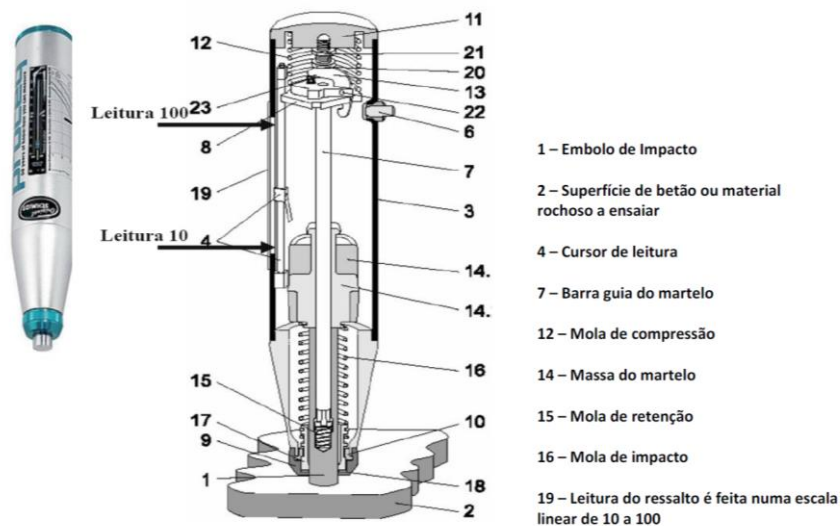


Figura 11: Martelo de Schmidt: suas partes principais (adaptado: www.proceq.com).

A metodologia do ensaio do martelo *Schmidt* foi criada para garantir aquisição de dados fiáveis e análise no próprio local (i.e., no campo) ou em laboratório. Alguns autores propuseram uma série de aplicações específicas para este equipamento. Entre estas aplicações estão incluídas a avaliação das discontinuidades das rochas (Hucka, 1965), a avaliação e o controlo dos tetos de minas (ISRM, 1987) e a resistência das paredes das discontinuidades (Hart & Wang, 1995).

O martelo de *Schmidt* foi projetado para níveis diferentes de energia de impacto, mas os modelos, geralmente, adotados para a determinação das propriedades dos materiais rochosos são os modelos L e N. O tipo L, é o martelo mais utilizado em estudos de maciços rochosos, o tipo N, é mais utilizado em estudo de betões.

¹ O fabricante suíço PROCEQ é a única empresa que tem o exclusivo no fabrico do martelo de Schmidt (www.proceq.com).

O ensaio de campo baseia-se na avaliação da dureza, através da medição do ressalto (*Rebound*) de uma massa de aço quando percutida sobre a superfície do maciço rochoso. Esta superfície deverá ser fresca e limpa, sem nenhum sinal de alteração e nem de fissuras.

Na execução do ensaio (Figura 12), o aparelho deverá ser colocado perpendicularmente à superfície estrutural a ser ensaiada. Em função da dureza (ou resistência) da rocha, a massa de aço sofre maior ou menor ressalto (R), seguidamente, o valor do ressalto é registado numa escala do aparelho (10-100).

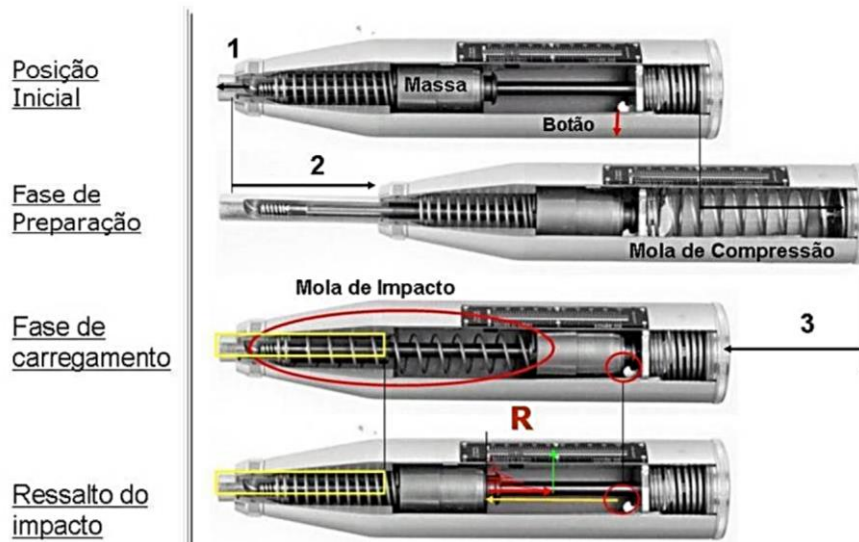


Figura 12: Exemplificação da anatomia do martelo de Schmidt e as várias fases de preparação do martelo para a realização do ensaio (adaptado de www.proceq.com).

A medição do ressalto correlaciona-se com a resistência do maciço, através do ábaco de Miller – Miller (1965), (Figura 13), que tem em conta a densidade da rocha e a orientação do martelo em relação à superfície de rocha ensaiada (i.e., perpendicular à superfície de ensaio e normalizada para as orientações $\pm 90^\circ$, $\pm 45^\circ$ e 0°).

A ISRM (1981) recomenda, nos estudos de Mecânica das Rochas e de Geologia de Engenharia, a realização de 10 medições em cada superfície ensaiada, tomando como valor representativo a média dos 5 valores mais elevados. Todavia, há outras propostas com maior robustez estatística, como por exemplo, realizar 25 medições em cada superfície a ser ensaiada (ISRM, 2007).

Com o valor médio obtido e conhecida a densidade do material-rocha, recorre-se ao ábaco de Miller obtendo-se o valor da resistência a compressão uniaxial, σ_c , para o material ensaiado (Figura 13). A ISRM (1981, 1985) sistematiza, em termos de classificação, cinco termos de resistência à compressão (Tabela 6).

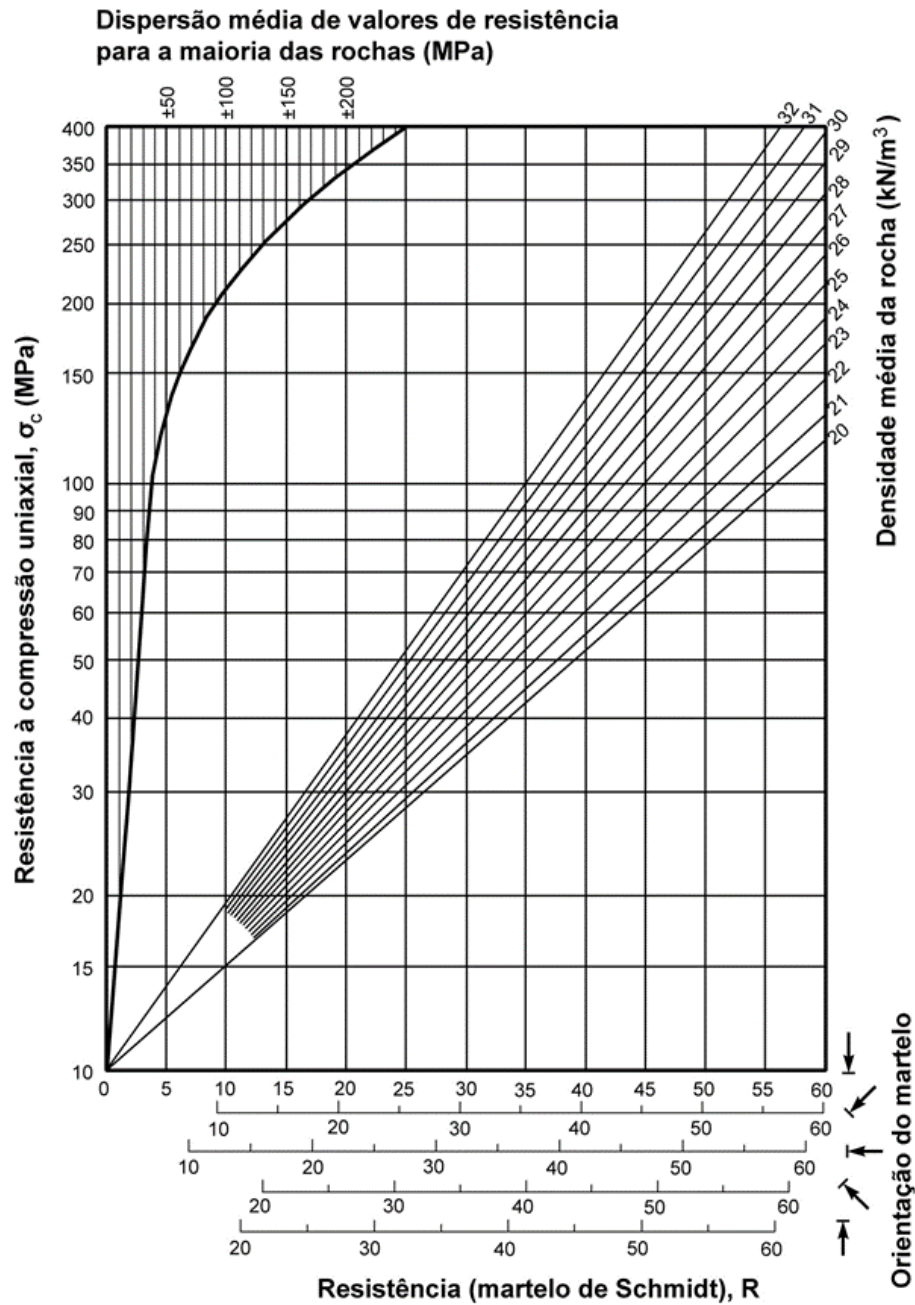


Figura 13: Ábaco de Miller para o cálculo da resistência a partir do martelo Schmidt (adaptado de Gonzalez de Vallejo et al., 2002).

Tabela 6: Classificação do maciço com base na resistência à compressão simples (adaptado de ISRM, 1978, 1981).

Classificação		Resistência à Compressão Simples (MPa)	Designação	
S_1	S_{1-2}	> 200	Muito Elevada	Elevada
S_2		60 – 200	Elevada	
S_3	S_3	20 – 60	Média	Média
S_4	S_{4-5}	6 – 20	Baixa	Baixa
S_5		< 6	Muito Baixa	

2.4. Classificações do terreno e parâmetros de auxílio ao sustimento

2.4.1. RMR (*Rock Mass Rating*)

Bieniawski publicou a primeira proposta de classificação geomecânica em 1973 (Bieniawski, 1973), tendo por base a sua vasta experiência colhida em obras subterrâneas. A classificação de Bieniawski ou Sistema RMR (*Rock Mass Rating*) é atualmente, muito divulgada e tem sido sucessivamente refinada (Bieniawski, 1989, 1993).

O Sistema RMR baseia-se na consideração de seis parâmetros geológico-geotécnicos (que contribuem mais significativamente para o comportamento dos maciços rochosos), aos quais se atribuem pesos relativos. O resultado do RMR para um determinado maciço pode variar entre 0 e 100, ao qual corresponde uma das cinco classes de qualidade de maciços e é obtido através da soma algébrica dos pesos referidos. A orientação das descontinuidades em relação à orientação da escavação traduz-se num peso (P_6), introduzido por Bieniawski (1989), que constitui um factor de ajuste do somatório dos cinco pesos anteriores (Figura 15). A direção das descontinuidades aqui referida corresponde à do *strike* (recta horizontal) do plano destas (Figura 14).

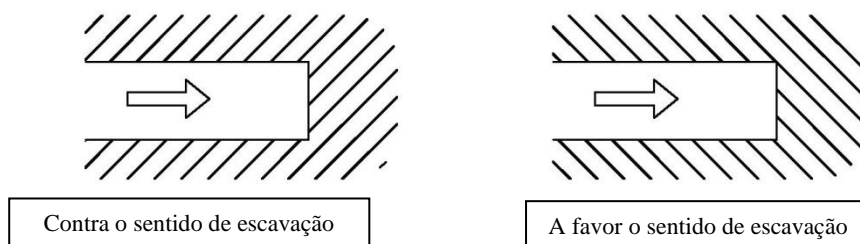


Figura 14: Orientação de um túnel em relação aos planos de descontinuidade (adaptado de Hoek, 2007).

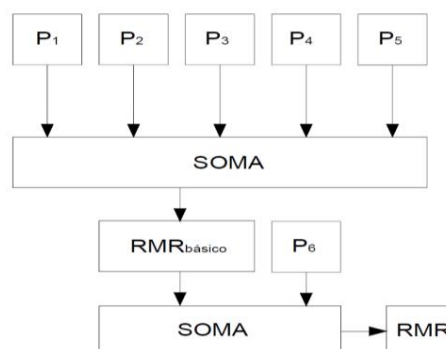


Figura 15: Representação gráfica da obtenção do valor de RMR (adaptado de Miranda et al., 2006).

Em que:

P1 – Resistência à compressão uniaxial do material rochoso (σ_c);

P2 – Índice de qualidade da Rocha RQD (%), Deere et al. (1967);

P3 – Espaçamento das descontinuidades (m);

P4 – Condições das descontinuidades;

P5 – Influência da água;

P6 – Orientação das descontinuidades.

Do RMR é possível retirar os seguintes parâmetros:

- Descrição da qualidade do maciço;
- Recomendações de escavação e suporte;
- Tempo médio de auto-sustentação;
- Coesão e Ângulo de atrito;
- Módulo de deformabilidade;
- Cargas nos suportes.

A classificação do maciço é executada dividindo-o em regiões estruturais com características geológico-geotécnicas semelhantes. A partir do valor obtido para o RMR, o maciço rochoso é então enquadrado numa das 5 classes. Uma das vantagens desta classificação, é que pode ser usada para se estimar uma variedade de parâmetros e informações úteis como o vão autoportante, o tempo de auto-sustentação, a pressão de suporte para uma dada abertura, e também, ajudar na escolha do método de escavação. Consoante a classe do maciço poder-se-á também estimar a coesão, o ângulo de atrito interno e o módulo de deformabilidade do maciço rochoso.

Tempo de auto-sustimento

O tempo de auto-sustimento depende efetivamente da largura da abertura e da distância entre a face do túnel e o último suporte instalado. Este conceito é expresso graficamente na Figura 16. Para aberturas com teto em arco, o tempo de auto-sustentação poderá ser maior que para o caso de teto plano. Detonações controladas poderão contribuir para o aumento do tempo de auto-sustentação, enquanto os danos e abalos causados pelo desmonte com explosivos, descontrolado, ou não cuidadoso, poderão contribuir negativamente. Torna-se importante referir a distância do sustimento à frente de escavação, denominado este fato de Vão-livre.

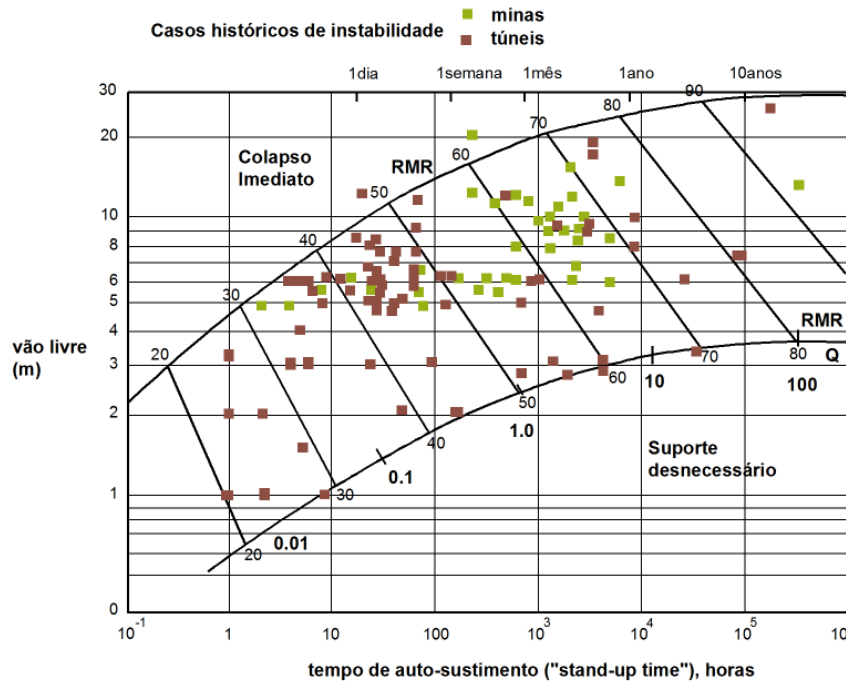


Figura 16: Ábaco para determinação do tempo de auto-sustentimento para as várias classes de maciços, baseado em casos históricos segundo Bieniawski (1989). A conversão de RMR em Q segundo Barton (2000), (adaptado de Barton & Bieniawski 2008).

Recomendação de suporte

Com base no valor do RMR é possível obter um conjunto de recomendações relativamente ao suporte conforme apresentado na Tabela 7.

Tabela 7: Recomendações de escavação e suporte com base nas classes do sistema RMR (adaptado de Bieniawski 1989).

Classes do maciço	Escavação	Suporte	
		Pregagens	Betão projetado
RMR 81-100 Classe I Muito bom	Secção total 3 m de avanço.	Geralmente não requer suporte, com exceção de pregagens ocasionais.	
RMR 61-80 Classe II Bom	Secção total, 1.0 a 1.5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente.	Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas de 2.5 m, ocasionalmente com malha em certas zonas da coroa.	50 mm na coroa quando necessário
RMR 41-60 Classe III Razoável	Secção parcial (frente e rebaixo), avanço 1.5-3 m. Início do suporte após cada fogo. Suporte completo a 10 m.	Pregagens sistemáticas com 4 m de comprimento, espaçadas de 2 m nos hasteais e coroa, com malha na coroa.	50-100 mm na coroa e 30 mm nos hasteais
RMR 21-40 Classe IV Fraco	Secção parcial (frente e rebaixo), avanço 1.0-1.5 m. Instalação do suporte concomitantemente com a escavação.	Pregagens sistemáticas com 4-5 m de comprimento, espaçadas de 1-1.5 m com malha na coroa e hasteais.	100-150 mm na coroa e 100 mm nos hasteais
RMR < 20 Classe V Muito Fraco	Secções múltiplas, avanço de 0.5-1.5 m. Instalação do suporte com a escavação. Betão projetado logo após fogo.	Pregagens sistemáticas com 5-6 m de comprimento, espaçadas de 1-1.5 m com malha na coroa e hasteais. Pregagem na soleira.	150-200 mm na coroa e 150 mm nos hasteais e 50 mm na face

Estimativa da pressão instalada no suporte:

Através do valor de RMR pode ser estimada a carga instalada nos suportes através da seguinte expressão:

$$P_v(\text{MPa}) = \frac{100 - \text{RMR}}{100} \times \gamma \times B = \gamma \times h_t \quad (6)$$

Onde:

P_v é a pressão vertical instalada nos suportes, γ o peso volúmico da rocha em kg/m^3 , B a largura da obra, em metros, e h_t é a altura do maciço equivalente à carga (Figura 17).

O comprimento das pregagens (L) pode ser obtido por uma das seguintes relações:

$$L = \frac{h_t}{2} \qquad L = \frac{B}{3} \qquad L = B^{2/3}$$

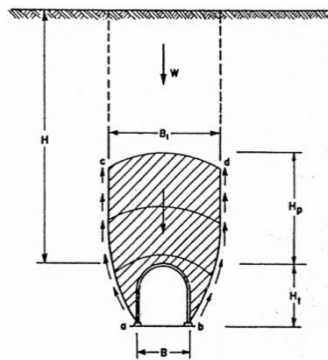


Figura 17: Esquematização das cargas atuantes no suporte (adaptado de Bieniawski, 1989).

O espaçamento das pregagens (S) pode ser determinado através da capacidade de carga da pregagem (C_b) estabelecida através de ensaios *pull-out* em obra com a fórmula:

$$S = \sqrt{0,6 \cdot C_b / \gamma \cdot h_t} \quad (7)$$

Coesão e ângulo de atrito interno

Assumindo que o maciço rochoso se comporta segundo um critério de Mohr-Coulomb, e a resistência ao corte depende da coesão e do ângulo de atrito interno, o índice RMR pode ser utilizado para estimar esses parâmetros. Geralmente, os parâmetros de resistência são diferentes para a rotura de pico e para condições residuais. Bieniawski (1989) sugere, dependendo da classificação da classe do maciço, valores balizados para os parâmetros de resistência de pico, como se pode observar na Tabela 8.

Tabela 8: Classes de maciços rochosos e valores de parâmetros de resistência (adaptada de Bieniawski, 1989).

Classe	I	II	III	IV	V
RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	< 21
Descrição da qualidade	Rocha muito boa	Rocha boa	Rocha razoável	Rocha má	Rocha muito má
Tempo médio de auto-sustentação	20 anos para um vão de 15 m	1 ano para um vão de 10 m	1 semana para um vão de 5 m	10 horas para um vão de 2.5 m	30 minutos para um vão de 1 m
Coesão do maciço rochoso (kPa)	> 400	300-400	200-300	100-200	< 100
Ângulo de atrito do maciço rochoso (°)	> 45	35-45	25-35	15-25	< 15

Módulo de deformabilidade

Por fim podem ainda referir-se as correlações entre o valor do RMR e o módulo de deformabilidade do maciço rochoso (E_M) apresentadas na Figura 18 tendo por referência Serafim & Pereira (1983), Bieniawski (1979) e Hoek & Brown (1997):

$$\text{Serafim e Pereira } E_M \text{ (GPa)} = 10^{\frac{RMR-10}{40}} \quad (8)$$

$$\text{Bieniawski } E_M \text{ (GPa)} = 2 \cdot RMR - 100 \quad RMR \geq 50 \text{ e } \sigma_c \geq 100 \text{ MPa} \quad (9)$$

$$\text{Hoek e Brown } E_M \text{ (GPa)} = \frac{\sqrt{\sigma_c}}{10} \cdot 10^{(RMR-10/40)} \quad \sigma_c \leq 100 \text{ MPa} \quad (10)$$

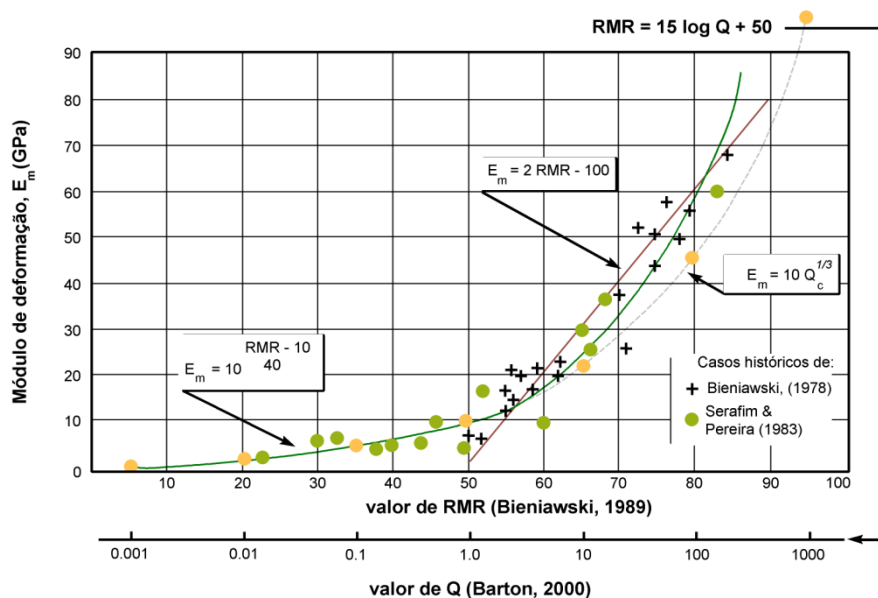


Figura 18: Módulo de deformabilidade (E_M) versus valores de RMR e de Q (adaptado de Barton & Bieniawski, 2008).

2.4.2. Q-System

O Q-System foi desenvolvido por Barton et al. (1974, 1980) que, após a observação e análise de um grande número de escavações subterrâneas, propuseram uma classificação que assenta na definição

de um índice de qualidade Q baseado na análise de 6 fatores considerados relevantes para a caracterização do comportamento dos maciços rochosos e obtenção de necessidades de suporte. A esquematização dos parâmetros referidos e retirados no trabalho de campo é ilustrada pela Figura 19. O valor numérico índice de qualidade Q apresenta um largo campo de variação, entre 10^{-3} e 10^3 , e é determinado pela seguinte expressão:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} \quad (11)$$

Onde:

RQD - Designação da Qualidade da Rocha;

J_n - Número de famílias de juntas;

J_r - Valor da rugosidade da junta crítica;

J_a - Valor da alteração da junta crítica;

J_w - Fator da água subterrânea;

SRF - Fator de tensões.

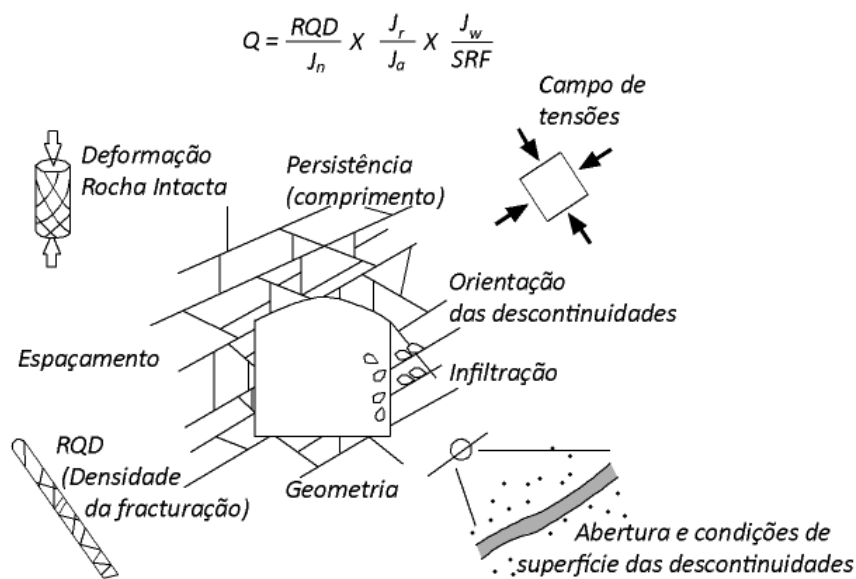


Figura 19: Visão de conjunto dos parâmetros que são considerados no Q-system (adaptado de Barton, 2007).

Considerando o conjunto das 6 variáveis da Expressão (11) traduzidas pelos 6 pesos correspondentes abaixo listados a obtenção do valor de Q é ilustrada graficamente na Figura 20.

P1 – RQD : Índice de qualidade da Rocha (%), definido por Deere et al. (1967);

P2 – J_n : Valor relativo ao número de famílias de descontinuidades;

P3 – J_r : Valor relativo à rugosidade das descontinuidades;

P4 – J_a : Valor relativo ao grau de alteração das descontinuidades;

P5 – J_w : Valor redutivo relacionado com a água nas descontinuidades;

P6 – SRF: Fator redutivo de tensões.

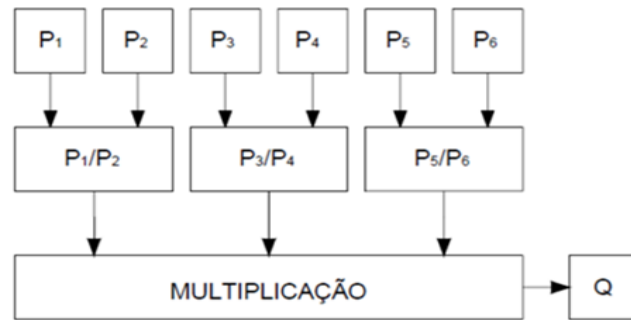


Figura 20: Representação gráfica da obtenção do valor Q (adaptado de Miranda et al., 2006).

Através da classificação Q é possível retirar os seguintes parâmetros:

- Descrição da qualidade do maciço;
- Determinação do suporte definitivo;
- Comprimento de pregagens e ancoragens;
- Máximo vão auto-portante;
- Módulo de deformabilidade;
- Velocidade das ondas sísmicas P;
- Resistência à compressão uniaxial do maciço.

É de salientar que os 3 quocientes que compõem a expressão correspondem a 3 aspetos relativos ao maciço rochoso:

1. O tamanho dos blocos (RQD/J_n): caracteriza a estrutura do maciço rochoso e constitui uma medida do bloco unitário deste; o seu valor, variável entre 200 e 0,5, dá uma ideia genérica da dimensão dos blocos;

2. A resistência ao corte entre os blocos (J_r/J_a): caracteriza as descontinuidades, e/ou o seu enchimento, sob o aspeto da rugosidade e do grau de alteração; este quociente é crescente com o incremento da rugosidade e diminui com o grau de alteração das paredes em contacto direto, situações a que correspondem aumentos da resistência ao corte; o quociente diminui, tal como a resistência ao corte, quando as descontinuidades têm preenchimentos argilosos ou quando se encontram abertas.

3. A tensão ativa (J_w/SRF): representa o estado de tensão no maciço rochoso; o fator SRF caracteriza o estado de tensão no maciço rochoso, em profundidade, ou as tensões de expansibilidade em formações incompetentes de comportamento plástico, sendo a sua avaliação feita quer a partir de evidências de libertação de tensões (explosões de rocha, etc.), quer a partir da ocorrência de zonas de escorregamento ou de alteração localizada; o fator J_w representa a medida da pressão da água, que tem um efeito minimizador da resistência ao escorregamento das descontinuidades.

Qualidade do maciço e determinação do suporte definitivo:

O valor de Q permite definir classes qualitativas do maciço rochoso e informações sobre a estabilidade e necessidades de suporte em escavações subterrâneas, como se pode observar na Figura 21.

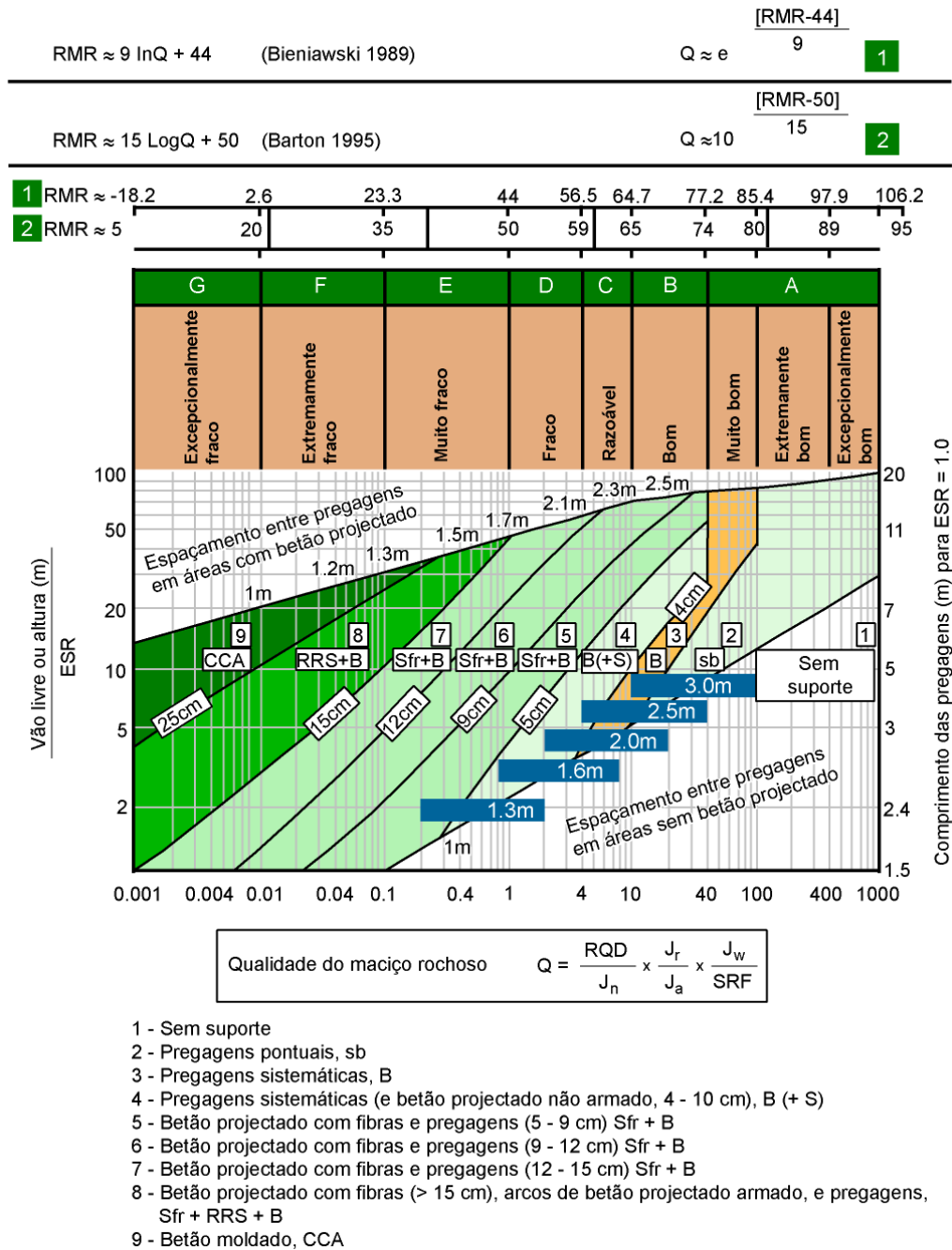


Figura 21: Escolha do tipo de suporte em função da classificação Q-system. Ábaco com correlações do Q-system com o RMR, baseado nas propostas de Grimstad & Barton (1993) e Barton (2000), (adaptado de Barton & Bieniawski 2008).

Para este efeito, Barton et al. (1974, 1980) definiram um parâmetro adicional a que chamaram de Dimensão Equivalente (DE) para a escavação. Esta dimensão é obtida dividindo o vão, o diâmetro ou a altura de escavação, por um valor denominado de ESR (*Excavation Support Ratio*). O valor de ESR está relacionado com o uso pretendido para a escavação e o grau de segurança que é exigido ao sistema de suporte instalado para manter a estabilidade da escavação. Os valores de ESR podem ser obtidos da Tabela 9.

Tabela 9: Valores de ESR (Barton et al., 1974), adaptado de Hoek (2007).

Classe	Tipo de escavação	ESR
A	Cavidades mineiras temporárias	3-5
B	Poços verticais de secção circular Poços verticais de secção quadrada ou retangular	2.5- 2.0
C	Cavidades mineiras definitivas, túneis de aproveitamentos hidráulicos (exceto túneis sob pressão), túneis piloto, túneis de desvio, escavações superiores de grandes cavidades	1.6
D	Cavernas de armazenagem, estações de tratamento de águas, pequenos túneis rodoferroviários, chaminés de equilíbrio, túneis de acesso	1.3
E	Centrais subterrâneas, túneis rodoferroviários de grande dimensão, abrigos de defesa, bocas de entrada, intersecções	1.0
F	Centrais nucleares subterrâneas, estações de caminhos-de-ferro, fábricas	0.8

Este sistema fornece ainda uma estimativa para o comprimento (L) das pregagens e ancoragens, valor que pode ser avaliado através da largura da escavação B, do valor de ESR e da altura da escavação H em metros, como se apresenta na Tabela 10.

Tabela 10: Estimativa do comprimento de pregagens e ancoragens (Barton et al., 1974, 1980); adaptado de Hoek (2007).

	Pregagens	Ancoragens
Coroa	$L(m) = 2 + \frac{0,15 \cdot B}{ESR}$	$L(m) = \frac{0,40 \cdot B}{ESR}$
Hasteais	$L(m) = 2 + \frac{0,15 \cdot H}{ESR}$	$L(m) = \frac{0,35 \cdot B}{ESR}$

O máximo vão autoportante pode ser estimado pela relação (Barton et al., 1974, 1980):

$$L = 2 \cdot ESR \cdot Q^{0,4} \quad (12)$$

Pressão atuante sobre o suporte:

O mesmo autor sugeriu expressões empíricas para correlacionar o valor de Q e a pressão atuante sobre o suporte definitivo. Estas expressões apresentam-se na Tabela 11.

Tabela 11: Expressões para a estimativa de pressões no suporte definitivo (Barton et al., 1974, 1980).

Número de famílias descontinuidades	≥ 3	< 3
P_v – pressão na coroa	$P_v(MPa) = \frac{0,2}{J_r} \cdot Q^{-1/3}$	$P_v(MPa) = \frac{0,2 \cdot J_n^{1/2}}{3 \cdot J_r} \cdot Q^{-1/3}$
P_h – pressão nos hasteais	$P_h(MPa) = \frac{0,2}{J_r} \cdot Q_w^{-1/3}$	$P_h(MPa) = \frac{0,2 \cdot J_n^{1/2}}{3 \cdot J_r} \cdot Q_w^{-1/3}$

Em que Q_w é designado por *fator parede*, e é obtido multiplicando o valor de Q por um fator que depende da ordem de grandeza deste valor como se apresenta na Tabela 12.

Tabela 12: Determinação dos valores de Q_w (Barton et al., 1974, 1980).

Intervalo de Q	Fator parede Q_w
> 10	5,0.Q
0,1-10	2,5.Q
< 0,1	1,0.Q

Módulo de deformabilidade:

O índice Q é correlacionável com o módulo de deformabilidade do maciço rochoso pelas expressões seguintes:

$$\text{Barton et al. (1980): } E_M(\text{GPa}) = 25 \cdot \log Q ; Q \geq 1 \quad (13)$$

$$\text{Barton \& Quadros (2002): } E_M(\text{GPa}) = 10 \cdot Q^{1/3} \quad (14)$$

Da análise da informação de 35 túneis instrumentados, Singh (1997) apresentou uma correlação entre o módulo de deformabilidade de maciços rochosos quase secos e de baixa resistência e o valor de Q traduzida pela equação seguinte:

$$E_M(\text{GPa}) = H^{0,2} \cdot Q^{0,36} \quad (15)$$

para $H > 50\text{m}$.

Velocidade das ondas sísmicas no maciço:

A partir deste índice, pode-se ainda estimar a velocidade das ondas sísmicas P no maciço. A relação foi proposta por Barton (1991) e expressa-se por:

$$V_p(\text{Km/s}) = \log Q + 3,5 \quad (16)$$

Resistência à compressão uniaxial do maciço:

Grimstad & Bhasin (1996) apresentaram uma proposta de correlação entre o valor de Q e a resistência à compressão uniaxial do maciço rochoso (σ_c):

$$\sigma_{c, \text{mass}}(\text{MPa}) = 7 \cdot \gamma \cdot f_c \cdot Q^{1/3} \quad (17)$$

Onde:

f_c é um fator corretivo igual a $\sigma_c / 100$ para $Q > 10$ e $\sigma_c > 100$ MPa ou $f_c = 1$ e γ é peso volúmico do maciço expresso em g/cm^3 .

No âmbito de obras subterrâneas, escavações, fundações ou até mesmo encostas ou taludes em maciços rochosos, é necessário ter estimativas de confiança quanto às características de deformação e resistência dos respetivos maciços.

Neste sentido, para apresentar a classificação de Hoek & Brown (2007) é necessário fazer uma primeira referência ao critério de rotura por eles criado anos antes da sua própria classificação de maciços. A classificação destes autores interfere e é utilizada no respetivo critério de rotura.

Critério Generalizado de Rotura de Hoek-Brown:

O critério de rotura generalizada para maciços rochosos com descontinuidades, definido por Hoek & Brown, é dado pela expressão (Hoek, 2007):

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \cdot \left(m_b \cdot \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (18)$$

Onde,

- σ'_1 e σ'_3 são as tensões efetivas de rotura, máximas e mínimas, respetivamente;
- m_b é o valor da constante m de Hoek & Brown para maciços rochosos;
- s e a são constantes que dependem das características do maciço rochoso;
- σ_{ci} é a resistência à compressão uniaxial da rocha intacta.

Para que este critério seja utilizado na estimativa da resistência e da deformabilidade de maciços rochosos, é necessário estimar ou determinar as seguintes três características:

- A resistência à compressão uniaxial, σ_{ci} , através de ensaios de laboratório;
- O valor da constante m_i a utilizar, também através de ensaio laboratorial;
- O valor do Índice de Resistência Geológica, GSI.

2.4.3. Correlações entre RMR e Q

Várias relações foram estabelecidas entre estas duas (mais usadas mundialmente) classificações de maciços, o índice RMR, de Bieniawski (1976) e o índice de qualidade Q de Barton (1974). Bieniawski (1989) baseou-se em 117 casos históricos, tendo proposto a seguinte correlação:

$$RMR = 9LnQ + 44 \quad (19)$$

Outros autores propuseram diferentes correlações entre as duas classificações com base noutros casos históricos.

Rutledge e Preston (1978):

$$RMR = 5,9LnQ + 43 \quad (20)$$

Moreno (1980):

$$RMR = 5.4LnQ + 55.2 \quad (21)$$

Cameron-Clarke e Budavari (1980):

$$RMR = 5LnQ + 60.8 \quad (22)$$

Abade t al. (1984):

$$RMR = 10.5LnQ + 41.8 \quad (23)$$

2.4.4. GSI (*Geological Strenght Index*)

Em 1995, Hoek introduziu o Índice de Resistência Geológica (GSI) que é um sistema para estimar a resistência de um maciço rochoso, sujeito a diferentes condições geológicas.

A resistência de um maciço rochoso depende das propriedades de blocos ou de pedaços de rocha intacta e da facilidade que têm para deslizar ou rodar quando são sujeitos a diferentes condições de pressão ou tensão. A facilidade de deslizamento ou rotação depende das formas geométricas das partes de rocha intacta e das condições das superfícies que separam estas mesmas partes. Os maciços com superfícies de descontinuidades limpas e em bruto permitem um maciço rochoso muito mais forte do que aquelas que têm partículas arredondadas pelo desgaste e que contêm o material que as constitui alterado.

Para a determinação dos parâmetros constantes da equação, Hoek (1995) apresentou um sistema de classificação denominado por GSI (*Geological Strength Index*) que fornece um parâmetro geotécnico que varia entre 0 e 100. Este sistema baseia-se no conceito de que a resistência de um maciço rochoso depende não só das propriedades da rocha intacta, mas também na liberdade que os blocos de rocha têm de escorregar ou rodar sob diferentes condições de tensão.

À exceção de maciços rochosos de muito má qualidade, o valor do GSI de um maciço pode ser estimado através do valor do RMR, utilizando um peso de 15 para a condição da presença da água e de 0 para a orientação das descontinuidades. Assim, para maciços com $RMR \geq 23$, a relação entre estes dois índices faz-se através da seguinte expressão tendo em consideração os pesos anteriormente referidos:

$$GSI = RMR - 5 \quad (24)$$

Para maciços rochosos de má qualidade com valores de $RMR < 23$, a correlação é expressa com base em Q' , uma forma alterada do valor de Q :

$$GSI = \ln Q' + 44 \quad (25)$$

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \quad (26)$$

Este parâmetro pode, em alternativa, ser determinado através da consulta da Figura 22. Recomenda-se na sua consulta a consideração de um intervalo para o valor de GSI (ou RMR) em vez da consideração de um único valor conforme a Tabela 13.

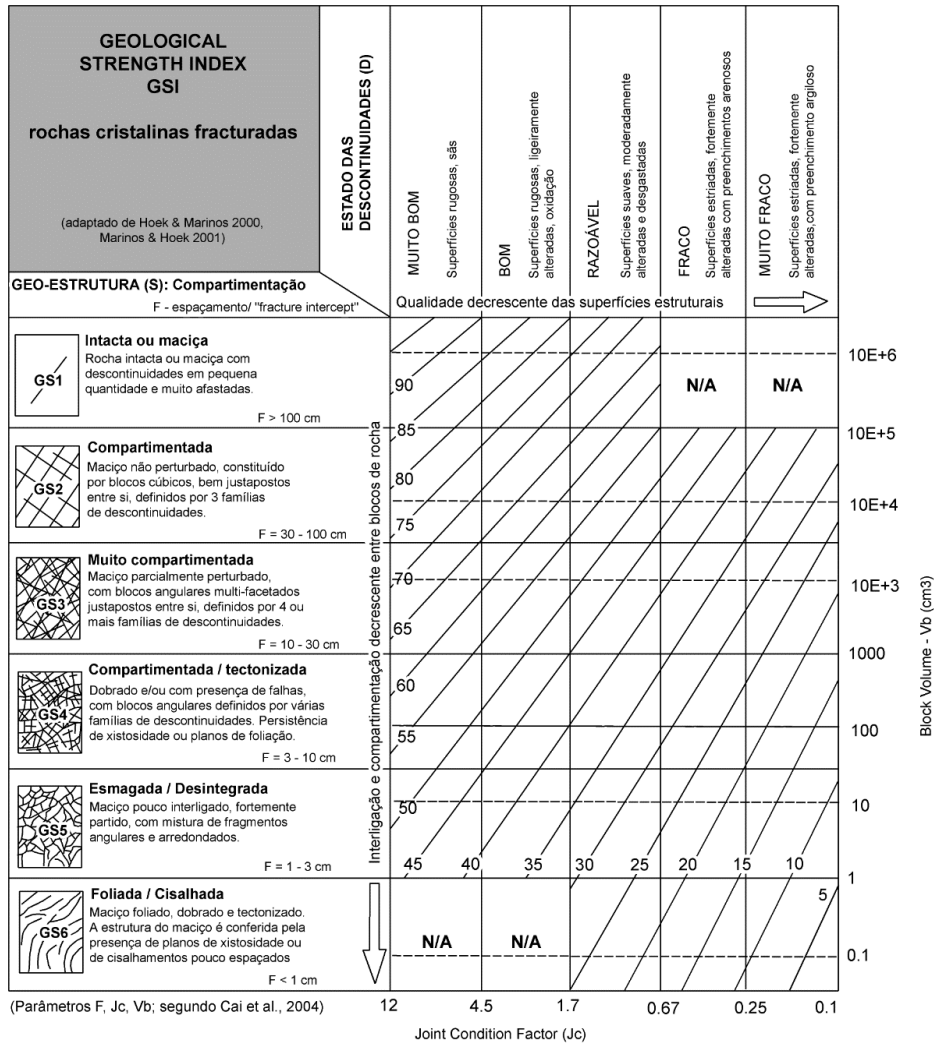


Figura 22: Ábaco para estimativa do índice GSI (modificado de Hoek & Marinos, 2000; Marinos & Hoek 2001), cuja versão sofreu atualizações em termos de quantificação da compartimentação (parâmetros F, J_c, V_b) propostas por Cai et al. (2004).

Tabela 13: Classes do maciço rochoso determinado a partir do GSI (Hoek, 2007).

Valor GSI	76-95	56-75	36-55	21-30	≤20
Qualidade do maciço rochoso	Muito bom	Bom	Razoável	Fraco	Muito fraco

Assim, depois de definido o valor do GSI para o maciço, os parâmetros do critério de rotura de Hoek & Brown podem ser determinados a partir das seguintes relações (Hoek et al., 2002):

$$m_b = m_i \cdot e^{\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right)} \quad (27)$$

$$s = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3 \cdot D}\right)} \quad (28)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \cdot (e^{-GSI/15} - e^{-20/3}) \quad (29)$$

Onde D é um fator que depende do grau de perturbação ao qual o maciço rochoso foi sujeito devido ao uso de explosivos durante a escavação ou à libertação de tensões. Este valor varia entre 0, para maciços não perturbados, e 1 para maciços muito perturbados. Na Figura 23 são dadas orientações para a escolha do valor de D no caso da escavação de túneis (Hoek et al., 2002). O valor de m_b pode ainda ser estimado pela seguinte expressão (Hoek & Brown, 1997), válida para valores de GSI superiores a 25:

$$m_b = m_i \cdot s^{1/3} \quad (30)$$

Onde os valores de m_i podem ser obtidos a partir da Figura 24.

Ao fazermos uma análise ou determinação do valor do GSI no terreno, uma das principais dificuldades é fazer uma correta avaliação dos eventuais danos causados por explosivos. É necessário saber se os danos ou falhas que se visualizam fazem parte da estrutura natural do maciço ou se foram causados pelos explosivos, uma vez que a diferença entre estas superfícies é considerável. Sempre que possível, devemos utilizar uma superfície que tenha sido escavada ou decapada de forma controlada em vez de uma superfície obtida com recurso a explosivos, uma vez que o objetivo principal é determinar as características do maciço rochoso inalterado.




Aparência do maciço rochoso	Descrição do maciço rochoso	Valor de D sugerido
	Rebentamentos controlados de excelente qualidade ou escavação por TBM resulta em perturbações mínimas do maciço rochoso em torno do túnel.	D = 0
	Escavação mecânica ou manual em maciços rochosos de má qualidade (sem rebentamentos) resulta em perturbações mínimas do maciço rochoso em torno do túnel. Quando existem levantamentos importantes do fundo da escavação devido a problemas de esmagamento, a perturbação pode ser elevada a menos que um aterro provisório seja colocado como se mostra na figura.	D = 0 D = 0,5 (sem aterro provisório)
	Rebentamentos de muito baixa qualidade num maciço muito rijo resulta em perturbações locais graves, numa extensão de 2 a 3 metros, no maciço rochoso circundante.	D = 0,8

Figura 23: Determinação dos valores de D de Barton et al. (1974), (adaptado de Hoek, 2007).

Tipo de rocha	Classe	Grupo	Textura			
			Grosseira	Média	Fina	Muito fina
Sedimentar	Clástica		Conglomerado (22)	Arenito 19	Siltito 9	Argilito 4
			Grauvaque (18)			
			Giz (18) Carvão (8-21)			
	Não-clástica	Orgânico				
		Carbonatado	Bréchia (20)	Calcário compacto (10)	Calcário grosseiro 8	
	Químico		Gesso 16	Anidrite 13		
Metamórfica	Não foliada		Mármore 9	Corneana (19)	Quartzite 24	
	Levemente foliada		Migmatito (30)	Anfibolite 31	Milonite (6)	
	Foliada *		Gnaisse 33	Xisto (10)	Filite (10)	Ardósia 9
Ígnea	Clara		Granito 33		Riolite (16)	Obsidiana (19)
			Granodiorito (30)		Dacite (17)	
			Diorito (28)		Andesite 19	
	Escura		Gabro 27	Dolerite (19)	Basalto (17)	
			Norite 22			
	Tipo piroclástica extrusiva		Aglomerado (20)	Brechia (18)	Tufo (15)	

Notas:

i) Os valores entre parênteses são estimados.

ii) Os valores assinalados com (*) são para amostras de rocha ensaiadas numa direção normal à estratificação ou foliação.

iii) Os valores de m_i serão significativamente diferentes se ocorrer rotura ao longo de superfícies de baixa resistência.

Figura 24: Estimativa dos valores de m_i (adaptado de Hoek, 2007).

Na grande maioria dos cálculos geotécnicos recorre-se ao critério de rotura de Mohr-Coulomb, sendo assim necessário estimar os parâmetros de resistência traduzidos pelo valor da coesão e do ângulo de atrito interno equivalentes aos estimados pelo critério de Hoek-Brown. Para isso, ajusta-se uma reta à curva gerada pela aplicação do critério de Hoek-Brown equilibrando as áreas acima e abaixo do critério de Mohr-Coulomb para uma gama de tensões expectável para a obra subterrânea em análise Figura 25.

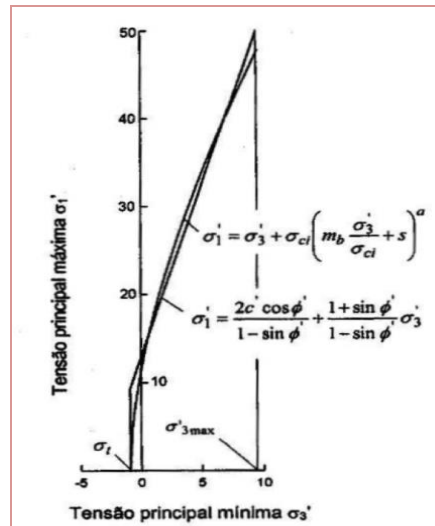


Figura 25: Relações entre as tensões principais máximas e mínimas para os critérios de Hoek-Brown e equivalente de Mohr-Coulomb (Hoek et al., 2002).

Deste modo, os valores equivalentes do ângulo de atrito e da coesão (c, ϕ) podem ser obtidos a partir das seguintes equações:

$$\phi' = \text{sen}^{-1} \left[\frac{6 \cdot a \cdot m_b \cdot (s + m_b \cdot \sigma'_{3n})^{a-1}}{2 \cdot (1 + a) \cdot (2 + a) + 6 \cdot a \cdot m_b \cdot (s + m_b \cdot \sigma'_{3n})^{a-1}} \right] \quad (31)$$

$$c' = \frac{\sigma_c \cdot [(1 + 2 \cdot a) \cdot s + (1 - a) \cdot m_b \cdot \sigma'_{3n}] \cdot (s + m_b \cdot \sigma'_{3n})^{a-1}}{(1 + a) \cdot (2 + a) \cdot \sqrt{1 + (6 \cdot a \cdot m_b \cdot (s + m_b \cdot \sigma'_{3n})^{a-1}) / ((1 + a) \cdot (2 + a))}} \quad (32)$$

Cujas variáveis possuem os significados atrás enunciados.

Para a obtenção do módulo de deformabilidade do maciço rochoso Hoek et al. (2002) propuseram as seguintes expressões:

$$E_M = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \cdot \sqrt{\frac{\sigma_c}{100}} \cdot 10^{((GSI-10)/40)}; \text{ para valores de } \sigma_c \leq 100 \text{ MPa} \quad (33)$$

$$E_M = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \cdot 10^{((GSI-10)/40)}; \text{ para valores de } \sigma_c > 100 \text{ MPa} \quad (34)$$

Onde as variáveis possuem os significados atrás enunciados.

O critério de rotura de Hoek-Brown assume que a rocha e o maciço rochoso se comportam como um material isótropo e utiliza uma aproximação de meio contínuo. Não deve ser aplicado quando o tamanho dos blocos é da mesma ordem de grandeza da obra a construir ou quando uma das famílias de descontinuidades é significativamente menos resistente do que as outras. Nestes casos, a estabilidade da estrutura deve ser analisada considerando mecanismos de rotura envolvendo deslizamento ou rotação de blocos e cunhas.

2.5. Estudo de estado de tensões

Um maciço rochoso em profundidade está sujeito a um conjunto de tensões iniciais resultantes do peso dos estratos acima e outras de origem tectónica. Quando ocorre a abertura de uma escavação subterrânea, este campo de forças referido é interrompido, e o maciço rochoso irá procurar encontrar um novo equilíbrio pelo ajustamento das tensões e deformações resultantes, gerando um novo conjunto de tensões induzidas nas imediações da escavação.

O conhecimento da magnitude e direção desse novo campo de forças, torna-se uma componente essencial no dimensionamento de uma obra subterrânea e no estudo da sua estabilidade. Quando a resistência do material rocha é excedido pelas novas tensões geradas, podem surgir consequências graves no comportamento da escavação.

2.5.1. Campo natural de tensões

Admite-se que o maior valor tem a direção vertical, componente vertical, (gravidade) e que as componentes horizontais, ortogonais entre si, têm o mesmo valor.

Assim a tensão vertical, σ_v , será o resultado do produto do peso volúmico dos terrenos adjacentes, Y , com a altura da profundidade desde a superfície até á cota do projeto em estudo, z , e a tensão horizontal, σ_h , é o produto da tensão vertical com um coeficiente, K , resultante da repartição de tensões e valor médio em meios homogéneos e isotrópicos e sem existência de tensões residuais, resultantes de fenómenos tectónicos ou erosão profunda.

$$\sigma_v = YZ \quad (34)$$

$$\sigma_h = \sigma_v \times K \quad (35)$$

Para o cálculo do coeficiente K , Terzaghi & Richart (1952) sugerem uma independência em função da profundidade e uma relação direta com o coeficiente de Poisson, ν , da massa rochosa.

$$K = \frac{\nu}{1-\nu} \quad (36)$$

2.5.2. Técnicas de medição

As medições do estado de tensão “in situ” e induzidos no maciço rochoso pressupõem alguma complexidade e elevados custos. Relativamente poucas minas possuem técnicos especializados ou com experiência para realizar estas medições, pelo que se torna necessário recorrer a entidades externas especialistas neste tipo de trabalhos. Os métodos disponíveis para a determinação das tensões em maciços rochosos baseiam-se na libertação de tensões, quer por meio da abertura de rasgos, quer por sobre-carotagem da zona de medição.

A primeira das metodologias referida utiliza um macaco plano de pequena área (SFJ) e de pequena espessura, construído em chapa de aço ou cobre, que permite a aplicação de uma pressão uniforme nas paredes de um rasgo aberto no maciço rochoso por um disco de serra diamantado. Os rasgos podem ser abertos em paredes de túneis, de galerias ou de poços que previamente terão de ser escavados, o que constitui uma forte condicionante para a realização deste tipo de ensaio.

A técnica do método SFJ pode ser sucintamente descrita da seguinte forma:

- Colocação, numa superfície a estudar, depois de previamente aplanada, pares de bases de medida entre as quais se medem as distâncias;
- Com serra de disco diamantado efetuar a abertura um rasgo entre as bases, libertando-se assim a tensão normal existente no plano do rasgo. Como consequência varia a distância entre as bases de medida;
- Introdução de um macaco plano de forma apropriada que preenche o rasgo e introduz-se óleo sob pressão no macaco, medindo-se a distância entre bases até que se obtenha a posição inicial;
- A pressão introduzida no macaco para se obter o retorno à posição inicial é correspondente à tensão normal existente na faceta correspondente ao rasgo aberto.

A execução de três ensaios do tipo descrito, com rasgos formando uma roseta permite a determinação do estado de tensão no ponto do plano em causa. Normalmente utilizam-se quatro rasgos em roseta a 45º, o que permite por meio do ensaio superabundante, uma verificação dos resultados obtidos. Se o estudo do plano referido se repetir em mais dois planos com orientação diferente do primeiro poder-se-á determinar o estado de tensão completo no ponto considerado.

Das metodologias que recorrem à sobre-carotagem há a referir o ensaio STT utilizado pelo LNEC (Laboratório Nacional de Engenharia Civil) que utiliza um defórmeter tridimensional. Este é um dispositivo formado por um cilíndrico plástico com extensómetros eléctricos de resistência embebidos que permite a completa determinação do estado de tensão inicial ou induzido, num maciço rochoso, através de medições efetuadas em furos de sondagem.

A técnica do método STT consiste essencialmente em:

- Execução de um furo de sondagem de grande diâmetro (não inferior a 75 mm) até à proximidade do ponto no qual se quer determinar o estado de tensão;
- Abertura de um furo de sondagem de pequeno diâmetro (37 mm) com um comprimento de 80 cm, a partir do fundo do furo da sondagem anterior;
- Colagem à parede do furo de pequeno diâmetro do extensómetro tridimensional convenientemente orientado;
- Leitura inicial dos extensómetros eléctricos contidos no STT;
- Sobrecarotagem do tarolo contendo o STT até uma profundidade que garanta o alívio total das tensões a que está submetido (40 cm abaixo do ponto de medida);
- Leitura final dos extensómetros contidos no STT;
- Cálculo do estado de tensão com base na diferença de leituras referidas em iv) e vi).

Em conclusão refira-se os ensaios para determinação do estado de tensão só normalmente se justificam em casos de obras especiais (túneis, cavernas subterrâneas) em que o estado de tensão possa ter grande influência no comportamento, dimensionamento e custo da obra.

2.5.3. Análise do estado de tensão induzido

A distribuição do estado de tensões precedentes á abertura de uma escavação num maciço rochoso, é uniforme possuindo as componentes vertical e horizontal. Após a ocorrência da abertura e consequente perturbação do maciço, a distribuição das tensões é alterada, sendo induzido um novo campo. As novas tensões, denominadas de σ_1 , σ_2 e σ_3 , em que a primeira é a de maior magnitude e a ultima a de menor, assumem uma perpendicularidade entre si (Figura 26). A redistribuição das novas tensões está essencialmente concentrada na rocha correspondente a uma distância até três vezes o raio da escavação, contado a partir do ponto central desta.

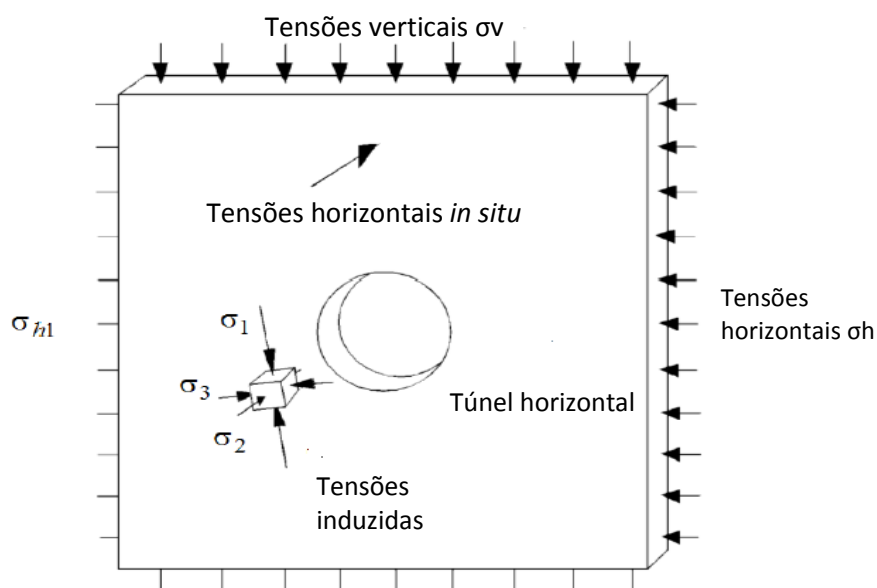


Figura 26: Esquematisação dos principais estados de tensão induzidos na abertura de uma escavação (Hoek, 2007).

2.5.4. Análise numérica

Uma outra análise do estado de tensões pode ser efetuada por métodos numéricos, divididos em duas classes principais:

- Métodos fronteira, onde a análise é abordada com base na divisão dos limites da escavação em elementos de análise e o maciço remanescente é tratado como um meio contínuo e infinito;
- Métodos de domínio, interpretando o interior do maciço rochoso pela sua divisão geométrica em elementos simples, cada um com propriedades distintas. O comportamento coletivo e interação destes elementos modelam o comportamento geral da massa rochosa. As técnicas de domínio mais utilizadas são o método dos elementos finitos e o das diferenças finitas, onde se trata o maciço rochoso como um meio contínuo, existindo também o método dos elementos distintos, este efetua uma modelação de cada bloco de rocha originário da divisão previamente referida.

2.6. Estabilidade de Bancadas e cavidades

Mathews et al. (1980) sugere uma adaptação da classificação Q-system de Barton às condições mineiras mais representativas. O sistema desenvolvido por Mathews e mais tarde desenvolvido por Potvin et al. (1988, 1992), é denominado por método gráfico de estabilidade baseado em 175 estudos efectuados em aberturas para desmontes em bancada em minas Canadianas. O método representa os fatores chave que influenciam o projeto de dimensionamento e estabilidade das aberturas para o desmonte em bancada em minas, utilizando informação sobre a resistência do maciço rochoso e sua estrutura, o estado de tensões, forma e orientação da abertura para determinação final da estabilidade sem suporte, com suporte e instabilidade mesmo com suporte. Este método também sugere rácios de densidade e dimensionamento do sustimento aplicado com cabos de aço na zona respetiva de estabilidade com suporte (Hoek et al., 1993).

2.6.1. Número de estabilidade

O número de estabilidade é definido por:

$$N' = Q' \times A \times B \times C \quad (37)$$

Em que:

- Q' é o sistema modificado da classificação Q-System de Barton (Tunneling Quality Index);
- A representa o fator relativo ao estado de tensões da rocha;
- B , o fator de influência das descontinuidades face à estabilidade do desmonte;
- C , o fator relativo ao dimensionamento do plano de orientação da abertura do *stope*;

Sistema de adaptação da classificação Q-system, Q':

O sistema Q' é calculado com base no mesmo procedimento da classificação de Barton, assumindo uma redução dos fatores de tensão (SRF) para 1,0. O sistema não é aplicado em condições hidrogeológicas anómalas, tornando assim o fator respetivo (Jw) em 1.0. Ficando assim o cálculo Q' adaptado:

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \quad (38)$$

Fator do estado de tensões rocha, A:

O fator A reflete a atuação da tensão nas superfícies em profundidade. Este é determinado pela tensão compressiva não confinada da massa rochosa e a tensão que atua paralelamente às faces do desmorte da rocha intacta é determinada por testes laboratoriais. A tensão compressiva induzida é dada pela modelação numérica ou assumida por valores referidos em publicações. O valor de A é determinado a partir do valor de tensão da rocha intacta sobre a tensão compressiva induzida na abertura:

Para: $\frac{\sigma_c}{\sigma_1} < 2$: A=0.1 (39)

Para $2 < \frac{\sigma_c}{\sigma_1} < 10$: $A=0.1125 \times \frac{\sigma_c}{\sigma_1} - 0.125$ (40)

E para $\frac{\sigma_c}{\sigma_1} > 10$: A=1.0 (42)

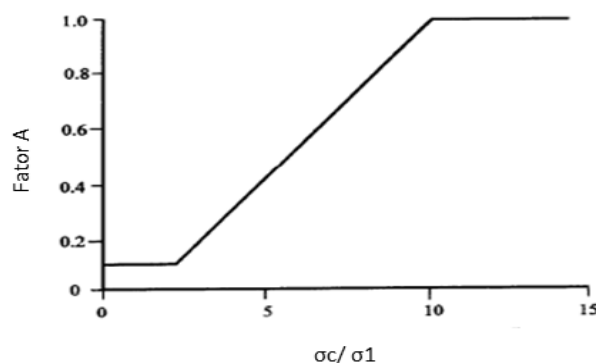


Figura 27: Valores de A para diferentes rácios de $\frac{\sigma_c}{\sigma_1}$ (Hoek et al., 1993)

Fator de influência das descontinuidades face à estabilidade do desmorte, B:

Este fator considera a influência de fracturas críticas à estabilidade da superfície do *stope*, na maioria dos casos as ruturas controladas ocorrem ao longo das superfícies de descontinuidade que geram um ângulo raso com a superfície do desmorte, estas são denominadas de descontinuidades críticas. Este ângulo, que torna o elo de ligação entre a rocha e a descontinuidade pode ser quebrado pelos efeitos do rebentamento, tensão, ou outra família de descontinuidades. Quando o ângulo se aproxima de zero, acontece um ligeiro aumento da tensão, influência da fratura crítica na estabilidade da escavação, é maior quando é paralela à superfície livre e menor quando é perpendicular. O fator B depende da diferença entre a orientação da fratura ou diaclasamento crítico e o desmorte da mina (Figura 28).

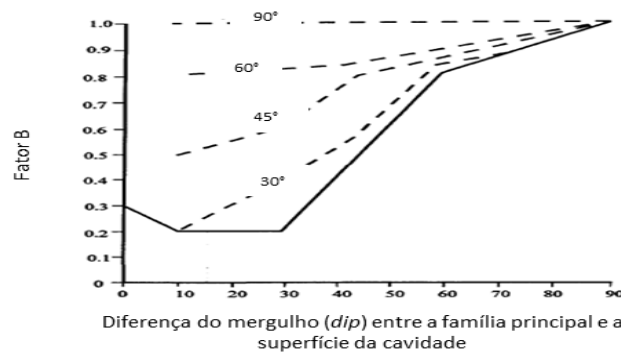


Figura 28: Valores de B para diferentes ângulos entre a superfície do *stope* e as descontinuidades críticas (Hoek et al., 1993).

Fator de orientação do desmorte, C:

Este fator considera o ajustamento do peso gravítico com a probabilidade de rutura no teto induzido pela gravidade e nos hasteais do desmorte devido à escavação ou deslizamentos. Nos abatimentos gravíticos dependentes do ângulo de inclinação da superfície do desmorte (θ), o fator C pode ser diretamente calculado pela equação $C = 8 - \text{Cos}\theta$ ou pelos gráficos das Figuras 29 e 30, no caso de quedas gravíticas ou deslizamentos respetivamente tomando este um valor mínimo de 2 e máximo de 8.

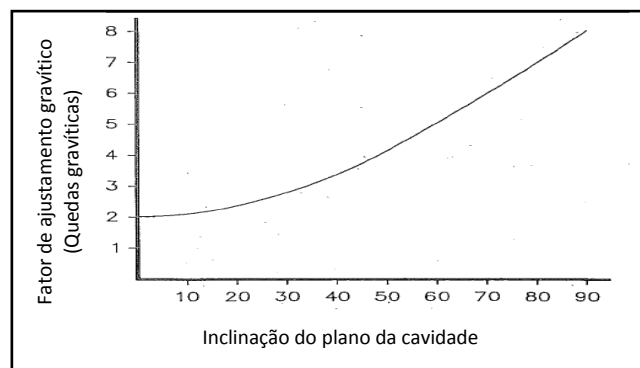


Figura 29: Fator de ajustamento gravítico, C, para modelos de queda gravítica (Potvin et al., 1989).

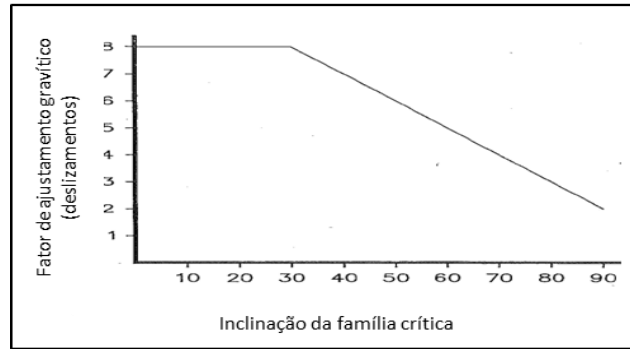


Figura 30: Fator de ajustamento gravítico para deslizamentos (Potvin et al., 1989).

2.6.2. Raio hidráulico

O fator S, correspondente ao Raio Hidráulico, é calculado pela expressão:

$$S = \frac{\text{Área da secção superficial}}{\text{Perímetro da superfície}} = \frac{A}{P} = \frac{A \times B}{2(A + B)} \quad (41)$$

O raio hidráulico pode ser calculado para o teto da escavação e para os hasteais, assumindo assim números de estabilidade, N' , para ambas as estruturas da escavação.

2.6.3. Método do gráfico de estabilidade

Utilizando os valores de N' e S, a estabilidade do desmorte pode ser estimada pelo gráfico da Figura 31, que representa a estabilidade de desmontes baseados em casos de minas Canadianas por Potvin et al. (1988). Este método contempla um sustimento com base em cabos de aço, tornado mais adequados à estabilidade do *stope*. Pela interpretação de Hutchinson & Diederichs (1996), a zona do gráfico correspondente a uma estabilidade com suporte por cabos, delineado pelo limite das duas curvas externas, indica quando estes são necessários e efetivos. Quando o raio hidráulico aumenta ou o número de estabilidade diminuí, na área referida, o risco de queda ou instabilidade aumenta e o tempo de auto suporte é reduzido, indicando uma malha de sustimento por cabos mais curta e cabos com maior comprimento.

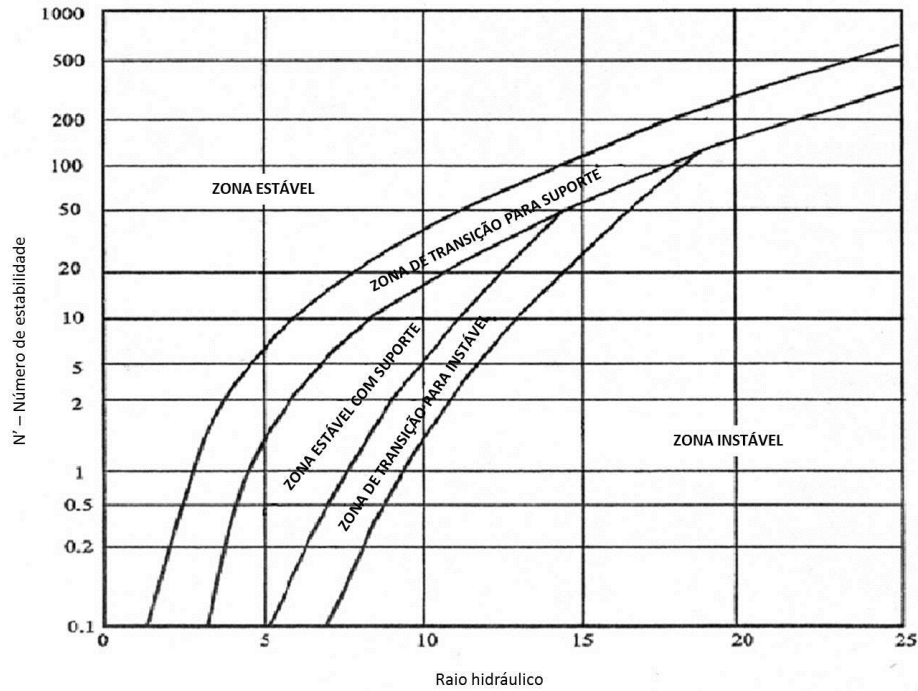


Figura 31: Gráfico de estabilidade identificando zonas de terreno estável, estável com suporte, transição para instável e instável (adaptado de Potvin et al., 1988).

2.6.4. Suporte por cabos

Quando a análise de estabilidade sugere um suporte dos desmontes por cabos de aço, a análise preliminar da densidade de cabos por metro quadrado é indicada pela Figura 32, neste caso específico, o fator correspondente ao número de cabos por área é relacionado com o índice de frequência de discontinuidades ao longo do maciço, parâmetro RQD/ J_n e o raio hidráulico, S , da escavação, com objetivo de obter uma ideia generalizada do tamanho de blocos relativamente às dimensões da escavação. Quanto ao comprimento dos cabos o estudo feito por Potvin et al. (1988), em cada caso, foi relacionado com o raio hidráulico do desmonte. Uma linha gráfica representativa e baseada nos casos práticos é correspondida aproximadamente pela equação:

$$\text{Comprimento (m)} = 1.5 \times S \quad (44)$$

Esta equação é tornada apenas praticável quando o raio hidráulico não é maior que 10 e os cabos não possuem comprimento superior a 15 metros como se pode verificar no gráfico da Figura 33.

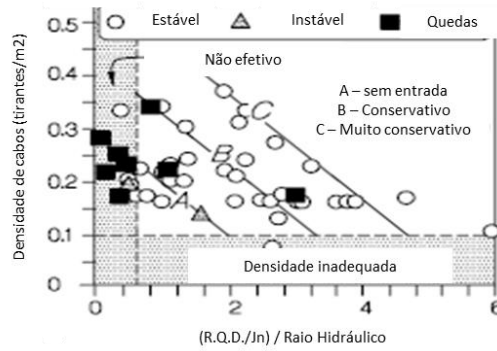


Figura 32: Densidade de cabos por m^2 com base nos estudos Potvin et al. (1988).

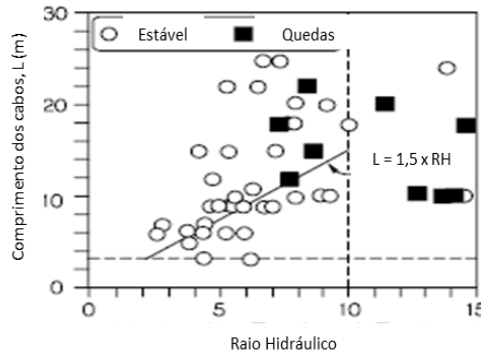


Figura 33: Comprimento dos cabos para $L=1.5 \times S$ com base no estudo de Potvin et al. (1988).

Nickson (1992) mostra a correlação empírica no que respeita a densidade de cabos com o espaçamento, obtida desta vez pelo quociente de N'/S . Este conceito possui uma lógica similar ao método de Potvin $(RQD/Jn)/S$, mas com informação adicional que a classificação N' toma relativamente à inclinação do desmorte, estado de tensões e orientação das famílias de descontinuidades. Nickson (1992) encontra a relação baseada nas práticas correntes, considerando aqui a efetividade do grau de suporte. Na Figura 34, é verificado nas duas escalas verticais a relação entre espaçamento máximo equivalente e a densidade mínima de cabos por área.

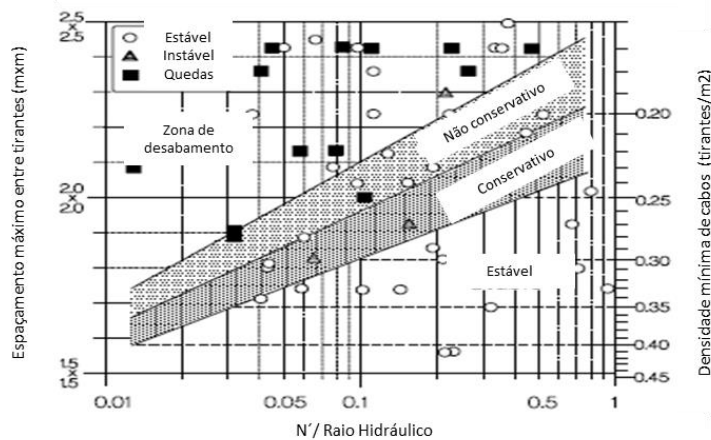


Figura 34: Orientações para espaçamento e densidade de cabos (Potvin et al., 1988).

Parte 2 – Estudo e caso prático: Jazigo de Feitais, mina de Aljustrel

3 Introdução ao caso prático: Jazigo de Feitais, mina de Aljustrel.

Enquadramento geral

A presente dissertação tem aplicação prática ao estudo geomecânico do jazigo de Feitais da mina de Aljustrel realizada no âmbito de um estágio desenvolvido na empresa ALMINA – Minas do Alentejo S.A. (ver Figura 35).



Figura 35: Vista aérea do couro mineiro, na zona do jazigo de Feitais, Mina de Aljustrel (<http://www.google.com/earth>).

3.1. Enquadramento geográfico

A área em estudo localiza-se na vila de Aljustrel e sede de concelho com o mesmo nome. Situa-se na região do Alentejo e sub-região do Baixo Alentejo, pertencente ao distrito de Beja. O município é limitado a norte por Ferreira do Alentejo, a este por Beja, a sul por Ourique e Castro Verde e a oeste por Santiago do Cacém, repartindo-se administrativamente em quatro freguesias: Aljustrel, Ervidel, Messejana e São João de Negrilhos (Figura 36).

O Concelho ocupa uma superfície de 458,4 Km², e a população aproxima-se dos 10.567 habitantes, enquanto que a vila ocupa uma área de 188.21 km² e uma população de 5559 habitantes.

De entre as atividades económicas de maior interesse, a indústria mineira é a que possui maior relevância no município.

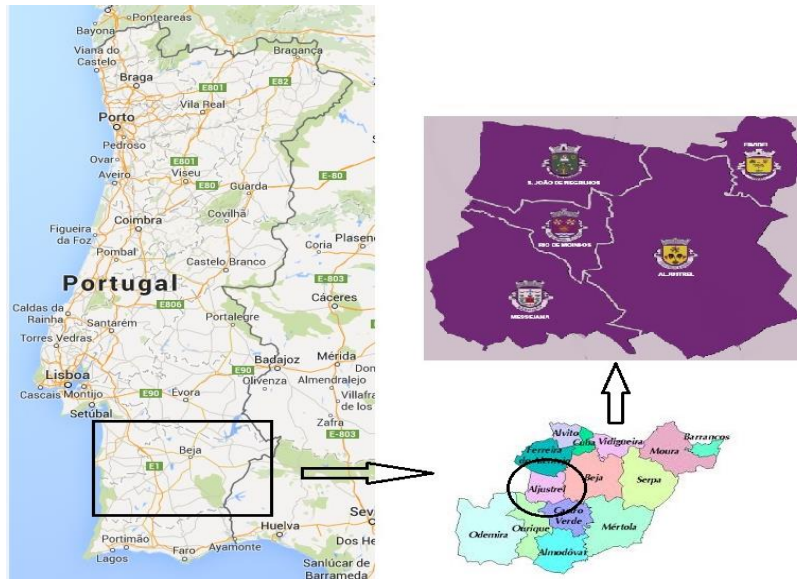


Figura 36: Localização do concelho de Aljustrel (adaptado de Google Maps e site autárquico de Aljustrel).

3.2. Enquadramento Geológico

As jazidas minerais de Aljustrel enquadram-se na classe dos jazigos de Sulfuretos Maciços Vulcanogénicos de Idade Paleozóica, localizados no setor ocidental da Faixa Piritosa Ibérica (Barriga, 1990).

3.2.1. Faixa Piritosa Ibérica (FPI)

A FPI situa-se no sudoeste da península ibérica e estende-se ao longo de 250 km, desde Sevilha até á costa sudoeste alentejana, e consiste numa unidade geotectónica que compreende formações metassedimentares e vulcânicas da era paleozóica, no período que vai do devónico superior ao carbónico. Encontra-se dividida em três principais unidades tectono-estratigráficas, sendo da mais antiga para a mais recente (e.g., Barriga & Fyfe 1988; Oliveira et al., 2004, 2006):

1. Grupo Filito-Quartzítico, (composto essencialmente por filitos e quartzitos);
2. Complexo Vulcano-Silicioso, (composto essencialmente por riólitos, sulfuretos maciços, chertes e jaspes);
3. Grupo do *Flysch* do baixo Alentejo, (composto essencialmente por xistos e grauvaques).

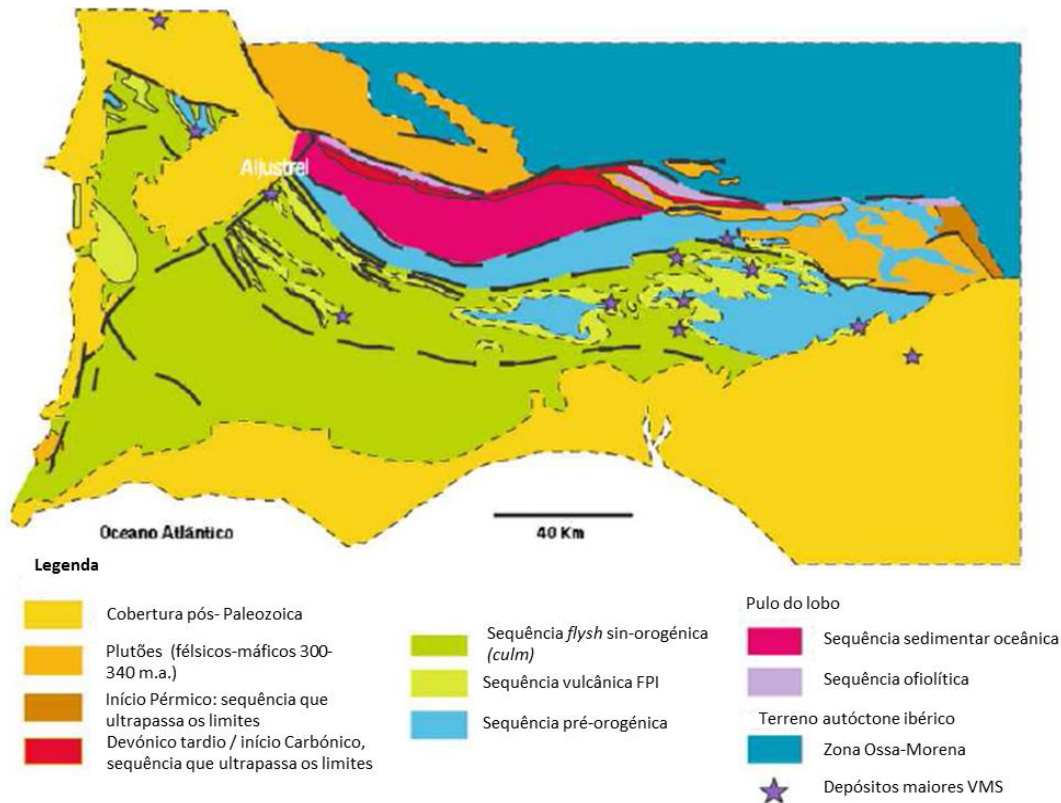


Figura 37: FPI e ocorrências mineiras (adaptado de Candeias, 2008).

Os cerca de 12.500 Km² que ocupa aproximadamente a FPI, hospedam mais de 2.500 milhões de toneladas (Mt) de sulfuretos maciços e fissurais, distribuídos por mais de 88 depósitos conhecidos, o que faz desta província metalogénica uma das maiores e mais interessantes do mundo, no que se refere a esta tipologia de jazigos (Large & Blundell, 2000). Os jazigos são essencialmente piríticos, com concentrações apenas localmente significativas de esfalerite (Zn), calcopirite (Cu) e galena (Pb). No seu conjunto, os minérios da FPI contém um volume de metais verdadeiramente extraordinário que denuncia a elevada produtividade da atividade hidrotermal mineralizante nesta bacia durante aquela breve janela de tempo. A maioria dos depósitos típicos da FPI inclui concentrações (“clusters”) de duas a seis massas de sulfuretos maciços e respetivos *stockworks*. Os depósitos de sulfuretos maciços da FPI exibem também considerável diversidade no que respeita às rochas que diretamente os hospedam, e aos estilos de mineralização que se lhes associam.

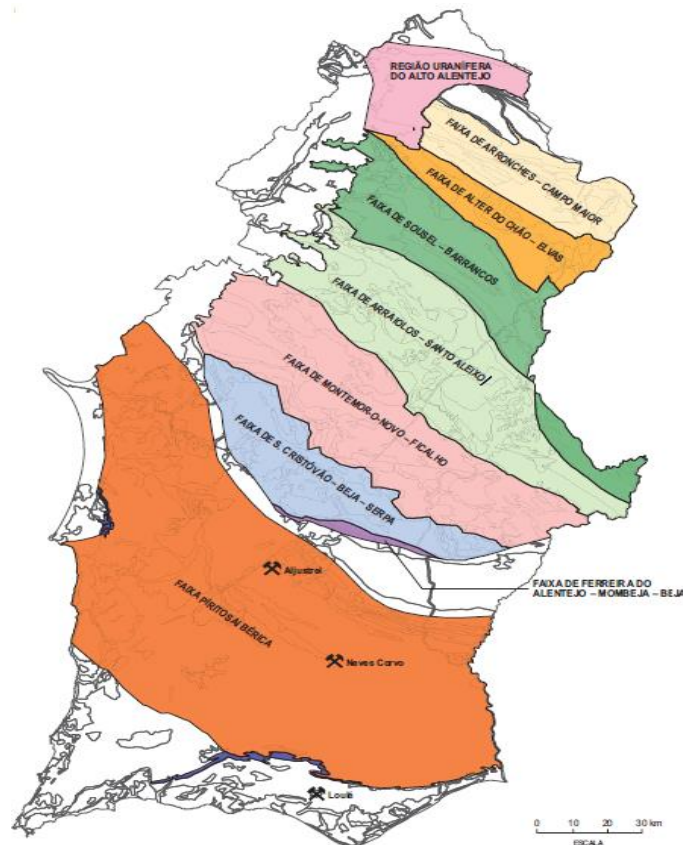


Figura 38: Regiões com potencial mineiro do sul de Portugal e FPI (fonte: www.lneg.pt)

3.2.2. Geologia local

A geologia da região de Aljustrel é caracterizada por um subsolo Paleozóico da Zona Sul Portuguesa, e numa sequência moderna sedimentar da Bacia Terciária do Sado (e.g., Dallmeyer & Garcia, 1990; Oliveira et al., 2006; Ribeiro et al., 2007). Estruturalmente, Aljustrel constituiu um anticlinório, formado por uma dobra anticlinal central, de maior desenvolvimento, delimitado a NE pelo anticlinal de Feitais e a SW pelo denominado anticlinal SW. Esta estrutura é de idade Hercínica (ou Varisca) exibindo duas fases de dobramento regional, em que a principal ocorreu no Vestefaliano médio (Schermerhorn, 1971), dando lugar a um metamorfismo de baixo grau (Schermerhorn & Munhá, 1979). A área é cortada por três sistemas de falhas, dois de desligamento e um de cavalgamento, estando todo este conjunto, por sua vez, cortado pela grande falha ativa de Messejana. Esta falha possuiu movimentos NE-SW e provoca na estrutura de Aljustrel um rejeito horizontal de cerca de 3 km, estendendo-se desde a costa alentejana até aos arredores de Ávila, centro de Espanha. No Miocénico formaram-se falhas normais ao longo da falha de Messejana dando origem a um grande *graben*, que corresponde à referida bacia terciária do Sado, onde entre o Miocénico e o Pliocénico, teve lugar a deposição de margas, lodos, dolomites, calcários, areias e conglomerados.

A área mineira de Aljustrel engloba depósitos de sulfuretos maciços com teores significativos em cobre, zinco, prata e chumbo entre outros e com potencial interesse económico. São de origem vulcânica, estratiformes e polimetálicos, de idade compreendida entre o Devónico Superior e o Carbonífero Inferior, formados em meios marinhos, em bacias delimitadas por falhas, estando a mineralização encaixada em rochas essencialmente vulcânicas, localmente conhecidas por vulcânicas

de Aljustrel, são constituídos essencialmente por Riólitos, Tufos, chertes, associadas a vulcanismo félsico.

Os sulfuretos maciços encontram-se no limite superior da unidade geotectónica do complexo Vulcano-silicioso, estando os depósitos associados espacialmente e temporalmente com vulcanismo félsico, o qual se supõe ter sido a fonte de calor do sistema hidrotermal (Williams et al., 1975; Garcia Palomero, 1977).

Os depósitos maciços da região de Aljustrel são constituídos principalmente por pirite (>70%), com quantidades menores de calcopirite, esfalerite, galena, alguma tetraedrite e arsenopirite.

Em Aljustrel ocorrem seis principais depósitos mineralizados numa área total de 5x2 km²: Feitais, Estação, Algarés, São João, Moinho e Gavião.

A geologia da área dos depósitos de Aljustrel tem vindo a ser exaustivamente descrita por Schermerhorn & Stanton (1969), Andrade & Schermerhorn (1971), Schermerhorn (1976), Barriga (1983, 1990), Barriga & Fyfe (1988, 1998), Carvalho & Barriga (2000), Schermerhorn & Stanton (2009), entre outros.

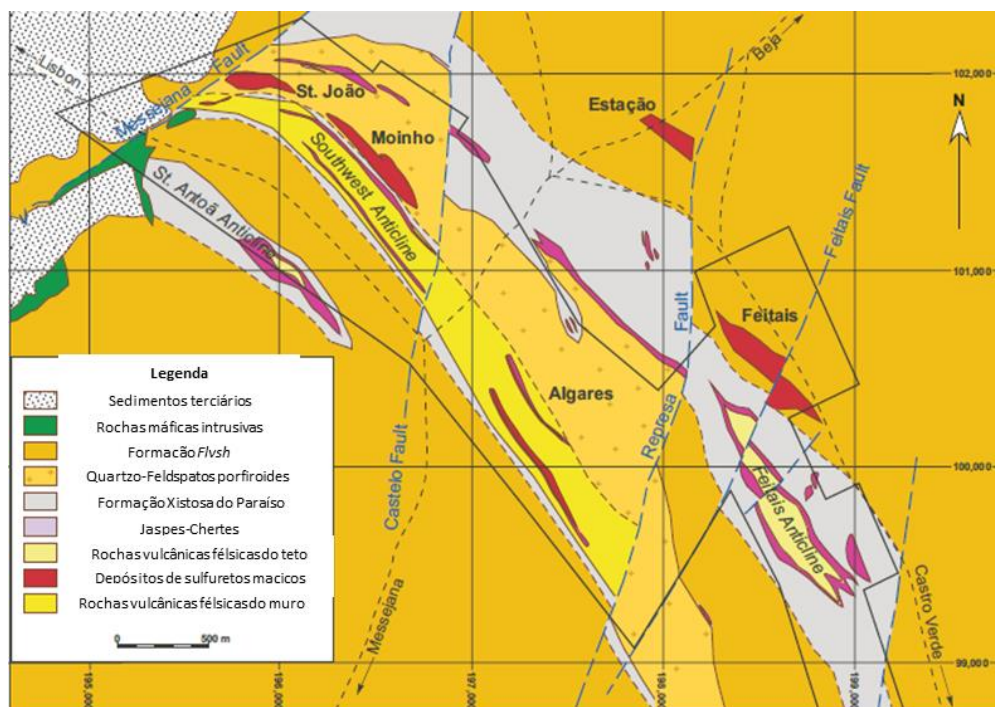


Figura 39: Geologia de Aljustrel e localização das massas mineralizadas de São João, Moinho, Estação, Algarés e Feitais (adaptado de documentação interna, ALMINA – Minas do Alentejo, SA.).

3.3. Nota histórica da exploração mineira em Aljustrel

Citando a informação histórica do site autárquico de Aljustrel (<http://www.mun-aljustrel.pt/menu/114/historia-da-mineracao.aspx9>), a exploração mineira em Aljustrel remonta a tempos muito antigos desde a idade do cobre, tendo sido posteriormente aproveitada por Fenícios e Cartagineses, porém, é sem dúvida durante o período de ocupação romana na Península Ibérica que a exploração mineira se intensifica, com construção de um novo povoado, Vipasca, situado mais próximo de Algarés e com fácil acesso, no local hoje conhecido como Valdoça ou Vale da Oca. Esta

exploração mineira durou até ao séc. IV d.C., atingindo o auge no tempo do Imperador Adriano, com oscilações na produção coincidentes com as crises do Império, sendo então abandonada.

Depois dos romanos, os árabes também aproveitaram estes recursos mineiros, mas numa escala mais reduzida. Mais tarde são encontrados factos históricos da exploração mineira sob referência no Foral de 1252, em que a Ordem de Santiago da Espada reserva para si os rendimentos da mina, tornando um sinal de que a mina continuava a produzir.

No início do séc. XVI, no rol de minas existentes no país do Regulamento Mineiro de Ayres do Quintal, vem mencionada a mina de Aljustrel durante o reinado de D. Manuel I.

Em meados do séc. XIX, com a Revolução Industrial e com a liberalização do sector mineiro, em 1847, em 1848, é atribuída a primeira concessão de exploração mineira em Aljustrel a um cidadão espanhol, Sebastião Gargamala, que poucos trabalhos efetuou perdendo, assim, a concessão. A mesma é então atribuída à *Lusitanian Mining Company* que também só labora durante dois anos, pelo que a concessão é então transferida para uma firma portuguesa, a Companhia de Mineração Transtagana, que dá início a uma exploração em grande escala, durante quinze anos, com introdução de transporte ferroviário e tratamento do minério. Devido a uma conjuntura desfavorável no mercado internacional Em 1878, com a baixa das cotações do cobre, instalou-se uma crise económica na Transtagana e a exploração mineira voltou uma vez mais a paralisar, a empresa acaba por falir e a concessão passa para a casa bancária Fonseca, Santos & Vianna. Este banco vai-se associar a uma empresa belga e criar a *Société Anonyme Belge des Mines d'Aljustrel*, que vai explorar a mina até 1973. Em Junho de 1973 a concessão transita para a posse da empresa Pirites Alentejanas, SARL, de capital predominantemente nacional e com as nacionalizações ocorridas em 1975, o Estado português passou a deter 90% do capital da empresa, ficando os restantes 10% em poder da empresa Belga referida. Até aos princípios do século XX a exploração das minas de Aljustrel justificava-se quase exclusivamente pela extração do cobre contido na pirite. A partir daí, o êxito económico da exploração belga ficou a dever-se essencialmente ao aproveitamento do enxofre da pirite, utilizado no fabrico de ácido sulfúrico, matéria-prima que associado aos fosfatos era destinado à indústria adubeira. O término da lavra mineira ocorre em Março de 1993.

Em 2001 o complexo mineiro de Aljustrel foi adquirido pela empresa canadiana *EuroZinc Mining Corporation* que, em 2009, vendeu a mina a um grupo português que alterou a designação da empresa para ALMINA - Minas do Alentejo, S.A. que labora até a atualidade, efetuando a produção de concentrado de cobre através da extração e valorização dos sulfuretos maciços e respetivos *stockworks* com teores económicos deste metal.

Como referido anteriormente, Aljustrel engloba seis massas mineralizadas de sulfuretos maciços vulcanogénicos e polimetálicos:, Moinho, Feitais, Algares, Estação, Gavião e São João. Atualmente, apenas os dois primeiros se encontram em exploração para a produção de concentrado de cobre, tendo sido as massas de Algares e São João alvos de explorações antigas.

A presente dissertação tem lugar no jazigo de Feitais, onde o método de desmonte aplicado é o *bench and fill*, ou bancada e enchimento e foi o resultado de um estágio profissional desenvolvido na DOS -

Direção de Obra Subterrânea, Departamento da Mecânica de Rochas na empresa ALMINA – Minas do Alentejo S.A. Além disso todos os aspectos sobre os métodos de desmonte das Minas de Aljustrel podem ser consultados em Gomes et al. (1993) e Galiza & Toscano (1993).

3.4. Geologia do Jazigo de Feitais

3.4.1. Morfologia e estratigrafia

O depósito de Feitais ocorre na parte sudeste da Mina de Aljustrel, no flanco normal do anticlinal de Feitais. Está relacionado, espacial e temporalmente, com o vulcanismo félsico que aflora na área de Aljustrel. O depósito sobrepõe-se a zonas de *stockwork*, extensas e ricas em cobre, que assinalam as condutas hidrotermais ao longo das quais os fluidos quentes, ricos em metais, ascenderam à superfície para formar as massas de sulfuretos sobrejacentes. O Jazigo de Feitais é uma massa de sulfuretos complexos com cerca 1000m de comprimento, 800m de largura e mais de 100m de espessura, o depósito encontra-se na direção Noroeste com uma inclinação de 50 a 60° para Nordeste sendo constituído, da mais antiga para a mais moderna, pelas seguintes formações:

1. Riólito Inferior;
2. *Stockwork*;
3. Sulfuretos maciços;
4. Riólito Superior;
5. Unidade Sedimentar Inferior (formação siliciosa do Paraíso);
6. Unidade Sedimentar Superior (Grupo *Flysch*, Formação *Culm*, Formação de Mértola).

A massa apresenta-se, geralmente, em termos de mineralização, desde uma zona rica em cobre, a muro, nas proximidades do contacto a *footwall*, passando por uma zona intermédia, pobre, de pirite, até uma zona rica em zinco nas proximidades *hanging-wall*. Os depósitos são sobrejacentes a zonas de *stockwork* ricas em cobre constituídas por material félsico, alterado, de origem vulcânica com veios de sulfuretos e clorite. O corpo mineralizado encontra-se delimitado por falhas. Os sulfuretos maciços, ricos, do muro são compostos de pirite com quantidades de calcopirite, tetraedrite, esfalerite e galena. A Geologia da massa mineralizada de Feitais é representada na Figura 40.

As zonas economicamente exploráveis ricas em cobre distribuem-se pelos sulfuretos maciços e *stockwork* subjacente, embora a maioria da reserva de cobre esteja nos sulfuretos maciços. O seu tamanho e morfologia tornam-nas adequadas para exploração subterrânea de baixo custo.

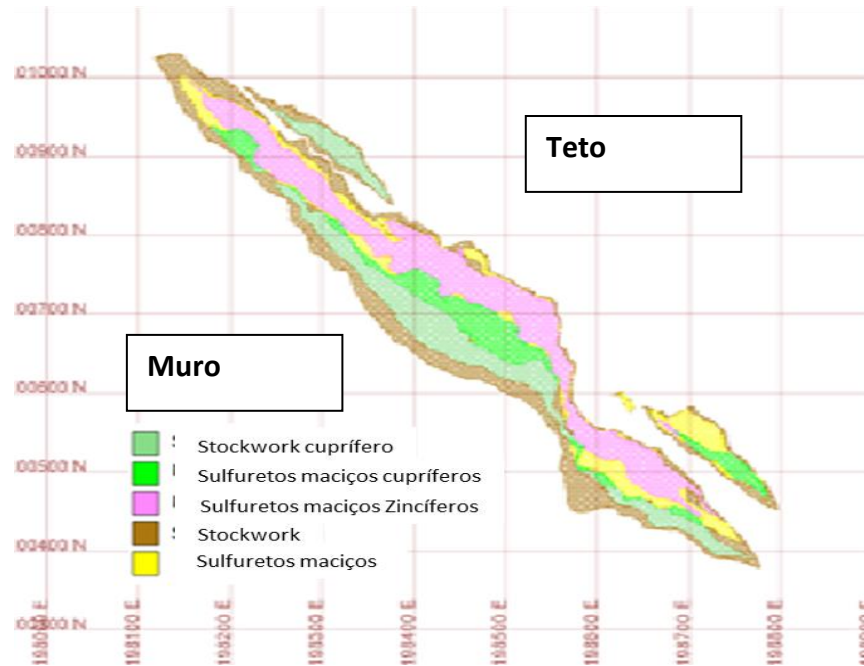


Figura 40: Zonamento e estratigrafia da mineralização do jazigo de Feitais (*orebody*). Fonte: Documento interno, ALMINA – Minas do Alentejo, SA.

3.4.2. Tectónica

Pelos dados adquiridos em documentação interna da empresa, as estruturas dominantes da Mina de Feitais são:

- Anticlinal de Feitais;
- Falha do Muro;
- Falha de Compressão de Feitais;
- Falha Transversal de Feitais;
- Falha da Represa.

O Anticlinal de Feitais é uma dobra deitada, ligeiramente inclinada, com um desenvolvimento superior a 300 m. O plano axial tem direção de 315° e mergulha ligeiramente para NE. Uma segunda fase de dobramento afetou a primeira, do que resultou, nesta, eixos mergulhando suavemente para NW e SE. Estas dobras, abertas, direitas e suaves têm planos axiais que são perpendiculares à primeira fase de dobramento.

A Falha do Muro tem direção de 310° e inclinação de 64° E, subparalela à estratigrafia. O extremo SE da falha transversal de Feitais corta o depósito mineral. O deslocamento e movimento relativo da falha são desconhecidos, aparentando ser do tipo normal e inferior a 50 m. A falha tem, em geral, alguns metros de espessura e contém veios de quartzo e rocha extremamente laminada com zonas fraturadas e argilosas.

A Falha de Compressão de Feitais foi intersectada por sondagens de superfície. Tem direção de 305° e inclinação de 35° . Ocorre no contacto entre as Unidades Sedimentar Inferior e Sedimentar Superior. Tem, em geral, espessura de 10 m e está preenchida com quartzo fortemente dobrado, veios de

argilito e sedimentos vulcânicos. Os veios de quartzo (inferiores a 1 cm, em média) estão dobrados, e, por vezes, brechados, sendo desconhecido o valor do rejeito desta falha.

A Falha Transversal de Feitais, de rotura frágil, tem direcção NNE, inclina 80°E e aparenta um desvio lateral de cerca de 40 m. Esta falha desloca as duas anteriores. A falha caracteriza-se por 1-2 m de argila contendo fragmentos angulosos de rocha encaixante (<2 cm). Os estratos dos dois lados da falha foram arrastados no plano desta. Os espelhos associados às superfícies de fratura são horizontais.

A Falha da Represa está cartografada à superfície e constitui um elemento importante das cartas gravimétricas. A zona de influência engloba uma série de aberturas sub-paralelas. As falhas têm direcção NNE e inclinam fortemente como a Falha Transversal de Feitais.

3.5. Zonamento mineiro

O zonamento mineiro do jazigo de Feitais é efetuado mediante a localização face à massa mineralizada, pelo que assim temos três zonas distintas (Figura41):

- Muro da mineralização ou *footwall*;
- Massa mineral ou *orebody*;
- Teto da mineralização ou *hanging-wall*.

Torna-se importante introduzir neste zonamento o pilar soleira, que consiste numa separação em profundidade que delimita os painéis de exploração, na tentativa de garantir estabilidade a Feitais, possuindo este cerca de 15 metros de espessura e situando-se entre os níveis 370 e 390 (cota base do primeiro e cota de teto do segundo, 385 m).

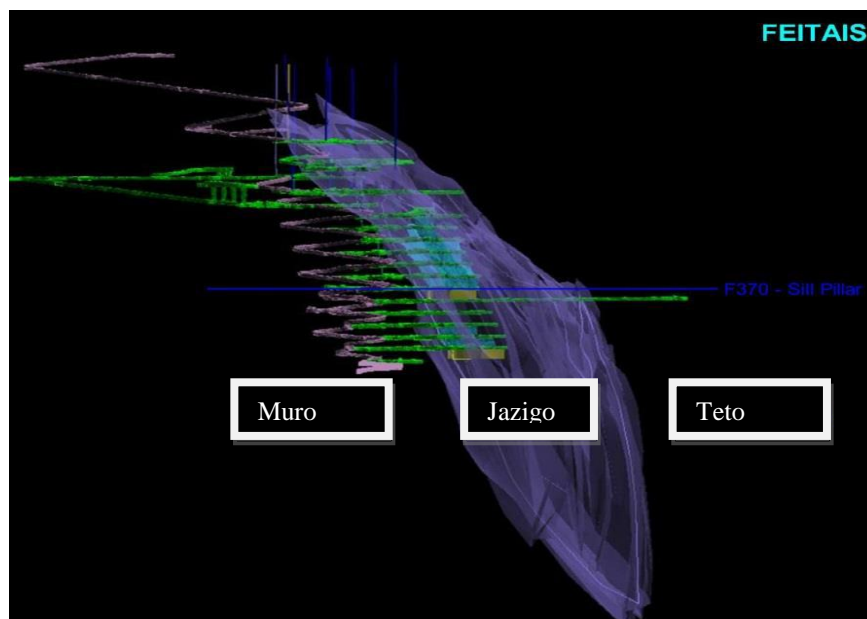


Figura 41: Zonamento de Feitais e massa mineralizada, Fonte: Documento interno, ALMINA – Minas do Alentejo, SA.

3.5.1. Muro da mineralização (*footwall*)

É denominada esta zona como sua localização a muro da massa mineralizada, é constituída pelos acessos principais de circulação, como a rampa principal de Feitais (FR) e galerias de acesso á mineralização, paralela e perpendicularmente à mesma (GA, GAM-D, GAM-E e GAM-N), é também nesta zona que se situam as principais infraestruturas do jazigo, britagem primária, centrais de enchimento (CE), oficinas, armazéns, estações de bombagem de lamas, chaminés de ventilação (CV e CPV) e de enchimento (CE) entre outras infraestruturas de importância ao desenvolvimento e funcionamento das operações. Torna-se importante referir que são sobretudo locais com carácter definitivo enquanto vida útil da mina, solicitados pelos rebrandamentos do desenvolvimento da exploração, e locais de frequente passagem de máquinas, utilizados como vias de acesso, exigindo assim extrema importância no controlo da estabilidade e sustimento a aplicar.

Nas zonas de levantamentos geotécnicos a muro, o maciço rochoso é essencialmente de origem vulcânica, sobretudo riólitos, sem valor económico para exploração, sendo estas classificadas como material estéril, ou escombros (ESC), posteriormente depositadas na escombreira e mais tarde utilizadas no processo de enchimento (*Backfill*) das cavidades ou desmontes explorados (*stope*). Esta zona tem término na falha de muro de Feitais, estrutura esta que delimita *orebody* e *footwall*, indicando o aparecimento do *stockwork*.

3.5.2. Jazigo (*orebody*)

O depósito apresenta-se zonado, como referido anteriormente, com uma parte rica em cobre perto do muro, a qual está separada da zona rica em zinco, que ocorre junto ao teto, por pirite estéril ou pobre. O depósito pode separar-se em três fácies: de zinco, de pirite e de cobre, com base na abundância de blenda, pirite e calcopirite, respetivamente. Os sulfuretos maciços, ricos em cobre do muro e economicamente exploráveis, são compostos de pirite com pequenas quantidades de calcopirite, tetraedrite, esfalerite e galena.

Esta zona é constituída pelas galerias *drift* de produção, ou seja, as galerias que cortam perpendicularmente a massa mineralizada, e as cavidades respetivas formadas pelo desmonte em bancada. Estas zonas são de carácter provisório, visto que posteriormente irão ser cheias, tornando aqui as necessidades de sustimento adaptáveis á duração de obra destas galerias, no entanto, torna-se importante referir os cuidados especiais de estabilidade a ter mediante a solicitação das mesmas pelo desmonte de rocha proveniente do desenvolvimento e bancada, passagem de máquinas e pessoal, localização de mangas de ventilação e posterior abertura das bancadas com todos os constrangimentos associados às vibrações dos rebrandamentos.

Nas zonas, onde foram efetuados levantamentos, o maciço rochoso é concordante com a descrição geológica feita neste tópico, englobando assim cada levantamento, as zonas correspondentes de *stockwork* e sulfuretos maciços.

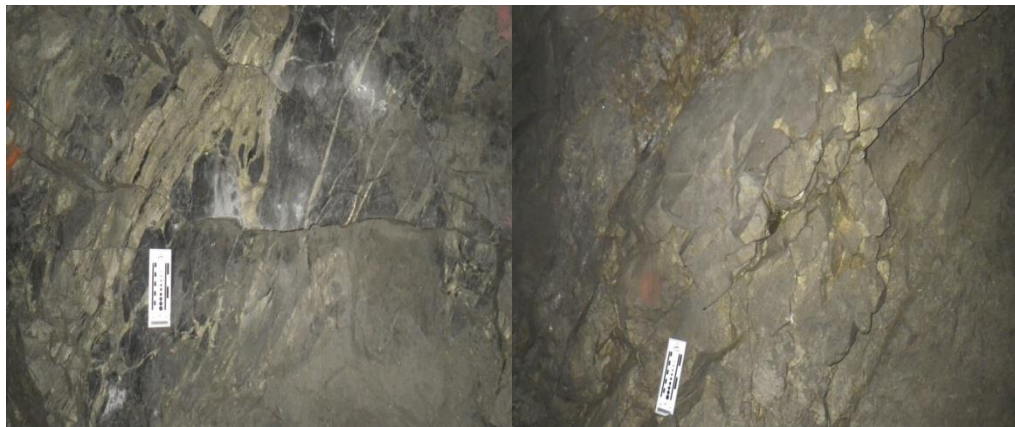


Figura 42: *Stockwork* (esq.) e Sulfuretos maciços cupríferos (dir.). (Fonte: documentação interna ALMINA- Minas do Alentejo, SA.)

3.5.3. Teto da mineralização (*hangingwall*)

Zona localizada a teto da mineralização, constituída sobretudo por rochas vulcano-sedimentares, chertes (sedimentares) e jaspes (vulcânicas) sendo esta uma zona com pouca atividade mineira, albergando apenas uma galeria para prospeção com cerca de 500 metros e em desenvolvimento, sendo esta o local correspondente ao único levantamento geológico-geotécnico situado a teto. No desenvolvimento desta galeria é visível a diferença das litologias referidas e a interseção desta com a falha de Feitais.

3.6. *Bench and fill* e desenvolvimento da exploração

A exploração inicia-se com a escavação de uma rampa de acesso, em formato helicoidal descendente a muro da mineralização, a partir daqui se inicia a abertura dos diferentes níveis, com 20 metros, criando as galerias de acesso ao corpo mineralizado em cada nível. Após ultrapassar a Falha de Muro de Feitais encontra-se o *stockwork* e massa mineralizada em sulfuretos maciços, a escavação das galerias de produção prossegue, e a escavação em comprimento é correspondente ao encontrado e prospectado pela mineralização, com teores de cobre passando aqui por *stockwork* e sulfuretos maciços. No final do traçado de cada galeria, com dimensões 5x5m², efetuam-se os alargamentos aumentando a secção da mesma para 12 metros, entrando aqui no processo inicial para a realização do desmonte em bancada. Após a execução do procedimento descrito para o nível da galeria inferior inicia-se a perfuração vertical. Esta perfuração permite a realização da exploração por bancadas, para os quais é necessária a escavação de uma chaminé, ou *slot*, a fim de gerar a primeira frente livre para movimentação do maciço rochoso a desmontar com recurso a explosivos.

A partir daqui inicia-se o desmonte em fatias ou cortes por perfuração vertical com 15 metros (espessura da camada rochosa entre níveis). O material desmontado na galeria é extraído na galeria inferior com pás carregadoras e LHD's.

Para obter um controlo de estabilidade da exploração e de minimizar os variados danos provenientes de colapsos ou outras instabilidades, e redução a diluição do minério, são consideradas galerias com um raio hidráulico máximo estável definidos de acordo com o método do gráfico de estabilidade. Uma vez terminada a exploração em bancada inicia-se um ciclo de enchimento de toda a cavidade criada. Torna-se importante que a exploração se dá em sentido ascendente por níveis ao longo de 100 metros, situando-se um pilar de segurança (pilar soleira) com vista a conferir estabilidade à exploração em cada intervalo. No final da exploração de cada cavidade, esta é cheia com material de enchimento desde o nível de perfuração até ao imediatamente seguinte. Em cada nível existem várias cavidades geradas, que no final são cheias com *rockfill* cimentado (primárias) e outras apenas com agregado proveniente material estéril britado (secundárias), importando aqui referir que a exploração destes últimos se dá entre os primários, sendo portanto os seus hasteais compostos por *rockfill* cimentado.

Tabela 14 - tipologia de galerias por zona em Feitais.

Muro	Zona de produção	Teto
<ul style="list-style-type: none"> • Rampa de acesso; • Galerias <i>drift</i> de acesso ao minério 	<ul style="list-style-type: none"> • Galerias <i>drift</i> produção; • Bancadas, cavidades ou desmontes. 	<ul style="list-style-type: none"> • Galerias de prospeção.

Assim, torna-se possível dividir expeditamente o método de exploração em 5 fases complementares por nível, esquematizado nas figuras seguintes.

Fase 1: Criação dos acessos a muro.

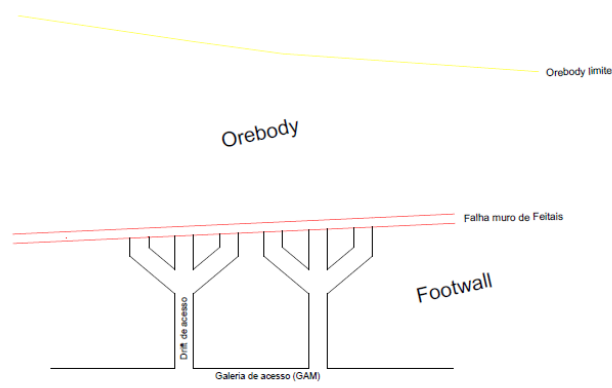


Figura 43: Escavação de acesso a muro

Fase 2: Escavação de drift de desenvolvimento e produção (zona mineralizada).

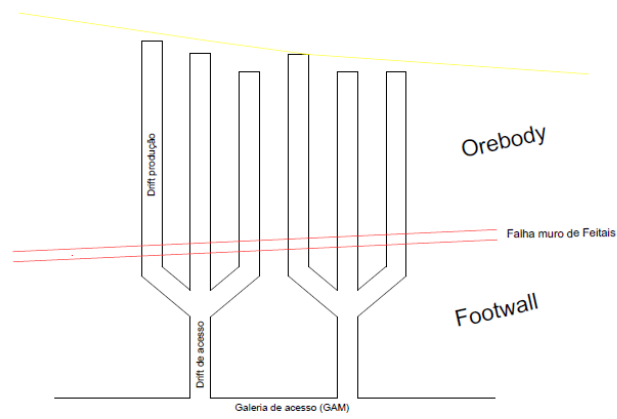


Figura 44: Drift de produção.

Fase 3: Abatimentos laterais, com 3.5 metros para ambos os lados em cada drift.

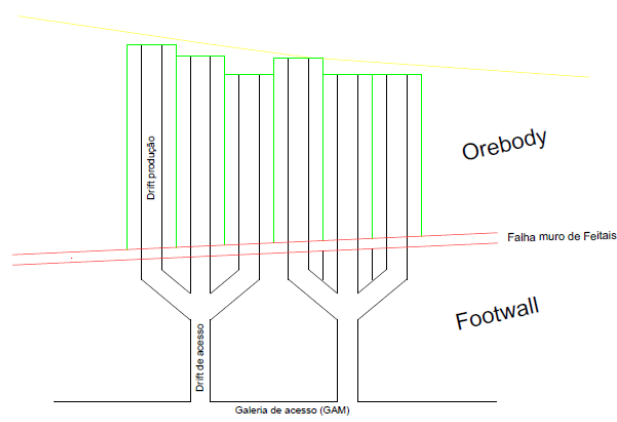


Figura 45: Abatimentos laterais.

Fase 4: Início do desmonte em bancada do nível superior, perfuração e carregamento, para o inferior, remoção (em corte).

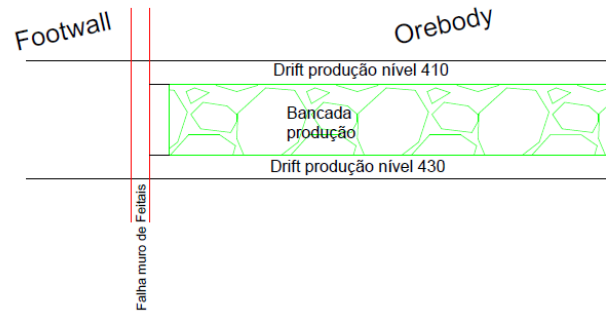


Figura 46: Desmonte em bancada do nível superior para o inferior.

Fase 5: Enchimento, Rockfill cimentado nos primários e agregado britado em ligante proveniente do desenvolvimento em material estéril nos secundários, onde a antiga galeria de produção passa a nível de remoção do nível imediatamente superior.

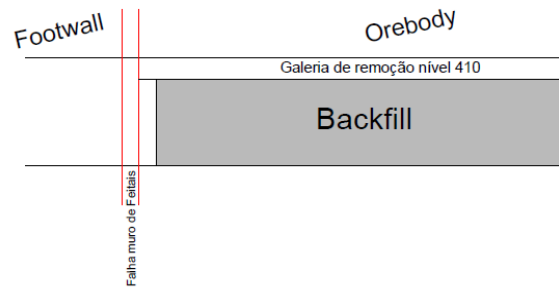


Figura 47: Enchimento da cavidade.

Aplicação das classificações geomecânicas e propostas de sustimento

4 Aplicação das classificações geomecânicas e propostas de sustimento

4.1. Preparação dos trabalhos e objetivos

Numa primeira fase com o objetivo de classificar o maciço rochoso do jazigo de Feitais e as diferentes litologias, consoante o zonamento mineiro da exploração, a muro e a teto da mineralização e a própria massa mineralizada, nos painéis superior e inferior face ao pilar soleira do nível 370, foram escolhidas galerias estrategicamente posicionadas onde fosse possível efetuar levantamentos geológico-geotécnicos, e mais tarde classificar o terreno e atribuir o sustimento com base na classificação geomecânica Q-system de Barton et al. (1974, 1980), correlacionando esta com RMR de Bieniawski (1973, 1989) e o GSI de Hoek (2007). O trabalho de campo consistiu em três fases por galeria.

- Levantamento da atitude geológica das descontinuidades e respetivas características mecânicas;
- Ensaio com o martelo de Schmidt para determinação da resistência da rocha;
- Medição da intensidade de fraturação, ao longo de um comprimento para determinação do R.Q.D.

No trabalho de campo não foi possível aplicar completamente a Técnica da Amostragem Linear (“TAL”; e.g., ISRM, 1981; Dinis da Gama, 1995; Chaminé & Gaspar, 1995; Chaminé et al., 2001; Martins et al., 2006; Fonseca et al., 2010; Chaminé et al., 2010, 2013, 2015), por motivos de inacessibilidade para colocação de uma fita graduada ao longo do comprimento pretendido medir por galeria, e por falta de alguns meios que possibilitassem a execução da técnica em ambos os hasteais. Porém e aquando da terceira fase de trabalho de campo, correspondente à determinação do “*fracture intercept*” foi colocada uma fita, não graduada, ao longo de um comprimento medido com auxílio de uma laser (comprimento abrangendo sempre que possível toda a galeria de levantamento), em cada hasteal de cada galeria e foi contado o número de descontinuidades que intercetam o comprimento da mesma (conhecido) e assim foi possível obter o grau de fraturação de cada maciço correspondente e, em gabinete, obter o R.Q.D. Com este procedimento minimizou-se, em parte, a falta de rigor para a obtenção de uma cartografia sistemática dos parâmetros geotécnicos previstos pela ISRM (1981).

Na Tabela seguinte encontram-se as 15 galerias alvo dos trabalhos acima descritos, a sua localização face à estrutura da exploração do jazigo de Feitais.

Tabela 15: Localização das galerias, nos zonamentos distintos do jazigo e com referência ao pilar soleira

- **Muro**

Acima Pilar Soleira	F310GAM-E
	F310GAM-D
	FR310-330
	F350GAM-E
	F350GAM-D
Abaixo Pilar Soleira	F390GAM-D
	FR410-430
	F450GAM-E

- **Mineralização**

Acima Pilar Soleira	F270S055
	F290S045
	F370GAM-N
Abaixo Pilar Soleira	F410S036
	F430S046
	F470S050

- **Teto**

Abaixo Pilar Soleira	F390GP
-----------------------------	--------

4.1.1. Nomenclatura litológico-económica

As diferentes litologias componentes do jazigo de Feitais encontram-se maioritariamente expostas nas superfícies do maciço rochoso, correspondente aos locais onde foram efetuados os levantamentos de campo. Riólitos a muro, *stockwork* e sulfuretos maciços no corpo e Jaspes piritosos a teto são as correspondentes de entre as anteriores descritas no enquadramento geológica do jazigo. Porém, na exploração mineira, toma-se o interesse económico devido ao teor de cobre presente no jazigo definindo duas grandes categorias, Estéril e Minério. Estando a esquematização e denominação interna das litologias referidas por zona na Tabela 16.

Tabela 16: Litologias remetentes ao jazigo de Feitais nas galerias alvo de levantamentos geológico-geotécnicos.

Zona	Litologia	Classificação económica	Sigla
Muro	Riólito	Estéril	ESC
Orebody	Stockwork	Sem teor para exploração	FE
		Com teor para exploração	FC
	Sulfuretos maciços	Sem teor para exploração	ME
		Com teor para exploração	MC
Teto	Jaspe	Estéril	ESC

4.1.2. Descontinuidades

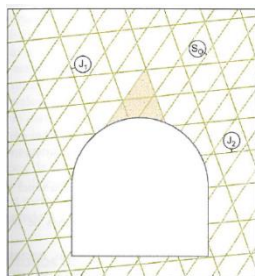
O levantamento da atitude geológica das descontinuidades em conjunto com as demais características influentes no comportamento e classificação geomecânica do maciço como, alteração, rugosidade, abertura, enchimento, presença de água, foi efetuado numa primeira ida ao terreno, dirigindo assim este procedimento de forma a obter num âmbito geral, por galeria, as características referidas, e exigidas para a atribuição das classificações RMR e Q-System.

Nesta primeira fase e por galeria, o levantamento consistiu no levantamento da atitude das descontinuidades (*dip e dip direction*) com uma bússola provida de um clinómetro, sendo levantadas todas as descontinuidades cujas localizações permitissem o acesso, em ambos os hasteias. Em seguida procedeu-se ao levantamento das restantes características com uma avaliação global, visual e de contato direto ou toque (rugosidade por exemplo). A ficha de campo respetiva a este primeiro trabalho consta no Anexo II (CD-ROM). A técnica da amostragem linear não foi aplicada pelos motivos descritos no ponto anterior.

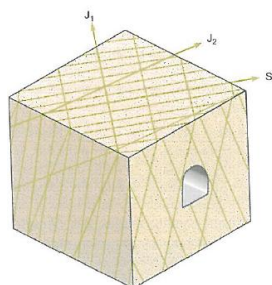
Numa fase seguinte procedeu-se à representação gráfica da orientação das diferentes famílias de descontinuidades, levantadas no campo, feita através da projeção hemisférica de *Schmidt*, utilizando-se o hemisfério superior para representar a direção da inclinação da linha de maior declive do plano e o respetivo pólo da descontinuidade (medição *dip e dip direction*).

Através do *software DIPS (Rocscience)*, é possível obter o traçado de curvas de isodensidades de concentração de polos e diagramas de rosetas, através dos quais obtemos o número exato de famílias de descontinuidades presentes no maciço. Após a medição das orientações das descontinuidades no terreno, é efetuado o tratamento estatístico dos dados através de diagramas geológico-estruturais (ISRM, 1978; Priest, 1993; Lisle & Leyshon, 2004).

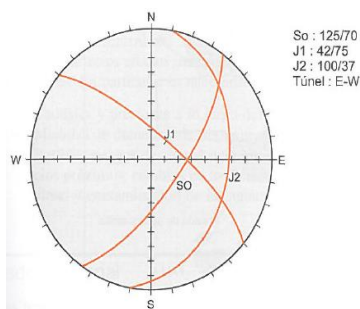
Na Figura 48 mostram-se os diagramas obtidos através do *software DIPS (Rocscience)* em resultado do tratamento do conjunto de descontinuidades levantadas.



Interseção das descontinuidades com a escavação



Representação em bloco diagrama



Representação estereográfica dos planos de descontinuidade

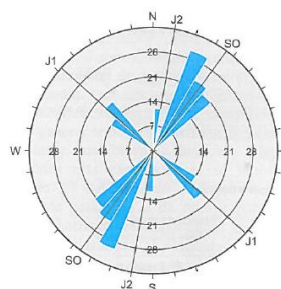
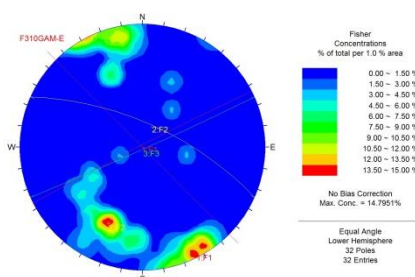


Diagrama de rosetas – orientações das famílias principais



Projeção estereográfica das descontinuidades

Figura 48: Representação e análise de descontinuidades (adaptado de Gonzalez de Vallejo et al., 2002).

4.2. Resistência da rocha

O ensaio esclerométrico (martelo de *Schmidt*), realizado numa segunda deslocação ao terreno, registando os valores do ressalto em uma ficha de campo criada para o mesmo propósito (Anexo III), foi distribuído uniformemente pelos hasteais das superfícies estruturais do maciço rochoso estudado. Foram realizados ensaios em 3 estações geomecânicas por galeria, com 10 pontos de impacto em cada descontinuidade, cada ensaio em posições diferentes do martelo no mesmo local. Os resultados obtidos nas avaliações dos 10 pontos de impacto na superfície do material rochoso.

No gabinete foi realizado um tratamento exaustivo dos dados recolhidos durante a realização destes ensaios geomecânicos de campo. Seguidamente recorreu-se ao ábaco de Miller, em que, com o valor médio de R (Ressalto ou *Rebound*) calculado, a orientação do disparo ($\pm 90^\circ$, $\pm 45^\circ$ e 0°) e a densidade média da rocha, é possível chegar a um valor aproximado de resistência à compressão uniaxial

simples (Figura 49) com uma dispersão média associada, sendo contemplados os cinco valores mais altos do ressalto por cada ensaio.

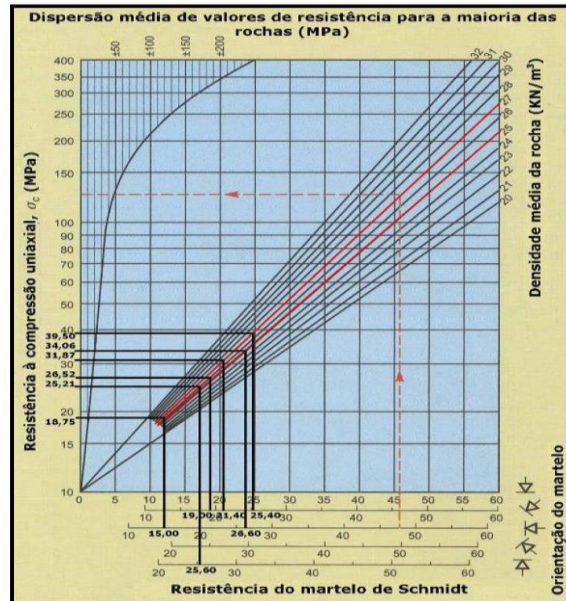


Figura 49: Exemplo do cálculo da resistência a partir do martelo de Schmidt, segundo o Ábaco de Miller (adaptado de Gonzalez de Vallejo et al., 2002).

Densidade média das rochas:

- Sulfuretos maciços cupríferos (MC) = 44 KN/ m³;
- *Stockwork* cuprífero (FC) = 33 KN/ m³;
- Riólito (ESC) = 26 KN/m³;
- Jaspe (ESC) = 27 KN/ m³;

O estudo e conhecimento dos valores adotados para as densidades das diferentes litologias em Feitais foi efetuado por ensaios de densidade existentes, onde para cada tipo litológico foi aplicado um valor médio referente.

Os ensaios com o martelo de Schmidt não foram realizados nos sulfuretos maciços cupríferos, pela sua densidade média ultrapassar em larga escala a densidade máxima atribuída no ábaco de Miller (Miller, 1965) para correlação com a resistência à compressão, pelo que na massa mineralizada os ensaios incidiram sobre a litologia correspondente ao *stockwork* (33 KN/m³). As folhas de registo dos dados de campo, resumo e processamento de resultados referentes ao ensaio esclerométrico encontram-se no Anexo III.



Figura 50: Ensaio ressalto de Schmidt (“Schmidt rebound”) no maciço em estudo.

4.2.1. Muro

Na Figura seguinte é expressa a média gráfica dos valores de resistência à compressão, por galeria, a muro da mineralização, painel superior.

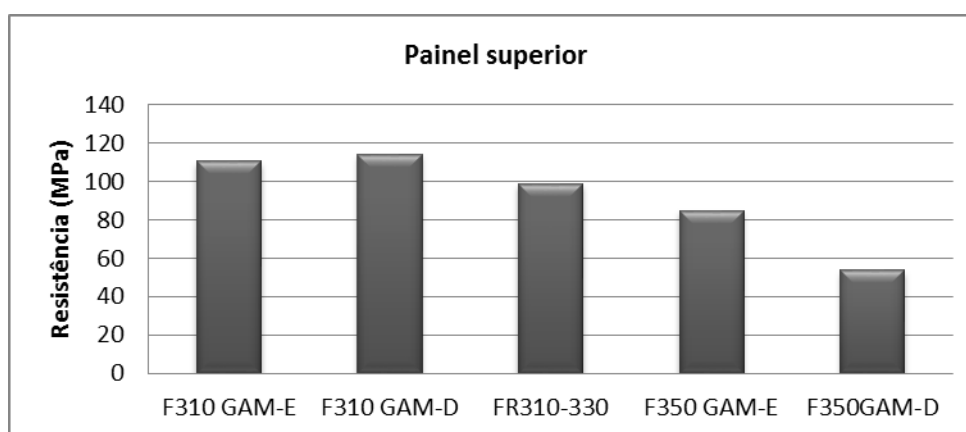


Figura 51: Valores de resistência á compressão nas galerias acima do pilar soleira a muro da mineralização, entre os níveis 310 e 350.

O gráfico da figura 52, representa a média referida para os valores de resistência à compressão do material rocha, por galeria, a muro da mineralização, no painel inferior do jazigo.

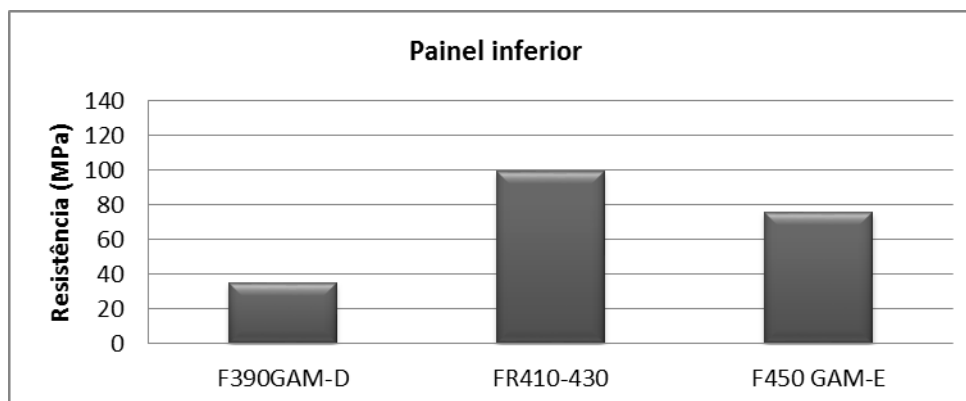


Figura 52: Valores de resistência á compressão nas galerias abaixo do pilar soleira a muro da mineralização, entre os níveis 390 e 450.

4.2.2. Mineralização (*orebody*)

Na Figura seguinte é expressa a média gráfica dos valores de resistência à compressão, por galeria, no corpo da massa mineralizada em *stockwork*, painel superior.

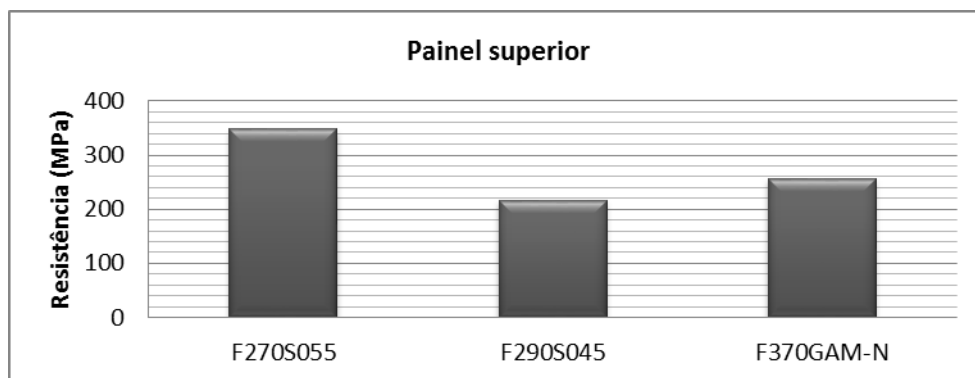


Figura 53: Valores de resistência á compressão nas galerias acima do pilar soleira no corpo de mineralização, entre os níveis 270 e 370.

O gráfico da figura 54 representa a média referida para os valores de resistência à compressão do *stockwork* presente por galeria *drift*, no painel inferior do jazigo.

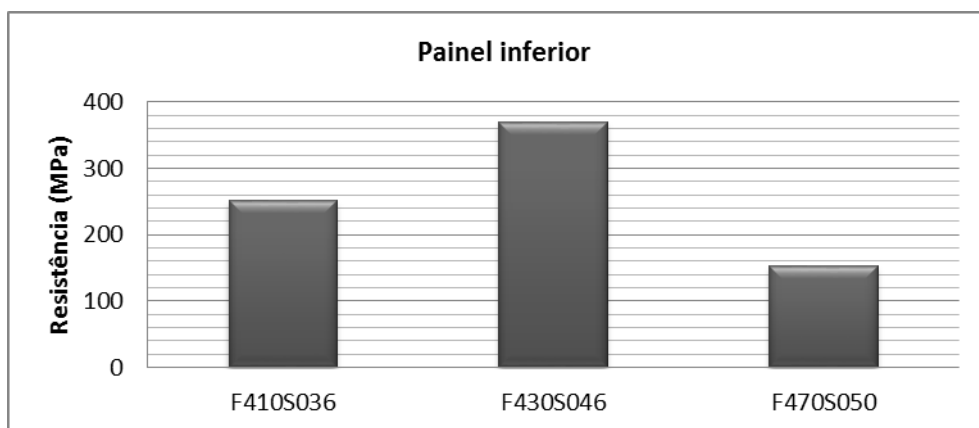


Figura 54: Valores de resistência à compressão nas galerias abaixo do pilar soleira no corpo de mineralização, entre os níveis 410 e 470.

4.2.3. Teto

Ensaio de resistência efetuado na única estrutura existente, F390GP, constituída nessa zona por Jaspes com resistência à compressão média de 41.9 MPa.

4.2.4. Resistência à compressão por litologia

No gráfico da Figura 55 encontra-se a média final calculada por litologia alvo do ensaio esclerométrico. Torna-se importante referir a que o *stockwork* com teores cupríferos apresenta os valores mais altos contando com uma média proveniente de 5 resultados amostrais, enquanto o

stockwork estéril conta apenas com uma amostra, correspondente à galeria F370 GAM-N, ficando 11 MPa abaixo da resistência do primeiro.

As rochas vulcânicas, do muro, contam com um universo amostral de 8 resultados, apresentando uma resistência de 84 MPa. O Jaspe apresenta uma resistência à compressão determinada de 41.9 MPa, contando com uma amostra apenas.

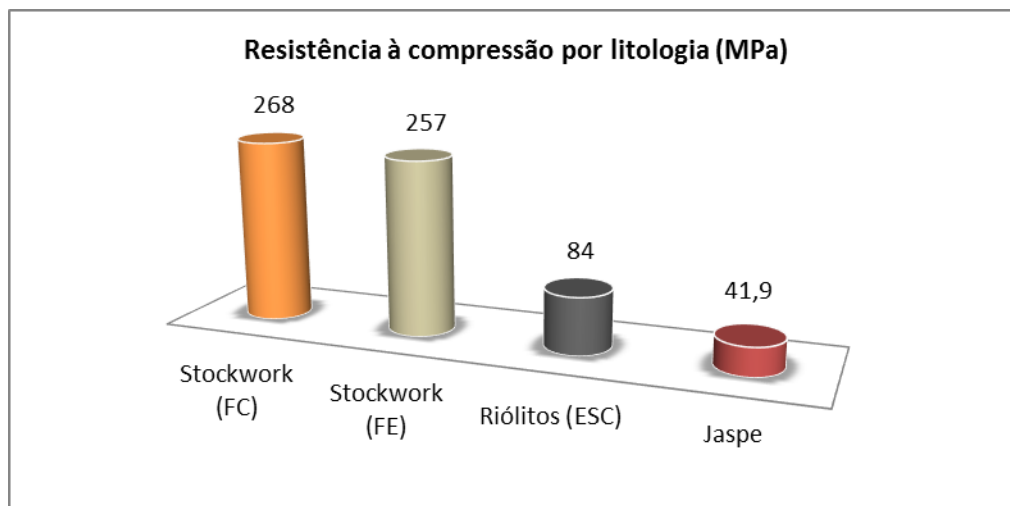


Figura 55: Valores de resistência à compressão média por tipo litológico em Feitais.

4.3. R.Q.D. Alteração e Fraturação

Na terceira fase do trabalho de campo, o objetivo consistiu na atribuição do grau de alteração (W) e fraturação (F) nos locais estudados.

O primeiro parâmetro foi obtido através de um método de observação do maciço rochoso correspondente a cada galeria, pela verificação da alteração do material rocha no maciço em geral e nas superfícies de descontinuidades. Fatores como descoloração, friabilidade e estado de decomposição do maciço foram os essenciais para a atribuição deste parâmetro.

A fraturação foi obtida com auxílio à colocação de uma fita a 1.5 metros de altura, onde havia acessibilidade para tal procedimento em ambos os hasteais, efetuando um levantamento do número de descontinuidades que intercetam a mesma ao longo do seu comprimento (medido com *laser*), determinando assim o "*fracture intercept*", calculando em seguida o espaçamento médio das descontinuidades e classificando a fraturação do maciço. Ambas as classificações relativas ao grau de alteração e estado de fraturação dos maciços estudados foram realizadas em conformidade com os parâmetros ISRM (1981), descritos no Capítulo 2 desta dissertação.

4.3.1. Determinação do R.Q.D. (Rock Quality Designation)

O objetivo final deste ultimo procedimento no terreno foi a obtenção do valor do R.Q.D. expresso em percentagem, determinado pela fórmula seguinte, expressa por Priest & Hudson (1976), resolvida pelo coeficiente λ , frequência de fraturação, obtido no terreno. As fichas de campo respetivas deste levantamento e o respetivo processamento em resumo encontram-se no Anexo IV e os resultados finais nos gráficos seguintes.

$$R. Q. D. = 100 \times e^{-0.1\lambda(0.1 \times \lambda + 1)} \quad (45)$$

Muro

A Figura 56 expõe graficamente os valores calculados de R.Q.D. para as galerias do muro, situadas no painel superior, apresentando o nível 310 (GAM-D) com o valor mínimo, 78.8 %, estando o maciço rochoso maioritariamente qualificado de bom.

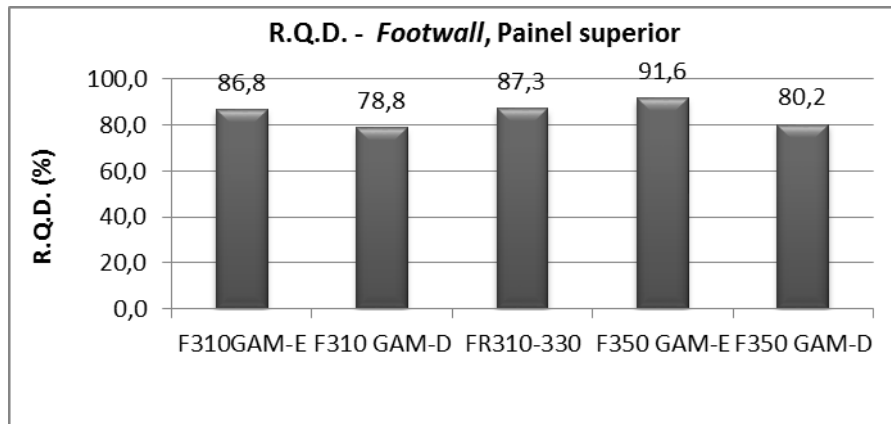


Figura 56: Valores de R.Q.D. acima do pilar soleira a muro da mineralização, entre os níveis 310 e 350.

O gráfico da Figura 57 representa os valores de R.Q.D. para as galerias a muro, no painel inferior, Apresentando valores quantitativos relativamente inferiores ao painel superior, mas com a mesma descrição qualitativa de boa.

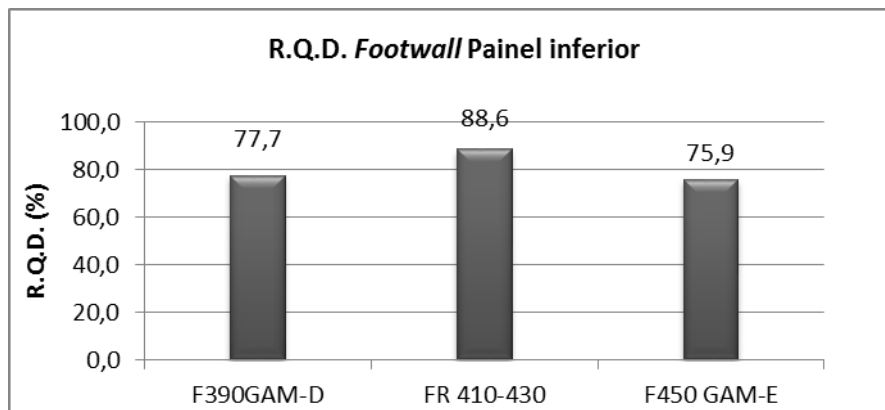


Figura 57: Valores de R.Q.D. abaixo do pilar soleira a muro da mineralização, entre os níveis 390 e 450.

Na Tabela seguinte são descritos os graus de alteração e fraturação em todas as galerias do muro, definidos pelos parâmetros ISRM (1981).

Tabela 17: Graus de alteração e fraturação acima e abaixo do pilar soleira a muro da mineralização.

Pilar Soleira	Galeria	Faturação	Grau de alteração
Painel superior	F310GAM-E	F ₂	W ₁₋₂
	F310 GAM-D	F ₃	W ₃
	FR310-330	F ₂	W ₁₋₂
	F350 GAM-E	F ₂	W ₁
	F350 GAM-D	F ₃	W ₁₋₂
Painel inferior	F390GAM-D	F ₃	W ₁₋₂
	FR 410-430	F ₂	W ₁
	F450 GAM-E	F ₃	W ₁₋₂

Mineralização

A Figura 58 expõe gráficamente os valores calculados de R.Q.D. para as galerias levantadas na massa mineralizada, situadas no painel superior restando o maciço rochoso maioritariamente qualificado de bom, com exceção do nível 270, apresentando uma descrição qualitativa razoável.

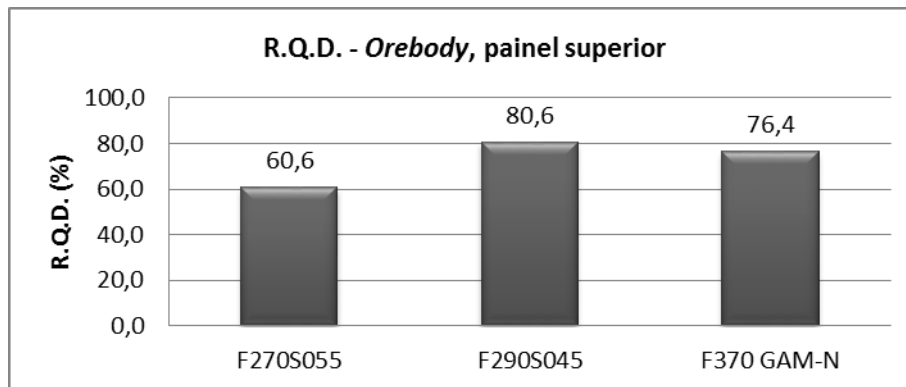


Figura 58: Valores de R.Q.D. acima do pilar soleira no corpo de mineralização, entre os níveis 270 e 370.

O gráfico da Figura 59, Apresenta os valores de R.Q.D. para as galerias no corpo mineralizado, no painel inferior, Apresentando uma qualidade de designação do maciço rochoso de bom, no total de amostras.

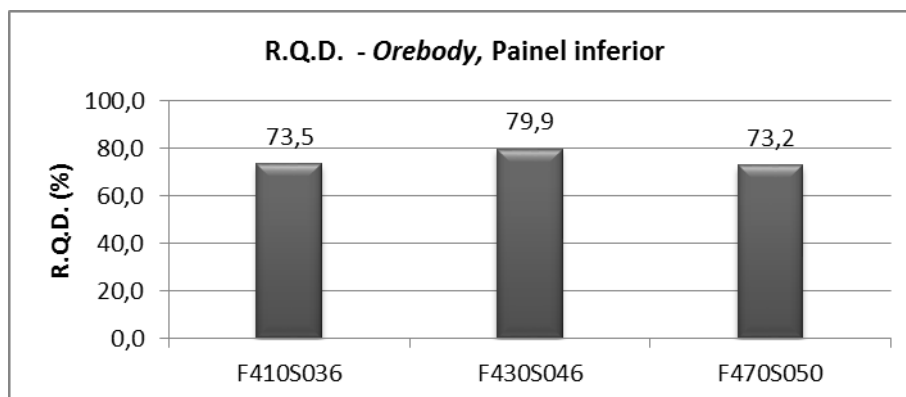


Figura 59: Valores de R.Q.D. abaixo do pilar soleira no corpo de mineralização, entre os níveis 410 e 470.

Na Tabela 18 são descritos os graus de alteração e fraturação em todas as galerias de produção levantadas, definidos pelos parâmetros ISRM 1981.

Tabela 18: Graus de alteração e fraturação acima e abaixo do pilar soleira a muro da mineralização.

Pilar Soleira	Galeria	Fraturação	Grau de alteração
Painel superior	F290S045	F ₃	W ₁₋₂
	F270S055	F ₃	W ₁₋₂
	F370 GAM-N	F ₃	W ₂
Painel inferior	F410S036	F ₃	W ₁₋₂
	F430S046	F ₃	W ₁₋₂
	F470S050	F ₃	W ₃

Teto

A teto da mineralização de Feitais existe apenas uma galeria com fins de prospeção, F390GP, exibindo assim apenas um resultado, tornando este o representativo do zonamento referente.

Tabela 19: R.Q.D., fraturação e alteração a teto da mineralização.

Hanging-wall – F390 G.P.		
R.Q.D.	Fraturação (F)	Grau de alteração (W)
78.4 %	F ₃	W ₁₋₂

4.4. Estado de tensões

Na determinação do estado de tensões foi disponibilizado um estudo efetuado em 2010 pelo Centro de Geotecnia/CERENA do IST (Instituto Superior Técnico), com recurso à técnica de macacos planos de pequena área (SFJ) Os ensaios foram executados nos níveis 230, 270, 290, 310 e 330, nas galerias a muro da mineralização em riólitos, à exceção do ensaio do nível 290 onde o ensaio já incidiu sob a litologia referente à massa mineralizada (*stockwork*).

Dados estes ensaios, foram obtidos os resultados respetivos às tensões verticais e horizontais expostos na Tabela 20.

Tabela 20: Resultados finais do estudo do estado de tensões verticais e horizontais do jazigo de Feitais, entre os níveis 230 e 330.

Tensões		
Nível	σ_v (MPa)	σ_h (MPa)
230	5,72	3,2
270	6,37	2,95
290	7,1	3,49
310	7,3	3,94
330	8,44	4,66

Pela inexistência de um estudo a maiores profundidades, acompanhando o desenvolvimento da exploração, tendo com base a análise destes valores foi definida uma reta de tendência, para as tensões verticais e horizontais e as respetivas equações, extrapolando assim, os valores das tensões para os restantes níveis do jazigo de Feitais, tornando possível uma determinação aproximada das tensões “*in situ*” a maiores profundidades.

As equações determinativas das linhas de tendência encontram-se na Figura 60, representando os gráficos das tensões do estudo existente, e na Tabela 21 a extrapolação dos valores para os restantes níveis.

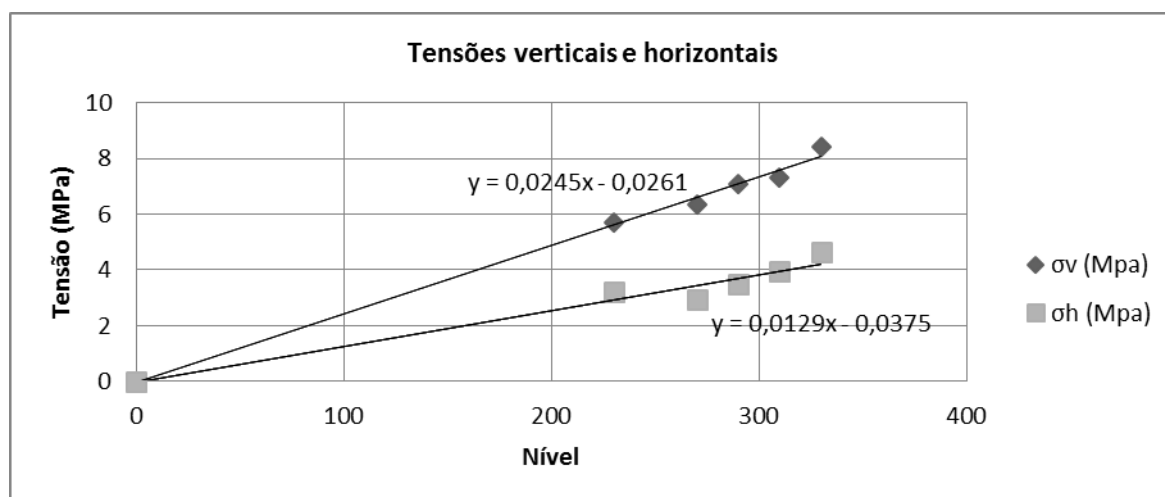


Figura 60: Gráfico do estado de tensões “*in situ*” efetuado em Feitais e equações de tendência.

Os valores relativos às tensões verticais e horizontais *in situ* foram extrapolados com base nas equações de tendência expressas na figura anterior para os restantes níveis da mina.

Tabela 21: Valores do estado de tensão de todos os níveis em estudo do jazigo de Feitais.

Nível	Tensões	
	σ_v (MPa)	σ_h (MPa)
0	0	0
230	5,72	3,2
270	6,37	2,95
290	7,1	3,49
310	7,3	3,94
330	8,44	4,66
350	8,55	4,48
370	9,04	4,74
390	9,53	4,99
410	10,02	5,25
430	10,51	5,51
450	11,00	5,77
470	11,49	6,03

É importante referir as tensões resultantes das medições realizadas têm influência não só da profundidade, mas também das condições geológicas e geotécnicas do local, forma e tamanho da abertura subterrânea.

4.5. Classificações Geomecânicas e propostas de sustimento

As classificações geomecânicas assumem a sua importância no estudo da estabilidade e descrição do tipo de terreno em estudo. A caracterização por zonamento corresponde a um universo de 15 galerias, cujas características geológico-geotécnicas foram levantadas no terreno, estando 8 destas a muro da mineralização, 6 no corpo da mesma e uma a teto.

Em compromisso com as classificações comumente utilizadas, os demais parâmetros geotécnico-geomecânicos são determinados, encontrando-se as fichas de registo de cada galeria no Anexo V tornando expostos no corpo da presente dissertação as classificações, Q-system e RMR, e no anexo referido uma correlação do o GSI com RMR através da fórmula:

$$\text{GSI} = \text{RMR} - 5 \quad (42)$$

No Anexo I encontram-se as Tabelas base para a metodologia de classificação, com os devidos parâmetros e pesos de atribuição.

O estudo de propostas de sustimento e avanço sugerido pelos autores destas metodologias de caracterização do terreno é também considerado, tendo como principal base da primeira a classificação de Barton et al. (1974, 1980) e a segunda a de Bieniawski (1973, 1976, 1979, 1984, 1989, 1993).

4.5.1. Muro

A caracterização síntese da zona situada a muro da mineralização, abrange um universo amostral de oito galerias levantadas, encontrando-se na Tabela 22, o resumo dos parâmetros escolhidos para as classificações geomecânicas com base nas características do terreno e do levantamento geológico-geotécnico existente nas fichas de campo e registo nos Anexos II, III, IV.

Tabela 22: Classificações geomecânicas em galerias a muro da mineralização.

Footwall																		
Galeria	Q-System							RMR										
	R.Q.D.	Jn	Jr	Ja	Jw	S.R.F.*	Q	P1	P2	P3	P4**					P5	P6	RMR
											C	S	R	E	A			
F310GAM-E	87	12	3	1	1	5,6	3,9	12	17	15	4	5	5	6	5	15	-12	72
F310 GAM-D	79	4	3	1	1	5,6	10,5	12	17	10	4	5	5	6	5	15	-12	67
FR310-330	87	6	3	1	1	2,5	17,4	7	17	10	4	5	3	6	5	15	-12	60
F350 GAM-E	92	12	3	1	1	5,6	4,1	7	20	15	4	5	5	6	5	15	-12	70
F350 GAM-D	80	6	3	1	1	5,6	7,1	7	17	10	4	5	5	6	5	15	-12	62
F390GAM-D	78	4	4	1	1	5,6	13,9	4	17	10	4	5	5	6	5	15	-12	59
FR 410-430	89	6	3	1	1	2,5	17,8	7	17	10	4	4	5	6	5	15	-12	61
F450 GAM-E	76	3	3	1	1	5,6	13,5	7	17	10	4	5	5	6	5	15	-12	62

*Fator de redução das tensões (S.R.F.) determinado com base na distância à falha de muro de Feitais, profundidade, relação σ_c/σ_1 , litologia e proximidade a zonas de fraqueza sendo adotado:

- Para galerias de rampa (FR...) o valor de 2,5, correspondente a zonas singulares de corte de rocha sem argila, profundidades ≥ 50 m (Ver anexo I – Tabela Q-System Secção a) ponto F.)
- Para galerias de acesso à mineralização é adotado o valor de 7,5 reduzido de 25% correspondente a Zonas múltiplas de corte em rocha competente, sem argila, com rocha desintegrada na vizinhança (qualquer profundidade), pela proximidade destas galerias à falha de muro de Feitais, nunca esta intersectando as referidas (Ver anexo I – Tabela Q-System Secção a) ponto D.)

** Parâmetro de condições das descontinuidades, sendo:

- C – Continuidade ou persistência;
- S – Separação ou abertura;
- R – Rugosidade;
- E – Enchimento;
- A – Alteração.

A descrição destas características encontra-se no anexo I - Tabela RMR.

A Figura 61 mostra a variação dos valores calculados pela classificação de Barton et al. (1974) com o aumento da profundidade a *footwall*, verificando uma discrepância linear na qualidade e classificação do maciço rochoso ao longo 140 metros, existindo em alguns casos, valores relativos a dois levantamentos efetuados no mesmo piso.

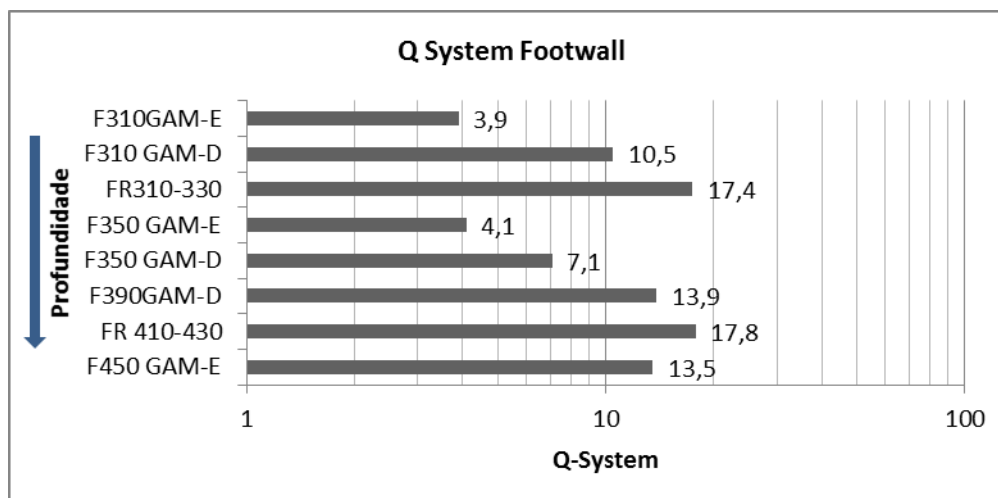


Figura 61: Gráfico de variação em profundidade da classificação Q-System (Barton et al., 1974) na zona situada a muro da mineralização.

Verifica-se através da análise da Figura 62 os valores respetivos à classificação de Bieniawski (1989), com o aumento da profundidade, assumindo uma variação da qualidade do terreno, e como a

anterior classificação, a inexistência de uniformidade linear com o aumento do desenvolvimento da exploração.

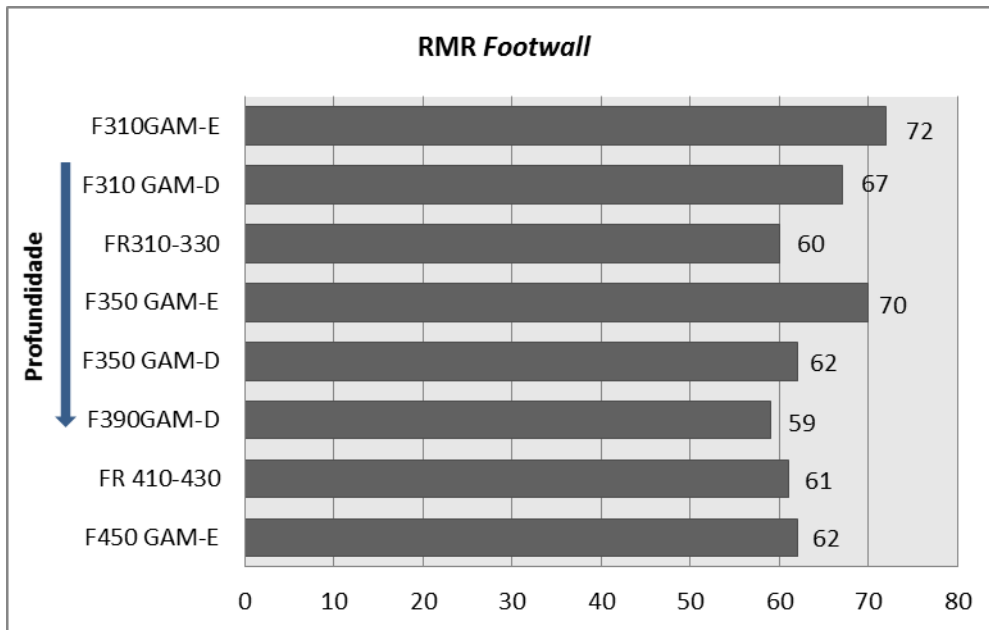


Figura 62: Gráfico de variação em profundidade da classificação RMR, Bieniawski (1989), na zona situada a muro da mineralização.

A descrição qualitativa das classificações utilizadas pode ser avaliada pela figura 63, assumindo em ambas que 75% do maciço vulcânico a muro da mineralização é terreno Bom, não coincidindo sempre a mesma descrição por galeria nas distintas classificações usadas.

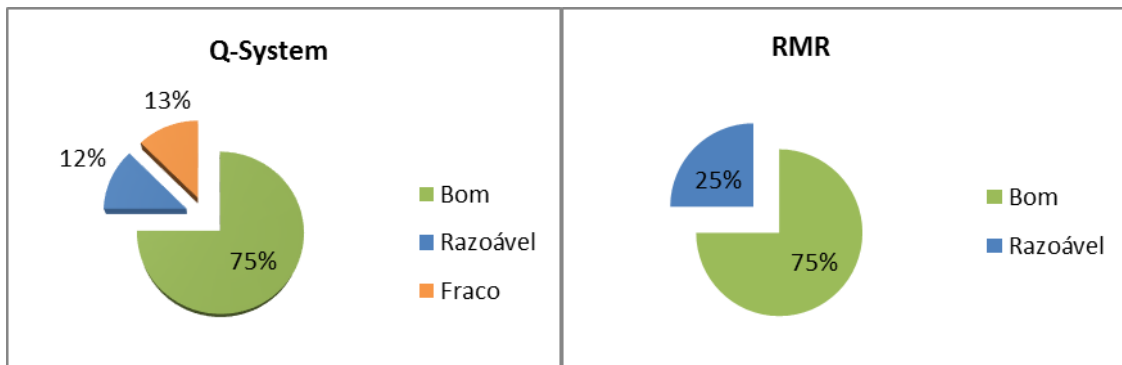


Figura 63: Gráficos do comparativo das descrições qualitativas do tipo de terreno face às classificações geomecânicas Q-System e RMR a muro da mineralização.

Pela análise da Tabela 23, e dependente dos valores calculados nas classificações geomecânicas em estudo, é possível a obtenção de alguns parâmetros geomecânicos calculados nessa mesma base, salientando as discrepâncias quantitativas dos parâmetros comuns a ambas como vão livre ou autoportante e módulo de deformabilidade.

Tabela 23: Classificações geomecânicas em galerias a muro da mineralização.

Footwall									
Galeria	Parâmetros Q-System				Parâmetros RMR				
	Vp (km/s)	Vão livre (m)	E.S.R.*	Módulo de deformabilidade ** (GPa)	Tempo vs vão livre	Coesão (KPa)	Angulo de atrito (°)	Módulo de deformabilidade *** (GPa)	Carga nos suportes (MPa)
F310GAM-E	4,1	5,5	1,6	15,7	1 ano/ 10 m	300-400	35-45	47,1	4004
F310 GAM-D	4,5	8,2	1,6	21,9	1 ano/ 10 m	300-400	35-45	41,6	4719
FR310-330	4,7	10	1,6	25,9	1 semana/ 5m	200-300	25-35	34,9	5720
F350 GAM-E	4,1	5,6	1,6	16	1 ano/ 10 m	300-400	35-45	44,8	4290
F350 GAM-D	4,4	7	1,6	19,2	1 ano/ 10 m	300-400	35-45	36,7	5434
F390GAM-D	4,6	9,2	1,6	24	1 semana/ 5m	200-300	25-35	34	5863
FR 410-430	4,8	10,1	1,6	26,1	1 ano/ 10 m	300-400	35-45	35,8	5577
F450 GAM-E	4,6	9,1	1,6	23,8	1 ano/ 10 m	300-400	35-45	36,7	5434

*E.S.R. – galerias de carácter definitivo enquadram-se na classe C - Cavidades mineiras definitivas, Barton et al.,1974 Excavation support ratio

**Módulo de deformabilidade calculado pela expressão: $E_m = 10 \times Q^{1/3}$ (Barton & Quadros,2002)

*** Módulo de deformabilidade calculado pela expressão: $E_M (GPa) = 10^{\frac{RMR-10}{40}}$ (Serafim & Pereira, 1983)

Com base no ábaco das categorias de suporte, (adaptado de Barton e Bieniawski 2008),é proposto um tipo de sustimento a aplicar em cada galeria tendo em conta a classificação Q-System, verificando a necessidade de aplicação de pregagens com malhas distintas e comprimentos iguais na coroa e nos hasteais em todas as galerias, concluindo também, a dispensa de betão projetado, verificando as propostas de sustimento na Tabela 24.

Tabela 24: Propostas de sustimento a aplicar (pregagens e betão projetado) em galerias a muro da mineralização, com base no ábaco das categorias de suporte a aplicar.

Galeria	Pregagens			Betão projetado (cm)
	Espaçamento (m)	Comprimento (m)		
		Hasteais	Coroa	
F310GAM-E	1,6 a 2,0	2,6	2,5	S/betão
F310 GAM-D	2,0 a 2,5	2,6	2,5	S/betão
FR310-330	2,5	2,6	2,5	S/betão
F350 GAM-E	1,6 a 2,0	2,6	2,5	S/betão
F350 GAM-D	1,6 a 2,0	2,6	2,5	S/betão
F390GAM-D	2,0 a 2,5	2,6	2,5	S/betão
FR 410-430	2,0 a 2,5	2,6	2,5	S/betão
F450 GAM-E	2,0 a 2,5	2,6	2,5	S/betão

Como referido nesta dissertação, a classificação RMR fornece também dados importantes quanto ao avanço da escavação subterrânea, assim como o suporte provisório a aplicar, pelo que estes dados se encontram nas folhas de registo no anexo v.

Torna-se importante salientar o carácter definitivo destas galerias, pelo que na escolha dos materiais a aplicar no sustimento se tenha em conta este fator, assim como a durabilidade, capacidade de carga, características mecânicas dos mesmos a aplicar, aliado a fatores de segurança que garantam a estabilidade a longo prazo.

4.5.2. Mineralização

A caracterização geomecânica da massa mineralizada de Feitais abrange um universo amostral de 6 galerias levantadas, encontrando-se na Tabela 25, o resumo dos parâmetros escolhidos para as classificações geomecânicas com base nas características do terreno e do levantamento geológico-geotécnico existente nas fichas de campo e registo nos Anexos II III e IV. Aqui se torna o centro de produção e futura realização de bancadas de desmonte, assumindo um papel fundamental no tema desta dissertação atendendo a uma posterior classificação de estabilidade. A galeria F370 GAM-N distingue-se pela notoriedade de não se proceder ao desmonte em bancada, ficando assim excluída da classificação acima descrita, assumindo um carácter definitivo no tempo de vida útil da mina.

Tabela 25: Classificações geomecânicas em galerias na massa mineralizada.

Orebody																		
Galeria	Q-System							RMR										
	R.Q.D.	Jn	Jr	Ja	Jw	S.R.F.*	Q	P1	P2	P3	P4**					P5	P6	RMR
											C	S	R	E	A			
F270S055	61	6	3	1	1	5,6	5,4	15	13	10	4	5	3	6	5	15	-12	64
F290S045	81	12	3	1	1	5,6	3,6	12	17	10	4	5	5	6	5	15	-12	67
F370 GAM-N	76	3	3	0,75	1	5,6	18	15	17	10	4	4	5	4	6	15	-12	68
F410S036	74	15	3	1	1	5,6	2,6	15	13	10	4	5	5	6	5	15	-12	66
F430S046	80	12	3	1	1	5,6	3,6	15	17	10	4	5	5	6	5	15	-12	70
F470S050	73	9	2	2	1	5,6	0,7	12	13	10	4	4	1	6	5	4	-12	47

*Fator de redução das tensões (S.R.F.) determinado com base na distância à falha de muro de Feitais, profundidade, relação σ/σ_1 , litologia e proximidade a zonas de fraqueza sendo adotado:

- Para galerias situadas no corpo mineralizado é adotado o valor de 7.5 reduzido de 25% correspondente a Zonas múltiplas de corte em rocha competente, sem argila, com rocha desintegrada na vizinhança (qualquer profundidade), pela proximidade destas galerias às falhas que delimitam a estrutura, nunca esta intersecando as referidas (Ver anexo I – Tabela Q-System Secção a) ponto D.)

** Parâmetro de condições das descontinuidades, sendo:

- C – Continuidade ou persistência;
- S – Separação ou abertura;
- R – Rugosidade;
- E – Enchimento;
- A – Alteração.

A descrição destas características encontra-se no anexo I - RMR.

A Figura 64 mostra a variação dos valores calculados pela classificação de Barton et al. (1974) com o aumento da profundidade a no corpo da mineralização, notando-se uma variação na qualidade e classificação do maciço rochoso ao longo 200 metros. Salienta-se a frente correspondente ao nível 470, pela negativa devido às condições geotécnicas existentes e descritas no anexo II.

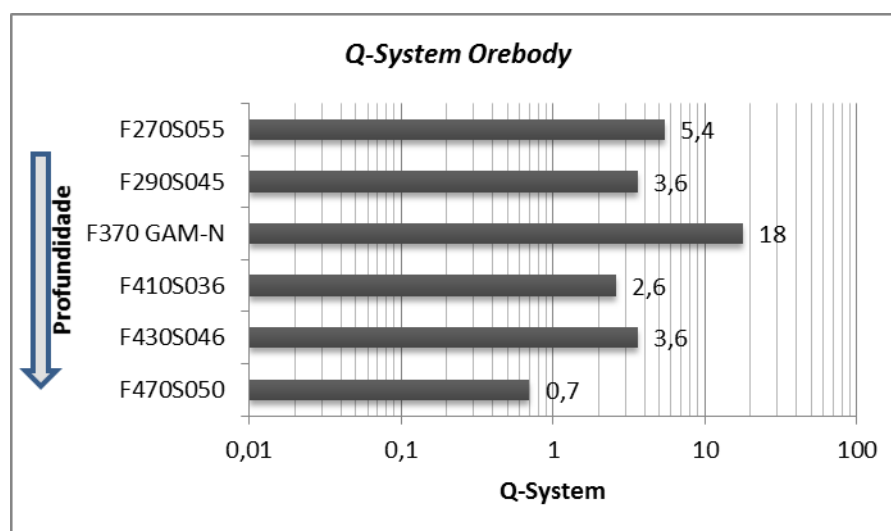


Figura 64: Gráfico de variação em profundidade da classificação Q-System (Barton et al., 1974) na zona situada a muro da mineralização.

Verifica-se através da análise da Figura 65, os valores respetivos à classificação de Bieniawski (1989), com o aumento da profundidade, assumindo uma oscilação dos valores correspondentes da qualidade do terreno. Assim como a anterior, se pode constatar o destaque a baixa qualidade do terreno da galeria F470S050.

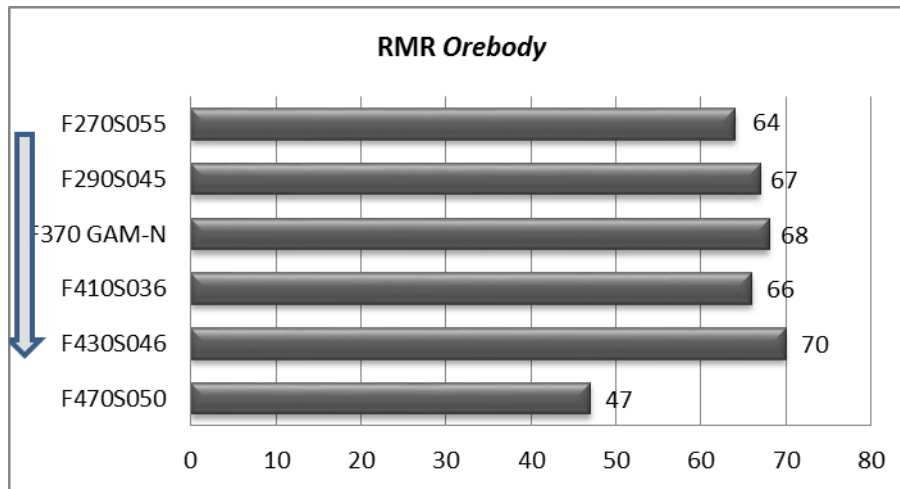


Figura 65: Gráfico de variação em profundidade da classificação RMR, Bieniawski 1989, no corpo da mineralização.

A descrição qualitativa das classificações utilizadas pode ser avaliada pela Figura 66, em que, segundo classificação Q-System se conclui que 50% do maciço rochoso encaixante da massa mineralizada em *stockwork* e sulfuretos maciços é terreno denominado Fraco. Pela análise descritiva da qualidade do terreno através da classificação RMR, obtém-se maioritariamente a descrição de terreno Bom (83%) não existindo conformidade aproximada com a classificação Q-System.

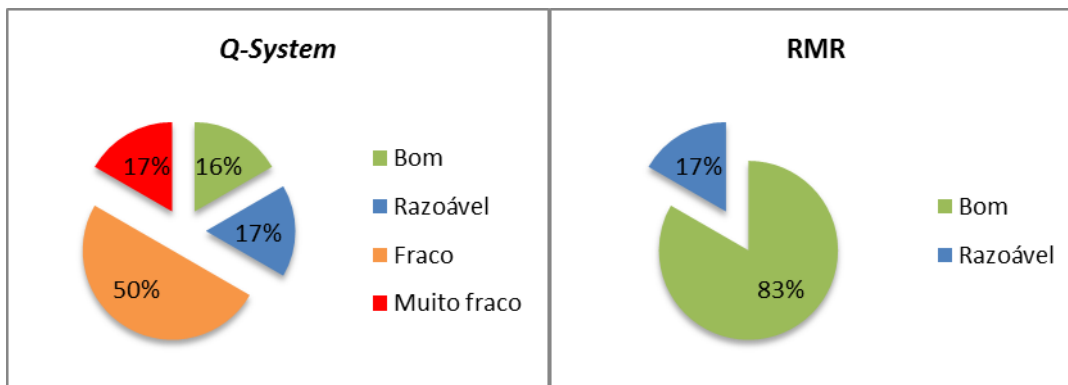


Figura 66: Gráficos do comparativo das denominações do tipo de terreno face às classificações geomecânicas Q-System e RMR no corpo da mineralização.

Na análise da Tabela 26, são quantificados alguns parâmetros geomecânicos do maciço rochoso encaixante da massa mineralizada, dependente dos valores calculados nas classificações em estudo, é possível a obtenção de alguns parâmetros geomecânicos calculados nessa mesma base, salientando as discrepâncias quantitativas dos parâmetros comuns a ambas como vão livre ou autoportante e módulo de deformabilidade.

Tabela 26: Síntese de alguns parâmetros geomecânicos em galerias situadas no corpo da mineralização.

Orebody									
Galeria	Parâmetros Q-System				Parametros RMR				
	Vp (km/s)	Vão livre (m)	E.S.R.*	Módulo de deformabilidade (GPa)**	Tempo vs vão livre	Coesão (KPa)	Angulo de atrito (°)	Módulo de deformabilidade (GPa)***	Carga nos suportes (MPa)****
F270S055	4,2	15,7	4	17,6	1 ano/ 10 m	300-400	35-45	38,6	5940
F290S045	4,1	13,4	4	15,3	1 ano/ 10 m	300-400	35-45	41,6	5445
F370 GAM-N	4,8	10,2	1,6	26,2	1 ano/ 10 m	300-400	35-45	42,6	5280
F410S036	3,9	11,8	4	13,8	1 ano/ 10 m	300-400	35-45	40,6	5610
F430S046	4,1	13,3	4	15,3	1 ano/ 10 m	300-400	35-45	44,8	4950
F470S050	3,4	7	4	9	1 semana/ 5m	200-300	25-35	25,2	8745

*E.S.R. – Galerias de carácter provisório enquadram-se na classe A - Cavidades mineiras temporárias, Barton et al.,1974 Excavation support ratio, tomando um peso 4 ($2 < E.S.R. < 5$), com excepção de F370 GAM-N, tendo carácter definitivo pertencendo à classe C – Cavidades mineiras definitivas.

**Módulo de deformabilidade calculado pela expressão: $E_m = 10 \times Q^{1/3}$ (Barton & Quadros,2002);

*** Módulo de deformabilidade calculado pela expressão: $E_M (GPa) = 10^{\frac{RMR-10}{40}}$ (Serafim & Pereira, 1983);

**** Valor calculado com o peso específico correspondente a stockwork.

Com base no ábaco das categorias de suporte, (adaptado de Barton & Bieniawski, 2008), é proposto um tipo de sustimento a aplicar em cada galeria tendo em conta a classificação Q-System, verificando a necessidade de aplicação de pregagens com malhas distintas e comprimentos iguais na coroa e nos hasteais em todas as galerias, concluindo também, a dispensa de aplicação de betão projetado em todas as galerias com excepção da F410S036, onde se propõe a aplicação de betão não armado com 4 a 10 cm de espessura. As propostas de sustimento referidas verificam-se na Tabela 27.

Tabela 27: Propostas de sustimento a aplicar (pregagens e betão projetado) em galerias situadas no corpo da mineralização, com base no ábaco das categorias de suporte a aplicar.

Galeria	Pregagens			Betão projetado (cm)
	Espaçamento (m)	Comprimento (m)		
		Hasteais	Coroa	
F270S055	1,6 a 2,0	2,2	2,2	S/betão
F290S045	1,6 a 2,0	2,2	2,2	S/betão
F370 GAM-N	2,0 a 2,5	2,5	2,5	S/betão
F410S036	2,0 a 2,5	2,2	2,2	Não armado, 4 a 10 cm
F430S046	1,6 a 2,0	2,2	2,2	S/betão
F470S050	1,0 a 1,3	2,2	2,2	S/betão

Os dados relativos às propostas de sustimento e avanço pela classificação RMR encontram-se nas folhas de registo no Anexo V.

Torna-se importante salientar o carácter provisório destas galerias com exceção da F370 GAM-N, pelo que na escolha dos materiais a aplicar no sustimento se tenha em conta o tempo de atuação do mesmo, atendendo que ao longo do desenvolvimento do processo de desmonte em bancada, finalizado com o enchimento. A durabilidade, capacidade de carga, características mecânicas das técnicas de sustimento sugeridas, são os fatores de segurança que garantem a estabilidade a curto médio prazo no desenvolvimento destas galerias.

4.5.3. Teto

Aa classificações geomecânicas correspondentes à única estrutura existente a teto da mineralização, abrange uma amostra correspondendo a uma galeria para prospeção, encontrando-se na Tabela 28, o resumo dos parâmetros escolhidos para as classificações geomecânicas com base nas características do terreno e do levantamento geológico-geotécnico existente nas fichas de campo e registo nos Anexos II, III e IV.

Tabela 28: Classificações geomecânicas na galeria a teto da mineralização.

Hanging-wall																		
Galeria	Q-System							RMR										
	R.Q.D.	Jn	Jr	Já	Jw	S.R.F.*	Q	P1	P2	P3	P4**					P5	P6	RMR
											C	S	R	E	A			
F390 GP	78	12	3	0,8	1	2,5	10,4	4	17	10	4	5	5	6	5	15	-12	59

*Fator de redução das tensões (S.R.F.) determinado com base na distância á falha de muro de Feitais, profundidade, relação σ_c/σ_1 , litologia e proximidade a zonas de fraqueza sendo adotado:

- galerias de prospeção o valor de 2.5, correspondente a zonas singulares de corte de rocha sem argila, profundidades ≥ 50 m (Ver Anexo I – Tabela Q-System Secção a) ponto F.)

** Parâmetro de condições das descontinuidades, sendo:

C – Continuidade ou persistência;
S – Separação ou abertura;
R – Rugosidade;
E – Enchimento;
A – Alteração.

A descrição destas características encontra-se no anexo I - RMR.

A classificação do terreno face ao RMR e Q-System, é a seguinte:

$Q = 10.4$ – Maciço Bom

$RMR = 59$ – Rocha razoável

Parâmetros Geomecânicos

Na análise da Tabela 29, são quantificados alguns parâmetros geomecânicos do maciço rochoso situado a teto da mineralização constituído, no local de levantamento, por jaspes. Torna-se importante salientar as discrepâncias quantitativas dos parâmetros comuns a ambas como vão livre ou autoportante e módulo de deformabilidade.

Tabela 29: Síntese de alguns parâmetros geomecânicos na galeria de prospeção situada a teto da mineralização.

Hanging-wall									
Galeria	Parâmetros Q-System				Parâmetros RMR				
	Vp (km/s)	Vão livre (m)	E.S.R.*	Módulo de deformabilidade** (GPa)	Tempo vs vão livre	Coesão (KPa)	Angulo de atrito (°)	Módulo de deformabilidade*** (GPa)	Carga nos suportes (MPa)
F390 GP	4,5	8,2	1,6	21,8	1 semana/ 5m	200-300	25-35	34	5535

*E.S.R. –galerias de carácter definitivo enquadram-se na classe C - Cavidades mineiras definitivas, Barton et al.,1974 Excavation support ratio

**Módulo de deformabilidade calculado pela expressão: $E_m = 10 \times Q^{1/3}$ (Barton & Quadros,2002)

*** Módulo de deformabilidade calculado pela expressão: $E_M (GPa) = 10^{\frac{RMR-10}{40}}$ (Serafim & Pereira, 1983)

Com base no ábaco das categorias de suporte, (adaptado de Barton & Bieniawski, 2008), é proposto um tipo de sustimento a aplicar em cada galeria tendo em conta a classificação Q-System, verificando a necessidade de aplicação de pregagens com malha compreendida entre 2 a 2.5 metros de

espaçamento, comprimentos iguais na coroa e nos hasteais, concluindo também, a dispensa de betão projetado, verificando a proposta de sustimento a aplicar nesta galeria na Tabela 30

Tabela 30: Propostas de sustimento a aplicar (pregagens e betão projetado) em galerias a teto da mineralização, com base no ábaco das categorias de suporte a aplicar.

Galeria	Pregagens			Betão projetado (cm)
	Espaçamento (m)	Comprimento (m)		
		Hasteais	Coroa	
F390 GP	2,0 a 2,5	2,5	2,5	S/betão

4.5.4. Geomecânica face ao pilar soleira

Como referido o pilar soleira consiste em um patamar não explorado situado à cota -370 m face à entrada da mina que se prolonga até à zona superior do nível -390, justificado por questões de estabilidade na mina, apresentando assim uma delimitação base. O painel superior engloba um desenvolvimento em profundidade de 370 metros, não correspondendo este último ao valor da exploração, atendendo que o primeiro nível da mina é o 190. O painel inferior engloba um desenvolvimento de 95 metros em profundidade desde a cota de teto do nível 390 até à cota de base 470.

Os resultados e seguir expressos consistem numa aproximação média das classificações geomecânicas face a esta zona (superior e inferior) nos três diferentes zonamentos da mina, *Footwall*, *Orebody* e *Hanging-wall*.

Tabela 31: Média das classificações atribuídas por zona face ao painel superior do pilar soleira.

Zona	Q	RMR
Painel superior	<i>Footwall</i>	Razoável
	<i>Orebody</i>	Razoável

No painel superior do pilar soleira, a zona situada a muro do corpo mineralizado possui uma média de valores de Q-system 8.6 e de RMR de 66.2, consistindo num universo amostral de 5 galerias, já no corpo mineralizado do jazigo, o valor médio correspondente à classificação de Barton é de 9, enquanto que a classificação de Bieniawski é de 66.3, abrangendo uma amostra total de 3 galerias, estando as designações correspondentes a estes valores expressos na Tabela 31, e a variação quantitativa face a diferentes escalas e ao longo do desenvolvimento horizontal da exploração, na Figura 67, reafirmando a inexistência de estruturas a teto do jazigo no painel em análise.

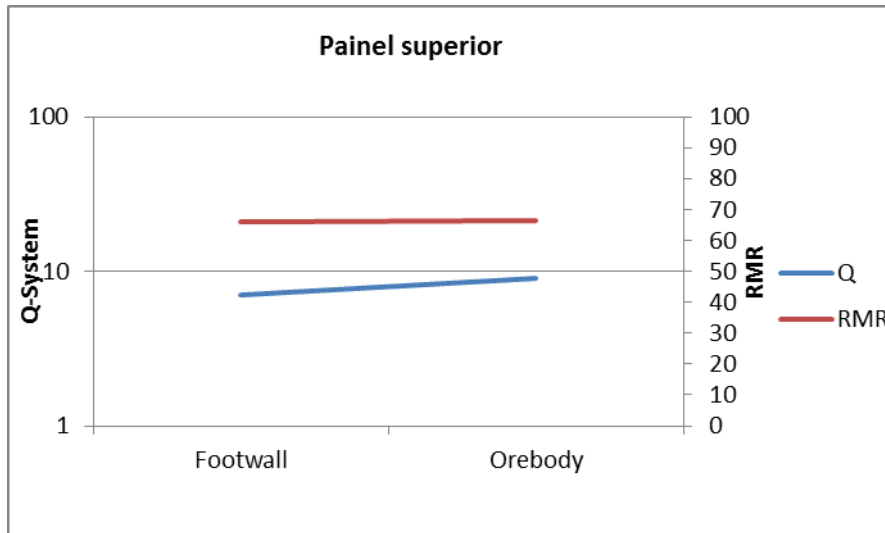


Figura 67: Gráficos da variação das classificações geomecânicas utilizadas por zonamento em ordem ao desenvolvimento horizontal de Feitais, no painel superior.

Tabela 32: Média das classificações atribuídas por zona face ao painel inferior do pilar soleira.

Zona		Q	RMR
Abaixo pilar soleira	Muro	Bom	Razoável
	Mineralização	Fraco	Bom
	Teto	Bom	Razoável

No painel inferior do pilar soleira, a zona situada a muro do corpo mineralizado possui uma média de valores de Q-System 15.1 e de RMR de 60.7, consistindo num universo amostral de 3 galerias, já no corpo mineralizado do jazigo, o valor médio correspondente à classificação de Barton é de 2.3, enquanto que a classificação de Bieniawski é de 61, contendo um total de 3 galerias. A teto da mineralização a amostra consiste apenas em uma galeria, sendo os valores adotados para esta zona, os mesmos da classificação remetente á F390 GP. As designações correspondentes a estes valores expressos na Tabela 32, e a variação quantitativa face a diferentes escalas e ao longo do desenvolvimento horizontal da exploração, na Figura 68.

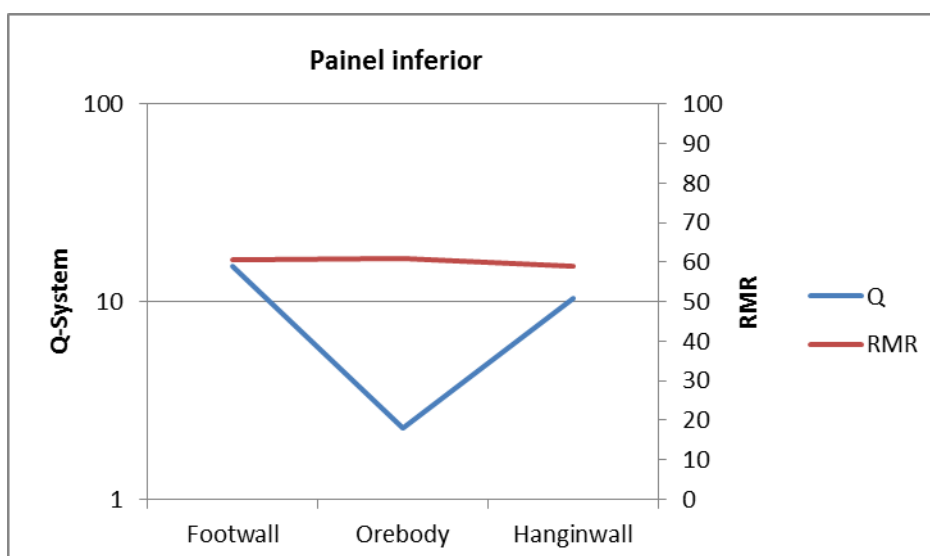


Figura 68: Gráficos da variação das classificações geomecânicas por zonamento em ordem ao desenvolvimento horizontal de Feitais, no painel inferior.

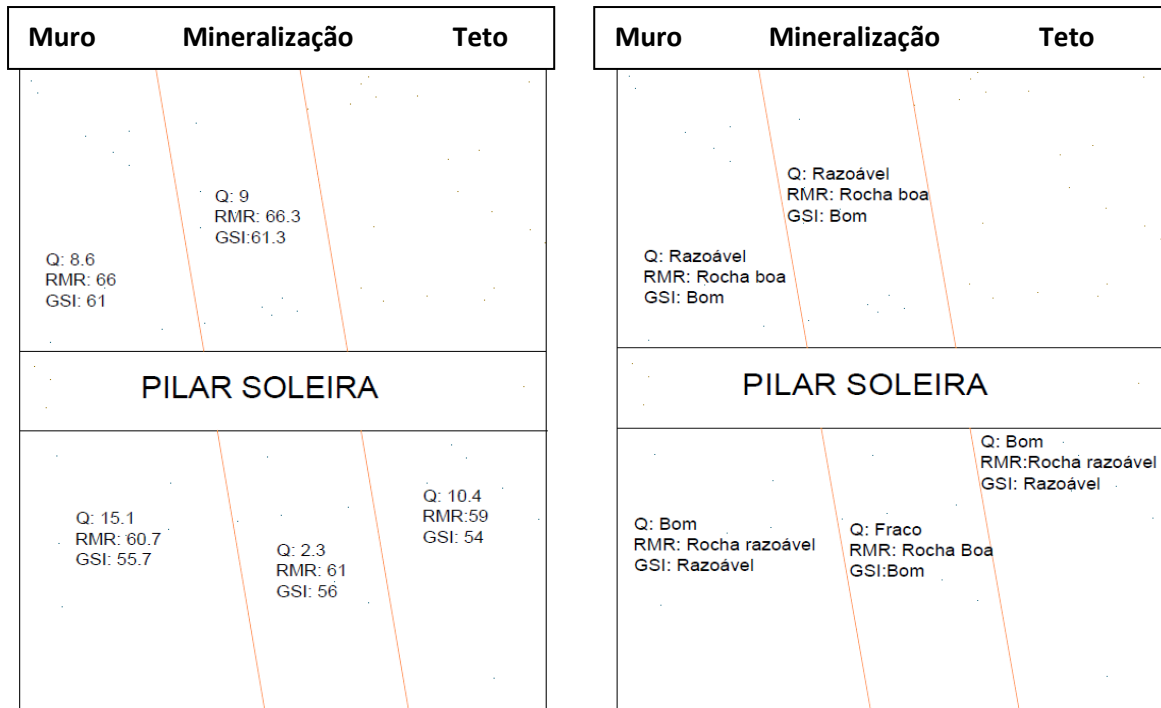


Figura 69: Ilustrações esquemáticas da designação do tipo de terreno pelas classificações geomecânicas utilizadas face ao pilar soleira por divisão.

Pela análise da Figura 69 se concluí que não existe uma concordância qualitativa entre as classificações geomecânicas utilizadas. Sabendo que o GSI foi calculado de maneira proporcional em menos cinco valores ao RMR ($RMR > 23$), a descrição é semelhante para ambas nas diferentes localizações face ao posicionamento no jazigo. Porém, na variação detetada torna-se possível afirmar:

- A muro da mineralização, na presença de riólitos, com o aumento da profundidade, a qualidade da rocha aumenta pela classificação de Barton, e a mesma diminui pela classificação de Bieniawski;
- No corpo da massa mineralizada, a qualidade do maciço rochoso, em sulfuretos maciços e respetivos *stockworks*, é redutora pela classificação de Barton com o aumento da profundidade, enquanto a mesma é mantida pelo RMR. Tornando-se importante salientar o baixo universo amostral em cada painel, enfatizando a galeria F470S050, situada no painel inferior ao pilar soleira, que possui fracas características geotécnicas, presença de água em regime fluido e condições desfavoráveis das descontinuidades (ver Anexo V), tornando pelos valores aqui adotados, um peso significativo na descrição qualitativa média deste setor do jazigo.
- A teto da mineralização, a galeria presente assume diferentes descrições qualitativas do maciço rochoso pelas classificações utilizadas. Tornando este uma amostra reduzida para o cálculo em questão, e definições de parâmetros geomecânicos com dados pouco amostrais.

A Tabela 33 mostra os parâmetros comuns e diferenciadores do maciço rochoso, relativamente às classificações geomecânicas aplicadas neste trabalho, cujos fatores e pesos influenciam diferencialmente a descrição qualitativa e quantitativa das mesmas. Torna-se importante salientar que mesmo aos fatores comuns, os pesos quantitativos se tornam diferentes.

Tabela 33: Fatores exclusivos e comuns às classificações Q-System e RMR.

Fatores exclusivos Q-System	Fatores exclusivos RMR	Fatores comuns
<ul style="list-style-type: none"> • Número de famílias; • Tensões. 	<ul style="list-style-type: none"> • Resistência à compressão; • Orientação das descontinuidades face à escavação; • Espaçamento médio; • Características das descontinuidades: Persistência, separação, enchimento. 	<ul style="list-style-type: none"> • R.Q.D. • Condições hidrogeológicas; • Características das descontinuidades: Rugosidade e alteração.

4.5.5. Correlação Q vs RMR

Pela análise da Figura 70, torna-se possível efetuar uma correlação logarítmica entre os resultados obtidos pelas classificações RMR e Q-System, estando os mesmos englobados na totalidade, não diferenciados no zonamento, obtendo assim uma equação correlacional para este estudo.

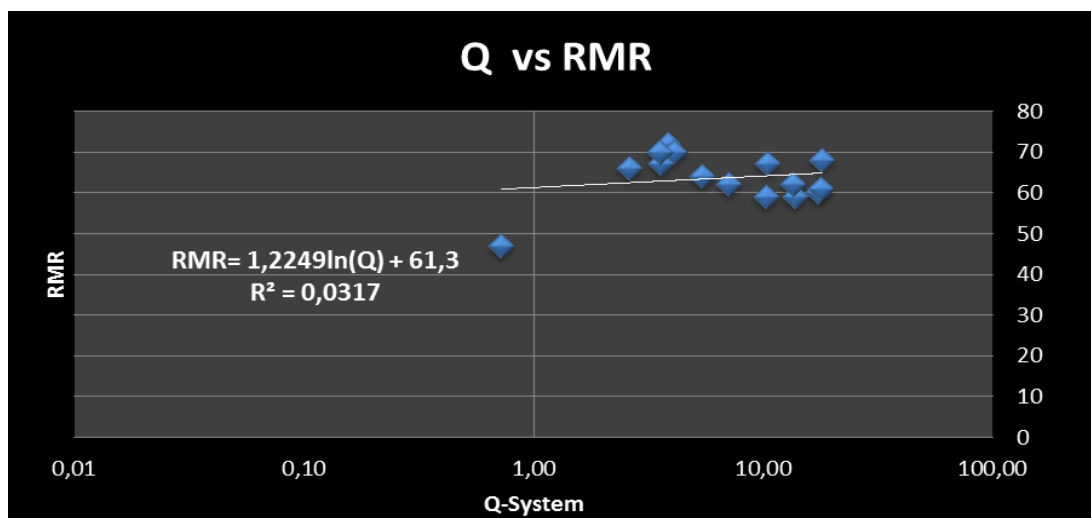


Figura 70: Correlação dos resultados de RMR e Q-System para o estudo do jazigo e equação de correlação.

Estabilidade e dimensionamento de cavidades e desmontes

5 Estabilidade e dimensionamento de cavidades e desmontes

Nesta nova fase da exploração, que terá apenas lugar no corpo da massa mineralizada, com a produção a introduzir um processo de desmonte em bancada terminando o desenvolvimento, serão criadas grandes cavidades, de raio hidráulico variado. Torna-se importante garantir a estabilidade do maciço rochoso para a extração e todo o processo de desmonte inerente, assim, a classificação desenvolvida por Mathews et al. (1980) garante um início ao dimensionamento das bancadas e desenvolvimento de propostas de suporte por cabos de aço através do número de estabilidade, N. Com adaptações à classificação Q-System de Barton relacionando além de outros fatores incluídos na anterior, o raio hidráulico projetado, estudo das tensões e as inclinações e direções das cavidades, o número de estabilidade é obtido, e em seguida pelo método do gráfico de estabilidade torna-se possível garantir as dimensões e a classificações quanto à estabilidade destas cavidades e definir as condições de estabilidade limite, média e conservativa.

O estudo do raio hidráulico assume aqui uma importância fundamental para a obtenção de todos os parâmetros que o número de estabilidade fornece, relacionando o perímetro e a área do *stope*, estando estes fatores conjugados com a projeção geoestatística dos teores de cobre a explorar, tornando variável o comprimento, e constante a largura e altura, estas últimas dependendo do método de exploração escolhido, estudado e desenvolvido pelos diferentes níveis da mina entre aspetos técnico-económicos relevantes à tomada de decisão por este dimensionamento. As alturas máximas correspondem a 25 metros (5 metros de altura de níveis superior e inferior e 15 metros de espessura de maciço rochoso mineralizado em *stockwork* cuprífero e sulfuretos maciços cupríferos correspondentes à bancada de desmonte), as larguras correspondem a 12 metros, e são definidas pelo planeamento mineiro.

5.1. Metodologias

Para cálculo dos fatores integrantes da equação determinativa do número de estabilidade, torna-se importante diferenciar o fator C, em que este será utilizado como fator de quedas gravíticas para o número de estabilidade da parte superior, ou coroa, da cavidade, e como fator de deslizamentos para as laterais ou hasteais da cavidade. Nos desmontes secundários (terminação em número ímpar) as laterais ou hasteais não se encontram em maciço rochoso, mas sim em *rockfill* cimentado, assumindo portanto, uma estabilidade garantida, não sendo efetuado o cálculo do número de estabilidade. A galeria F370GAM-N, não será alvo deste estudo, pelo seu carácter de obra permanente, não sendo local de desmonte em bancada.

5.2. Número de estabilidade

O número de estabilidade, N' , é determinado por duas vias de acordo com a geometria de cada *stope*, baseado num apuramento da classificação Q-System de Barton, conjugando fatores do estado de tensão, resistência à compressão, orientação dos desmontes, e atitudes das discontinuidades, assumindo a diferença entre quedas gravíticas para o cálculo da estabilidade da coroa e escorregamentos ou deslizamentos para os hasteais.

Tabela 34: Número de estabilidade dos locais alvo de levantamento geológico-geotécnico na massa mineralizada.

Desmonte	Q'	A	B	C1*	C2**	N'(coroa)	N'(Hasteais)***
F270S055	30,5	1	0,9	2		51,85	N/A
F290S045	20,3	1	0,6	2		24,36	N/A
F410S036	14,8	1	0,4	2	2	11,84	11,84
F430S046	20	1	0,2	2	7	8	28
F470S050	8,1	1	0,2	2	2	3,24	3,24

* Fator de orientação da cavidade para quedas gravíticas aplicado na coroa
 ** Fator de orientação da cavidade para deslizamentos, aplicado aos hasteais
 *** Desmontes secundários com hasteais constituídos por material de enchimento (Rockfill cimentado) assumindo uma estabilidade 100% garantida

Na análise da Figura 71 é notória a diminuição do número de estabilidade da face superior das bancadas em profundidade, enquanto nas laterais a variação não é uniforme pela estabilidade do F430S046 face ao respetivo do nível imediatamente superior.

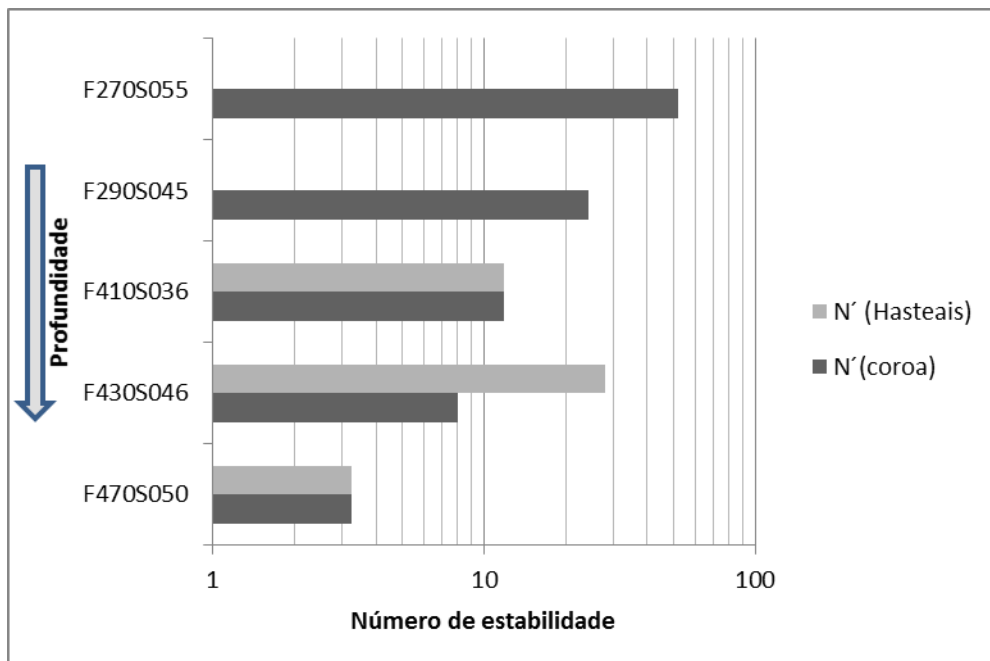


Figura 71: Variação do número de estabilidade de coroa e hasteais com o aumento da profundidade no corpo mineralizado.

5.3. Raio hidráulico

Os raios hidráulicos gerados pela geometria das cavidades, da mina de Feitais, correspondentes aos locais de levantamento geológico-geotécnico foram determinados com auxílio do programa autoCAD e das projeções de desenvolvimento. As dimensões de comprimento de desenvolvimento e da conseqüente bancada são definidas com a projeção dos teores, definidas pelas campanhas de prospeção. A altura da bancada é constante e definida pela distância entre níveis, 20 metros, entre cotas de base, tornando aqui uma camada de maciço rochoso de 15 metros entre pisos, a largura dos *drifts* é 12 metros, definida pelo planeamento da mina. Os valores do número de estabilidade estão expressos na Tabela 35

Tabela 35: Raios hidráulicos de coroa e hasteais.

Galeria	L (m)	H (m)	C (m)	R.H. (Hasteal)*	R.H. (coroa)
F270S055	12	25	27,1	N/A	4,2
F290S045	12	25	36,9	N/A	4,5
F410S036	12	25	47,5	8,2	4,8
F430S046	12	25	67,7	9,1	5,1
F470S050	12	25	33,3	7,1	4,4

**Desmontes secundários (terminação ímpar), hasteais em betão após realização de abatimentos laterais, devido ao enchimento dos primários, sem determinação do raio hidráulico. Presunção de estabilidade garantida pelo material de enchimento*

5.4. Método do gráfico de estabilidade

Pela análise dos resultados da intersecção do número de estabilidade com os raios hidráulicos de coroa e hasteais, verifica-se pelos gráficos de estabilidade que formam o conjunto da Figura 72, nenhum dos desmontes em estudo se encontram na zona de instabilidade.

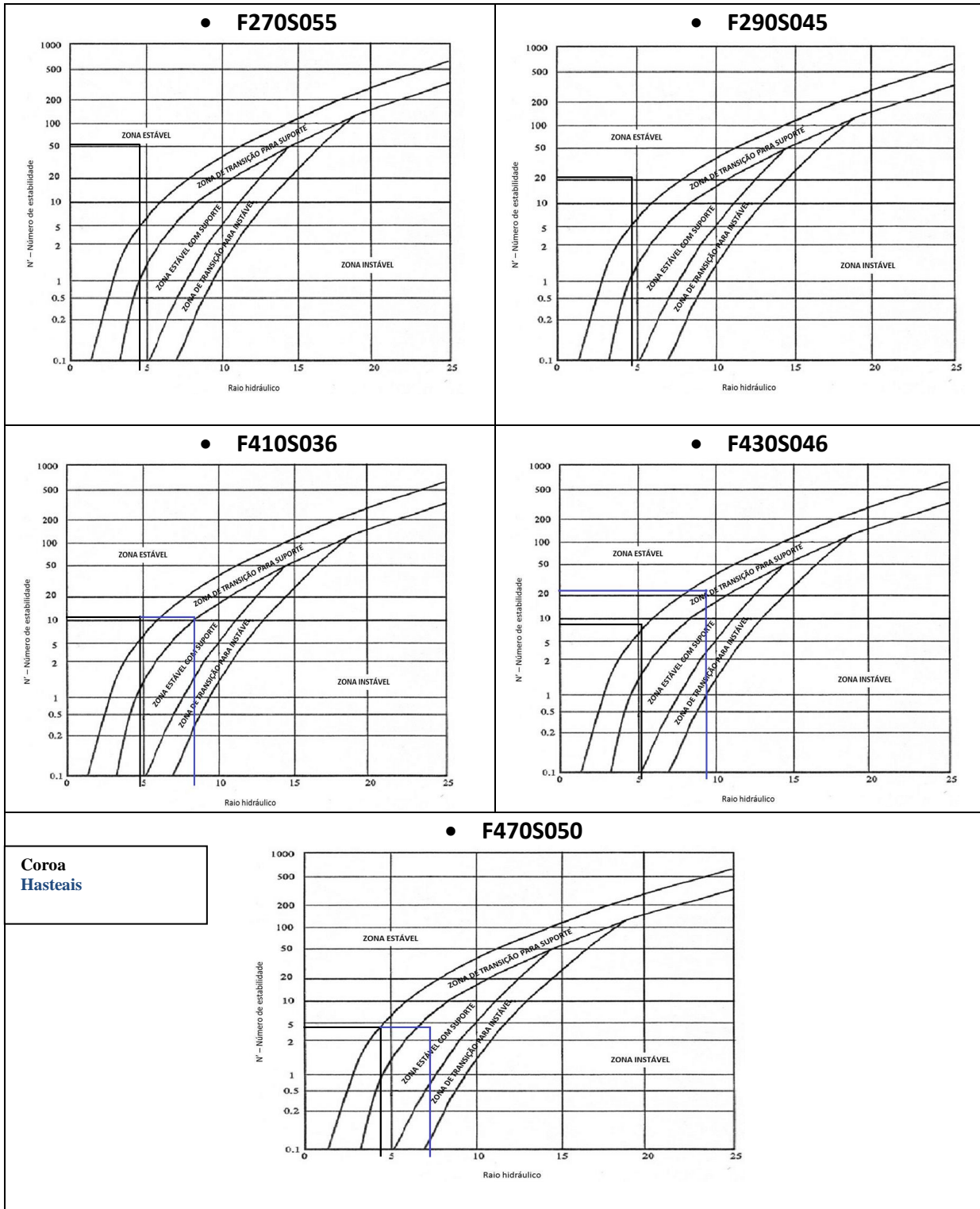


Figura 72: Gráfico de estabilidade dos desmontes em estudo.

5.5. Proposta de suporte por cabos de aço

Tendo por base os estudos de Potvin et al. (1988) realizado em minas Canadianas, assumindo nos limites gráficos um dimensionamento conservativo (Figuras 32, 33 e 34), aliado aos fatores de segurança inerentes a trabalhos subterrâneos, o dimensionamento do número de cabos é aferido na Tabela 36.

Tabela 36: Proposta de reforço por cabos a aplicar na face superior das cavidades em estudo, baseado no estudo de Potvin et al. (1988).

Desmonte	R.Q.D. (%)	Jn	R.H.	(R.Q.D./Jn)/R.H.	Cabos/m ²	Área (m ²)	Comprimento de cabos (m)
F270S055	60,6	6	4,2	2,4	0,2	325	6,3
F290S045	80,6	12	4,5	1,5	0,275	443	6,8
F410S036	73,5	15	4,8	1,0	0,325	570	7,2
F430S046	79,9	12	5,1	1,3	0,29	812	7,7
F470S050	73,2	9	4,4	1,8	0,26	400	6,6

5.6. Proposta para dimensionamento de largura da bancada

Conhecidas as dimensões de comprimento e altura de bancada, dependendo das variáveis já referidas, é efetuada uma proposta para o dimensionamento da largura da bancada a desmontar com base nas características geomecânicas do terreno, aqui focando o interesse pelo número de estabilidade referente ao limite superior da bancada ou coroa, sabendo que no cálculo do raio hidráulico as variáveis em interesse são o comprimento e a largura, sendo a primeira definida como constante por desmonte e a segunda variável.

As larguras projetadas de acordo com o projeto mineiro planeado são de 12 metros, no entanto, tornando este valor uma incógnita o dimensionamento desta dimensão é procedido com base nos fatores referidos e apresentados na Tabela 37. Aqui se verifica que a largura máxima admissível das bancadas vai diminuindo com o aumento da profundidade, assumindo aqui uma correlação com o número de estabilidade e com o aumento das tensões em profundidade.

Tabela 37: Dimensões de largura das bancadas calculadas pelo método do gráfico de estabilidade.

Desmonte	N'(coroa)	R.H.*	R.H.**	C (m)	L intermédio(m)*	L Máx. (m)**
F270S055	51,9	11,3	14,5	27,1	15,9	18,9
F290S045	24,4	7,8	11	36,9	12,1	15,6
F410S036	11,8	6	7,8	47,5	9,8	12,1
F430S046	8,0	5,5	8	67,7	9,1	12,4
F470S050	3,2	4,2	6,1	33,3	7,3	10,0

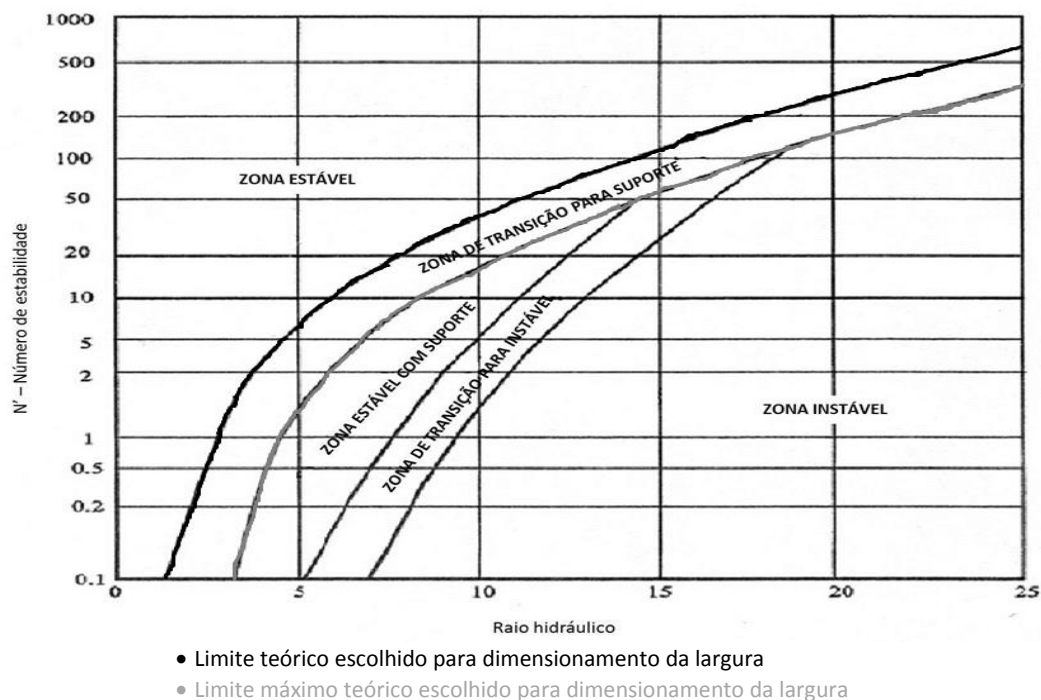


Figura 73: Curvas escolhidas para determinação do raio hidráulico pelo método do gráfico de estabilidade.

Analisando a Tabela 38, verificam-se os rácios correlacionais entre as larguras possíveis calculadas e descritas na Tabela 37 com as planeadas pelo projeto mineiro, em conjunto com a classificação Q' e o número de estabilidade. No final é estabelecida uma medida média *standard* para a largura dos desmontes, estando calculada com base nas larguras da Tabela anterior, torna-se importante referir o curto universo amostral para a obtenção de um parâmetro médio deste estudo, porém se conclui que num processo de operações de produção para o desmonte em bancada, é possível alargar os abatimentos das galeria, em zona mineralizada (entre níveis), mais 30 cm, fixando aqui a largura em 12.3 metros, mantendo as restantes, como referido, dependentes do método de exploração adotado (20 metros de altura e comprimento variável com os teores em cobre projetados).

Tabela 38 - Rácios de estabilidade e dimensionamento dos desmontes em estudo.

Desmonte	L máx/min	L máx/ L proj.	Q' / L máx	N' / L máx	L méd (m)	L final standard (m)
F270S055	1,18	1,57	1,61	2,74	17,4	12,3
F290S045	1,29	1,30	1,30	1,56	13,9	
F410S036	1,23	1,01	1,22	0,98	11,0	
F430S046	1,35	1,03	1,62	0,65	10,7	
F470S050	1,37	0,83	0,81	0,33	8,6	

Com esta dimensão adotada, para o alargamento dos abatimentos, e sabendo que de acordo com o projeto mineiro, cada galeria de acesso situada a muro possui uma “trifurcação”, composta por 3 galerias com 5 metros de largura cada, ultrapassando a falha de muro de Feitais entram na zona mineralizada e se procede ao posterior abatimento, entre pisos, para uma largura total de **12.3** metros em cada.

Torna-se possível assim, afirmar que ao fim de 83.3 metros de possança da massa mineralizada, localizada perpendicularmente ao *drift* de acesso é possível evitar a escavação de uma galeria deste tipo, e assumindo um sistema aplicado em trifurcações, ao fim de 250 metros de extensão do corpo mineralizado se suprime uma galeria de acesso com a respetiva trifurcação total, reduzindo assim os avanços de escavação a muro e em rocha não mineralizada para acesso ao corpo mineralizado. Nas figuras seguintes são demonstrados os termos comparativos, esquematicamente, para melhor perceção do planeado existente (Figura 74) e do aferido pela dissertação (Figura 75).

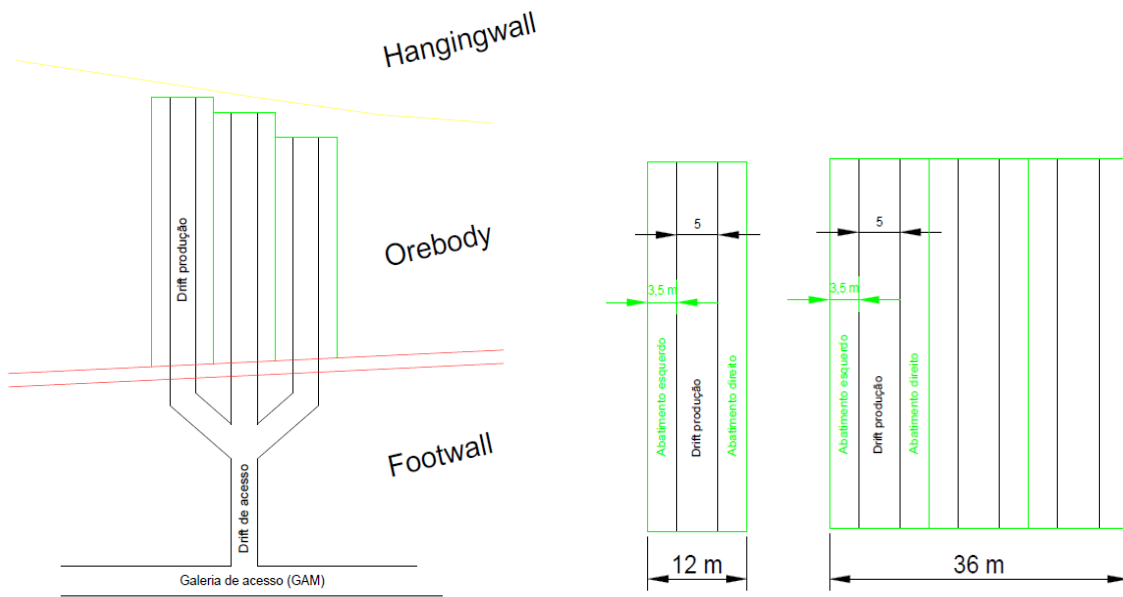


Figura 74: Esquematização em planta das larguras de bancada, em sistema individual e trifurcação previamente planeadas.

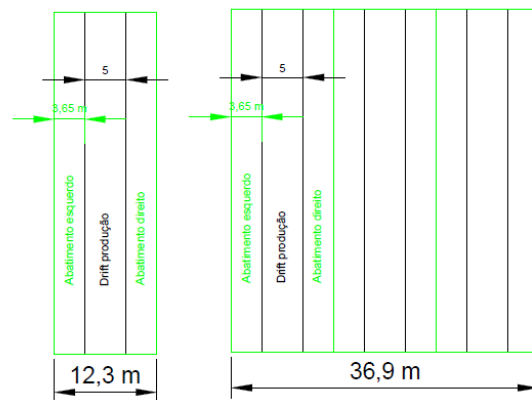


Figura 75: Esquematização em planta das larguras de bancada, em sistema individual e trifurcação calculadas.

Com este estudo se torna importante referir as vantagens e desvantagens provenientes deste novo dimensionamento:

Vantagens:

- Aumento da tonelagem produzida por cada operação de desmonte em bancada;
- Redução dos custos provenientes das operações subterrâneas de desenvolvimento em rocha estéril;
- Aumento da produção proveniente de abatimentos *drift*;
- Otimização do método de exploração.

Desvantagens:

- Aumento dos custos de perfuração e carregamento dos abatimentos, pelo incremento em 15 cm de perfuração horizontal;
- Aumento dos custos de carga e transporte, provenientes do aumento de volume de material desmontado e empolado.

6. Conclusões

O presente trabalho pretendeu envolver e enfatizar a importância de um estudo geológico-geotécnico aplicado a fatores que condicionam a estabilidade e geomecânica em explorações mineiras subterrâneas, este remetente ao jazigo de Feitais, mina de Aljustrel. O estudo envolveu inicialmente, um trabalho de campo com lugar em 15 galerias situadas nas três zonas distintas do jazigo com compilação dos dados obtidos. Com estes, efetuou-se uma análise geotécnica do terreno, passando pela sua caracterização pelos mais diversos parâmetros geológico-geotécnicos, classificações geomecânicas, propostas de suporte, e análise estrutural do maciço rochoso correspondente a cada zonamento. A transversalidade é atingida pela sua finalização aquando da aplicação do número de estabilidade e propostas de dimensionamento de bancadas com a respetiva técnica de reforço, conquistando aqui o ponto-chave dedicado a este método de desmonte subterrâneo, *bench and fill*.

Deste projeto resultaram os seguintes aspetos conclusivos:

- A técnica de amostragem linear, realizada de um modo correto correspondente ao levantamento de campo fornece dados essenciais a um apuramento estatístico do tratamento de dados das descontinuidades presentes num maciço rochoso e consequente refinamento do conhecimento geológico-geotécnico do maciço rochoso em estudo;
- Resistência do material rocha é maior nas litologias presentes no corpo da mineralização comparativamente às restantes zonas do jazigo, apresentando o *stockwork* cuprífero as resistências maiores, realçando contudo a inexistência de ensaios esclerométricos nos sulfuretos maciços, pela sua densidade ultrapassar à máxima admitida pelo ábaco de correlação entre *Schmidt rebound* e resistência à compressão;
- Aprofundamento do conhecimento geológico-geotécnico e comportamento geomecânico do zonamento mineiro face ao corpo mineralizado da exploração subterrânea de Feitais. Riólitos a muro da mineralização na rampa e galerias de acesso, ligeiramente alterados (W_2), fraturação medianamente afastada (F_3) e qualidade da rocha ou R.Q.D. denominado bom, sendo este comportamento geotécnico idêntico aos painéis superior e inferior do pilar soleira. Na zona mineralizada ou *orebody*, composta pelo *stockwork* mineralizado e/ou estéril e sulfuretos maciços, onde as classificações aqui foram uniformizadas, com objetivo de obter os parâmetros de um modo geral por zona, verificou-se que o maciço rochoso encaixante da massa mineralizada é ligeiramente alterado (W_2), a fraturação medianamente afastada (F_3) e a qualidade da rocha é maioritariamente boa, não existindo variação geral, nos painéis do pilar soleira. O teto da mineralização, correspondentes ao comprimento do levantamento de campo, composto por jaspes piritosos, com apenas uma galeria na amostra, a rocha apresenta um baixo grau de alteração (W_{1-2}) e descontinuidades medianamente afastadas (F_3) com uma designação boa da qualidade da rocha;

- Aplicação das classificações geomecânicas e conhecimento da qualidade, classificação, parâmetros geomecânicos e propostas de sustimento a utilizar, com uma perceção do modelo comportamental do jazigo de Feitais, por cada zonamento face à mineralização e uma abordagem média do modelo comportamental do maciço rochoso, com referência ao pilar soleira, em profundidade. No maciço situado a muro, o maciço rochoso é maioritariamente classificado como Bom por Q-System (75%) e rocha Boa por RMR (75%). A mineralização de Feitais apresenta um conjunto de medições efetuado em *stockwork* e sulfuretos maciços, estando englobado num geral, por galeria ao longo do comprimento da mineralização projetada, apresentando um maciço denominado Fraco por Q-System (50%) e Rocha boa (83%) por RMR, de salientar a galeria e futuro desmonte, F470S050 (Q= 0,7 e RMR= 47) onde a qualidade do terreno é muito baixa o que torna redutor o fator da média das classificações, atendendo ao curto universo amostral da massa mineralizada. A teto, a galeria de prospeção ai existente, onde predominam Jaspes piritosos, se encontra um terreno bom pela classificação Q-System e Rocha razoável por RMR. As classificações não são coincidentes a nível quantitativo, devido aos diferentes fatores contemplados em cada, não existindo uma correlação direta neste projeto, tornando necessária a aplicação das duas para um melhor cruzamento de dados e processamento de resultados quanto a uma análise da estabilidade estrutural. Assim se verifica, pela análise dos dados referidos, que a qualidade do terreno não tem uma variação linear em profundidade nos três zonamentos, no entanto se concluí que o jazigo de Feitais apresenta um maciço mais competente, no painel superior do Pilar Soleira, situado acima cota -370 m referente à entrada da mina;
- Os valores dos parâmetros comuns às classificações usadas não são coincidentes, variando com a fórmula de cálculo escolhidas de acordo com as respetivas patentes, parâmetros como o vão autoportante do maciço e módulo de deformabilidade são os comuns a ambas e variáveis dependentes do valor quantitativo da classificação;
- Conhecimento das propostas de suporte a aplicar em cada local, definidas por classes de acordo com a classificação de Barton, porém, algumas técnicas de sustimento não se encontram contempladas neste sistema, anéis metálicos interiores, método de projeção de betão, via húmida ou seca, o tipo de pregagens a aplicar, redes metálicas, estando esta última contemplada nas propostas descritas pela classificação de Bieniawski;
- A análise da estabilidade das cavidades geradas pelo desmonte em bancada, realizada pelo método do número de estabilidade, N' , permite concluir que aquela diminuí com o aumento da profundidade remetente à face superior, topo ou coroa da cavidade. Por sua vez, nas laterais ou hasteais não existe uma variação linear do fator referido, sendo esta análise realizada apenas para os desmontes primários, cujos hasteais são rocha mineralizada em *stockwork* e sulfuretos, não tornando esta análise aplicável aos desmontes secundários, em que as laterais são constituídas por material de enchimento;

- De acordo com o gráfico de estabilidade e o cruzamento de conhecimento entre o número de estabilidade e o raio hidráulico, é possível determinar a descrição da estabilidade da escavação e do local onde será gerada a bancada (*stope*), concluindo a inexistência de locais de potencial instabilidade;
- Proposta de sustimento a aplicar, pela técnica de cabos de aço para cada local em estudo atendendo ao raio hidráulico previamente conhecido, e novas propostas da mesma técnica com raio hidráulico variável, com a dimensão da largura de cada bancada, concluindo que se torna possível, efetuar alargamentos máximos, nas galerias em estudo dos níveis 270 e 290, de 18.9 e 15.6 metros respetivamente, estando estes valores acima das larguras planeadas. No piso 410 a galeria em estudo apresenta uma largura máxima praticamente coincidente com o planeado. No que diz respeito ao levantamento do piso 470, os alargamentos máximos calculados são inferiores ao planeado, 10 metros. Todo este dimensionamento foi acurado conservativamente, apresentando os limites para os valores escolhidos, os situados entre os limites de estabilidade sem suporte e a transição para estabilidade com suporte (método do gráfico de estabilidade);
- Na obtenção de uma largura de bancada máxima *standard* de 12,3 metros, é importante referir o curto universo amostral para a obtenção de um valor normalizado, apenas 3 desmontes, porém, com este valor adotado e a extensão da mineralização, se pode concluir a redução dos custos provenientes de todas as operações de uma escavação subterrânea em rocha estéril e, deste modo, aumentar a produção de uma bancada em 30 centímetros por unidade referida, aumentando assim a capacidade do desmonte por otimização dos métodos de exploração.

Do desenvolvimento desta dissertação poder-se-ão desenvolver os seguintes estudos:

- ✓ Cartografia geológico-geotécnica mineira de mais galerias a muro e no corpo da mineralização para melhoramento do estudo de estabilidade, mais otimizado, por refinamento do levantamento na galeria situada a teto;
- ✓ Análise estatística pormenorizada das descontinuidades recorrendo a uma aplicação mais rigorosa, e sistemática, da técnica da amostragem linear nas diferentes zonas, precisando, com mais detalhe estatístico, a qualidade de terreno, bem como para apoiar a cartografia geomecânica mineira das superfícies expostas;
- ✓ Aplicação precisa da classificação GSI (*Geological Strength Index*), pelo método empírico, para um estudo pormenorizado da compartimentação do maciço rochoso, em conjunto com a classificação M-RMR (*Mining Rock Mass Rating*; pormenores em Laubscher & Jakubec, 2000), com aplicação mais específica da classificação de Bieniawski para minas subterrâneas;
- ✓ Modelação numérica e estudo de análise estrutural (e.g., *Phase2 version 2.7*);

Referências Bibliográficas

7. Referências bibliográficas

- Aires-Barros, L. (1991). Alteração e alterabilidade de rochas. Instituto Nacional de Investigação Científica, INIC, Lisboa, 384 pp.
- Barriga, F.J.A.S. (1983). Hydrothermal metamorphism and ore genesis at Aljustrel, Portugal. University Western Ontario, 368 pp. (PhD Thesis).
- Barriga, F.J.A.S. (1990). Metallogeneses in the Iberian Pyrite Belt. In: Dallmeyer, R.D., Martinez Garcia, E., (Eds.), Pre- Mesozoic geology of Iberia, pp. 369-379.
- Barriga, F.J.A.S. & Fyfe, W.S. (1988). Giant pyrite base-metal deposits: the example of Feitais, Aljustrel. *Chemical Geology*, 69(3-4): 331-343.
- Barriga, F.J.A.S. & Fyfe, W.S. (1998). Multi-phase water-rhyolite interaction and ore fluid generation at Aljustrel, Portugal: *Mineralium Deposita*, 33:188-207.
- Barton N. (2000). TBM tunnelling in jointed and faulted rock. Balkema, Rotterdam. 172 pp.
- Barton, N. (2002). Some new Q-value correlations to assist in site characterisation and tunnel design. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 39(2): 185-216.
- Barton, N., Quadros, E.F. (2002). Engineering and Hydraulics in Jointed Rock Masses. EUROCK 2002 – Curso A, Funchal.
- Barton, N. (2006). Rock quality, seismic velocity, attenuation and anisotropy. Taylor & Francis, UK. 729 pp.
- Barton N., Lien R. & Lunde J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, 6 (4): 189-239.
- Barton, N., Lien, R. & Lunde, J. (1977). Estimation of support requirements for underground excavations. In: 16th Symposium on Design Methods in Rock Mechanics Rock Mechanics, Minnesota, ASCE, NY, pp. 163-177.
- Barton, N., Loset, F.; Lien, R. & Lunde, J. (1980). Application of Q-system in design decisions concerning dimensions and appropriate support for underground installations. In: Bergman M., ed., Proceedings, Subsurface Space, ISRM International Symposium – Rockstore'80, Stockholm. Pergamon Press Ltd., 2: 553-561.
- Barton, N. & Bieniawski, Z.T. (2008). RMR and Q - setting records straight. *Tunnels and Tunnelling International*, Feb. 2008, pp. 26-29.
- Bhasin, R. & Grimstad, E. (1996). The use of stress-strength relationships in the assessment of tunnel stability, vol.1, pp. 183-196
- Bieniawski, Z.T. (1973). Engineering classification of jointed rock masses. *Trans. South Afr. Inst. Civ. Engrs*, 15: 335-344.
- Bieniawski Z.T. (1978). The geomechanics classification in rock engineering applications. In: Proceedings of the 4th Congress Int. Soc. Rock Mech., Montreux, 2: 41-48.
- Bieniawski, Z.T. (1976). Rock mass classification in rock engineering. In: Bieniawski Z.T., ed., Proceedings of the symposium Exploration for rock engineering, Cape Town, Balkema, 1: 97-106.
- Bieniawski Z. T. (1984). Rock mechanics design in mining and tunneling. Balkema, Rotterdam, pp 55-95.
- Bieniawski, Z.T. (1989). Engineering rock mass classifications. Wiley, New York. 251 pp.
- Bieniawski, Z.T. (1993). Classification of rock masses for engineering: the RMR system and future trends. Hudson J.A., (ed.), comprehensive rock engineering: principles, practice, and projects. Pergamon Press, 33: 553-574.
- Brady, B. H. G. & Brown, E. T. (2004). Rock mechanics for underground mining, 2nd Edition. 515 pp.
- Brown, E. T. (1991). Da teoria a pratica em mecânica das rochas. Ingenium, Revista da Ordem dos Engenheiros, Lisboa, 48 (Ano IV): 9-29.
- Cai, M.; Kaiser, P.K.; Uno, H.; Tasaka, Y. & 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 and Mining Sciences*, 41: 3-19.
- Cargill, J. S. & Shakoor, A. (1990). Evaluation of empirical methods for measuring the uniaxial compressive strength of rock *Int J Rock Mech Min Sci & Geomech Abstr*, 53: 97-103.

Chaminé, H.I. & Gaspar, A.F. (1995). Estudo da compartimentação de maciços rochosos pela técnica de amostragem linear: aplicação a uma travessa da Mina de Carvão de Germunde. Estudos, Notas & Trabalhos Inst. Geol. Min., 37: 97-111.

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 (Chapter 61). In: Giordan D., Thuro K., Carranza-Torres C., Wu F., Marinós P., Delgado C. (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. European Geologist, Journal of the European Federation of Geologists, 36: 27-33

Chaminé, H.I., Afonso M.J., Silva R., Monteiro R., Teixeira J., Moreira P., Meixedo J.P. & Trigo J.F. (2010). Da teoria à prática em geotecnia urbana de maciços rochosos: o exemplo da zona ribeirinha de Gaia. Tecnologia e Vida, Revista da Secção Regional do Norte da ANET, Porto, 6: 39-45.

Chaminé, H.I.; Dias, A.G. & Dinis da Gama, C. (2001). Estudo geológico e geomecânico do maciço granítico de Lamoso (Paços de Ferreira, NW de Portugal). Geociências, Rev. Univ. Aveiro, 15:79-92.

Dallmeyer, R.D. & Garcia, M.E. (1990). Pre-Mesozoic Geology of Iberia, 414 pp.

Deere, D.U. (1963). Technical description of rock cores for engineering purposes. Rock mechanics and engineering geology, 1(1): 1-18.

Deere, D.U. & Deere, D.W. (1988). The rock quality designation (RQD) index in practice. In: Kirkaldie L., ed., Rock classification systems for engineering purposes, ASTM Special Publication, Philadelphia, 984: 91-101.

Deere D.U., Hendron A.J., Patton F.D. & Cordin E. (1967). Design of surface and near-surface construction rock, American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Failure and Breakage of Rock. 8th U.S. Symp. on Rock Mech., Minneapolis, Minnesota, pp. 237–302 pp.

Dinis da Gama, C. (1991). Qualidade e patologia de obras geotécnicas. In: 4º Congresso Nacional de Geotecnia. Sociedade Portuguesa de Geotecnia, Lisboa, 3: 1-20

Dinis da Gama, C. (1995). Aspectos geotécnicos y de fracturación en la explotación de canteras. In: López Jimeno, C. (Ed.). Cap. 10 del Manual de Rocas Ornamentales. Entorno Gráfico. S.L., Madrid, pp. 231-246.

Fonseca, L.; Ramos, L.; Galiza, A. C. & Chaminé, H.I. (2010). Avaliação geomecânica de maciços rochosos fracturados e as tecnologias de perfuração: consequências técnico-económicas. In: Actas do 12º Congresso Nacional de geotecnia, SPG/UM, Guimarães, 10 pp. (CD-ROM).

Galiza A.C. & Toscano D. (1993). Implementação do sublevel stoping na Mina do Moinho. In: Proceedings / Actas, Symposium of the Polymetallic Sulphides of the Iberian Pyrite Belt / Simpósio de Sulfuretos Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérico, Évora, 3-6 Outubro 1993, APIMINERAL-Associação Portuguesa da Indústria Mineral / Comité Empresarial Português de Recursos Minerais da Faixa Piritosa., Évora. 16 pp.

Galiza, A.C.; Ramos, L.; Fonseca, L. & Chaminé, H.I. (2011a). Geotecnia mineira de maciços rochosos fracturados para o controlo da qualidade do desmonte. Revista Ingenium da Ordem dos Engenheiros, 124 (Jul/Agos): 76-80.

Galiza, A.C.; Ramos, L.; Fonseca, L.; Teixeira, J. & Chaminé, H.I. (2011b). O papel da geotecnia mineira na optimização do desmonte de maciços rochosos fraturados. Boletim de Minas, DGEG, Lisboa, 46(2): 103-120.

García Palomero, F. (1980). Caracteres geológicos y relaciones morfológicas y genéticas de los yacimientos del anticlinal de Rio Tinto, Instituto Estudios Onubenses “Padre Marchena”, Diputación Provincia Huelva, 1264 p.

Gaspar, O. (1995). Microscopia e Petrologia de minérios aplicada à génese, exploração e mineralurgia dos sulfuretos maciços dos jazigos de Aljustrel e Neves-Corvo. Estudos, Notas & Trabalhos, SFM, pp. 87-118.

Goel, K.R., Singh, B. (2011). Engineering Rock mass classification tunneling foundations and landslides, 357pp.

Gomes M., Galiza A.C. & Toscano D. (1993). Long hole sublevel stopping at the Mina do Moinho. In: Conference Papers, ISRM International Symposium – EUROCK 93, June 21-24 1993, Lisbon. A.A. Balkema. 9 pp.

Gonçalves, F., Oliveira, V. (1986). Alguns aspectos do Pré-câmbrico de Ossa Morena em Portugal, 111-117.

González de Vallejo, L. I.; Ferrer, M.; Ortuño, L. & Oteo, C. [coords.] (2002). Ingeniería geológica Prentice Hall, Madrid, 715 pp.

- GSE – Geological Society Engineering Group Working Party Report (1995). The description and classification of weathered rocks for engineering purposes. *Quarterly Journal of Engineering Geology, Geological Society*, 28(3): 207-242.
- Heiniö, M. (1999), *Rock excavation handbook*, 364 pp.
- Hoek, E. & Brown, E.T. (1980a). *Underground excavations in rock*. Institution of Mining and Metallurgy, London, 627 pp.
- Hoek, E. & Brown, E.T. (1980b). Empirical strength criterion for rock masses. *J. Geotech. Eng., ASCE* 106 (GT9): 1013-1035.
- Hoek, E. & Brown, E.T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr.*, 34: 1165-1186.
- Hoek, E. & Marinos, P. (2000). Predicting tunnel squeezing problems in weak heterogeneous rock masses. *Tunnels and Tunnelling International*. Part 1 – November 2000, Part 2 – December 2000.
- Hoek, E. & Marinos, P. (2007). A brief history of the development of the Hoek-Brown failure criterion. *Soils and Rocks: Int. J. Geotech. Geoenv. Eng.*, 30(2): 85-92.
- Hoek, E. (1994). Strength of rock and rock masses. *News Journal of ISRM*, 2, 2: 4-16.
- Hoek, E. (2007). *Practical rock engineering. RocScience: Hoek's Corner*, 342 pp.
- Hoek, E. (1987), *Support in underground hard rock mines*, 18pp.
- Hoek, E., Kaiser, P.K., Bawden, W.F. (1993) *Support of underground excavations in hard rock*, 215 pp.
- Hoek, E.; Carranza-Torres, C. & Corkum, B. (2002). *Hoek-Brown failure criterion: 2002 edition*. Proceedings of the NARMS-TAC Conference, Toronto, 1: 267-273.
- Hoek, E.; Marinos, P. & Benissi, M. (1998). Applicability of the Geological Strength Index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses: the case of the Athens Schist Formation. *Bull. Eng. Geol. Env.*, 57(2): 151-160.
- Hoek, E.; Wood, D. & Shah, S. (1992). A modified Hoek-Brown criterion for jointed rock masses. In: Hudson J.A., ed., *Proceedings of the Rock Characterization, Symp. Int. Soc. Rock Mech., Eurock '92*, pp. 209-214.
- Hucka, V.A. (1965), A rapid method for determining the strength of rock in situ, *int. J. Rock Mechanics, Min. Sci*, 2, 34-127 pp.
- Hudson, J. A. & Priest, S. D. (1983). Discontinuity frequency in rock masses *Int. Jour. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 20: 73-89.
- Hudson, J. A., (1989). *Rock mechanics principles in engineering practice*. Butterworths. Ciria. London.
- Hudson, J.A. & Harrison, J.P. (2000). *Engineering rock mechanics: an introduction to the principles*. 2nd edition, Pergamon Press. 444 pp.
- Hutchinson, J., Diederichs, M., (1996). Cablebolting in underground mines, pp. 178-250.
- I.S.R.M. - International Society for Rock Mechanics (1987). Suggested methods for determining hardness and abrasiveness of rocks. *Int J Rock Mech Min Sci & Geomech Abstr.*, 15: 89-97.
- I.S.R.M. – International Society for Rock Mechanics (2003). Suggested methods for rock stress estimation – part 1: strategy for rock stress estimation, 8 pp.
- I.S.R.M. – International Society for Rock Mechanics (2003). Suggested methods for rock stress estimation – part 2: overcoring methods, 12 pp.
- ISRM – International Society for Rock Mechanics (1978). Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 15(6): 319-368.
- 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. (2007). The complete ISRM suggested methods for characterization, testing and monitoring: 1974-2006. In: Ulusay R. & Hudson J.A., eds., *suggested methods prepared by the commission on testing methods, ISRM*. Ankara, Turkey. 628 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.
- Kahraman, S.; Fener, M. & Gunaydin, O. (2002). Predicting the Schmidt hammer values of in-situ intact rock

- Katza, 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.
- Kullberg M. C. & Silva J. B. (1981). Apontamentos sobre o uso da projecção estereográfica em geologia estrutural. Associação de estudantes da Faculdade de Ciências de Lisboa. 35pp.
- 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.
- Large, R.R., Blundell, D.L. (2000). Database on Global VMS districts. Pp. 1-179.
- Lisle, R. J. & Leyshon, P. R. (2004). Stereographic projection techniques for geologists and civil engineers.
- Liu, W. Y., Sun, H. H., et al. (1999). Solidifying tailings slurry with new binder at Meishan iron mine. Proceedings of the 99th International Symposium on Mining Science and Technology, 571-574.
- Marinos V., Marinos P. & Hoek E. (2005). The geological strength index: applications and limitations. Bull. Eng. Geol. Env., 64, 1: 55-65.
- Masniyom, M. (2009) Systematic selection and application of backfill in underground mines, 336 pp.
- Mathews, S. M., Thilhanh, V.H. & Worotnicki, S. (1983). A modified cablebolt system for large underground openings, 243-255 pp.
- Mathews, S. M., Thompson, A.G., Windsor, C.R. & O'Bryan, P.R. (1986). A novel reinforcing system for large rock caverns in blocky rock masses, 155 pp.
- Matos, J.X. (2009). Faixa Piritosa Ibérica, uma região mineira europeia com elevado potencial para jazigos de metais básicos, LNEG/Laboratório de Geologia e Minas, 24 pp.
- Miller, R.P. (1965). Engineering classification and index properties for intact rock. PhD Thesis, University of Illinois, 282 pp.
- Miranda, T., Gomes Correia, A. & Ribeiro e Sousa, L. (2006). Determinação de parâmetros geomecânicos em formações rochosas e maciços heterogêneos. Revista Engenharia Civil, UM, 25: 17-40.
- Munhá, J.(1979). Blue amphiboles metamorphic regime and plate tectonic modeling in the Iberian Pyrite Belt: Berlin contributions mineralogy petrology, v.69, 279-289.
- NGI – Norwegian Geotechnical Institute (2013). Using the Q-System, Rock mass classification and support design, 58 pp.
- Nickson,S.D.(1992). Cable support guidelines for underground hard rock mine operations, MaSc thesis, the University of British Columbia, 223 pp.
- Oliveira J.T., Pereira E., Ramalho M., Telles Antunes M., Monteiro J.H., 1992. Carta Geológica de Portugal, escala 1/500000, 5a edição. Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa. (2 folhas).
- Oliveira JT, Relvas JMRS, Pereira Z, Matos JX, Rosa C, Rosa D, Munhá J, Jorge R, Pinto A (2006). O Complexo vulcano-sedimentar da Faixa Piritosa: estratigrafia, vulcanismo, mineralizações associadas e evolução tectonoestratigráfica no contexto da zona Sul-Portuguesa. In: Dias R, Araújo A, Terrinha P, e Kulberg JC (eds.), Geologia de Portugal no contexto da Ibéria, Universidade de Évora, Portugal: 207-244.
- Oliveira, J.T., Pereira, Z., Carvalho, P., Pacheco N., Korn, D. (2004). Stratigraphy of the tectonically imbricated lithological succession of the Neves Corvo mine area, Iberian Pyrite Belt, Portugal. Mineralium Deposita, 39, 422-436.
- Palmström A. (1995). RMI: a rock mass characterization system for rock engineering purposes. University of Oslo, 400 pp. (PhD Thesis).
- Palmström A. (2005). Measurements of and correlations between block size and rock quality designation (RQD). Tunnels and Underground Space Technology, 20(4):362–377
- Palmström, A. & Stille, H. (2010). Rock engineering. Thomas Telford Ltd., 408 pp.
- Peacock, D. C. P. (2006). Predicting Variability in joint frequencies from boreholes. Journal of Structural Geology, 28: 353-361.
- Peng S., Zhang J. (2007). Engineering geology for underground rocks. 319 pp
- Potvin, Y. (1988). Empirical open stope design in Canada. British Columbia University, 343 pp. (PhD thesis)
- Potvin, Y., Hadyna, M.R., Miller, H.D.S. (1989). Design guidelines for open stope, 53-62 pp.
- Potvin, Y., Milne, D. (1992). Empirical cable bolt support design, 269-275 pp.
- Priest S. D. (1985). Hemispherical Projection Method in Rock Mechanics. Allen & Unwin: London.

- Priest, S.D. & Hudson, J.A. (1976). Discontinuity spacing's in rock. *Int. Journ. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 13: 135-148.
- Priest, S.D. & Hudson, J.A. (1981). Estimation of discontinuity spacing and trace length using scanline surveys *Int. Journ. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 18: 183-197.
- Priest, S.D. (1993). *Discontinuity analysis for rock engineering*. Kluwer Academic Publishers. 473 pp.
- Relvas, J., Jorge, R., Pinto, A., Matos, J., Rosa, C., Barriga, F. (2006). *As mineralizações da Faixa Piritosa e a sua importância económica, II encontro de professores de Geociências do Alentejo e Algarve*, 8 pp.
- Relvas, J.M.R.S. (1991). *Estudo geológico e metalogenético da Área de Gavião, Baixo Alentejo*. Universidade de Lisboa Lisboa, 248 pp. (Tese de Mestrado).
- Ribeiro A., Munhá J., Dias R., Mateus A., Pereira E., Ribeiro L., Fonseca P.E., Araújo A., Oliveira J.T., Romão J., Chaminé H.I., Coke C. & Pedro J. (2007). Geodynamic evolution of the SW Europe Variscides. *Tectonics*, 26, TC6009, 24 pp.
- Rocha, M. (1981). *Mecânica das Rochas*. LNEC, Laboratório Nacional de Engenharia Civil, Lisboa, 445 pp.
- Schermerhorn, L. J. G. (1971). An outline stratigraphy of the Iberian pyrite belt. *Boletin Geologico Minero, Madrid*, 4: 239- 268.
- Schermerhorn, L. J. G. & Stanton, W. I. (2009). Folded overthrusts at Aljustrel (South Portugal). *Geological Magazine* 106 (2): 130-141.
- Schmidt, E. (1951). A non-destructive concrete tester. *Concrete*, 59 (8): 34-35.
- Serafim, J.L. & Pereira, J.P. (1983). Consideration of the geomechanics classification of Bieniawski. *Proceedings of the International Symposium on Engineering Geology and Underground Constructions*, p. 1133-1144.
- Terzaghi, K. (1946). Rock defects and locals on tunnel supports. In: In: Proctor R.V. & White T.L., eds, *Rock tunnelling with steel supports*, The Commercial Shearing & Stamping Co.. Youngstown, Ohio, 1: 17-99.
- Terzaghi, K. & Richart, F.E. (1952). Stress in rock around cavities. 57-90 pp.
- Villaescusa, E. (1995). Sources of external dilution in underground sublevel and bench stoping. 217-223 pp.
- Villaescusa, E. (2014). *Geotechnical design for sublevel open stoping*. 541 pp.
- Wickham G.E., Tiedemann H.R. & Skinner E.H. (1972). Support determination based on geologic predictions. In: K.S. Lane & L.A. Garfield, (eds), *Proceedings North American rapid excavation tunneling conference*, Chicago. Soc. Min. Engrs, Am. Inst. Min. Metall. Petroleum Engen. pp. 43-64.
- Williams, D., Stanton, R. L. & Rambaud Perez, F. (1975). The Planes-San Antonio pyritic deposit of Rio Tinto, Spain: It's nature; environment and genesis. 84 pp.
- Wittke, W. (1990). *Rock mechanics: theory and applications with case histories*. Springer-Verlag, Berlin, 1076 pp.
- Yassar, E. & Erdogan, Y. (2004). Estimation of rock physico-mechanical properties using hardness methods. *Engineering Geology*, 71: 281-88.

Sites visitados:

www.mun-aljustrel.pt (Dezembro de 2014)

www.lneg.pt (Dezembro de 2014)

www.ngi.no (Abril/Maio de 2015)

www.proceq.com (Dezembro de 2014)

www.google.com/earth/ (Janeiro de 2015)

Anexos

- I. Tabelas RMR e Q-System
- II. Ficha de campo: Descontinuidades (CD-ROM)
- III. Ficha de campo: Alteração, fraturação e R.Q.D.
- IV. Ficha de campo: Martelo de Schmidt.
- V. Classificações geomecânicas
- VI. Estabilidade de bancadas e desmontes
- VII. Determinação de raios hidráulicos pelo número de estabilidade – Dimensionamento de largura

Anexo I. - Tabelas RMR e Q-System

RMR (Rock Mass Rating) 1989

A – Parâmetros de classificação e seus pesos									
Parâmetro			Intervalo de variação dos valores						
P1	Resistência do material rochoso intacto	Point-load	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este intervalo é aconselhável utilizar o ensaio de resistência à compressão uniaxial		
		Resistência à compressão uniaxial	> 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 Mpa	1-5 MPa	< 1 MPa
	Peso	15	12	7	4	2	1	0	
P2	R.Q.D		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25%		
	Peso		20	17	13	8	3		
P3	Espaçamento das descontinuidades		> 2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	< 60 mm		
	Peso		20	15	10	8	5		
P4	Condições das descontinuidades (Ver E)		Superfícies muito rugosas Não contínuas Nenhuma separação Superfície de rocha inalterada	Superfícies ligeira/rugosas Separação <1mm Superfície de rocha ligeira/alterada	Superfícies ligeira/rugosas Separação <1mm Superfície de rocha muito alterada	Superfícies lisas ou enchimento c/ espessura <5mm ou Separação 1-5mm contínua	Enchimento mole com espessura >5mm ou separação >5mm contínua		
	Peso		30	25	20	10	0		
	P5	Águas subterrâneas	Caudal por 10m de túnel (l/m)	Nenhum	< 10	10-25	25-125	> 125	
(Pressão água nas diáclases)/ (Tensão principal máxima)			0	< 0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	> 0.5		
Condições gerais		Completamente Seco	Ligeiramente Húmido	Húmido	Gotejando	Fluindo			
Peso			15	10	7	4	0		
E – Orientações para a classificação das condições das descontinuidades									
Comprimento da descontinuidade (Persistência)			< 1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	> 20 m		
Peso			6	4	2	1	0		
Separação (Abertura)			Nenhuma	< 0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	> 5 mm		
Peso			6	5	4	1	0		
Rugosidade			Muito rugoso	Rugoso	Ligeiramente rugoso	Macio	Liso		
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		
Alteração			Inalterado	Ligeiramente alterado	Moderadamente e alterado	Muito alterado	Decomposto		
Peso			6	5	3	1	0		
B – Ajuste dos pesos devido à orientação das descontinuidades (Ver F)									
P6			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	-		
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				Inclinação 0-20°	
Abertura do túnel no sentido da escavação		Abertura do túnel no sentido inverso da inclinação		Inclinação 45-90°		Inclinação 20-45°			
Inclinação 45-90°	Inclinação 20-45°	Inclinação 45-90°	Inclinação 20-45°						
Muito favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável	Razoável	Razoável			

Q-System 1974, 1980

Descrição do Parâmetro	Peso		Notas
P1. Designação da qualidade da rocha	RQD (%)		
A – Rocha de muito má qualidade	0-25		1.Quando RQD ≤10 (incluindo 0), o valor a adotar para o RQD na avaliação de Q é 10. 2.A adoção de valores do RQD com intervalos de 5 (100,95,90, etc.) é considerada adequada.
B – Rocha de má qualidade	25-50		
C – Rocha de qualidade razoável	50-75		
D – Rocha de boa qualidade	75-90		
E – Rocha de excelente qualidade	90-100		
P2. Número de famílias de descontinuidades	J_n		
A – Nenhuma ou poucas	0.5-1.0		1. Para intersecções utilizar (3.0 x J _n) 2. Para bocas de entrada do túnel utilizar (2.0 x J _n)
B – Uma	2		
C – Uma ou mais descontinuidades esparsas	3		
D – Duas	4		
E – Duas ou mais descontinuidades esparsas	6		
F – Três	9		
G – Três ou mais descontinuidades esparsas	12		
H – Quatro ou mais, descontinuidades esparsas, maciços fraturados	15		
I – Rocha esmagada, tipo terreno	20		
P3. Rugosidade das descontinuidades	J_r		
a) Contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades			1.As descrições das alíneas a) e b) referem-se a escalas de amostragem de pequena e média dimensão, respetivamente.
b) Contacto entre as paredes de rocha antes de 10cm de escorregamento			
A – Sem continuidade	4		2.Adicionar 1.0 se o espaçamento médio da família de descontinuidades mais relevante for maior que 3 m.
B – Rugosas, irregulares, onduladas	3		
C – Suaves e onduladas	2		
D – Polidas e onduladas	1.5		
E – Rugosas ou irregulares, planas	1.5		
F – Lisas, planas	1.0		
G – Polidas, planas	0.5		
c) Não há contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades			3. J _r igual a 0.5 pode ser usado para descontinuidades polidas e planas contendo lineações, se essas lineações estiverem orientadas na direção de menor resistência.
H – Zona contendo minerais argilosos e suficientemente espessa de modo a impedir o contacto entre as paredes	1.0		
I – Zonas esmagadas contendo areias de modo a impedir o contacto entre as paredes	1.0		
P4. Grau de alteração das descontinuidades	J_a	Φ_r(°) aprox.	
a) Contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades			
A – Paredes duras, compactas, preenchimentos impermeáveis	0.75	-	
B – Paredes não alteradas, somente com leve descoloração	1.0	25-35	
C – Paredes ligeiramente aletradas, com partículas arenosas e rochas desintegradas não brandas	2.0	25-30	
D – Paredes com partículas siltosas ou areno-siltosas	3.0	20-25	
E – Paredes com partículas de materiais moles ou de baixo ângulo de atrito, tais como caulinite, mica, gesso, talco, clorite, grafite, etc., e pequenas quantidades de argilas expansivas	4.0	8-16	
b) Contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades antes de 10cm de escorregamento			
F – Paredes com partículas de areia e rochas desintegradas, etc.	4.0	25-30	
G – Descontinuidades com preenchimento argilosos sobreconsolidado (contínuo, mas com espessura < 5 mm)	6.0	16-24	
H – Descontinuidades com preenchimento argiloso sub-consolidado (contínuo, mas com espessura < 5 mm)	8.0	12-16	
I – Descontinuidades com enchimento argiloso expansivo, como por exemplo montmorilonite (contínuo mas com espessura <5mm). O valor de J _a depende da percentagem de argila e do	8-12	6-12	

excesso de água				
c) Não há contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades				
J – Zonas ou bandas com rochas desintegradas ou esmagadas (ver G, H e I para condições do material argiloso)	6,8 ou 8-12	6-24		
K – Zonas ou bandas siltosas ou areno-argilosas, com pequena fração de argila	5.0	-		
L – Zonas contínuas de argila (ver G, H e I para condições do material argiloso)	10, 13 ou 13-20	6-24		
P5. Condições hidrogeológicas	J_w	Pressão água (MPa)		
A – Escavações secas ou caudal afluído pequeno, isto é <5 l/min localmente	1.0	<0.1		1. Os fatores nos casos C e F são estimados para condições naturais. O parâmetro J_w deverá ser aumentado caso sejam efetuadas drenagens.
B – Caudal médio ou pressão que ocasionalmente arraste o preenchimento das descontinuidades	0.66	0.1-0.25		
C – Caudal elevado ou pressão elevada em rochas competentes sem preenchimento	0.5	0.25-1		
D – Caudal elevado ou pressão elevada	0.33	0.25-1		2. Os problemas especiais relacionados com a formação de gelo não são considerados.
E - Caudal excecionalmente elevado ou pressão explosiva, decaindo com o tempo	0.2-0.1	>1		
F – Caudal excecionalmente elevado ou pressão contínua, sem decaimento	0.1-0.05	>1		
P6. Fator redutivo de tensões	σ_c/σ_1	σ_θ/σ_c	SRF	
a) Zonas de fraqueza intersectando a escavação, o que pode causar perdas no maciço rochoso quando o túnel for escavado				
A – Ocorrência de zonas alteradas múltiplas contendo argilas ou rochas quimicamente desintegradas em torno da cavidade (a qualquer profundidade)			10.0	1. Para a alínea a) reduzir os valores de SRF de 25% a 50% se as zonas alteradas influenciarem mas não intersectarem a escavação.
B – Zonas de baixa resistência contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada (profundidade de escavação ≤ 50m)			5.0	
C – Zonas de baixa resistência contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada (profundidade de escavação > 50m)			2.5	
D – Zonas múltiplas de corte em rocha competente, sem argila, com rocha desintegrada na vizinhança (qualquer profundidade)			7.5	
E – Zonas singulares de corte em rocha competente, sem argila (profundidade de escavação ≤50m)			5.0	
F – Zonas singulares de corte em rocha competente, sem argila (profundidade de escavação ≥50m)			2.5	
G – Descontinuidades abertas, fraturação muito intensa (qualquer profundidade)			5.0	
b) Rocha competente, problemas de tensões na rocha				
H - Tensões baixas, próximo da superfície, descontinuidades abertas	>200	<0.01	2.5	2. Para os casos da alínea b) e para tensões virgens fortemente anisotrópicas (se medidas): quando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reduzir σ_c para $0,75\sigma_c$. Quando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reduzir σ_c para $0,5\sigma_c$, onde σ_c é a resistência à compressão simples, σ_1 e σ_3 são as tensões principais máxima e mínima, e σ_θ a tensão tangencial máxima (estimada através da teoria da elasticidade). 3. Ainda para a alínea b), quando a profundidade da coroa é inferior ao vão, deve-se aumentar o valor de SRF 2,5 a 5 vezes (ver H).
I - Tensões médias, condições de tensão favoráveis	200-10	0.01-0.3	1.0	
J - Tensões altas, estrutura rochosa muito fechada (usualmente favorável para a estabilidade, pode ser desfavorável para a estabilidade das paredes)	10-5	0.3-0.4	0.5-2.0	
K - Explosões moderadas de rochas maciças depois >1 hora	5-3	0.33-0.16	5-10	
L - Explosões moderadas de rochas maciças em poucos minutos	3-2	0.65-1	50-200	
M - Explosões intensas de rochas maciças	<2	>1	200-400	
c) Rocha esmagada: plastificação de rochas incompetentes sob a influência de altas pressões de rocha				
N - Pressão moderada da rocha esmagada		1-5	5-10	4. Casos de rocha esmagada podem ocorrer para profundidades $H > 350Q^{1/3}$. A resistência à compressão do maciço é de, aproximadamente, $0,7\gamma Q^{1/3}$ onde γ é o peso volúmico da rocha em kN/m^3 .
O - Pressão elevada da rocha esmagada		>5	10-20	
d) Rochas expansivas: atividade química expansiva devida à presença da água				
P - Pressão de expansão moderada			5-10	
Q - Pressão de expansão elevada			10-15	

Anexo II – Ficha de levantamento de descontinuidades (CD-ROM)

O registo dos dados de campo relativos às características das descontinuidades cartografadas encontra-se no CD-ROM em anexo.

Foi criada uma folha de registo expedita em *Microsoft Excel 2010*, para registo dos dados a levantar nas descontinuidades. Na página frontal constam os dados relativos às atitudes geológicas medidas, *dip/dip direction*, em ambos os hasteais, com objetivo de uma facilitação na posterior inserção dos dados diretamente no programa *DIPS 2.0 rocscience*, para tratamento dos dados em projeção estereográfica e diagramas de rosetas de modo a efetuar uma descrição das famílias presentes. No verso da mesma folha encontra-se o registo dos dados relativos às características mecânicas das superfícies de descontinuidade, relevantes à aplicação das classificações geomecânicas da presente dissertação, estado organizadas por comunidade e diferenciação entre RMR e Q-System, as características de rugosidade, alteração e condições hidrogeológicas, comuns a ambas enquanto a continuidade, separação e enchimento são particulares da classificação RMR. Estas características foram determinadas de uma forma mais global e expedita, não sendo as descritas, medidas em toda a fraturação onde foi registada a atitude geológica.

Anexo III – Ficha de campo: Grau de Alteração, Estado de fraturação e R.Q.D.

Localização	Galeria	Medição (m)			Descontinuidades (n)			Espaçamento médio (cm)	Grau de fraturação (F)	Grau de alteração (W)	Frequência de fraturação	R.Q.D. (%)	Classificação
		H.E.	H.D.	Total	H.E.	H.D.	Total						
<i>Footwall</i>	FR310-330	35	34,2	69,2	48	36	84	82,4	F ₂	W _{1,2}	1,2	87	Bom
	FR 410-430	68	66,7	134,7	65	82	147	91,6	F ₂	W ₁	1,1	89	Bom
	F310GAM-E	29,5	29,5	59	35	39	74	79,7	F ₂	W _{1,2}	1,3	87	Bom
	F310 GAM-D	37	39,5	76,53	77	75	152	50,3	F ₃	W ₃	2,0	79	Bom
	F350 GAM-E	34	36	70	33	24	57	122,8	F ₂	W ₁	0,8	92	Excelente
	F390GAM-D	28,2	34,5	62,7	57	74	131	47,9	F ₃	W _{1,2}	2,1	78	Bom
	F350 GAM-D	34	28,5	62,5	71	45	116	53,9	F ₃	W _{1,2}	1,9	80	Bom
	F450 GAM-E	13	7	20	23	22	45	44,4	F ₃	W _{1,2}	2,3	76	Bom
<i>Orebody</i>	F270S055	11	10	21	41	36	77	27,3	F ₃	W _{1,2}	3,7	61	Razoável
	F290S045	11	12	23	20	22	42	54,8	F ₃	W _{1,2}	1,8	81	Bom
	F370 GAM-N	23	21,4	44,4	48	50	98	45,3	F ₃	W ₂	2,2	76	Bom
	F410S036	44	44	88	108	109	217	40,6	F ₃	W _{1,2}	2,5	74	Razoável
	F430S046	0	22,8	22,8	0	43	43	53,0	F ₃	W _{1,2}	1,9	80	Bom
	F470S050	5,6	6	11,6	16	13	29	40,0	F ₃	W ₃	2,5	73	Razoável
<i>Hangingwall</i>	F390GP	63,3	63,3	126,6	133	123	256	49,5	F ₃	W ₂	2,0	78,4	Bom

Anexo IV – Ficha de campo: Martelo de Schmidt

Galeria	Litologia	Yd (kN/m³)	Posição do martelo (°)	Leituras										Média (5>)	σ _c (MPa)	Dispersão Média	σ _c final (MPa)	Classe de Resistência (S)	Designação qualitativa
				11	30	33	14	12	23	3	20	14	22						
F390GP	Jaspe	27	-45	11	30	33	14	12	23	3	20	14	22	27,6	40	±20	41,9	S3	Média
			45	18	21	24	16	16	20	26	22	25	20	23,6	25,7	±15			
			45	32	39	29	33	33	38	35	35	42	23	37,8	60	±30			
F310 GAM-E	Esc	26	0	34	41	45	40	39	35	45	28	47	61	47,8	116,66	±40	110,6	S2	Elevada
			45	51	18	65	56	32	44	14	54	50	48	55,2	150	±60			
			-90	40	20	38	28	24	33	39	22	17	12	35,6	65	±30			
F290S045	FC	33	45	37	31	51	31	49	38	25	26	32	62	47,4	150	±60	216,7	S1	Muito elevada
			-45	40	30	40	15	20	52	60	40	57	40	49,8	275	±145			
			-45	52	35	42	34	22	22	30	39	42	30	42	225	±110			
F370GAM-N	FC	33	0	36	26	40	34	42	34	43	38	28	48	42,2	136,66	±55	257,0	S1	Muito elevada
			45	36	52	50	30	44	56	37	44	55	31	51,4	234,38	±145			
			0	56	58	26	58	48	60	42	50	50	60	58,4	400	±250			
FR410-430	Esc	26	-45	48	50	26	36	49	46	38	48	38	54	49,8	143,33	±55	99,7	S2	Elevada
			45	12	43	21	10	13	40	38	26	50	48	43,8	77,7	±30			
			45	25	39	27	22	22	46	27	18	29	36	35,4	78,1	±30			
F310 GAM-D	Esc	26	45	43	22	31	23	47	26	44	38	52	43	45,8	90	±30	114,4	S2	Elevada
			-45	37	43	20	25	36	23	28	50	47	46	44,6	110	±40			
			-45	25	40	31	32	48	57	24	35	45	56	49,2	143,33	±55			
F350GAM-D	Esc	26	-90	55	60	23	16	45	20	22	21	35	15	43,6	100	±35	53,6	S3	Média
			0	25	25	24	15	21	15	18	15	28	18	24,6	33	±20			
			45	18	18	14	21	30	14	14	25	28	24	25,6	27,86	±15			
F470S050	FC	33	90	53	42	43	40	42	33	34	52	44	30	46,8	150	±60	153,1	S2	Elevada
			0	30	38	31	54	52	21	37	40	44	36	45,4	171	±70			
			0	30	26	46	53	26	28	50	19	30	28	41,8	138,33	±55			
F450 GAM-E	Esc	26	0	42	57	32	32	34	48	36	50	54	52	52,2	146,66	±60	76,0	S2	Elevada
			45	25	28	12	24	12	30	25	39	34	40	34,2	46,25	±25			
			0	21	21	16	26	23	23	30	25	25	12	25,8	35	±20			
F350 GAM-E	Esc	26	-45	26	56	50	48	48	48	46	46	46	32	50	140	±55	85,0	S2	Elevada
			45	32	40	18	25	39	44	34	52	35	42	43,4	80	±30			
			0	40	22	30	28	18	24	14	12	25	25	29,6	35	±20			
F410S036	FC	33	45	55	52	46	42	42	60	52	26	55	56	55,6	320	±180	251,6	S1	Muito elevada
			0	50	40	42	43	48	52	50	24	59	36	51,8	262,5	±140			
			90	49	33	24	26	62	52	39	38	40	40	48,6	172,22	±70			
F270S055	FC	33	45	64	62	64	64	53	52	54	65	49	55	63,8	400	±250	347,9	S1	Muito elevada
			0	60	57	55	60	59	64	60	63	60	64	62,2	400	±250			
			-45	48	42	45	48	39	43	52	32	34	50	48,6	243,75	±120			
F430S046	FC	33	45	54	56	44	62	30	54	60	63	65	35	61,2	400	±250	370,0	S1	Muito elevada
			0	42	38	61	62	58	43	58	64	64	66	63,4	400	±250			
			45	54	59	27	34	40	60	50	56	40	34	55,8	310	±175			
FR310-330	Esc	26	0	48	58	40	32	25	57	25	32	24	32	47	113,33	±40	99,0	S2	Elevada
			45	37	54	40	57	35	24	58	44	24	54	53,4	140	±55			
			-45	28	28	15	30	30	16	15	26	16	20	28,4	43,75	±25			
F390GAM-D	Esc	26	-45	14	36	19	10	14	10	19	12	14	20	21,6	22,14	±10	35,2	S3	Média
			0	16	24	14	10	42	19	17	18	19	24	25,4	33,5	±20			
			0	31	24	16	29	21	36	29	36	29	32	32,8	50	±25			

Anexo V - Classificações Geomecânicas

Para atribuição das classificações geomecânicas RMR, Q-System e GSI, assim como os demais parâmetros mecânicos do maciço rochoso em estudo em conjunto com as propostas de suporte a aplicar em cada local de estudo, encontram-se uniformizadas e resumidas numa folha de cálculo criada propositadamente para o efeito deste trabalho, no programa Microsoft Excel 2010, cujo a *template* se encontra na página seguinte.

Na descrita, constam as informações de base do local de levantamento, na parte superior, a registar pelo técnico. Em seguida torna-se necessário efetuar uma cópia da imagem criada pelo software informático em uso (*DIPS 2.0 Rocscience*), para projeção estereográfica e diagrama de rosetas, para uma representação gráfica das principais famílias de descontinuidades, estando esta secção agregada ao registo das famílias principais, estados de tensão (se aplicável) e resistência da rocha, determinada pelo ensaio esclerométrico de Schmidt.

Na terceira secção, onde se determinarão as classificações do maciço rochoso, encontram-se campos para preenchimento dos demais parâmetros e pesos relativos a cada classificação usada, estabelecendo-se em seguida o cálculo automático das mesmas.

Concluindo, a quarta secção corresponde aos parâmetros mecânicos do terreno, extraíveis pelas fórmulas subsequentes às classificações RMR e Q-System, em conjunto com as propostas de avanço e suporte a aplicar, correspondentes ao ábaco de Barton (ábaco das classes de suporte) e propostas de avanço e suporte pelas classes de rocha inerentes ao RMR.

Nota: Os locais para preenchimento de dados encontram-se a cor verde escuro.

Galeria		Litologia		
Localização		Secção (m)	B	
Orientação			H	
Y (Kg/m3)		Alteração/Fraturação		
Projeção estereográfica			Diagrama de rosetas	

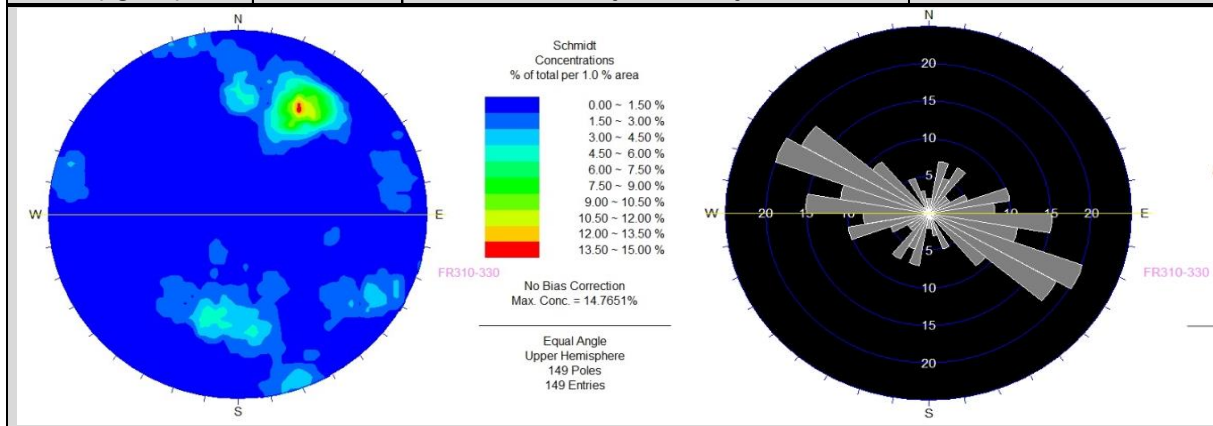
F1:		σ_c (MPa)	
F2:		σ_v (MPa)	
F3:		σ_h (MPa)	
número de famílias: __			

Classificação do terreno					
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski1 1989			
R.Q.D.		P1		*P4	Continuidade
Jn		P2			Abertura
Jr		P3			Rugosidade
Ja		P4			Enchimento
Jw		P5			Alteração
S.R.F.		P6			
Q		RMR			
Classe		Classificação			
Q'					
				R.Q.D. (%)	0
		GSI			

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)			Tempo de auto-suporte	
E.S.R.			Coesão (KPa)	
Módulo de deformabilidade (GPa)			Angulo de atrito	
Vão livre (m)			Módulo de deformabilidade (GPa)	
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	
Pregagens		Betão projetado (cm)	Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)			
	Hasteais	Coroa		

Muro da mineralização (*Footwall*)

Galeria	FR310-330	Litologia		Riólitos
Localização	FW	Secção (m)	B	5,5
Orientação	N270;N90		H	6
γ (Kg/m ³)	2600	Alteração/Fraturação		W1-2 / F3

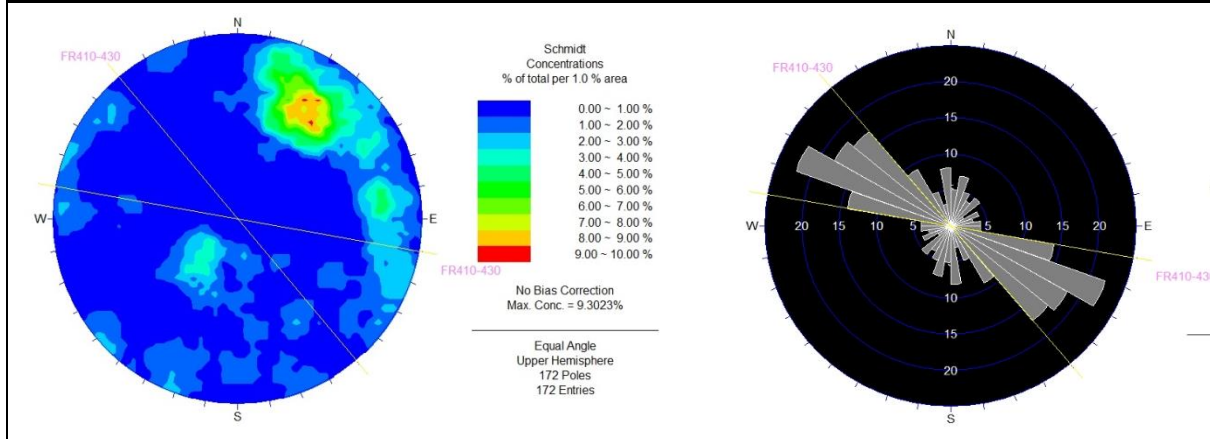


F1:	N110-130E;60-70SW	σ _c (Mpa)	99
F2:	N80-100E;70-80NE/NW	σ _v (Mpa)	8,44
		σ _h (Mpa)	4,66
2 famílias + descontinuidades esparsas			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski 1989				
R.Q.D.	87	P1	7	*P4	Continuidade	4
J _n	6	P2	17		Abertura	5
J _r	3	P3	10		Rugosidade	3
J _a	1	P4	23		Enchimento	6
J _w	1	P5	15		Alteração	5
S.R.F.	2,5	P6	-12			
Q	17,4	RMR	60			
Classe	Bom	Classificação	Razoável			
Q'	43,5				R.Q.D. = 87%	
		GSI	55			

Parâmetros Q-System				Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)		4,7		Tempo de auto-suporte	1 semana/5 m
E.S.R.		1,6		Coesão (KPa)	200-300
Módulo de deformabilidade (GPa)		25,9		Angulo de atrito	25 a 35
Vão livre (m)		10,0		Módulo de deformabilidade (GPa)	34,9
Suporte definitivo				Carga nos suportes (MPa)	5720
Pregagens			Betão projetado (cm)	Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)			Secção parcial, avanço 1.5-3 m. Início do suporte após cada rebentamento. Suporte completo a 10 m;Pregagens sistemáticas co 4 m de comprimento, espaçadas de 2 m nos hasteais e coroa, com malha de aço na coroa. Betão com 50-100 mm na coroa e 30 mm nos hasteais	
	Hasteais	Coroa			
2,5	2,6	2,5	S/betão		

Galeria	FR410-430	Litologia		Riólitos
Localização	FW	Secção (m)	B	5,5
Orientação	N100;N320		H	6
Y (Kg/m3)	2600	Alteração/Fraturação		W1-2 / F3

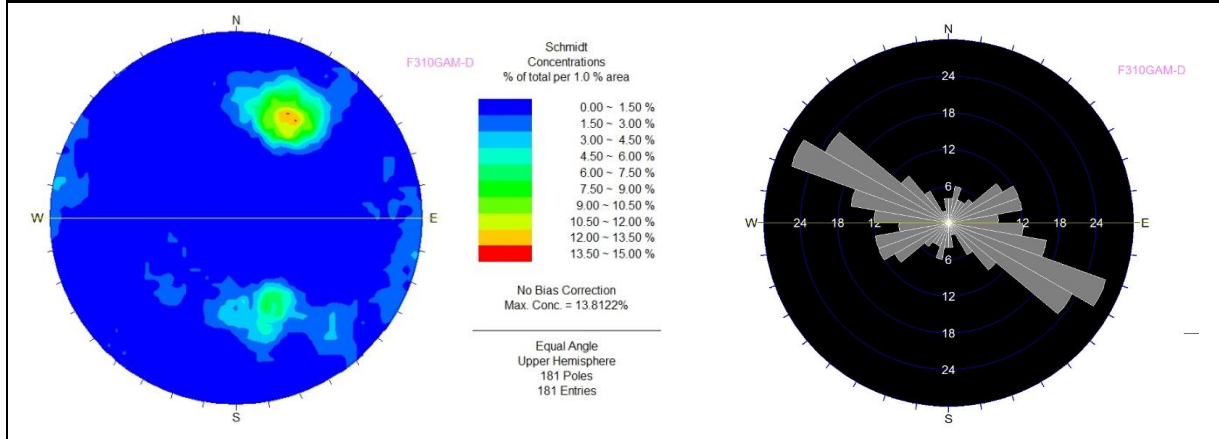


F1:	N100-120E;60-70 SW	σ_c (Mpa)	100
F2:	N130-150E;30-50NE	σ_v (Mpa)	10,51
		σ_h (Mpa)	5,51
2 famílias + descontinuidades esparsas			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski 1989				
R.Q.D.	89	P1	7	*P4	Continuidade	4
Jn	6	P2	17		Abertura	4
Jr	3	P3	10		Rugosidade	5
Ja	1	P4	24		Enchimento	6
Jw	1	P5	15		Alteração	5
S.R.F.	2,5	P6	-12			
Q	17,8	RMR	61			
Classe	Bom	Classificação	Bom			
Q'	44,5					
			GSI	56	R.Q.D. = 89%	

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	4,8		Tempo de auto-suporte	1 ano/10m
E.S.R.	1,6		Coesão (KPa)	300-400
Módulo de deformabilidade (GPa)	26,1		Angulo de atrito	35-45
Vão livre (m)	10,1		Módulo de deformabilidade (GPa)	35,8
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	5577
Pregagens			Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Betão projetado (cm)	Secção total, 1.0 a 1.5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente, Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas de 2.5 m, ocasionalmente com malha em certas zonas da coroa, betão projetado com 50 mm na coroa quando necessário.
	Hasteais	Coroa		
2,0 a 2,5	2,6	2,5	S/ betão	

Galeria	F310 GAM-D	Litologia		Riólitos
Localização	FW	Secção (m)	B	5,5
Orientação	N90E		H	6
Y (Kg/m3)	2600	Alteração/Fraturação		W3/F3

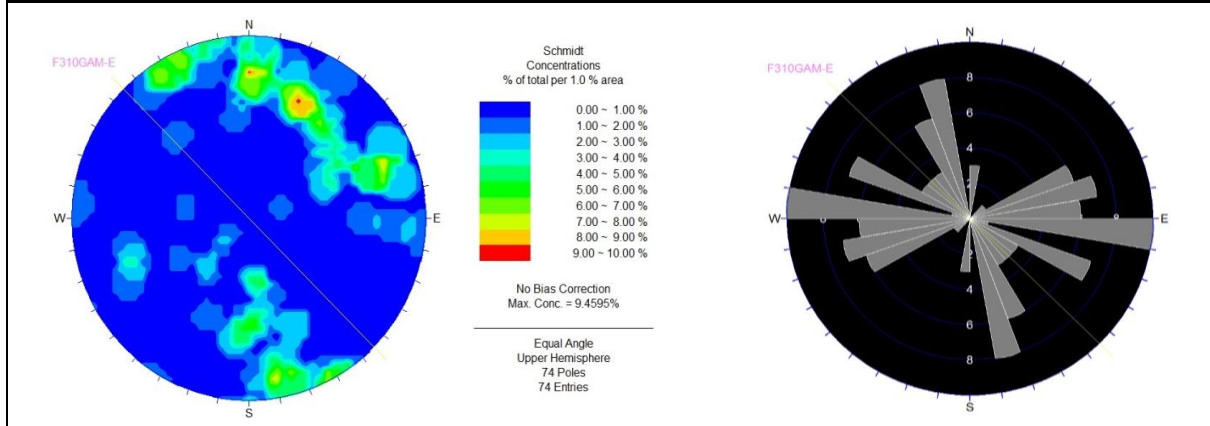


F1:	N120-140E;60-70SW	σ_c (Mpa)	114
F2:	N60-80E;50-60NW	σ_v (Mpa)	7,3
		σ_h (Mpa)	3,94
2 famílias			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski 1989				
R.Q.D.	79	P1	12	*P4	Continuidade	4
Jn	4	P2	17		Abertura	5
Jr	3	P3	10		Rugosidade	5
Ja	1	P4	25		Enchimento	6
Jw	1	P5	15		Alteração	5
S.R.F.	5,625	P6	-12			
Q	10,5	RMR		67		
Classe	Bom	Classificação		Bom		
Q'	59,3	GSI		62	R.Q.D. = 79%	

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	4,5		Tempo de auto-suporte	1 ano/10m
E.S.R.	1,6		Coesão (KPa)	300-400
Módulo de deformabilidade (GPa)	21,9		Angulo de atrito	35-45
Vão livre (m)	8,2		Módulo de deformabilidade (GPa)	41,6
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	4719
Pregagens			Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Betão projetado (cm)	Secção total, 1.0 a 1.5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente, Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas de 2.5 m, ocasionalmente com malha em certas zonas da coroa, betão projetado com 50 mm na coroa quando necessário.
	Hasteais	Coroa		
2,0 a 2,5	2,6	2,5	S/betão	

Galeria	F310 GAM-E	Litologia		Riólitos
Localização	FW	Secção (m)	B	5,5
Orientação	N315°E		H	6
Y (Kg/m3)	2600	Alteração/Fraturação		W1-2 / F2

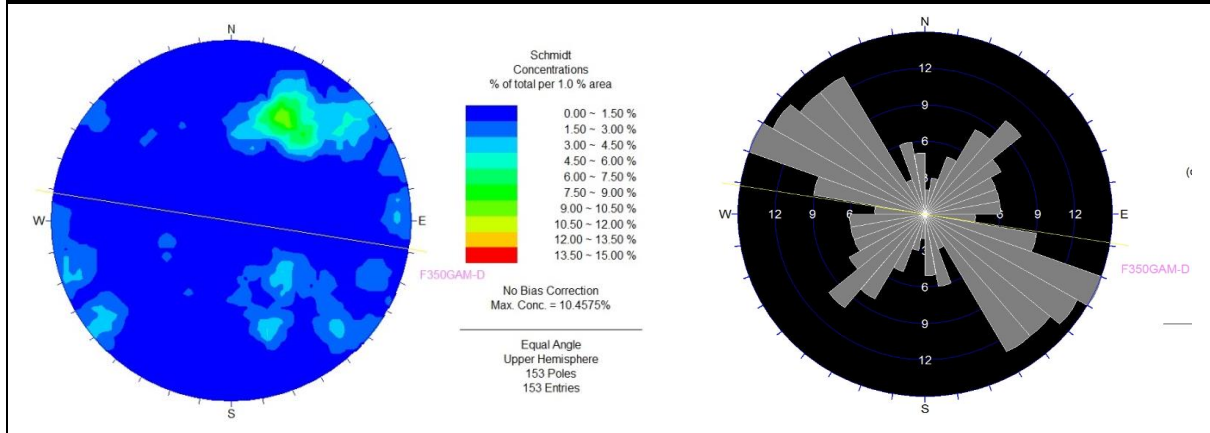


F1:	N90-110E;70-80 SW	σ_c (Mpa)	111
F2:	150-170E; 70-80 SW	σ_v (Mpa)	7,3
F3:	110-150E;80-90 NW/SE	σ_h (Mpa)	3,94
3 famílias + descontinuidades esparsas			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski1 1989				
R.Q.D.	87	P1	12	*P4	Continuidade	4
Jn	12	P2	17		Abertura	5
Jr	3	P3	15		Rugosidade	5
Ja	1	P4	25		Enchimento	6
Jw	1	P5	15		Alteração	5
S.R.F.	5,625	P6	-12			
Q	3,9	RMR	72			
Classe	Fraco	Classificação	Bom			
Q'	21,75					
GSI			67	R.Q.D. = 87%		

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	4,1		Tempo de auto-suporte vs Vão livre	1 ano/10m
E.S.R.	1,6		Coesão (KPa)	300-400
Módulo de deformabilidade (GPa)	15,7		Angulo de atrito (°)	35-45
Vão livre (m)	5,5		Módulo de deformabilidade (GPa)	47,1
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	4004
Pregagens			Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Betão projetado (cm)	Secção total, 1.0 a 1.5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente, Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas de 2.5 m, ocasionalmente com malha em certas zonas da coroa, betão projetado com 50 mm na coroa quando necessário.
	Hasteais	Coroa		
1,6 a 2,0	2,6	2,5	S/betão	

Galeria	F350 GAM-D	Litologia		Riólitos
Localização	FW	Secção (m)	B	5,5
Orientação	N99E		H	6
Y (Kg/m ³)	2600	Alteração/Fraturação		W1-2 / F3

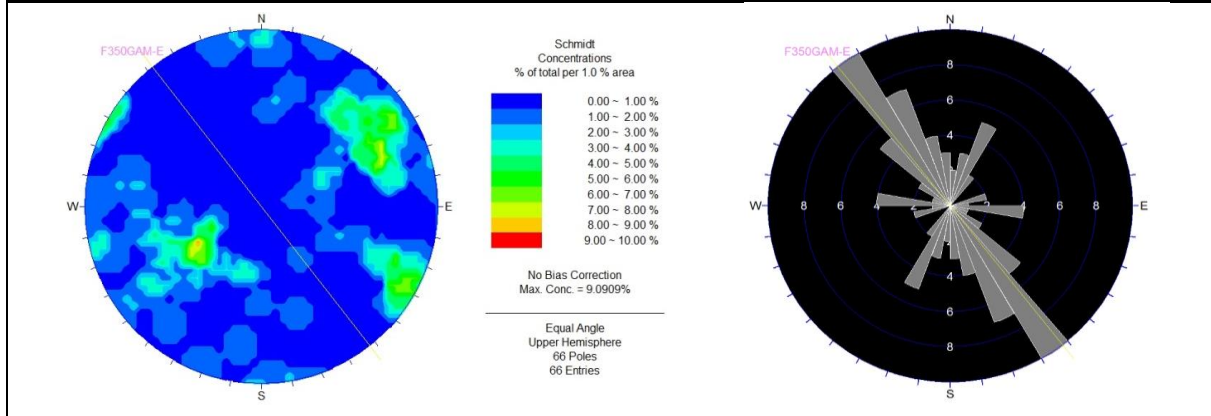


F1:	N110-150E;60-80SW	σ_c (Mpa)	54
F2:	N30-60E;50-70 NW	σ_v (Mpa)	8,55
		σ_h (Mpa)	4,48
2 famílias + descontinuidades esparsas			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski1 1989				
R.Q.D.	80	P1	7	*P4	Continuidade	4
Jn	6	P2	17		Abertura	5
Jr	3	P3	10		Rugosidade	5
Ja	1	P4	25		Enchimento	6
Jw	1	P5	15		Alteração	5
S.R.F.	5,625	P6	-12			
Q	7,1	RMR	62			
Classe	Razoável	Classificação	Bom			
Q'	40,0	GSI	57	R.Q.D. = 80%		

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	4,4		Tempo de auto-suporte	1 ano/10m
E.S.R.	1,6		Coesão (KPa)	300-400
Módulo de deformabilidade (GPa)	19,2		Angulo de atrito	35-45
Vão livre (m)	7,0		Módulo de deformabilidade (GPa)	36,7
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	5434
Pregagens			Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Betão projetado (cm)	Secção total, 1,0 a 1,5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente, Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas de 2,5 m, ocasionalmente com malha em certas zonas da coroa, betão projetado com 50 mm na coroa quando necessário.
	Hasteais	Coroa		
1,6 a 2,0	2,6	2,5	S/betão	

Galeria	F350 GAM-E	Litologia		Riólitos
Localização	FW	Secção (m)	B	5,5
Orientação	N322E		H	6
γ (Kg/m ³)	2600	Alteração/Fraturação		W1-2/F2

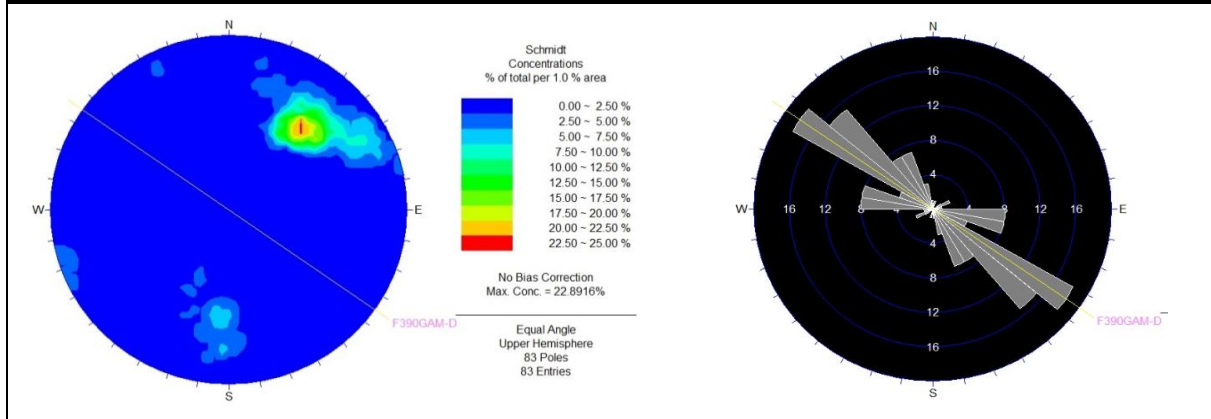


F1:	N130-150E;40-50NE	σ_c (Mpa)	85
F2:	N150-170E;70-80SW	σ_v (Mpa)	8,55
F3:	N130-150E;80-90SW-NE	σ_h (Mpa)	4,48
3 famílias + descontinuidades esparsas			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski 1989				
R.Q.D.	92	P1	7	*P4	Continuidade	4
Jn	12	P2	20		Abertura	5
Jr	3	P3	15		Rugosidade	5
Ja	1	P4	25		Enchimento	6
Jw	1	P5	15		Alteração	5
S.R.F.	5,625	P6	-12			
Q	4,1	RMR	70			
Classe	Razoável	Classificação	Bom			
Q'	23,0					
GSI			65	R.Q.D. = 92%		

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	4,1		Tempo de auto-suporte	1 ano/10m
E.S.R.	1,6		Coesão (KPa)	300-400
Módulo de deformabilidade (GPa)	16,0		Angulo de atrito	35-45
Vão livre (m)	5,6		Módulo de deformabilidade (GPa)	44,8
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	4290
Pregagens			Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Betão projetado (cm)	Secção total, 1,0 a 1,5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente, Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas de 2,5 m, ocasionalmente com malha em certas zonas da coroa, betão projetado com 50 mm na coroa quando necessário.
	Hasteais	Coroa		
1,6 a 2,0	2,6	2,5		

Galeria	F390 GAM-D	Litologia		Riólitos
Localização	FW	Secção (m)	B	5,5
Orientação	N125E		H	6
γ (Kg/m ³)	2600	Alteração/Fraturação		W1-2 / F3

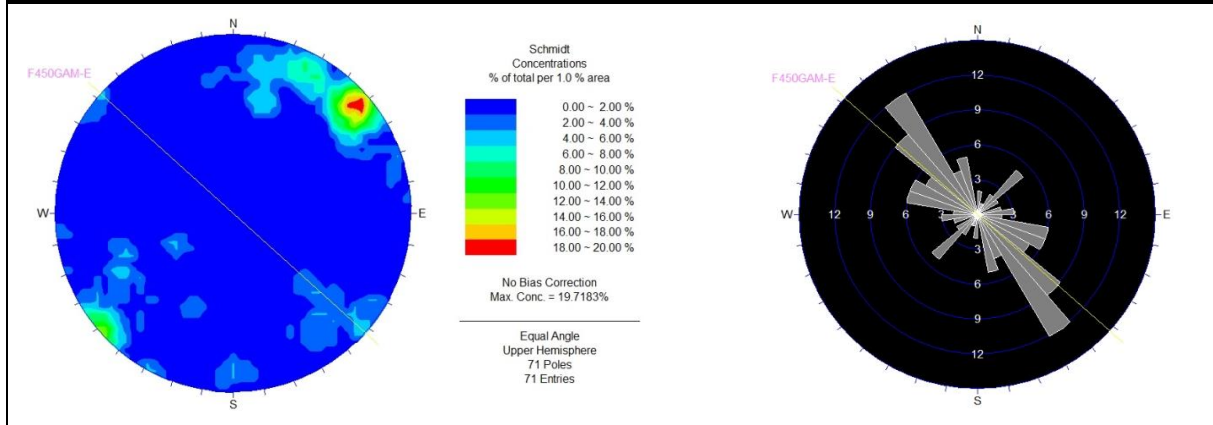


F1:	N120-140E;60-70SW	σ_c (Mpa)	35
F2:	N90-110E;70-80NE	σ_v (Mpa)	9,53
		σ_h (Mpa)	4,99
2 famílias			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski 1989				
R.Q.D.	78	P1	4	*P4	Continuidade	4
Jn	4	P2	17		Abertura	5
Jr	4	P3	10		Rugosidade	5
Ja	1	P4	25		Enchimento	6
Jw	1	P5	15		Alteração	5
S.R.F.	5,625	P6	-12			
Q	13,9	RMR	59			
Classe	Bom	Classificação	Razoável			
Q'	78,0					
GSI				54	R.Q.D. = 78%	

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	4,6		Tempo de auto-suporte	1 semana/5 m
E.S.R.	1,6		Coesão (KPa)	200-300
Módulo de deformabilidade (GPa)	24,0		Angulo de atrito	25 a 35
Vão livre (m)	9,2		Módulo de deformabilidade (GPa)	34,0
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	5863
Pregagens			Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Betão projetado (cm)	Secção parcial, avanço 1.5-3 m. Início do suporte após cada rebentamento. Suporte completo a 10 m; Pregagens sistemáticas co 4 m de comprimento, espaçadas de 2 m nos hasteais e coroa, com malha de aço na coroa. Betão com 50-100 mm na coroa e 30 mm nos hasteais
	Hasteais	Coroa		
2,0 a 2,5	2,6	2,5	S/betão	

Galeria	F450 GAM-E	Litologia		Riólitos
Localização	FW	Secção (m)	B	5,5
Orientação	N312E		H	6
Y (Kg/m3)	2600	Alteração/Fraturação		W1-2/F3



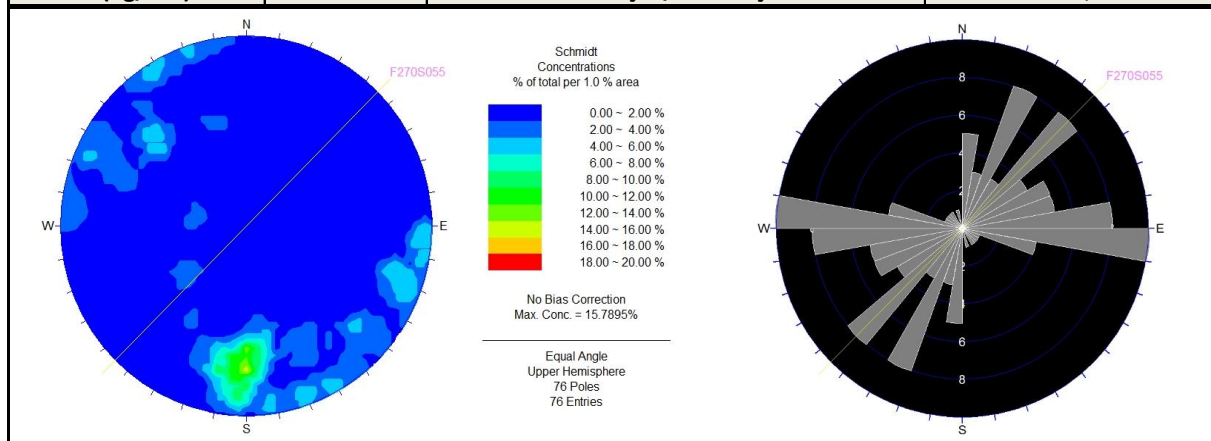
F1:	N140-160E;80-90SW/NE	σ_c (Mpa)	76
F2:	N40-50E;80-90NW	σ_v (Mpa)	11
		σ_h (Mpa)	5,77
2famílias + descontinuidades esparsas			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski1 1989				
R.Q.D.	76	P1	7	*P4	Continuidade	4
Jn	3	P2	17		Abertura	5
Jr	3	P3	10		Rugosidade	5
Ja	1	P4	25		Enchimento	6
Jw	1	P5	15		Alteração	5
S.R.F.	5,625	P6	-12			
Q	13,5	RMR	62			
Classe	Bom	Classificação	Bom			
Q'	76,0					
GSI			57	R.Q.D. = 76%		

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	4,6		Tempo de auto-suporte	1 ano/10m
E.S.R.	1,6		Coesão (KPa)	300-400
Módulo de deformabilidade (GPa)	23,8		Angulo de atrito	35-45
Vão livre (m)	9,1		Módulo de deformabilidade (GPa)	36,7
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	5434
Pregagens			Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Betão projetado (cm)	Secção +A1:H49total, 1.0 a 1.5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente, Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas de 2.5 m, ocasionalmente com malha em certas zonas da coroa, betão projetado com 50 mm na coroa quando necessário.
	Hasteais	Coroa		
2 a 2,5	2,6	2,5	S/betão	

Massa mineralizada (*Orebody*)

Galeria	F270S055	Litologia		FC/MC
Localização	OB	Secção (m)	B	5
Orientação	N45E		H	5
Y (Kg/m3)	3300	Alteração/Fraturação		W1-2/F3

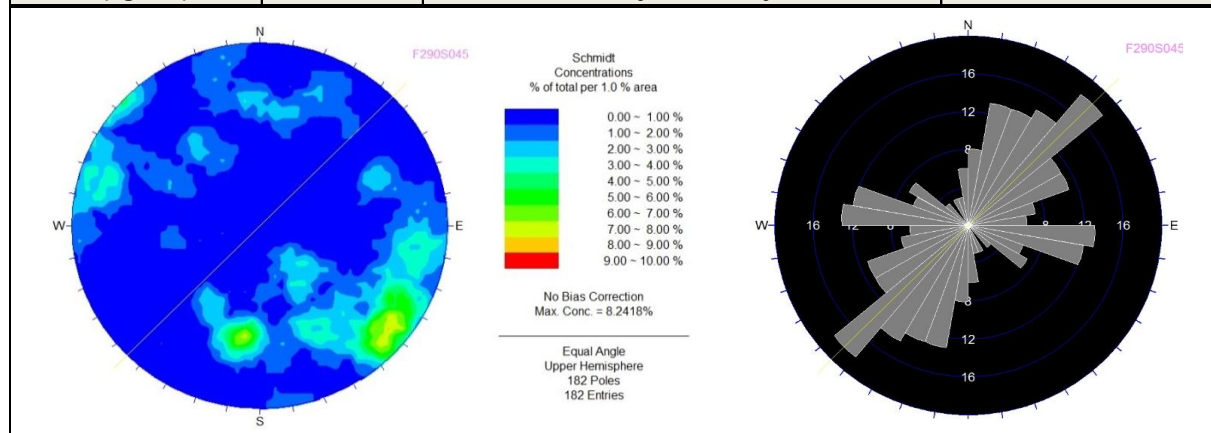


F1:	N80-100E;70-80N	σ_c (Mpa)	348
F2:	N20-50E;80-90SE-NE	σ_v (Mpa)	6,37
		σ_h (Mpa)	2,95
2 famílias + descontinuidades esparsas			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski 1989				
R.Q.D.	61	P1	15	*P4	Continuidade	4
Jn	6	P2	13		Abertura	5
Jr	3	P3	10		Rugosidade	3
Já	1	P4	23		Enchimento	6
Jw	1	P5	15		Alteração	5
S.R.F.	5,625	P6	-12			
Q	5,4	RMR	64			
Classe	Razoável	Classificação	Bom			
Q'	30,5					R.Q.D. = 61%
		GSI	59			

Parâmetros Q-System				Parâmetros RMR		
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	4,2			Tempo de auto-suporte	1 ano/10m	
E.S.R.	4,0			Coesão (KPa)	300-400	
Módulo de deformabilidade (GPa)	17,6			Angulo de atrito	35-45	
Vão livre (m)	15,7			Módulo de deformabilidade (GPa)	38,6	
Suporte definitivo				Carga nos suportes (MPa)	5940	
Pregagens			Betão projetado (cm)	Recomendações de avanço e suporte		
Espaceamento (m)	Comprimento (m)			Secção total, 1.0 a 1.5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente, Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas de 2.5 m, ocasionalmente com malha em certas zonas da coroa, betão projetado com 50 mm na coroa quando necessário.		
	Hasteais	Coroa				
1,6 a 2,0	2,2	2,2	S/ betão			

Galeria	F290S045	Litologia		FC/MC
Localização	OB	Secção (m)	B	5
Orientação	N45E		H	5
Y (Kg/m ³)	3300/4400	Alteração/Fraturação		W1-2 / F3

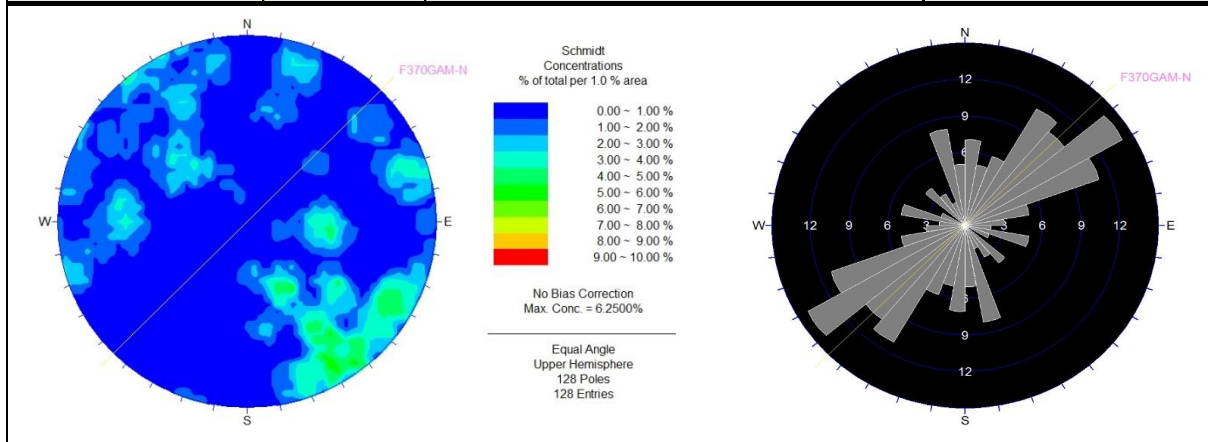


F1:	30-50E;80-90 NW/SE	σ_c (Mpa)	217
F2:	10-30E;50-70 NW	σ_v (Mpa)	7,1
F3:	90-100E;60-70NE	σ_h (Mpa)	3,49
3 famílias + descontinuidades esparsas			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski1 1989				
R.Q.D.	81	P1	12	*P4	Continuidade	4
Jn	12	P2	17		Abertura	5
Jr	3	P3	10		Rugosidade	5
Ja	1	P4	25		Enchimento	6
Jw	1	P5	15		Alteração	5
S.R.F.	5,625	P6	-12			
Q	3,6	RMR	67			
Classe	Fraco	Classificação	Bom			
Q'	20,3					
			GSI	62	R.Q.D. = 81%	

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	4,1		Tempo de auto-suporte	1 ano/10m
E.S.R.	4,0		Coesão (KPa)	300-400
Módulo de deformabilidade (GPa)	15,3		Angulo de atrito	35-45
Vão livre (m)	13,4		Módulo de deformabilidade (GPa)	41,6
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	5445
Pregagens			Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Betão projetado (cm)	Secção total, 1.0 a 1.5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente, Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas de 2.5 m, ocasionalmente com malha em certas zonas da coroa, betão projetado com 50 mm na coroa quando necessário.
	Hasteais	Coroa		
1,6 a 2,0	2,2	2,2	S/betão	

Galeria	F370GAM-N	Litologia		FE
Localização	OB	Secção (m)	B	5
Orientação	N45E		H	5
Y (Kg/m3)	3300	Alteração/Fraturação		W1-2 / F3

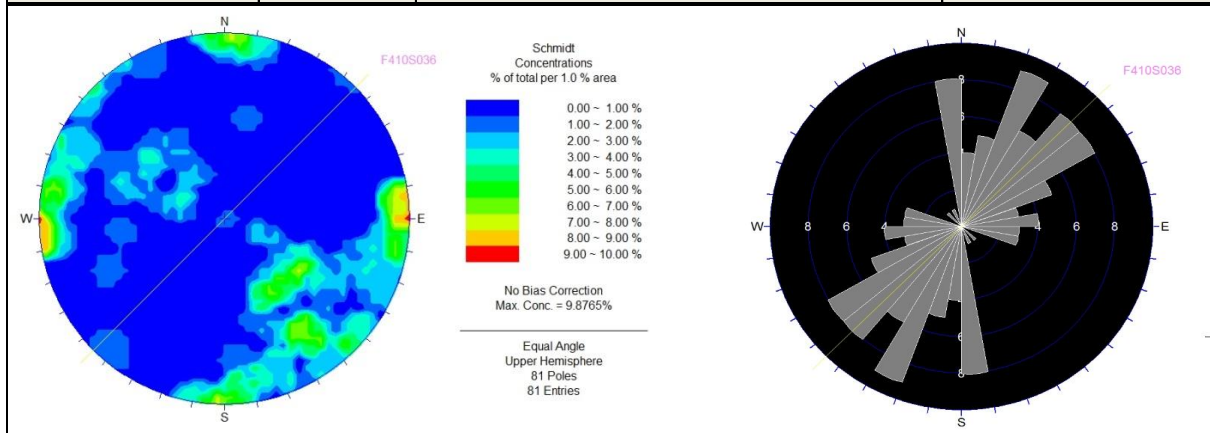


F1:	N50-70E;80-90NW	σ_c (Mpa)	257
F2:	N30-50E;80-90SE	σ_v (Mpa)	9,04
		σ_h (Mpa)	4,74
2 famílias + descontinuidades esparsas			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski1 1989				
R.Q.D.	76	P1	15	*P4	Continuidade	4
Jn	3	P2	17		Abertura	4
Jr	3	P3	10		Rugosidade	5
Ja	0,75	P4	23		Enchimento	4
Jw	1	P5	15		Alteração	6
S.R.F.	5,625	P6	-12			
Q	18,0	RMR	68			
Classe	Bom	Classificação	Bom			
Q'	101,3					
GSI			63	R.Q.D. = 76%		

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	4,8		Tempo de auto-suporte	1 ano/10m
E.S.R.	1,6		Coesão (KPa)	300-400
Módulo de deformabilidade (GPa)	26,2		Angulo de atrito	35-45
Vão livre (m)	10,2		Módulo de deformabilidade (GPa)	42,6
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	5280
Pregagens			Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Betão projetado (cm)	Secção total, 1,0 a 1.5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente, Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas de 2.5 m, ocasionalmente com malha em certas zonas da coroa, betão projetado com 50 mm na coroa quando necessário.
	Hasteais	Coroa		
2,0 a 2,5	2,5	2,5	S/ betão	

Galeria	F410S036	Litologia		FC/MC
Localização	OB	Secção (m)	B	5
Orientação	N45E		H	5
Y (Kg/m ³)	3300	Alteração/Fraturação		W1-2/F3

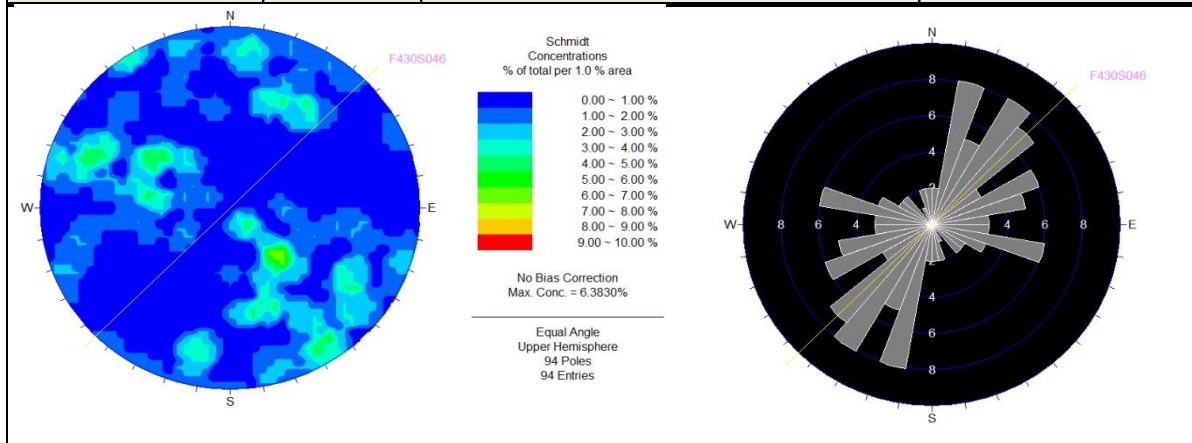


F1:	N170-180E;80-90NE-SW	σ_c (Mpa)	252
F2:	N20-40E;40-50NW	σ_v (Mpa)	10,02
F3:	N40-60E;60-80NW	σ_h (Mpa)	5,25
F4:	N90-110E;80-90N/S		
4 famílias			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski1 1989				
R.Q.D.	74	P1	15	*P4	Continuidade	4
Jn	15	P2	13		Abertura	5
Jr	3	P3	10		Rugosidade	5
Ja	1	P4	25		Enchimento	6
Jw	1	P5	15		Alteração	5
S.R.F.	5,625	P6	-12			
Q	2,6	RMR	66			
Classe	Fraco	Classificação	Bom			
Q'	14,8					
GSI			61	R.Q.D. = 74%		

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	3,9		Tempo de auto-suporte	1 ano/10m
E.S.R.	4,0		Coesão (KPa)	300-400
Módulo de deformabilidade (GPa)	13,8		Angulo de atrito	35-45
Vão livre (m)	11,8		Módulo de deformabilidade (GPa)	40,6
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	5610
Pregagens			Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Betão projetado (cm)	Seção total, 1,0 a 1.5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente, Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas de 2.5 m, ocasionalmente com malha em certas zonas da coroa, betão projetado com 50 mm na coroa quando necessário.
	Hasteais	Coroa		
2,1	2,2	2,2	Não armado, de 4 a 10 cm de espessura	

Galeria	F430S046	Litologia		FC/MC
Localização	OB	Secção (m)		B
Orientação	N45E			H
γ (Kg/m³)	3300	Alteração/Fraturação		W1-2/F3

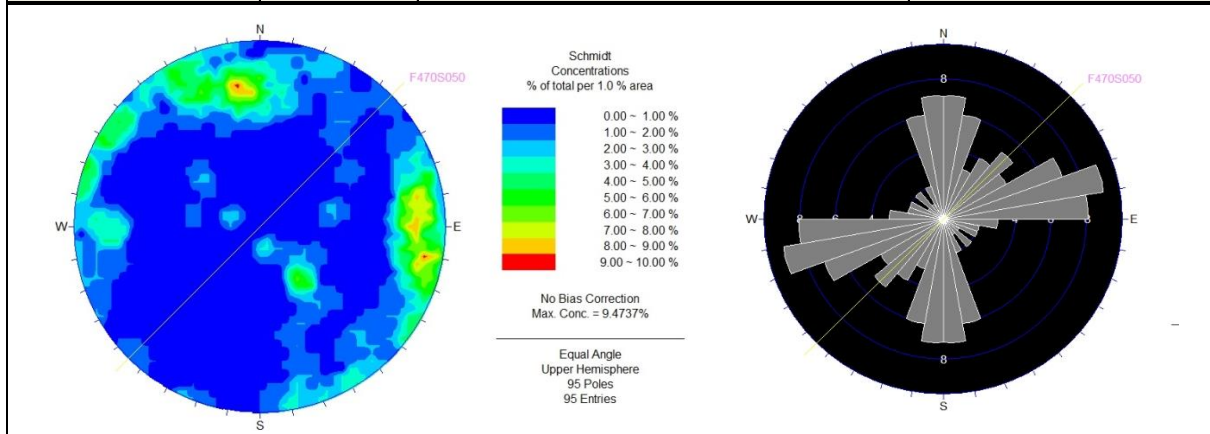


F1:	N30-50E;30-40NW	σc (Mpa)	370
F2:	N30-40E;60-80SE	σv (Mpa)	10,51
F3:	N10-20E;70-80SE	σh (Mpa)	5,51
3 famílias + descontinuidades esparsas			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski 1989				
R.Q.D.	80	P1	15	*P4	Continuidade	4
Jn	12	P2	17		Abertura	5
Jr	3	P3	10		Rugosidade	5
Ja	1	P4	25		Enchimento	6
Jw	1	P5	15		Alteração	5
S.R.F.	5,625	P6	-12			
Q	3,6	RMR	70			
Classe	Fraco	Classificação	Bom			
Q'	20,0					
			GSI	65	R.Q.D. = 80%	

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	4,1		Tempo de auto-suporte	1 ano/10m
E.S.R.	4,0		Coesão (KPa)	300-400
Módulo de deformabilidade (GPa)	15,3		Angulo de atrito	35-45
Vão livre (m)	13,3		Módulo de deformabilidade (GPa)	44,8
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	4950
Pregagens			Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Betão projetado (cm)	Secção total, 1.0 a 1.5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente, Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas de 2.5 m, ocasionalmente com malha em certas zonas da coroa, betão projetado com 50 mm na coroa quando necessário.
	Hasteais	Coroa		
1,6 a 2,0	2,2	2,2	S/betão	

Galeria	F470S050	Litologia		FC/MC
Localização	OB	Secção (m)	B	5
Orientação	N45E		H	5
γ (Kg/m ³)	3300	Alteração/Fraturação		W3/F3



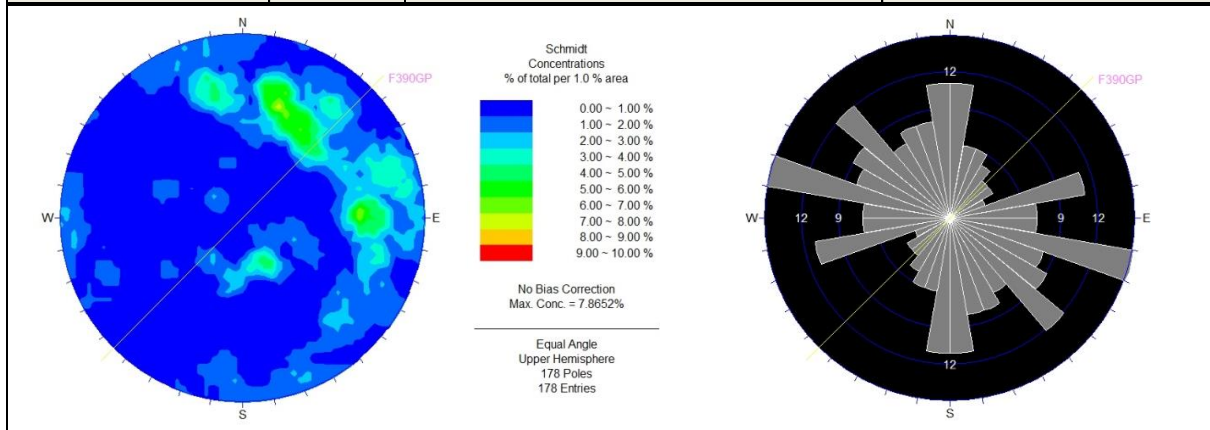
F1:	N70-90E;70-80SE	σ_c (MPa)	153
F2:	N350-10E;80-90E-W	σ_v (MPa)	11,49
F3:	N30-50E;30-40NW	σ_h (MPa)	6,03
3 famílias			

Classificação do terreno						
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski1 1989				
R.Q.D.	73	P1	12	*P4	Continuidade	4
Jn	9	P2	13		Abertura	4
Jr	2	P3	10		Rugosidade	1
Ja	2	P4	20		Enchimento	6
Jw	0,5	P5	4		Alteração	5
S.R.F.	5,625	P6	-12			
Q	0,7	RMR	47			
Classe	Muito fraco	Classificação	Razoável			
Q'	8,1					
		GSI	42	R.Q.D. = 73%		

Parâmetros Q-System			Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	3,4		Tempo de auto-suporte	1 semana/5 m
E.S.R.	4,0		Coessão (KPa)	200-300
Módulo de deformabilidade (GPa)	9,0		Angulo de atrito	25 a 35
Vão livre (m)	7,0		Módulo de deformabilidade (GPa)	25,2
Suporte definitivo			Carga nos suportes (MPa)	8745
Pregagens			Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Betão projetado (cm)	Secção parcial, avanço 1.5-3 m. Início do suporte após cada rebentamento. Suporte completo a 10 m;Pregagens sistemáticas co 4 m de comprimento, espaçadas de 2 m nos hasteais e coroa, com malha de aço na coroa. Betão com 50-100 mm na coroa e 30 mm nos hasteais
	Hasteais	Coroa		
1,0 a 1,3	2,2	2,2	S/Betão	

Teto da mineralização (*Hangingwall*)

Galeria	F390 GP	Litologia		H49
Localização	HW	Secção (m)	B	5
Orientação	N45°E		H	5
γ (Kg/m ³)	2700	Alteração/Fraturação		W1-2 / F3



F1:	N100-110 E; 60-70 SW	σ_c (Mpa)	41,9
F2:	N170-190 E; 60-70 W	σ_v (Mpa)	9,53
F3:	N70-80; 50-60 NW	σ_h (Mpa)	4,99
3 famílias + descontinuidades esparsas			

Classificação do terreno			
Q-System, Barton 1980		RMR, Bieniawski 1989	
R.Q.D.	78	P1	4
J _n	12	P2	17
J _r	3	P3	10
J _a	0,75	P4	25
J _w	1	P5	15
S.R.F.	2,5	P6	-12
Q	10,4	RMR	59
Classe	Bom	Classificação	Razoável
Q'	26,0		
		GSI	54
			R.Q.D. = 78%

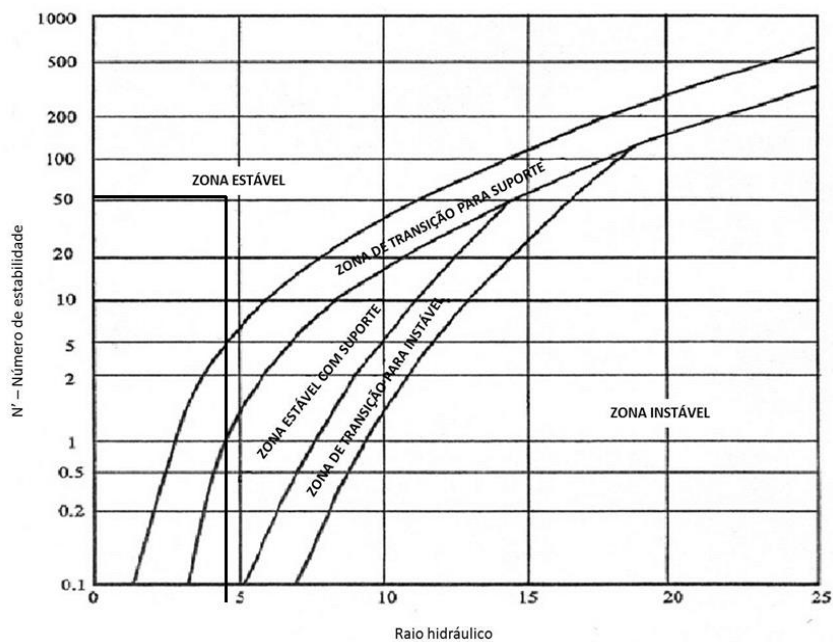
Parâmetros Q-System		Parâmetros RMR	
Velocidade das ondas sísmicas (Km/s)	4,5	Tempo de auto-suporte vs Vão livre	1 semana/5 m
E.S.R.	1,6	Coesão (KPa)	200-300
Módulo de deformabilidade (GPa)	21,8	Angulo de atrito (°)	25 a 35
Vão livre (m)	8,2	Módulo de deformabilidade (GPa)	34,0
Suporte definitivo		Carga nos suportes (MPa)	5535
Pregagens		Recomendações de avanço e suporte	
Espaçamento (m)	Comprimento (m)		Secção parcial, avanço 1.5-3 m. Início do suporte após cada rebentamento. Suporte completo a 10 m; Pregagens sistemáticas co 4 m de comprimento, espaçadas de 2 m nos hasteais e coroa, com malha de aço na coroa. Betão com 50-100 mm na coroa e 30 mm nos hasteais
	Hasteais	Coroa	
2,0 a 2,5	2,5	2,5	S/ betão

Anexo VI - Estabilidade de bancadas e desmontes

- F270S055

Número de estabilidade	
<p>Fator Q': R.Q.D. = 61 Jn= 6 Jr= 3 Ja= 1 $Q' = \frac{61}{6} \times \frac{3}{1} = 30,5$</p>	<p>Factor A: $\sigma_c = 348 \text{ MPa}$ $\sigma_1 = 6.37 \text{ MPa}$ $\frac{\sigma_c}{\sigma_1} = 54,6 \rightarrow >10 \rightarrow A = 1,0$</p>
<p>Factor B: Inclinação da família crítica = 70°–80° Inclinação do desmonte = 0° a 2° (Horizontal) B → 0,9 (Figura 28)</p>	<p>Factor C: Desmonte secundário, hasteais em <i>rockfill</i> cimentado. Inclinação do desmonte = 0° a 2° C(coroa) → 2,0 (Figura 29 – quedas gravíticas)</p>
<p>N' (coroa) = 30,5 × 1,0 × 0,9 × 2,0 = 51,85</p>	

Raio Hidráulico	
Comprimento	27,1 m
Largura	12 m
Altura	25 m
$R.H. (coroa) = \frac{27.1 \times 12}{2 \times (27.1 + 12)} = 4,2$	

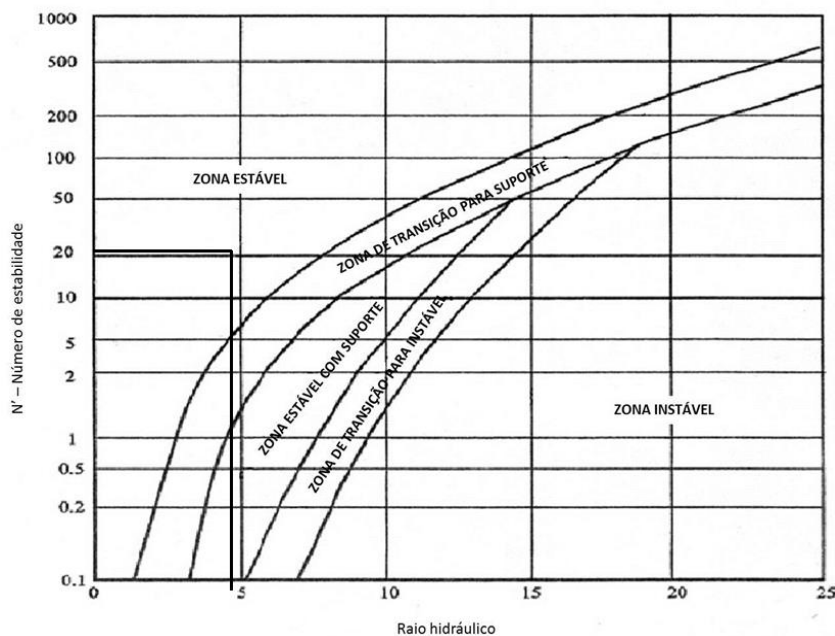


Análise (coroa):	Zona estável
-------------------------	---------------------

• F290S045

Número de estabilidade	
<p>Fator Q' : R.Q.D. = 81 Jn= 12 Jr= 3 Ja= 1 $Q' = \frac{81}{12} \times \frac{3}{1} = 20,3$</p>	<p>Factor A: $\sigma_c = 217 \text{ MPa}$ $\sigma_1 = 7,1 \text{ MPa}$ $\frac{\sigma_c}{\sigma_1} = 30,6 \rightarrow >10 \rightarrow A = 1,0$</p>
<p>Factor B: Inclinação da família crítica = 50°–60° Inclinação do desmorte = 0° a 2° (Horizontal) B → 0,6 (Figura 28)</p>	<p>Factor C: Desmorte secundário, hasteais em <i>rockfill</i> cimentado. Inclinação do desmorte = 0° a 2° C(coroa) → 2,0 (Figura 29 – quedas gravíticas)</p>
<p>N' (coroa) = 20,3 × 1,0 × 0,6 × 2,0 = 24,36</p>	

Raio Hidráulico	
Comprimento	36,9 m
Largura	12 m
Altura	25 m
<p>$R.H. (coroa) = \frac{36,9 \times 12}{2 \times (36,9 + 12)} = 4,5$</p>	

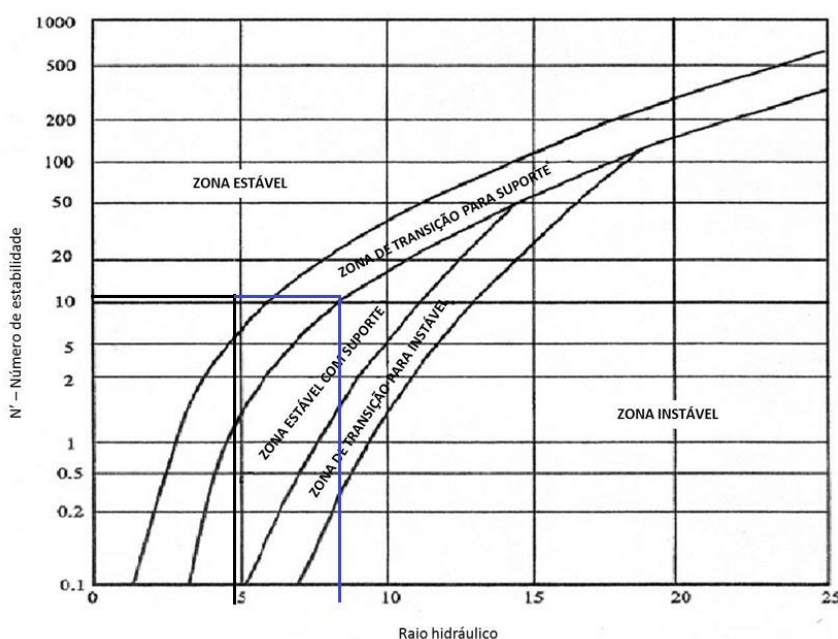


Análise (coroa):	Zona estável
-------------------------	---------------------

• F410S036

Número de estabilidade	
Fator Q' : R.Q.D. = 74 Jn=15 Jr= 3 Ja= 1 $Q' = \frac{74}{15} \times \frac{3}{1} = 14,8$	Factor A: $\sigma_c = 252 \text{ MPa}$ $\sigma_1 = 10,02 \text{ MPa}$ $\frac{\sigma_c}{\sigma_1} = 25,2 \rightarrow >10 \rightarrow A = 1,0$
Factor B: Inclinação da família crítica = 40°–50° Inclinação do desmorte = 0° a 2° (Horizontal) B → 0,4 (Figura 28)	Factor C: Inclinação do desmorte = 0° a 2° C(coroa) → 2,0 (Figura 29 – quedas gravíticas) C(Hasteais)* → 2,0 (Figura 30 – deslizamentos) *Considerada a família com maior inclinação
$N' \text{ (coroa)} = 14,8 \times 1,0 \times 0,4 \times 2,0 = 11,84$ $N' \text{ (Hasteais)} = 14,8 \times 1,0 \times 0,4 \times 2,0 = 11,84$	

Raio Hidráulico	
Comprimento	47,5 m
Largura	12 m
Altura	25 m
$R.H. \text{ (coroa)} = \frac{47,5 \times 12}{2 \times (47,5 + 12)} = 4,8$ $R.H. \text{ (Hasteais)} = \frac{47,5 \times 25}{2 \times (47,5 + 25)} = 8,2$	



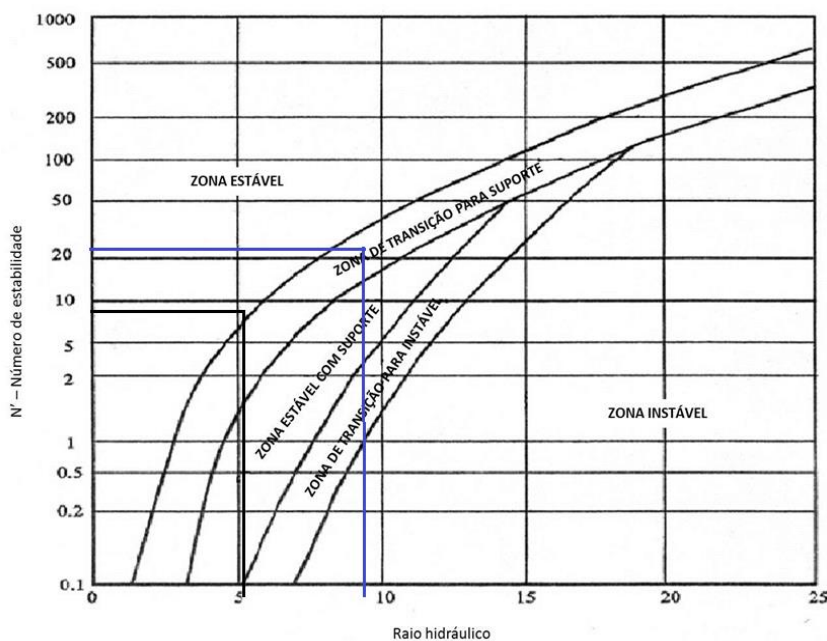
Preto: Coroa
Azul: Hasteais

Análise (coroa):	Zona estável
Análise (Hasteais):	Estável com suporte

• F430S046

Número de estabilidade	
Fator Q' : R.Q.D. = 80 Jn=12 Jr= 3 Ja= 1 $Q' = \frac{80}{12} \times \frac{3}{1} = 20,0$	Factor A: $\sigma_c = 370 \text{ MPa}$ $\sigma_1 = 10,51 \text{ MPa}$ $\frac{\sigma_c}{\sigma_1} = 35,2 \rightarrow >10 \rightarrow A = 1,0$
Factor B: Inclinação da família crítica = 30°–40° Inclinação do desmorte = 0° a 2° (Horizontal) B → 0,2 (Figura 28)	Factor C: Inclinação do desmorte = 0° a 2° C(coroa) → 2,0 (Figura 29 – quedas gravíticas) C(Hasteais) → 7,0 (Figura 30 – deslizamentos)
$N' \text{ (coroa)} = 14,8 \times 1,0 \times 0,2 \times 2,0 = 8$ $N' \text{ (Hasteais)} = 14,8 \times 1,0 \times 0,2 \times 7,0 = 28$	

Raio Hidráulico	
Comprimento	67,7 m
Largura	12 m
Altura	25 m
$R.H. \text{ (coroa)} = \frac{67,7 \times 12}{2 \times (67,7 + 12)} = 5,1$ $R.H. \text{ (Hasteais)} = \frac{67,7 \times 25}{2 \times (67,7 + 25)} = 9,1$	



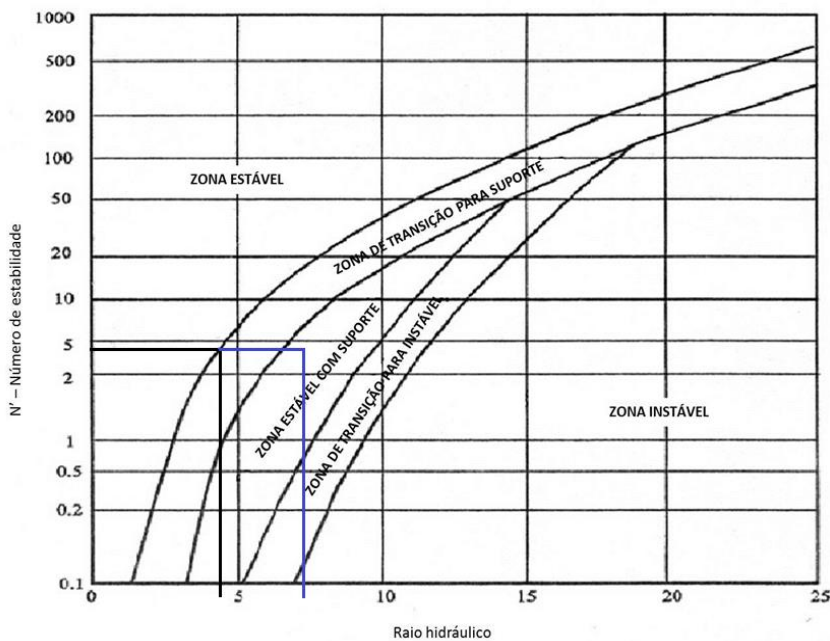
Preto: Coroa
Azul: Hasteais

Análise (coroa):	Zona estável
Análise (Hasteais):	Transição para zona estável com suporte

• F470S050

Número de estabilidade	
Fator Q' : R.Q.D. = 73 Jn=9 Jr=9 Ja= 1 $Q' = \frac{73}{9} \times \frac{2}{2} = 8,1$	Factor A: $\sigma_c = 153 \text{ MPa}$ $\sigma_1 = 11,49 \text{ MPa}$ $\frac{\sigma_c}{\sigma_1} = 13,3 \rightarrow >10 \rightarrow A = 1,0$
Factor B: Inclinação da família crítica = 30°–40° Inclinação do desmorte = 0° a 2° (Horizontal) B → 0,2 (Figura 28)	Factor C: Inclinação do desmorte = 0° a 2° C(coroa) → 2,0 (Figura 29 – quedas gravíticas) C(Hasteais)* → 2,0 (Figura 30 – deslizamentos) *Considerada a família com maior inclinação
$N' \text{ (coroa)} = 8,1 \times 1,0 \times 0,2 \times 2,0 = 3,24$ $N' \text{ (Hasteais)} = 8,1 \times 1,0 \times 0,2 \times 2,0 = 3,24$	

Raio Hidráulico	
Comprimento	67,7 m
Largura	12 m
Altura	33,3 m
$R.H. \text{ (coroa)} = \frac{33,3 \times 12}{2 \times (33,3 + 12)} = 4,4$ $R.H. \text{ (Hasteais)} = \frac{33,3 \times 25}{2 \times (67,7 + 33,3)} = 7,1$	



Preto: Coroa
Azul: Hasteais

Análise (coroa):	Transição para zona estável com suporte
Análise (Hasteais):	Estável apenas com suporte

Anexo VII - Determinação de raios hidráulicos pelo número de estabilidade – Dimensionamento de largura

