



Análise de Estabilidade de Bancadas Subterrâneas exploradas pelo método 'Sublevel Stopping Bench & Fill'

DIOGO JOSÉ BRANDÃO CARDOSO

Setembro de 2024

**ANÁLISE DE ESTABILIDADE DE BANCADAS SUBTERRÂNEAS
EXPLORADAS PELO MÉTODO ‘SUBLEVEL STOPING BENCH & FILL’**

**STABILITY ANALYSIS OF UNDERGROUND BENCHES EXPLOITED BY THE
SUBLEVEL STOPING BENCH & FILL METHOD**

Diogo José Brandão Cardoso

**Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em
Engenharia Geotécnica e Geoambiente**

Orientador: Professor Helder I. Chaminé

Júri

Presidente

João Paulo Meixedo dos Santos Silva, Professor Coordenador, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Vogais

Helder Gil Iglésias de Oliveira Chaminé, Professor Coordenador com Agregação, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Gustavo André Paneiro, Professor Auxiliar, Instituto Superior Técnico da Universidade de Lisboa

Luís Carlos Correia Ramos, Professor Adjunto Convidado, Instituto Superior de Engenharia do Porto

[página propositadamente em branco]

Resumo

A dissertação aborda a análise de estabilidade de cinco bancadas da mina de Aljustrel, especificamente dos jazigos de Feitais, do Moinho e da Estação, exploradas através do método de desmonte 'Sublevel Stopping Bench & Fill'. A metodologia adotada inclui a pesquisa bibliográfica, o tratamento de dados geotécnicos e geomecânicos mineiros e aplicação de métodos observacionais e programas informáticos para previsão de problemas durante a exploração e definição de soluções de estabilidade. No jazigo do Moinho, a análise foi realizada utilizando a técnica de amostragem linear em faces expostas do maciço rochoso. No jazigo da Estação, devido à falta de acessos mineiros, a análise baseou-se principalmente em sondagens executadas na proximidade. Por último, as bancadas do jazigo de Feitais foram estudadas através do método da representatividade, sendo este mais eficiente apesar de menos detalhado. Com base nos levantamentos realizados foram aplicadas as classificações geomecânicas Q-System, RMR e GSI, cruciais à obtenção de parâmetros para análise comportamental e de estabilidade, com recurso a programas informáticos e ao método gráfico de Potvin, e proposta de sustimento. Conclui-se que todas as bancadas apresentam os hasteais instáveis, em função das dimensões e descontinuidades presentes, requerendo cabos como método de sustimento, à exceção da bancada transversal secundária devido à pasta de enchimento adjacente.

Palavras-chave: Bancadas, geomecânica mineira, estabilidade estrutural, minas de Aljustrel

[página propositadamente em branco]

Abstract

This dissertation deals with the stability analysis of five benches at the Aljustrel mine, specifically the Feitais, Moinho, and Estação deposits, exploited using the Sublevel Stoping Bench & Fill blasting method. The methodology adopted includes the bibliographic review, the mining geotechnical and geomechanical data processing, and the application of observational methods and software to predict problems during mining and define stability solutions. The analysis of the Moinho deposit was carried out using the scanline sampling technique on rock exposure surfaces. In the Estação deposit, due to the lack of mining accesses, the analysis was based mainly on boreholes carried out nearby. Finally, the benches in the Feitais deposit were studied using the representativeness method, which is more efficient despite being less detailed. The Q-System, RMR, and GSI geomechanical classifications were applied based on the field-collected data. These were crucial to obtaining behavioral and stability analysis parameters using software, Potvin's graphical method, and proposed support. It is concluded that all the benches have unstable shafts due to the dimensions and discontinuities present, requiring cables as a support method, except for the secondary cross bench due to the adjacent paste fill.

Keywords: Benches, face, mining geomechanics, structural stability, Aljustrel mines

[página propositadamente em branco]

Agradecimentos

Em primeiro lugar, os meus agradecimentos vão para a administração da empresa **ALMINA – Minas do Alentejo S.A.** e ao **Engenheiro Daniel Rocha** pela oportunidade de realização de estágio curricular enquadrado no desenvolvimento de uma dissertação. A todos que tivemos o prazer de conhecer no decorrer deste estágio na ALMINA, que nos receberam de braços abertos e tornaram a adaptação mais rápida e o percurso mais simples. Um agradecimento especial aos **Engenheiros(as) Mariana Luís, Fátima Samorinha, Pedro Ferreira, Laura Andrade e Bernardo Costa** pela paciência, apoio e amizade. E, ainda, à **Engenheira Tânia Rocha** (ALMINA) pela disponibilidade, apoio e conselhos prestados ao longo do percurso. Muito obrigado !

Os meus agradecimentos ao **Professor Helder I. Chaminé (LABCARGA e DEG | ISEP)** pela orientação, apoio, paciência, dedicação, e confiança depositada ao longo do nosso percurso académico e, em particular, na orientação científica desta dissertação e a revisão aturada das várias versões do trabalho que muito beneficiou o presente documento. Por extensão a todos os **docentes do Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP** que muito contribuem para a nossa formação técnico-científico de base e avançada. Bem-haja !

Ao colega de curso, **Engenheiro Ângelo Sousa**, um especial agradecimento ao melhor amigo que o ISEP brindou, que nos acompanha desde o primeiro ano de licenciatura e, ainda, por ter embarcado neste desafio em conjunto, mas noutra temática, por terras alentejanas.

Aos nossos **familiares**, em especial aos meus **Pais**, cujo carinho, apoio incondicional e incentivo constante foram fundamentais ao longo de toda a jornada académica. Obrigado por sempre acreditarem no nosso potencial, e por nos proporcionarem as condições necessárias para que chegássemos até aqui.

À namorada **Beatriz**, foi, de facto, um pilar, pela constante presença, paciência, apoio e compreensão durante todo o percurso. Sem ti, lado-a-lado, não seria a pessoa que somos hoje.

A **todos**, incluindo os que não foram destacados aqui, deixamos o maior agradecimento. Sem todos vós, sem exceção, este trabalho não teria sido possível.

[página propositadamente em branco]

Índice

1. Introdução Geral	3
1.1. Considerações iniciais	3
1.2. Âmbito, Objetivos e Organização	5
1.3. Metodologias	6
2. Métodos de Desmonte Subterrâneos e Avaliação Geomecânica de Maciços Rochosos: Breve Síntese.....	11
2.1. Generalidades	11
2.2. Caracterização e avaliação geológico-geotécnica	19
2.3. Caracterização Geomecânica do Maciço Rochoso	30
2.3.1. RQD (<i>Rock Quality Designation</i>)	30
2.3.2. RMR (<i>Rock Mass Rating</i>)	32
O valor de RMR pode ser determinado conforme apresentado na figura 21.	33
2.3.3. Q-System	34
2.3.4. Módulo de Deformabilidade (E_m)	37
2.3.5. Correlação RMR/Q System	37
2.3.6. GSI (<i>Geological Strenght Index</i>)	38
2.4. Estabilidade e Sustimento	39
2.4.1. Estado de Tensão.....	41
2.4.2. Raio Hidráulico	43
2.4.3. Método do Gráfico de Estabilidade (Potvin)	44
2.4.4. Métodos de Suporte.....	48
3. Caso de Estudo: Avaliação das Condições de Estabilidade Geomecânica de Bancadas (Minas de Aljustrel).....	57
3.1. Enquadramentos regional e local	57
3.1.1. Enquadramento geográfico e acessibilidades	57
3.1.2. Enquadramento histórico.....	59
3.1.3. Enquadramento geológico regional	60
3.1.4. Enquadramento geológico local	62
3.2. Sondagens.....	65
4. Análise Geomecânica Mineira de Estabilidade de Bancadas (Minas de Aljustrel)	71
4.1. Jazigo da Estação	71
4.1.1. Bancadas.....	71
4.1.2. Método de Estudo	72
4.1.3. Principais famílias e roturas	74
4.1.4. Classificações Geomecânicas	77

4.1.5.	Estado de tensão	78
4.1.6.	Modelação numérica (RS2)	80
4.1.7.	Método Gráfico de Estabilidade (Potvin)	82
4.1.8.	Medidas de Estabilidade	85
4.1.9.	Proposta de Estabilidade	88
4.2.	Jazigo do Moinho	91
4.2.1.	Bancada	91
4.2.2.	Método de estudo	92
4.2.3.	Dados recolhidos	93
4.2.4.	Principais famílias e Roturas	94
4.2.5.	Classificações geomecânicas	96
4.2.6.	Estado de Tensão	98
4.2.7.	Modelação numérica (RS2)	99
4.2.8.	Método Gráfico de Estabilidade (Potvin)	100
4.2.9.	Medidas de Estabilidade	103
4.2.10.	Proposta de Estabilidade	105
4.3.	Jazigo de Feitais	107
4.3.1.	Bancadas	107
4.3.2.	Método de estudo	109
4.3.3.	Dados recolhidos	110
4.3.4.	Principais famílias e Roturas	114
4.3.5.	Classificações Geomecânicas	117
4.3.6.	Estado de Tensão	119
4.3.7.	Modelação numérica (RS2)	120
4.3.8.	Método gráfico de Estabilidade (Potvin)	123
4.3.9.	Medidas de Estabilidade	126
4.3.10.	Propostas de Estabilidade	128
5.	Conclusões	135
6.	Referências	141

Lista de figuras

Figura 1 - Produção nacional de recursos minerais, em 2021 (DGEG, 2022).....	3
Figura 2 - Interação entre grupos técnicos envolvidos em mineração (adaptado de Brady & Brown, 2004).	4
Figura 3 - Esquema conceptual metodológico das principais fases da dissertação no estudo da estabilidade de bancadas nas minas de Aljustrel.....	7
Figura 4 - Métodos de desmonte mais aplicados em exploração mineira de acordo com o tipo de suporte necessário (adaptado de López Jimeno, 2003 e de Brady & Brown, 2004).	12
Figura 5 - Representação do método de desmonte ‘sublevel stoping’ e bancada adjacente com enchimento (adaptado de Hoek et al., 1995).	14
Figura 6 - Diagrama de um ‘realce’ (sem acesso superior) com furação vertical e paralela (documentação interna: gentilmente cedida por Almina – Minas do Alentejo S.A.).....	15
Figura 7 - Sequência de desmonte em forma de "V" e respetivo tipo de desmonte.	16
Figura 8 - Diagrama de furação de uma bancada primária com abatimento dos hasteais e furação vertical e paralela (documentação interna: gentilmente cedida por Almina – Minas do Alentejo S.A.).	16
Figura 9 - Diagrama de furação ascendente de uma bancada secundária. a) Abatimento na zona da slot e furação vertical. b) Furação em leque (documentação interna: gentilmente cedida por Almina – Minas do Alentejo S.A.).....	17
Figura 10 - Sequência e fases de enchimento de bancadas primárias e secundárias aplicadas nas minas de Aljustrel (Mata, 2019).....	18
Figura 11 - Equipamento de campo básico para a cartografia geoestrutural, geotécnica e geomecânica de maciços rochosos fraturados (adaptado de Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011).	20
Figura 12 - Exemplo de técnica de amostragem linear (<i>‘Scanline Sampling Technique’</i>) (adaptado de Brady & Brown, 2004). In: Chaminé (2016).	20
Figura 13 - Representação das características das descontinuidades numa face exposta do maciço rochoso (adaptado de Hudson & Harrison, 2000). In: Chaminé (2016).....	21
Figura 14 - Medição do espaçamento entre descontinuidades (ISRM, 1978; Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011).....	23
Figura 15 - Avaliação da atitude geológica de uma descontinuidade (adaptado de Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011).	23
Figura 16 - Exemplo de diagrama de contorno estrutural e de diagrama de rosetas, respetivamente (Retirado de software DIPS da Rocscience).	24
Figura 17 - Representação e descrição dos tipos de rugosidade das descontinuidades (adaptado de ISRM 1978, 1981; NGI, 2015).	26
Figura 18 - Ábaco de Miller para determinação da resistência à compressão uniaxial, a partir da resistência do martelo de Schmidt (adaptado de Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011).....	29
Figura 19 - Exemplo de cálculo do RQD (adaptado de Deere, 1963; Deere et al., 1967).	31
Figura 20 - Ábaco para determinação do TRQD _t com base no espaçamento médio (adaptado de Priest & Hudson, 1976; Priest, 1993).	32
Figura 21 - Representação gráfica da obtenção do valor de RMR (adaptado de Miranda et al., 2006).	33
Figura 22 - Escavação e suporte de acordo com a classe da classificação RMR (adaptado de Bieniawski, 1989).	34
Figura 23 - Parâmetros considerados na determinação do valor de Q-System (adaptado de Barton et al., 1980). In: Pinheiro (2013).....	35
Figura 24 - Determinação do sustimento necessário através da relação entre o valor de Q-System e dimensão equivalente (De) (adaptado de Barton & Bieniawski, 2008).	36

Figura 25 - Ábaco e equação para determinação do valor de GSI (adaptado de Hoek et al., 2013 e de Santa et al., 2019).	39
Figura 26 - Determinação das tensões em função da profundidade com base em ensaios realizados na mina de Feitais (documentação interna gentilmente cedido pela Almina – Minas do Alentejo S.A.).	42
Figura 27 - Distribuição das tensões num maciço rochoso (adaptado de Hoek, 2007). In: Mata (2019).	43
Figura 28 - Modelação exemplo dos deslocamentos verticais resultantes num túnel rodoviário (retirado de RS2). In: https://www.rocscience.com/	43
Figura 29 - Ábaco de determinação do fator A para o método do gráfico de estabilidade – Potvin et al. (1988) (adaptado de Freitas, 2016; Murch, 2018).	45
Figura 30 - Ábaco de determinação do fator B para o método do gráfico de estabilidade – Potvin et al. (1988) (Freitas, 2016; Murch, 2018).	45
Figura 31 - Ábaco de determinação do fator C (queda gravítica) para o método do gráfico de estabilidade – Potvin et al. (1988) (adaptado de Freitas, 2016; Murch, 2018).	46
Figura 32 - Ábaco de determinação do fator C (deslizamento) para o método do gráfico de estabilidade – Potvin et al. (1988) (adaptado de Freitas, 2016; Murch, 2018).	47
Figura 33 - Gráfico de estabilidade modificado de Potvin et al. (1988). Adaptado em Rodríguez (2022).	47
Figura 34 - Estrutura de um cabo selado com calda de cimento (Mata, 2019).	51
Figura 35 - Espaçamento e comprimento de cabos de acordo com o raio hidráulico e o número de estabilidade (N') (Rodríguez, 2022).	52
Figura 36 - Funcionamento de uma pregagem de fixação por atrito do tipo swellex (adaptado de Hoek & Wood, 1987; Nascimento, 2020).	52
Figura 37 - Representação de uma galeria subterrânea no software Unwedge, cunhas formadas e respetivo sustimento (retirado de www.rocscience.com , acesso a maio de 2024).	53
Figura 38 - Localização do concelho de Aljustrel (retirado de: https://alentejoturismo.pt/concelhos/concelho-de-aljustrel/ e https://www.visitarportugal.pt/beja). Acesso em maio de 2024.	58
Figura 39 - Localização geográfica dos jazigos de Feitais, Moinho e Estação (Documentação interna: gentilmente cedido por ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	58
Figura 40 - Geologia da Zona Sul Portuguesa (LNEG et al., 2020). https://geoportal.lneg.pt/pt/dados_abertos/info_recursosminerais/?Id=1944 (consultado em março de 2024).	62
Figura 41 - Geologia da região de Aljustrel e representação dos Jazigos em estudo (A -Moinho, B - Estação e C- Feitais) (Adaptado de Amaral et al., 2021 e de Documentação interna: gentilmente cedida por ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	63
Figura 42 - Estratigrafia da área mineira de Aljustrel (Pirites Alentejanas, S.A., 2010).	64
Figura 43 - Exemplo de tarolos com diferentes diâmetros obtidos de sondagens realizadas (documentação interna: gentilmente cedida por ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	66
Figura 44 - Exemplo de caixa de sondagem - Stockwork Pirítico (documentação interna: gentilmente cedida por ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	66
Figura 45 - Localização das bancadas em estudo, do jazigo da Estação, em planta do piso 360. (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedido por ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	72
Figura 46 - Bancadas em estudo, sondagens e respetiva litologia presente, em 3D (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida pela Almina- Minas do Alentejo S.A.).	73
Figura 47 - Representação das bancadas em estudo, sondagens e respetiva litologia, em planta (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida pela Almina- Minas do Alentejo S.A.).	74
Figura 48 - Estereograma das 46 descontinuidades cartografadas in situ e planos das principais famílias (DIPS).	75

Figura 49 - Análise de roturas das bancadas em estudo do jazigo da Estação. a) Rotura Planar; b) Rotura em cunha; c) Rotura por tombamento direto; d) Rotura por tombamento flexural (DIPS).	76
Figura 50 - Deslocamentos totais das bancadas E325SZ022 e E325SZ030, respetivamente (RS2).	81
Figura 51 - Gráfico de estabilidade para cada face do desmonte. a) Bancada E325SZ022; B) Bancada E325SZ030.	84
Figura 52 - Proposta de sustimento das bancadas do jazigo da Estação.	89
Figura 53 - Representação das cunhas formadas, sustimento e respetivo fator de segurança (Unwedge).	90
Figura 54 - Planta da bancada em estudo do jazigo do Moinho, no piso 440 (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	92
Figura 55 - Sólido da bancada, galerias de acesso e sondagens realizadas na proximidade (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida por ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	94
Figura 56 - Estereograma das 77 descontinuidades cartografadas in situ e planos das principais famílias (DIPS).	95
Figura 57 - Principais roturas da bancada M440S015 do jazigo do Moinho. a) Rotura Planar; b) Rotura em cunha; c) Rotura por tombamento direto; d) Rotura por tombamento flexural (DIPS).	96
Figura 58 - Representação do valor de GSI obtido da bancada M440S015 (ábaco adaptado de Hoek et al., 2013 e de Santa et al., 2019).	98
Figura 59 - Deslocamento total (m) da bancada M440S015 (RS2).	100
Figura 60 - Gráfico de estabilidade para cada face da bancada M440S015.	102
Figura 61 - Proposta final de sustimento da bancada M440S015, do jazigo do Moinho.	106
Figura 62 - Representação das cunhas formadas, sustimento e respetivo fator de segurança da bancada M440S015 (Unwedge).	107
Figura 63 - Sólido simplificado da bancada F450S043L (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedido pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	108
Figura 64 - Sólido da bancada F530S045 (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedido pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	109
Figura 65 - Planta dos pisos 450 e 470 da bancada F450S043L, e respetivas estações de recolha definidas (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	110
Figura 66 - Planta dos pisos 550 e 570 da bancada F530S045, e respetivas estações de recolha (adaptado de Documentação interna: ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	111
Figura 67 - Sólido da bancada F450S043L e sondagens realizadas na proximidade (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	113
Figura 68 - Sólido da bancada F530S045 e sondagens realizadas na proximidade (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).	113
Figura 69 - Estereograma e rosetas das 95 descontinuidades recolhidas in situ e planos das principais famílias.	115
Figura 70 - Estereograma das 56 descontinuidades recolhidas in situ e planos das principais famílias.	115
Figura 71 - Principais roturas da bancada F450S043L do jazigo de Feitais. a) Rotura Planar; b) Rotura em cunha; c) Rotura por tombamento direto; d) Rotura por tombamento flexural (DIPS).	116
Figura 72 - Principais roturas da bancada F530S045 do jazigo de Feitais. a) Rotura Planar; b) Rotura em cunha; c) Rotura por tombamento direto; d) Rotura por tombamento flexural.	117
Figura 73 - Deslocamento total máximo obtido em RS2 para bancada F450S043L do jazigo de Feitais.	121
Figura 74 - Deslocamento total máximo obtido em RS2 para bancada F530S045 do jazigo de Feitais.	122
Figura 75 - Gráficos de estabilidade para cada face da bancada. a) Bancada F450S043L; b) Bancada F530S045.	125

Figura 76 - Proposta final de sustimento da bancada F450S043L, do jazigo de Feitais.....	129
Figura 77 - Proposta final de sustimento da bancada F530S045, do jazigo de Feitais.	130
Figura 78 - Representação das cunhas formadas, sustimento e respetivo fator de segurança da bancada F450S043L.....	131
Figura 79 - Representação das cunhas formadas, sustimento e respetivo fator de segurança da bancada F530S045.	132

Lista de tabelas

Tabela 1 - Características dos principais tipos de desmonte utilizados em desmonte subterrâneo (adaptado de López Jimeno, 2003 e de Brady & Brown, 2004).	13
Tabela 2 - Tipos de enchimento (adaptado de Rodríguez, 2022; e de Ferreira, 2015).	18
Tabela 3 - Classificação do maciço com base no grau de alteração (W), (ISRM, 1981).	22
Tabela 4 - Classificação quanto ao espaçamento entre descontinuidades (ISRM, 1981).	23
Tabela 5 - Tipos de rotura e respetivas características e representação estereográfica (adaptado de Hoek & Bray, 1981).	25
Tabela 6 - Descrição da abertura com base no intervalo obtido (ISRM, 1981).	26
Tabela 7 - Designação da persistência com base no intervalo medido (ISRM, 1981).	27
Tabela 8 - Classificação do maciço rochoso com base na resistência à compressão uniaxial (ISRM, 1981).	29
Tabela 9 - Classificação do maciço rochoso com base no valor de RQD (adaptado de Deere et al., 1967; Deere & Deere, 1988).	31
Tabela 10 - Parâmetros de acordo com o valor de RMR (adaptado de Bieniawski, 1989).	33
Tabela 11 - Valor de ESR de acordo com a finalidade da escavação (adaptado de Barton et al., 1974; Hoek, 2007).	36
Tabela 12 - Principais características de pregagens e cabos como métodos de suporte (López Jimeno, 2003; Rodríguez, 2022; Ramos, 2023/24).	50
Tabela 13 - Principais características de betão projetado, rede e arcos metálicos como métodos de suporte (López Jimeno, 2003; Rodríguez, 2022; Ramos, 2023/24).	50
Tabela 14 - Estimativa do comprimento de pregagens necessários no teto e hasteais (Barton et al., 1974).	53
Tabela 15 - Principais características das bancadas de estudo no jazigo da Estação.	72
Tabela 16 - Sondagens em estudo, respetiva localização em relação às bancadas e profundidade de estudo.	73
Tabela 17 - Distância real entre as sondagens de estudo e os pisos das respetivas bancadas, em metros.	74
Tabela 18 - Atitude das principais famílias de descontinuidades definidas.	75
Tabela 19 - Síntese do tipo de material presente e respetivo valor de Q' e Q , de cada sondagem.	77
Tabela 20 - Síntese dos valores de RMR com base na classificação Q-System de cada sondagem.	78
Tabela 21 - Densidades médias das principais litologias nas minas de Aljustrel.	78
Tabela 22 - Espessuras litológicas simplificadas desde a superfície até à coroa das bancadas do jazigo da Estação.	79
Tabela 23 - Tensão vertical na coroa dos pisos de cada bancada do jazigo da Estação.	79
Tabela 24 - Tensão horizontal nos pisos de cada bancada do jazigo da Estação.	80
Tabela 25 - Tensões médias nas bancadas em estudo do jazigo da Estação.	80
Tabela 26 - Parâmetros geomecânicos das litologias para modelação em RS2, do jazigo da Estação.	81
Tabela 27 - Deslocamento total máximo obtido em RS2 para cada bancada, do jazigo da Estação.	82
Tabela 28 - Correspondência entre sondagens e faces estudadas das bancadas, do jazigo da Estação.	82
Tabela 29 - Valores de resistência à compressão por face das bancadas, do jazigo da Estação.	82
Tabela 30 - Dip e Dip Direction de cada secção e respetiva família de descontinuidades crítica.	83
Tabela 31 - Determinação do número de estabilidade (N') de cada face das bancadas, do jazigo da Estação.	83
Tabela 32 - Raio Hidráulico máximo admissível.	84
Tabela 33 - Sustimento teórico de acordo com a classificação geomecânica Q-System.	85

Tabela 34 - Comprimento das pregagens para o teto e hasteais segundo Barton et al. (1974).	86
Tabela 35 - Sustimento teórico de acordo com a classificação geomecânica RMR.....	86
Tabela 36 - Dimensionamento dos cabos de acordo com o tipo de estabilidade pretendido.	87
Tabela 37 – Propostas de estabilidade sem sustimento para cada face das respectivas bancadas.	87
Tabela 38 - Características dos swellex e do betão projetado.....	88
Tabela 39 - Possíveis soluções de estabilidade com cabos ou exploração por fases e enchimento.	88
Tabela 40 - Principais características da bancada de estudo do jazigo do Moinho.....	91
Tabela 41 - Síntese do levantamento realizado no piso 440, através do método de <i>scanline</i>	93
Tabela 42 - Sondagens próximas à bancada e principais parâmetros.	94
Tabela 43 - Atitude geológica das principais famílias de descontinuidades.	95
Tabela 44 - Classificação "Rock Mass Rating" (RMR) da bancada M440S015 do jazigo do Moinho.	97
Tabela 45 - Classificação " <i>Rock Tunnelling Quality Index</i> " da bancada M440S015 do jazigo do Moinho.	97
Tabela 46 - Espessuras litológicas simplificadas desde a superfície até à coroa da bancada do jazigo do Moinho.....	98
Tabela 47 - Tensão vertical na coroa dos pisos da bancada M440S015 do jazigo do Moinho.	99
Tabela 48 - Parâmetros geomecânicos das litologias para modelação em RS2, da bancada do jazigo do Moinho.....	99
Tabela 49 - Deslocamento total máximo obtido em RS2 para bancada M440S015 do jazigo do Moinho.	100
Tabela 50 - Valores de resistência à compressão por face da bancada M440S015 do jazigo do Moinho.	101
Tabela 51 - Dip e Dip Direction de cada secção e família de descontinuidades mais desfavorável.	101
Tabela 52 - Determinação do número de estabilidade (N') de cada face da bancada do jazigo do Moinho.	101
Tabela 53 - Raio Hidráulico máximo admissível.....	103
Tabela 54 - Sustimento teórico de acordo com a classificação geomecânica Q-System.....	103
Tabela 55 - Comprimento das pregagens para o teto e hasteais segundo Barton et al. (1974). ..	103
Tabela 56 - Sustimento teórico de acordo com a classificação geomecânica RMR.....	104
Tabela 57 - Dimensionamento dos cabos de acordo com o tipo de estabilidade pretendido.	104
Tabela 58 - Propostas de estabilidade sem sustimento para cada face da bancada.....	104
Tabela 59 - Características dos <i>swellex</i> e do betão projetado.....	105
Tabela 60 - Possíveis soluções de estabilidade com cabos ou exploração por fases e enchimento.	105
Tabela 61 - Síntese dos parâmetros da bancada M440S015 necessários à modelação no programa Unwedge.	106
Tabela 62 - Principais características da bancada F450S043L.....	108
Tabela 63 - Principais características da bancada F530S045.	109
Tabela 64 - Levantamento de parâmetros in situ do piso 450 da bancada F450S043L.....	110
Tabela 65 - Levantamento de parâmetros in situ do piso 470 da bancada F450S043L.....	111
Tabela 66 - Levantamento de parâmetros in situ dos pisos 550 e 570 da bancada F530S045.	112
Tabela 67 - Sondagens próximas às bancadas e principais parâmetros.	114
Tabela 68 - Atitude das principais famílias de descontinuidades da bancada F450S043L.	115
Tabela 69 - Atitude geológicas das principais famílias de descontinuidades da bancada F530S045.	116
Tabela 70 - Valores de Q por face e respetivos RMR calculados através de correlações.....	118
Tabela 71 - Valores de Q e RMR por face com base na redução do RQD em 10%, da bancada F530S045.	118

Tabela 72 - Espessuras médias desde a superfície até à coroa das bancadas em estudo, do jazigo de Feitais.	119
Tabela 73 - Tensão vertical na coroa dos pisos das bancadas F450S043L e F530S045 do jazigo de Feitais.	119
Tabela 74 - Tensão horizontal na coroa dos pisos das bancadas F450S043L e F530S045 do jazigo de Feitais.	120
Tabela 75 - Tensões horizontal e vertical das bancadas de estudo do jazigo de Feitais.	120
Tabela 76 - Parâmetros geomecânicos das litologias para modelação em RS2, das bancadas do jazigo de Feitais.	120
Tabela 77 - Deslocamento total máximo obtido em RS2 das bancadas F450S043L e F530S045 do jazigo de Feitais.	122
Tabela 78 - Valores de resistência à compressão obtidos através do ensaio de compressão uniaxial de amostras do jazigo de Feitais (Documentação interna: gentilmente cedido pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).....	123
Tabela 79 - Dip e Dip Direction de cada secção e família de descontinuidades mais desfavorável.	123
Tabela 80 - Determinação do número de estabilidade (N') de cada face das bancadas de estudo do jazigo de Feitais.	124
Tabela 81 - Raio Hidráulico máximo admissível das bancadas em estudo do jazigo de Feitais. ...	125
Tabela 82 - Sustimento teórico de acordo com a classificação geomecânica Q-System.....	126
Tabela 83 - Comprimento das pregagens para o teto e hasteais segundo Barton et al. (1974). ..	127
Tabela 84 - Sustimento teórico de acordo com a classificação geomecânica RMR.....	127
Tabela 85 - Dimensionamento dos cabos de acordo com o tipo de estabilidade pretendido.	127
Tabela 86 - Propostas de estabilidade sem sustimento para cada face das respectivas bancadas.	128
Tabela 87 - Características dos swellex e do betão projetado.....	128
Tabela 88 - Possíveis soluções de estabilidade com cabos ou exploração por fases e enchimento.	129
Tabela 89 - Síntese dos parâmetros da bancada F450S043L necessários à modelação no programa Unwedge.	131
Tabela 90 - Síntese dos parâmetros da bancada F530S045 necessários à modelação no software Unwedge.	132
Tabela 91 - Síntese dos resultados obtidos e soluções mais adequadas, para as bancadas de estudo.....	136

[página propositadamente em branco]

Lista de Abreviaturas

AGR	Argilito
ARGN	Argilito negro
CFQ	Grupo Filito-Quartzito
CGF	Grupo ‘ <i>Flysch</i> ’ do Baixo Alentejo
CHT/CHF	Chertes
CVS	Complexo Vulcano-Sedimentar
DIPS	<i>Discontinuity Intensity Profiling System</i>
ESR	<i>Excavation Support Ratio</i>
FLT	Zona de falha
FPI	Faixa Piritosa Ibérica
fqRHY	Riólitos com matriz indiferenciada e megacristais de feldspato e quartzo
fRHY	Riólitos com matriz indiferenciada e megacristais de feldspato
GSI	<i>Geological Strength Index</i>
JSP	Jaspe
MSX	Sulfureto maciço
NGI	<i>Norwegian Geotechnical Institute</i>
qRHY	Riólitos com matriz indiferenciada e megacristais de quartzo
Q-system	Sistema Q
Q-value	Valor Q
RMR	<i>Rock Mass Rating</i>
RQD	<i>Rock Quality Designation</i>
RUN/HY	Riólito indiferenciados ou sem megacristais
SHL	Xisto
SHLN	Xisto negro
STWK	<i>Stockwork</i>
VAT	Sedimentos vulcânicos muito finos, tato argiloso, cor esverdeada a violeta
VSD	Sedimentos vulcânicos muito finos, de cor cinza a negro
WKE	Grauvaque

[página propositadamente em branco]

Lista de anexos

Anexo I - Atitude das descontinuidades e respetivo local de levantamento (Jazigo da Estação)	151
Anexo II - Características das sondagens em estudo e classificação Q-System (Jazigo da Estação)	153
Anexo III - Classificação RMR ('Rock Mass Rating') das sondagens em estudo (Jazigo da Estação)	155
Anexo IV - Espessuras, litologias e respetivas densidades intersetadas nas sondagens mineralizadas (Jazigo da Estação)	157
Anexo V - Parâmetros para determinação do Número de Estabilidade (N') (Jazigo da Estação)	159
Anexo VI - Ficha de Levantamento Geológico-Geomecânico das descontinuidades (Jazigo do Moinho)	161
Anexo VII - Ficha de Levantamento Geomecânico – Esclerómetro Portátil (Martelo de Schmidt, Proceq tipo L) (Jazigo do Moinho)	163
Anexo VIII - Parâmetros para determinação do Número de Estabilidade (N') (Jazigo do Moinho)	165
Anexo IX - Atitude das descontinuidades e respetivas estações de levantamento da Bancada F530S045 (Jazigo de Feitais)	167
Anexo X - Atitude das descontinuidades e respetivas estações de levantamento da Bancada F450S043L (Jazigo de Feitais)	170
Anexo XI - Parâmetros para determinação do Número de Estabilidade (N') (Jazigo de Feitais)	172

Capítulo I

Introdução Geral

[página propositadamente em branco]

1. Introdução Geral

1.1. Considerações iniciais

O território português possui, geologicamente, uma elevada diversidade e riqueza que se reflete no seu potencial para produzir inúmeras matérias-primas. A exploração dos recursos geológicos oriundos das minas e pedreiras, e o respetivo tratamento (setor de transformação) assumem uma posição fundamental na economia nacional e na própria sociedade. Este setor impulsiona o desenvolvimento do país, sendo necessário encontrar um equilíbrio entre a segurança, a economia, a sustentabilidade, e a responsabilidade ambiental (e.g., Bernardo, 2010; Ramos, 2022; Pita & Fernandes, 2023).

Por sua vez, para DGEG (2022), os minerais metálicos constituem o recurso mineral mais produzido e exportado em Portugal, nomeadamente Zinco (50%) e Cobre (42%), seguido dos minérios para construção, industriais e, por último, as águas minerais, como representado na figura 1.

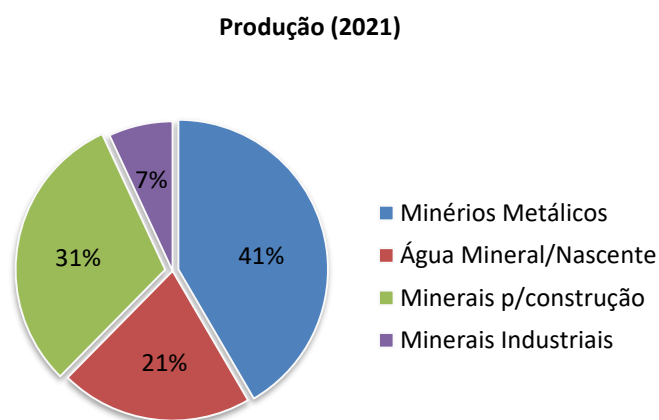


Figura 1 - Produção nacional de recursos minerais, em 2021 (DGEG, 2022).

Segundo a DGEG (2022), ao longo dos anos tem-se notado um contínuo aumento da exportação de recursos e, mais importante, uma diminuição significativa das importações. Como já vem acontecendo, há mais de uma década, o saldo tem sofrido algumas variações, mantendo-se positivo, com uma tendência crescente, cifrando-se o seu valor, em 2021, em 930 milhões de euros. Isto permite obter uma taxa de cobertura das entradas pelas saídas de 519%.

No setor mineiro, o desconhecido e a incerteza são as principais características inerentes e, sendo um setor de elevado risco económico, devem ser aplicadas técnicas que permitam selecionar o melhor método de exploração, proporcionando uma área de trabalho segura, maximizando os lucros e garantindo a sustentabilidade.

As atividades relacionadas à exploração mineira necessitam de ser definidas e coordenadas através de uma estrutura organizacional altamente profissional que permita a troca e integração de informações, análise, avaliação de especialistas que compõem a administração através da sua gestão financeira e organizacional e ainda os seus técnicos por intermédio dos geólogos, engenheiros e outros profissionais (nomeadamente os ligados, ao planeamento, produção, segurança, ambiente, etc.), como exemplificado na figura 2.

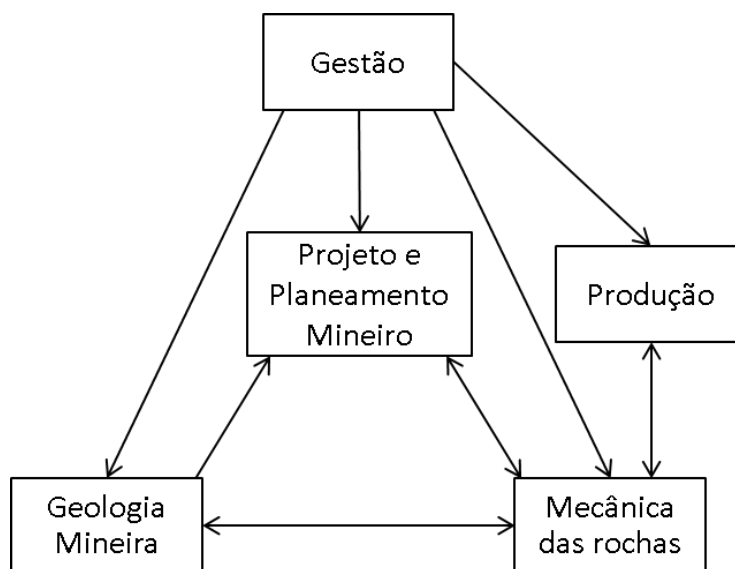


Figura 2 - Interação entre grupos técnicos envolvidos em mineração (adaptado de Brady & Brown, 2004).

O princípio da ideia apresentado na figura 2 tenta demonstrar a interação dinâmica entre as diferentes áreas técnico-económicas com base na função e contribuição de cada grupo, e a responsabilidade do planeamento mineiro de recolher toda a informação fornecida pelos restantes grupos técnicos para desenvolvimento de modelos robustos e desenho de soluções representativas, a definição de prazos e as estimativas de custos para posterior implementação pelas unidades técnicas de produção (Brady & Brown, 2004).

1.2. Âmbito, Objetivos e Organização

Segundo Rodríguez (2022) poder-se-á afirmar que, na última década, os acidentes mais comuns em ambiente mineiro estão associados a instabilidades do terreno, o que torna o seu estudo indispensável por uma questão de segurança e de custos, de modo que qualquer escavação ou reabilitação mineira ou subterrânea necessária afetará toda a produção, podendo impedir a realização de operações.

Antes da abertura de uma exploração mineira, independentemente das suas características, o maciço encontra-se estável. Este é perturbado no momento da escavação, alterando as condições de estabilidade ao interferir com as tensões originais e as suas condições de equilíbrio, levando o maciço a reajustar-se, sendo necessário agir e garantir condições de segurança (Brady & Brown, 2004). A instabilidade estrutural, podendo ser impercetível, na maioria das vezes resulta em desprendimentos, fissuras, queda de blocos e até no colapso total de galerias (e.g., Brady & Brown, 2004; Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011; Rodríguez, 2022).

Dependendo do tipo de desmonte utilizado e das características geológico-geomecânicas do maciço rochoso em estudo, a instabilidade poderá ser suportada pelo próprio se este possuir capacidades autoportantes, ou através da implementação de elementos de suporte. O sustimento permitirá estabilizar o maciço rochoso, minimizar deformações e, bem assim, até evitar a movimentação ou queda de blocos rochosos (Brady & Brown, 2004). A estabilidade de uma galeria está dependente das suas dimensões e das características geológico-geomecânicas do próprio maciço, como o estado de tensão, as propriedades geológico-geotécnicas das discontinuidades e as condições hidrogeológicas e hidráulicas subterrâneas (e.g., Hoek, 2007; Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011; Hudson, 2015).

Em função da necessidade de se obter uma descrição sistemática e pormenorizada das condições dos maciços rochosos de modo a adequar as técnicas de projeto às características únicas de cada maciço rochoso surgiram as classificações geomecânicas (ou classificações de maciços rochosos), com origem na engenharia para o dimensionamento e construção de túneis, de galerias mineiras, cavernas ou escavações subterrâneas (e.g., Bieniawski, 1989; Stewart & Forsyth, 1995; Hoek et al., 2000; Hoek, 2007; Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011). Como forma de aumentar a estabilidade das escavações devem ser utilizados métodos de reforço e sustimento, garantindo uma exploração economicamente viável e segura.

O presente documento foi elaborado no âmbito da unidade curricular “dissertação/estágio/projeto” (formato estágio curricular na empresa ALMINA – minas do Alentejo e protocolado com o Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP), através do Laboratório de

Cartografia e Geologia Aplicada – LABCARGA) integrado no plano curricular do 2º ano do Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente do Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP). Esta investigação tem como objetivo geral o cálculo e análise de estabilidade de bancadas exploradas através do método de desmonte '*Sublevel Stoping Bench&Fill*' utilizado nas minas de Aljustrel (pormenores em Galiza & Toscano, 1993; Gomes et al., 1993), através da aplicação de diferentes métodos de levantamento de dados, identificando os fatores que a influenciam e ainda propor soluções enquadrados na estratégia da empresa Almina – Minas do Alentejo.

A dissertação foi dividida em três partes principais: a primeira foi definida pela recolha bibliográfica sobre o local e do tema em estudo; a segunda consiste na recolha e tratamento de dados e por último é apresentada, com os dados obtidos, a análise da estabilidade e propostas soluções.

Em suma, o objetivo geral da investigação tem como base prever problemas comportamentais e instabilidades no maciço rochoso que possam surgir durante a exploração mineira das bancadas, melhorando ainda a sequência de operações, tornando-as mais seguras e evitando a diluição com material estéril, possíveis acidentes e custos acrescidos. Assim, serão examinadas as condições geomecânicas e a distribuição de tensões no terreno em questão utilizando diferentes e complementares métodos de análise, como por exemplo métodos observacionais e de terreno e métodos numéricos apoiados por programas informáticos.

1.3. Metodologias

A análise de estabilidade a realizar incidirá sobre bancadas dos jazigos do Moinho e Feitais e nas bancadas planeadas do jazigo da Estação. Na figura 3 está apresentado um organograma conceptual com as fases e metodologias aplicadas e retratadas durante o tema de estudo, do presente documento.

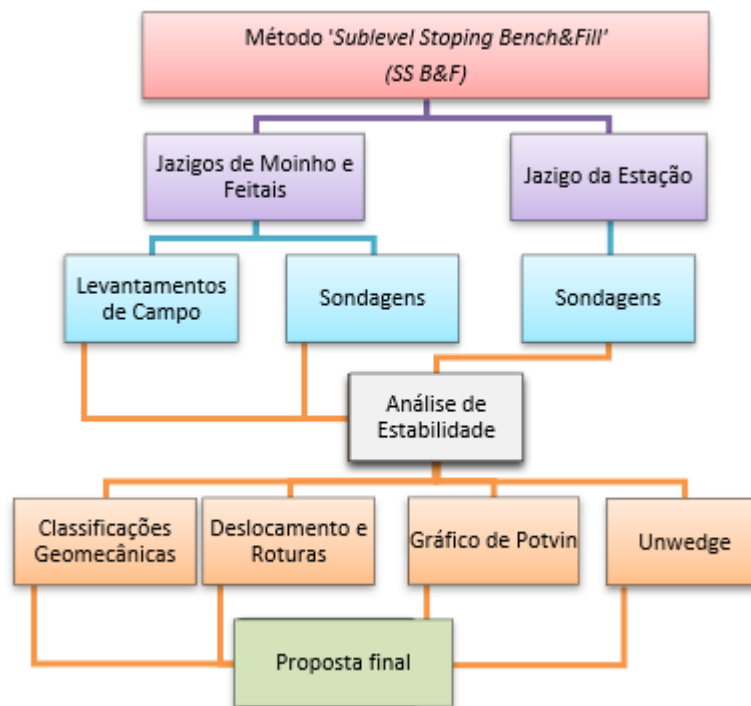


Figura 3 - Esquema conceitual metodológico das principais fases da dissertação no estudo da estabilidade de bancadas nas minas de Aljustrel.

Para recolha de dados in situ no jazigo do Moinho será aplicada a cartografia pela técnica da amostragem linear (*'scanlines sampling technique'*) enquanto no jazigo de Feitais a análise do maciço será realizado através de um levantamento representativo e mais expedito. Relativamente à mina da Estação, a análise da estabilidade será realizada com recurso a dados de sondagens executadas que intersejam ou surgem tangentes às bancadas em estudo, com o apoio do levantamento de dados in situ das galerias mais próximas em que o acesso seja possível. Isto acontece porque no momento da elaboração da dissertação ainda não foram executadas as galerias de acesso ao minério.

O processo para análise de estabilidade poderá realizado de acordo com as seguintes fases:

Fase 1: Recolha exaustiva bibliográfica temática e específica (dissertações, teses, artigos, livros, atas de congressos, etc.);

Fase 2: Cartografia e tratamento dos dados geoestruturais, geotécnicos e geomecânicos recolhidos relativos aos parâmetros geológico-geotécnicos in situ nas minas de Feitais e da Estação através do método de representatividade (*'Spot Mapping'*); e na mina do Moinho através da cartografia pela técnica de amostragem linear (*'Scanline Sampling Technique Mapping'*) recorrendo, sobretudo, às recomendações da ISRM (1978, 1980, 1981, 2007, 2015) e da CFCFF (1996);

Fase 3: Tratamento estatístico de dados obtidos in situ e/ou através de sondagens dos jazigos de Feitais, do Moinho e da Estação, em aplicativos desenvolvidos em MS. Excel ou outras geo-calculadoras (e.g. Pinheiro, 2013; Pinheiro et al., 2014; Chaminé et al., 2016; Ramos, 2022),

Fase 4: Aplicação de classificações geomecânicas e de índices geotécnicos (Q-system, RMR, GSI, RQD) com base nos dados geológico-geotécnicos analisados, ou através da aplicação de correlações geomecânicas (e.g., Deere, 1963; Deere et al. 1967; Bieniawski, 1973, 1989, 1993; Barton et al., 1974, 1980; Hoek, 1994, 2007; Serafim & Pereira, 1983; Deere & Deere, 1988; Hoek et al., 1998, 2000, 2013; Bieniawski & Barton, 2008; Celada & Bieniawski, 2020);

Fase 5: Descrição e análise geoestrutural e geomecânica da rede das discontinuidades e sua geometria, deslocamentos e tipos de roturas com recurso, em parte, ao pacote geo-informático da Rocscience, em particular dos programas RS2 e DIPS;

Fase 6: Dimensionamento de sustimento de bancadas através das classificações geomecânicas e índices geotécnicos, bem como do programa geo-informático 'Unwedge' da Rocscience e do método gráfico adaptado por Yves Potvin¹ (e.g., Potvin, 1988; Potvin et al., 1988; Potvin & Hudyma, 2000; Potvin et al., 2012).

Fase 7: Proposta de estabilidade final.

Os métodos observacionais e de terreno servem para caracterizar e avaliar o comportamento do maciço rochoso fraturado e assim analisar a sua estabilidade estrutural tendo como finalidade a definição do seu sustimento. Deverão ser utilizados, de forma complementar, em conjunto com estudos analíticos (nomeadamente recorrendo a programas de cálculo numérico) de forma a desenvolver soluções de acordo com as características locais e objetivos pretendidos (e.g., Hoek et al., 2000; Hoek, 2007; Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011; Hudson, 2015; Palmström & Stille, 2014).

A análise e modelação numérica é correntemente utilizada no dimensionamento de obras de engenharia, em particular as subterrâneas, para apoiar e complementar os métodos de terreno aplicados nos projetos de engenharia geotécnica ou de engenharia de minas, permitindo, assim, estimar fatores de segurança, prever comportamentos do maciço rochoso (e.g., tensões, deslocamentos, etc.), verificar possíveis roturas, comportamentos geohidráulicos, e garantir a sua estabilidade. Os modelos numéricos surgem de modo a auxiliar a previsão comportamental do terreno, devido à sua elevada heterogeneidade natural e/ou provocada pelas técnicas de escavação e a sua geometria e distribuição espacial irregular, provocando desafios acrescidos em termos de segurança e tecno-económicos.

¹ Pormenores sobre a bibliografia do Professor Yves Potvin (The University of Western Australia, Perth, Australia) em: <https://research-repository.uwa.edu.au/en/persons/yves-potvin>

Capítulo II

Métodos de Desmonte Subterrâneos e

Avaliação Geomecânica de Maciços Rochosos: Breve Síntese

[página propositadamente em branco]

2. Métodos de Desmonte Subterrâneos e Avaliação Geomecânica de Maciços Rochosos: Breve Síntese

2.1. Generalidades

Na exploração subterrânea existem diferentes tipos de métodos de desmonte a aplicar em que, a sua eficiência, depende essencialmente das características geomecânicas do maciço, do jazigo (dimensão, profundidade, teor mineral, forma, inclinação, etc.), questões operacionais (equipamentos disponíveis) e ainda dos custos associados à exploração e impactos ambientais previstos (e.g., López Jimeno et al., 1995; López Jimeno, 2003; Galiza et al., 2011; Saragoça, 2021; Ramos, 2022).

Ao longo dos anos, relativamente à engenharia subterrânea, tem-se vindo a registar uma evolução nas técnicas de caracterização e análise do método de desmonte (López Jimeno, 2003; Brady & Brown, 2004; Hoek, 2007). Com base no comportamento do maciço rochoso à sua exploração, os métodos de desmonte mais utilizados podem ser agrupados em três principais grupos, segundo o tipo de suporte necessário, como apresentado na figura 4.

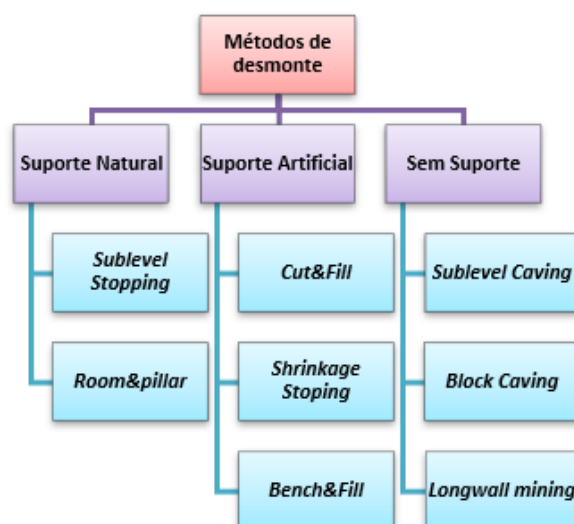


Figura 4 - Métodos de desmonte mais aplicados em exploração mineira de acordo com o tipo de suporte necessário (adaptado de López Jimeno, 2003 e de Brady & Brown, 2004).

Os métodos com suporte natural têm por base o direcionamento das tensões para pilares, no momento da abertura. A principal desvantagem destes métodos é que o minério presente nos pilares não é recuperável (López Jimeno, 2003; Nascimento, 2020). Os de suporte artificial são utilizados para métodos em que é necessário diminuir a quantidade de espaços vazios e garantir a estabilidade de galerias, seja pela questão da geometria ou do comportamento do terreno. Por último, os métodos de desmonte sem suporte correspondem a técnicas em que o minério é obtido através de desabamentos induzidos (López Jimeno, 2003; Brady & Brown, 2004). Deste modo é necessário que a rocha encaixante apresente melhor resistência e/ou menor fraturação que a da massa mineralizada, diminuindo a diluição associada (Mata, 2019).

Independentemente do método utilizado, à medida que se desenvolve a exploração do maciço, pode sofrer alterações ou até ser completamente redefinido como consequência de variações comportamentais do maciço rochoso, questões operacionais ou inovações tecnológicas. Um fator importante que pode também levar a mudanças no método de desmonte é a constante busca, sempre numa base de segurança, pelo aumento dos rendimentos e da diminuição de custos (López Jimeno, 2003; Saragoça, 2021).

Quando comparada com a exploração a céu aberto (desmonte em degraus), a exploração subterrânea possui uma adaptabilidade e flexibilidade dependente da configuração e disposição do jazigo a explorar. Ao longo dos anos, paralelamente ao desenvolvimento dos métodos de desmontes a aplicar, foram incrementados métodos de estabilidade com recurso a enchimento, com pasta, hidráulico ou com material (Murch, 2018). Na tabela 1 é apresentado um resumo das principais características dos principais tipos de desmonte mais utilizados em subterrâneo (figura 4).

Tabela 1 - Características dos principais tipos de desmonte utilizados em desmonte subterrâneo (adaptado de López Jimeno, 2003 e de Brady & Brown, 2004).

Método		Principais características
Suporte natural	<i>Room & Pillar</i>	- O minério é explorado a partir de câmaras ou cavidades que podem servir de fonte de minério, acesso, galerias de transporte ou ventilação - A exploração é apenas realizada nas câmaras geralmente definidos numa malha regular criando uma série de blocos de minério intercalados com pilares que fornecem suporte natural à mina
Suporte artificial	<i>Cut & Fill</i>	- O minério é extraído em camadas horizontais ou verticais, de forma sequencial, seguida do preenchimento dos vazios com material de enchimento proporcionando suporte imediato - É eficiente se o teor mineral for elevado para acomodar alguma diluição que pode ocorrer quando o enchimento é misturado com minério - O método oferece flexibilidade e seletividade na mineração (permite a diminuição do desperdício mineral)
	<i>Shrinkage Stopping</i>	- Envolve o avanço vertical ou subvertical sendo o minério fragmentado utilizado tanto como plataforma de trabalho como suporte temporário - Conforme o minério é removido, o espaço tende a encolher, resultando na formação de uma cavidade subterrânea maior - Uma vez explorada a sua altura total (pode levar meses ou anos), o minério é extraído até que o realce esteja vazio ou até que a diluição devido ao colapso da parede se torne excessiva
Sem suporte	<i>Sublevel Caving</i>	- O minério é extraído por meio do colapso controlado do minério e do teto da mina em câmaras subterrâneas através da remoção do suporte dos níveis superiores e permitindo que o minério seja fragmentado (através de furos verticais) e caia para os níveis inferiores - Adequado para depósitos de minério de grande escala, onde grandes volumes de minério podem ser extraídos de forma eficiente
	<i>Block Caving</i>	- Utilizado em grandes depósitos minerais ($H > 100m$) - A exploração do minério aproveita a natureza e características das fraturas, a distribuição de tensão em torno do limite e a força gravitacional para deslocar blocos instáveis - O processo começa com a criação de uma grande cavidade sub-superficial sob o depósito mineral através da escavação de túneis de acesso e galerias que servem como vias para a extração de minério e para permitir o colapso controlado
	<i>Longwall Mining</i>	- O método deriva da configuração do método que consiste numa parede de extração com centenas de metros de comprimento em que a exploração é realizada numa operação horizontal/sub-horizontal contínua - Envolve o avanço contínuo da parede de extração ao longo do depósito mineral com recurso a equipamentos especializados que removem o material do jazigo ou minério de forma eficiente - Durante a extração, suportes de teto ('<i>shields</i>') são instalados atrás do equipamento para sustentar o teto da mina e prevenir desabamentos

‘Sublevel Stopping Bench & Fill’

Como o estudo será realizado com base nas bancadas exploradas nas minas de Aljustrel, será dirigida para o método utilizado, ou seja, o designado *‘Sublevel Stopping Bench&Fill’*, pormenores em Galiza & Toscano (1993) ou Gomes et al. (1993) (figura 5).

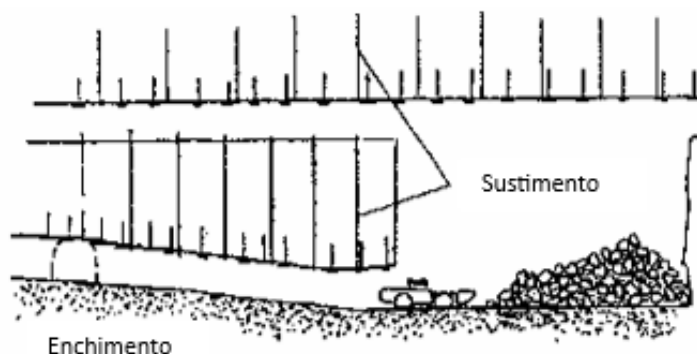


Figura 5 - Representação do método de desmonte *‘sublevel stopping’* e bancada adjacente com enchimento (adaptado de Hoek et al., 1995).

O método *‘bench and fill’* é um método desenvolvido como evolução do método *‘cut and fill’* para terrenos com condições geomecânicas que permitem a sua aplicação. Este tipo de método é o mais eficaz em função das características do jazigo e é utilizado para aumentar a produção, devido ao desmonte de grandes massas mineiras, diminuindo o desenvolvimento em escombro. Durante a extração de cada bancada, é comum instalar sustimento para fornecer suporte adicional e evitar o colapso das áreas exploradas. A exploração é realizada de forma sequencial, seguida do seu preenchimento com material de enchimento, proporcionando suporte imediato.

O método *‘sublevel stopping’* implica o desenvolvimento de dois acessos ao minério, um superior e um inferior, perpendiculares à orientação do jazigo (e às geo-estruturas — falhas, diáclases, fissuras, limites geológicos, etc. — principais presentes). De seguida, é habitualmente realizado o abatimento dos hasteais do acesso superior, inferior ou ambas (dependendo do tipo de bancada e da sua geometria) de modo a possuir a largura final da bancada. Uma vez realizado o abatimento, a exploração é iniciada com a abertura de uma chaminé (*slot*), criando a primeira frente livre, com recurso a explosivos (no caso de bancadas de 20 metros) ou através de métodos mecânicos (*raise boring*) (em bancadas com altura superior a 20 metros).

No caso das minas de Aljustrel as bancadas podem ser exploradas através de desmonte ascendente, descendente, ou ambos, dependente das dimensões da bancada e acessos existentes, como apresentado de seguida (Pirites Alentejanas, S.A., 2007, 2010):

- Jazigo do Moinho: 20 metros de altura - furação ascendente ou descendente;

- Jazigo da Estação: 35 metros de altura - planeado furação ascendente;
- Jazigo de Feitais: 40 metros de altura - furação ascendente e descendente.

Em alternativa, em situações em que uma bancada transversal não se justifica (zona mineralizada com pequenas espessuras), e o posicionamento e a geometria o permitem, são realizados desmontes longitudinais, ou seja, paralelos à orientação do jazigo. Este tipo de desmonte permitem obter um maior aproveitamento, menor custo (sendo que necessita de um número reduzido de acessos), porém uma estabilidade muito inferior devido à orientação desfavorável.

Por vezes é ainda aplicada uma técnica denominada de “realce” que permite explorar o minério apenas com o acesso inferior, aplicada precisamente quando não existe uma galeria no piso imediatamente acima porque o seu desenvolvimento não se justifica (por falta de tempo, falta de teor, etc.). Esta técnica reduz o tempo e custos associados, mas, por outro lado, aumenta a complexidade do enchimento da bancada após o desmonte (figura 6).

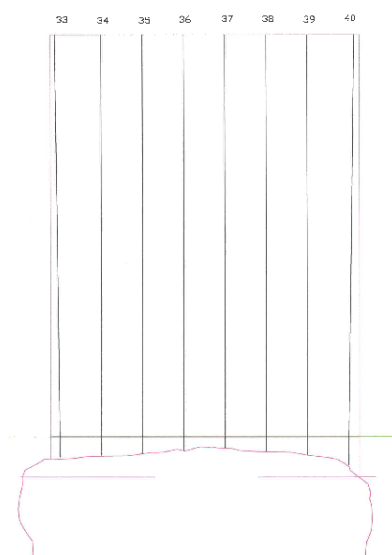


Figura 6 - Diagrama de um ‘realce’ (sem acesso superior) com furação vertical e paralela (documentação interna: gentilmente cedida por Almina – Minas do Alentejo S.A.A).

A sequência de desmonte é recorrentemente dividida em bancadas primárias e secundárias que, de modo a garantir a estabilidade, são exploradas alternadamente e por níveis, de baixo para cima, ou seja, por cada dois níveis de bancadas primárias é explorado um nível de bancadas secundárias, criando uma sequência de desmonte em forma de V. Esta sequência tem como objetivo o redireccionamento das tensões induzidas na rocha para os lados exteriores do jazigo (figura 7).

P	S	P
3	6	4
P	S	P
1	5	2

Figura 7 - Sequência de desmonte em forma de "V" e respetivo tipo de desmonte.

Na bancada primária é realizado o abatimento completo da galeria com a largura da bancada de modo a garantir uma furação vertical e paralela possibilitando a maior recuperação possível e diminuindo sobrecavação (figura 8).

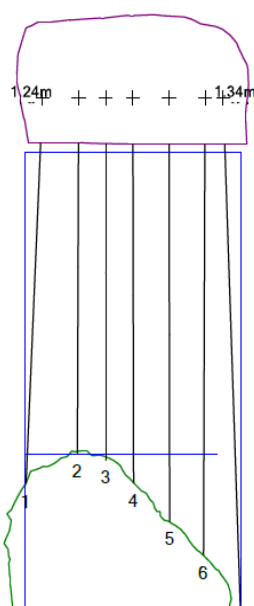


Figura 8 - Diagrama de furação de uma bancada primária com abatimento dos hasteais e furação vertical e paralela (documentação interna: gentilmente cedida por Almina – Minas do Alentejo S.A.).

Já na secundária, o alargamento do acesso é apenas realizado na zona da “slot” que permite que a furação seja pontualmente executada na vertical (figura 9 a). Na restante extensão da bancada a furação é realizada em leque porque apesar de se obter menores recuperações, a segurança é mais elevada e as diluições entre o minério e a pasta de enchimento do primário menos significativas (figura 9 b).

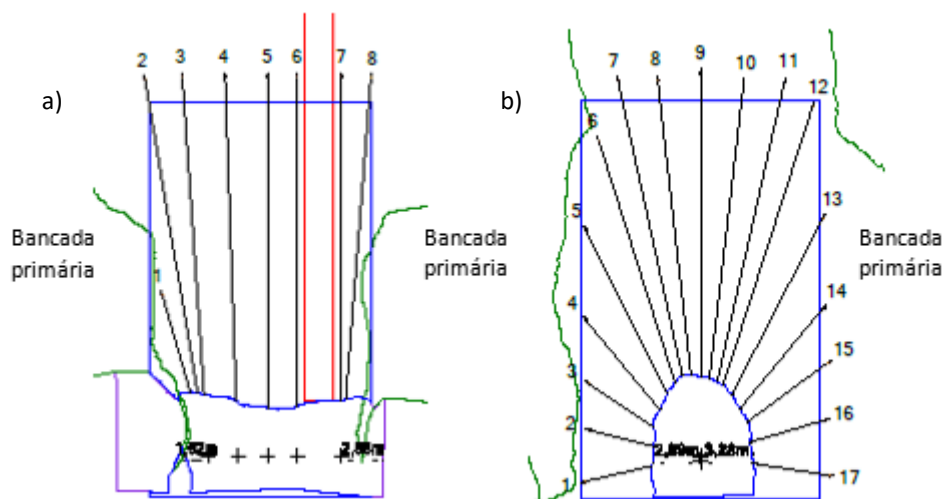


Figura 9 - Diagrama de furação ascendente de uma bancada secundária. a) Abatimento na zona da slot e furação vertical. b) Furação em leque (documentação interna: gentilmente cedida por Almina – Minas do Alentejo S.A.).

Devido ao aumento significativo da produção de minério, a produção de rejeitados e estéreis tem vindo a aumentar. A falta de interesse económico destes materiais e a necessidade de melhorar a estabilidade das cavidades criadas resultou na utilização destes como método de enchimento (Teixeira, 2018).

Nas minas de Aljustrel, após exploração das bancadas e remoção do material pelo piso inferior, procedesse ao seu enchimento que, em função do tipo de desmonte (primário ou secundário), o tipo de material utilizado varia. O enchimento surge como minimizador da instabilidade criada pelos espaços vazios, atuando como um sustimento passivo (realiza uma ação resistente em resposta à deformação da rocha suportada) minimizando a descompressão do terreno e direcionando-a de forma controlada, evitando um enfraquecimento estrutural e consequentes desmoronamentos (mantendo a coesão e o atrito entre descontinuidades, limitando a circulação da água). Desta forma é possível obter a máxima recuperação possível do depósito, através da sua estabilização, possibilitando a recuperação de áreas que, sem o enchimento, não seriam viáveis.

O tipo de enchimento a utilizar e suas respetivas características variam de acordo com a função a desempenhar, com o tipo de material disponível e ainda com as características geomecânicas do maciço. O enchimento contribui também, do ponto de vista operacional, ambiental e planeamento, para dar uso às enormes quantidades de material e resíduos produzidos, minimizando o espaço ocupado e o impacto causado (ambiental, visual) e podem ser consultados na tabela 2.

Tabela 2 - Tipos de enchimento (adaptado de Rodríguez, 2022; e de Ferreira, 2015).

Tipos	Características	Vantagens	Desvantagens
Rocha	Matéria sólida proveniente da exploração	Simples	Não permite exposição lateral
	Composto apenas pelo agregado ou misturado com água e cimento	Económico	Menos produtivo se cimentado
Hidráulico	Composto por rejeitados classificados da lavaria + água (maior percentagem de água que sólidos) Utiliza bombagem de água como meio de transporte	Elevada Eficácia	Necessidade de garantir o escoamento da água usada
Pasta	Variante do enchimento hidráulico em que os materiais exigem um elevado controlo de qualidade e são misturados com cimento e aditivos	Boa resistência	Custos elevados
		Diluição mínima	

Nas minas de Aljustrel é utilizado enchimento com pasta (*'paste fill'*) nos desmontes primários, e escombros (rocha) nos desmontes secundários, como apresentado na figura 10.

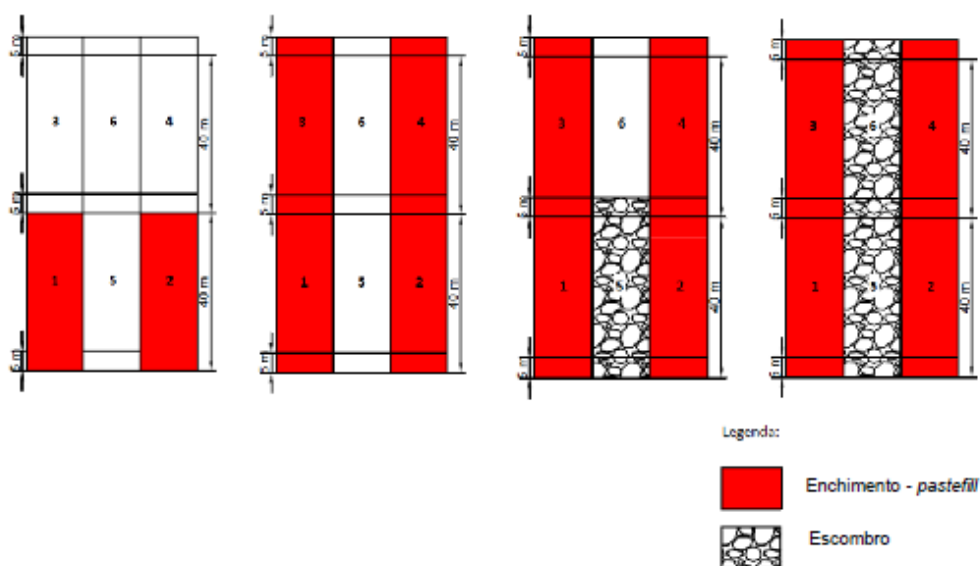


Figura 10 - Sequência e fases de enchimento de bancadas primárias e secundárias aplicadas nas minas de Aljustrel (Mata, 2019).

Como referido, *'paste fill'* consiste numa mistura de rejeitados (estéril) com cimento e aditivos. Quando comparado com outros métodos, o enchimento com pasta possui boas características de resistência, permitindo a exposição lateral com diluição mínima. No enchimento das bancadas secundárias é aproveitada a quantidade de escombros produzida, reduzindo o espaço e impactos associados. O enchimento com rocha é, além do mais económico, o mais simples em termos de execução e controlo de qualidade.

É importante garantir o enchimento total das bancadas sem deixar espaços vazios uma vez que este enchimento, nos desmontes primários, compõe o piso de trabalho dos desmontes superiores e, nos secundários, constitui os limites laterais da escavação. Um incorreto enchimento provocará um aumento da diluição que, por sua vez, diminuirá o teor extraído (consequências financeiras) (Saragoça, 2021).

A sequência de desmonte utilizada (bancadas primárias e secundárias) conjugada com o respetivo método de enchimento constitui uma ótima dinâmica devido à redução da utilização da pasta (elevado custo) e ao aproveitamento do escombros produzidos, garantindo a estabilidade das bancadas durante toda a sua vida útil.

É importante referir que a exploração do jazigo do Moinho é a única em que não se realizam os desmontes transversais tipo, isto é, até ao momento são executados desmontes exclusivamente longitudinais com a formação de pilares entre bancadas, devido à inexistência de uma estação de ‘paste fill’ para enchimento das bancadas que, como referido, permitem atuar como uma ação resistente em resposta à deformação da rocha suportada minimizando a descompressão do terreno. O desmonte longitudinal paralelo às megaestruturas/falhas principais (teto e muro) provoca elevada perda de mineral e maiores instabilidades.

2.2. Caracterização e avaliação geológico-geotécnica

Mapeamento e Análise

Para avaliar o comportamento de um maciço é necessário analisar e estudar as características das faces expostas existentes das descontinuidades ou geo-estruturas dos maciços rochosos (e.g., Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011; Chaminé et al., 2013, 2015; Hudson, 2015; Barton & Quadros, 2015; Chaminé & Fernandes, 2023), de modo a desenvolver mapas que permitem registar e prever geo-estruturas, além de possíveis dificuldades na complexidade geológica, contribuindo, assim, para os estudos de planeamento. Por sua vez, o estudo correto de um maciço suscita diversas questões: Que porção/dimensão do maciço deve ser analisado de forma a obterem-se resultados representativos? Que confiança se pode depositar na média dos valores obtidos para um intervalo de dados limitado? É difícil encontrar respostas concretas para estas questões, mas ainda assim é possível recorrer a métodos estatísticos que proporcionam uma importante orientação. O mapeamento de um dado maciço rochoso ou faces expostas pode ser realizado de 3 tipos (e.g., Priest & Hudson, 1976, 1981; Hudson & Priest, 1983; Priest, 1993, 2004; Chaminé & Gaspar, 1995; Dinis da Gama, 1995; Brady & Brown, 2004; Ferrer & Gonzalez de Vallejo, 2007; Chaminé, 2016):

- *‘Spot Mapping’*: ocorre quando o observador regista/cartografa, a escala conveniente, apenas as descontinuidades que considere importantes e representativas num ponto;

- ‘*Linear Mapping*’: são registadas/cartografadas as discontinuidades que intersetem uma linha de amostragem definida;
- ‘*Areal Mapping*’: todas as discontinuidades presentes numa dada área são registadas/cartografadas, a escala conveniente.

O mapeamento é suportado por um conjunto de equipamentos básicos que auxiliam na determinação e medição das características do maciço e respetivas discontinuidades (figura 11).



Figura 11 - Equipamento de campo básico para a cartografia geoestrutural, geotécnica e geomecânica de maciços rochosos fraturados (adaptado de Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011).

Para análise do comportamento do maciço em estudo, serão aplicados o método de mapeamento por representatividade pontual (*'Spot Mapping'*) e o mapeamento pela técnica de amostragem linear (*'Scanline Sampling Technique Mapping'*).

A técnica de amostragem linear (*'Scanline Sampling Technique'*) (e.g., ISRM, 1981; Hudson & Priest, 1983; Priest, 1993, 2004; Chaminé & Gaspar, 1995; Dinis da Gama, 1995; CFCFF, 1996; Brady & Brown, 2004; Chaminé, 2006; Ferrer & Gonzalez de Vallejo, 2007; Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011; Chaminé et al., 2015; Chaminé, 2016) tem por base a colocação de uma fita métrica graduada na superfície da face de estudo, a uma altura constante relativamente à base, que permite registar discontinuidades que intersetem a fita (figura 12). Este método no caso de estudo é por vezes inexecutável devido à falta e/ou dificuldade de acesso e, por isso, ter-se-á que fazer uma adaptação expedita do mesmo.

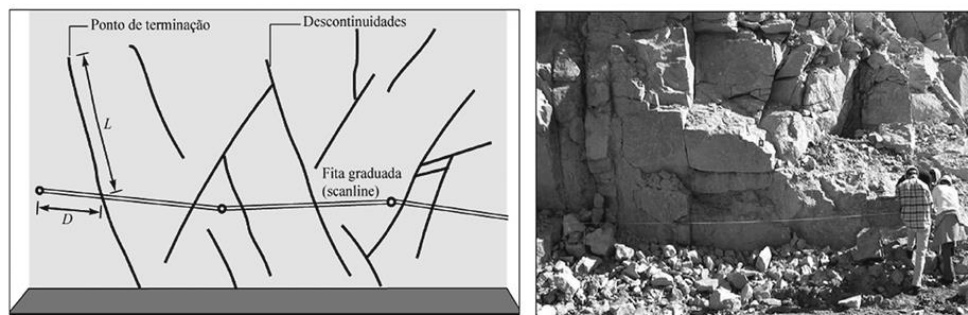


Figura 12 - Exemplo de técnica de amostragem linear (*'Scanline Sampling Technique'*) (adaptado de Brady & Brown, 2004). In: Chaminé (2016).

O primeiro método, apesar de menos pormenorizado que o da amostragem linear, é, no caso de estudo, mais eficiente pelo facto que consiste no registo de toda e qualquer descontinuidade ou característica presente na face que se considere relevante para o estudo. Já no segundo caso, é necessário um acesso à face de estudo para registo de todas as descontinuidades que intersetem a linha definida (fita métrica, por exemplo). Ainda assim, sempre que possível e em obras mais exigentes, deverá de ser aplicado o método das *scanlines* por se tratar de um método fiável, completo e pormenorizado para conhecimento e estudo das características de um dado terreno ou maciço rochoso. A recolha de dados através deste método deverá de ser devidamente registada numa ficha de levantamento.

É importante saber que uma descontinuidade corresponde a qualquer entidade geológica que interrompa a continuidade física de uma dada formação, ou seja, qualquer quebra ou fratura presente no maciço rochoso, podendo ser de origem artificial ou natural (e.g., Priest, 1993; Hoek, 2007; Rocha, 2013; Barton & Quadros, 2015;). Sendo as estruturas menos resistentes, são as descontinuidades que ditam o comportamento e as características do maciço rochoso, como roturas, por exemplo (Rocha, 2013).

O estudo, caracterização e avaliação das descontinuidades é crucial para conhecer e prever o comportamento do maciço rochoso antes, durante e após a escavação. A qualidade e características dos maciços rochosos são fundamentalmente resultado de características como a heterogeneidade litológica, o grau de alteração, o grau de fraturação, o grau de resistência e até percolação da água, que atuam na estabilidade do terreno. Na face exposta do maciço devem ser ainda analisadas as principais características das descontinuidades, segundo ISRM (1981), que condicionam de forma definitiva as propriedades e o comportamento do maciço rochoso fraturado (figura 13).

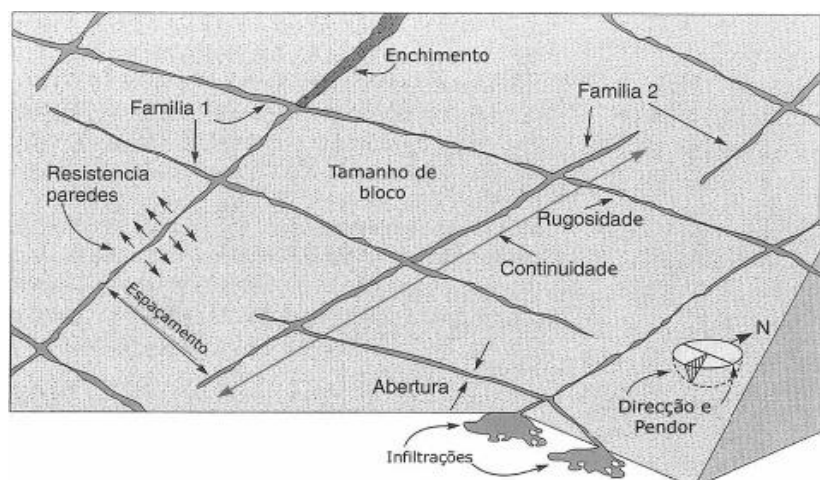


Figura 13 - Representação das características das descontinuidades numa face exposta do maciço rochoso (adaptado de Hudson & Harrison, 2000). In: Chaminé (2016).

Grau de Alteração

O grau de alteração (ISRM, 1978, 1981) define a alteração que o maciço sofreu por agentes físicos e químicos naturais. É um parâmetro habitualmente determinado com base em métodos expeditos de observação, podendo ainda corresponder à facilidade com que o material se parte, com recurso, por exemplo, a um martelo. O grau de alteração apresenta elevada influência nas propriedades geotécnicas dos maciços. A meteorização física provoca alterações nas características das descontinuidades (número, abertura, preenchimento, etc.), enquanto a meteorização química, por outro lado, é acelerada pela infiltração de água em função da rede de descontinuidades (e.g., CFCFF, 1996; Fiori, 2015).

O grau de alteração pode ser dividido em 5 classes, como apresentado na tabela 3.

Tabela 3 - Classificação do maciço com base no grau de alteração (W), (ISRM, 1981).

Símbolo	Designação
W ₁	Rocha sã
W ₂	Rocha ligeiramente alterada
W ₃	Rocha moderadamente alterada
W ₄	Rocha muito alterada
W ₅	Rocha completamente alterada

Grau de Fraturação

O Grau de fraturação (F – ‘fracture intercept’) corresponde ao espaçamento entre planos de descontinuidades medido na direção perpendicular a esses planos, ao longo da face de um talude ou hasteal de um túnel, por exemplo (Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011). É um parâmetro muito importante no estudo do comportamento do maciço, permitindo definir a dimensão dos blocos individuais, influenciando a permeabilidade e a sua percolação, que afetam a estabilidade de forma direta (ISRM, 1981).

A medição do espaçamento entre descontinuidades deve ser efetuada em função das recomendações da ISRM (1978, 1981), como representado na figura 14.

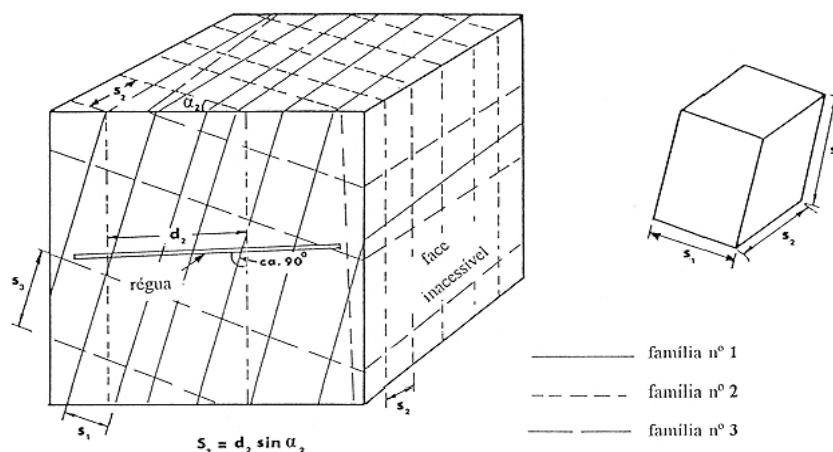


Figura 14 - Medição do espaçamento entre descontinuidades (ISRM, 1978; Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011).

Com base no espaçamento (F) determinado é possível associar o símbolo e respetiva descrição, como apresentado na tabela 4.

Tabela 4 - Classificação quanto ao espaçamento entre descontinuidades (ISRM, 1981).

Espaçamento (cm)	Símbolo	Descrição
>200	F ₁	Muito afastadas
60-200	F ₂	Afastadas
20-60	F ₃	Medianamente afastadas
6-20	F ₄	Próximas
<6	F ₅	Muito próximas

A Atitude ('Orientation', ISRM, 1978, 1981) é definida pela direção e inclinação de uma dada superfície estrutural (descontinuidade), e pode ser obtida *in situ* com recurso a uma bússola com clinómetro. Recorrendo a redes de projeção estereográfica ou com recurso a programas informáticos é possível agrupar as descontinuidades existentes em famílias, bem como avaliar a sua representatividade (ISMR, 1981). Na figura 15 está apresentado os componentes da atitude geológica de descontinuidades.

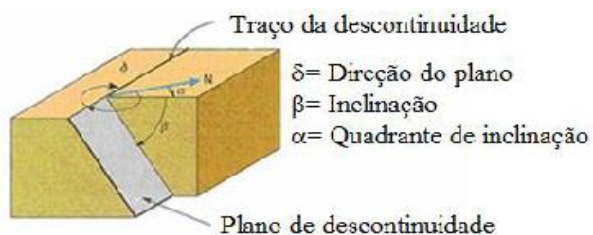


Figura 15 - Avaliação da atitude geológica de uma descontinuidade (adaptado de Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011).

A atitude das discontinuidades pode ser representada graficamente através de uma projeção estereográfica, que permite a representação de dados tridimensionais de discontinuidades a duas dimensões. Numa projeção estereográfica, as discontinuidades são representadas por um círculo máximo definido pela interseção do plano que passa pelo centro da esfera e a esfera de projeção (Rodríguez, 2022). O plano é também definido pelo polo, que corresponde ao ponto de interseção entre a reta perpendicular ao plano que passa pelo centro e a esfera. O procedimento mais comum para tratamento e observação destes dados é o *software* DIPS (Rocscience).

O DIPS ("*Discontinuity Intensity Profiling System*") é uma ferramenta interativa de análise geológica estrutural, desenvolvida pela Rocscience (Canadá), que permite aos utilizadores coligir, analisar e interpretar dados sobre a geometria, a atitude geológica e a distribuição estatística das discontinuidades em maciços rochosos fraturados².

Através da análise dos dados provenientes da atitude geológica das discontinuidades (*dip* e *dip direction*) em diagramas geológico-estruturais (como, por exemplo, o diagrama de rosetas ou o diagrama de contorno estrutural), é possível avaliar a atitude geológica das discontinuidades e determinar as principais famílias de discontinuidades (figura 16).

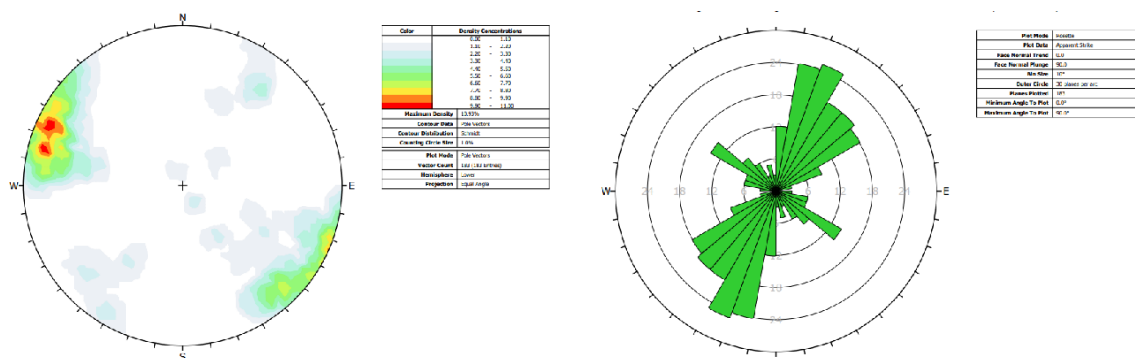


Figura 16 - Exemplo de diagrama de contorno estrutural e de diagrama de rosetas, respetivamente (Retirado de software DIPS da Rocscience).

O *software* DIPS permite ainda, com base na orientação espacial do túnel e das principais famílias de discontinuidades, realizar uma análise cinemática de roturas representada graficamente através da projeção estereográfica.

Os maciços rochosos podem ocorrer deformações como flexão, cisalhamento, tração e compressão e os modos de rotura são definidos pelo grau de fraturação, distribuição e atitude geológica das discontinuidades em relação às faces expostas dos maciços rochosos, como apresentado na tabela

² Pormenores em: <https://www.rocscience.com/>

5 (e.g., ISRM, 1978, 1981; Chaminé & Gaspar, 1995; Dinis da Gama, 1995; Fontinhas, 2012; Chaminé, 2016).

Tabela 5 - Tipos de rotura e respetivas características e representação estereográfica (adaptado de Hoek & Bray, 1981).

Tipo	Características	Gráfico
Rotura Planar	Envolve o deslocamento de massas rochosas ao longo de planos de fraqueza quando a direção do plano de deslizamento é aproximadamente paralela à face. Pode ocorrer devido a forças como a pressão intersticial e acelerações sísmicas	(b)
Rotura por Cunha	Formada pela interseção de três planos de descontinuidades, originando um bloco em cunha. A forma e volume da cunha estão dependentes das orientações, espaçamentos e persistência das descontinuidades	(c)
Rotura por Tombamento	Ocorre quando existe uma família de descontinuidade paralela ou sub-paralela à face, mas com mergulho contrário. Esta rotura está relacionada com forças gravíticas, tectónicas, e forças exercidas por blocos adjacentes.	(d)

Para avaliação do respetivo modo de rotura, é necessário ter em conta o ângulo de atrito das principais famílias de descontinuidades. A verificação da rotura é dada em função da interseção do plano da galeria em estudo, do ângulo de atrito considerado e das atitudes das principais famílias de descontinuidades.

Rugosidade

A rugosidade pode ser definida pelas irregularidades e ondulações na superfície das descontinuidades que condicionam a resistência ao cisalhamento (ISRM, 1978). A influência da rugosidade diminui com o aumento da abertura, da espessura e das características do preenchimento ou deslocamentos prévios (Brady & Brown, 2004). A resistência resultante da rugosidade varia com a direção, sendo necessário conhecer a possível direção de movimento para estudos de estabilidade (Fontinhas, 2012).

Este parâmetro é definido através da comparação entre os perfis padrão da rugosidade e a análise da superfície da descontinuidade permitindo dividir a rugosidade em denteada, ondulada e plana. Dentro de cada classe as descontinuidades surgem ainda rugosas, macias ou lisas, tratando-se de estruturas à escala do centímetro ou milímetro, podendo ser determinada através da passagem do dedo sobre a superfície (pormenores, por exemplo, em ISRM, 1978; CFCFF, 1996; Barton & Bieniawski, 2008; NGI, 2015). Na figura 17 estão apresentadas as 9 combinações de rugosidade possíveis:

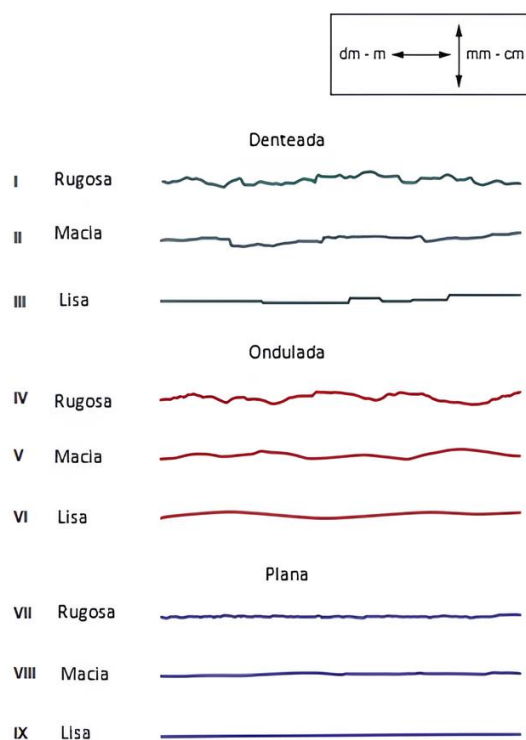


Figura 17 - Representação e descrição dos tipos de rugosidade das descontinuidades (adaptado de ISRM 1978, 1981; NGI, 2015).

Abertura

A abertura corresponde à distância média, medida na perpendicular, entre as paredes de uma descontinuidade, podendo variar em função da profundidade, relacionada com a descompressão do maciço (ISRM, 1978, 1981; Andrade, 2004). A abertura e seu preenchimento, como referido, possui influência na resistência, deformabilidade, permeabilidade e na condutividade hidráulica do maciço (Brady & Brown, 2004). Deste modo é possível classificar e descrever o parâmetro com base no intervalo médio de abertura determinado, como apresentado na tabela 6.

Tabela 6 - Descrição da abertura com base no intervalo obtido (ISRM, 1981).

Abertura (mm)	Descrição	Características
<0,1	Muito apertada	Descontinuidade "fechada"
0,1-0,25	Apertada	
0,25-0,50	Parcialmente aberta	
0,50-2,50	Aberta	Descontinuidade "aberta"
2,50-10	Razoavelmente larga	
10-100	Muito larga	Descontinuidade "muito aberta"
100-1000	Extremamente larga	
>1000	Cavernosa	

A persistência ou continuidade corresponde à extensão ou comprimento de uma descontinuidade, medida num plano. É considerada uma das propriedades mais difíceis de determinar, principalmente quando a descontinuidade se dissipa para o interior do maciço ou a face em estudo não se encontra limpa e exposta, mas que possui elevada influência na estabilidade (ISRM, 1978, 1981; CFCFF, 1996; Fontinhas, 2012).

Com base na extensão determinada é possível classificá-la, como apresentado na tabela 7.

Tabela 7 - Designação da persistência com base no intervalo medido (ISRM, 1981).

Comprimento (m)	Descrição
<1	Muito pouco contínua
1 - 3	Pouco contínua
3 - 10	Medianamente contínua
10 - 20	Contínua
>20	Muito contínua

Preenchimento

Preenchimento é o termo usado para descrever o material presente entre as paredes de uma descontinuidade, de modo que o tipo de material possui elevada influência na resistência ao cisalhamento (ISRM, 1978, 1981). O preenchimento de uma descontinuidade pode ocorrer no momento de formação das descontinuidades ou posteriormente, podendo ser preenchidas por materiais como calcite, clorite, silte, argila, quartzo, por exemplo (Brady & Brown, 2004). Na maioria dos casos, descontinuidades preenchidas apresentam menor resistência que as que se encontram fechadas, exceto se os materiais forem mais resistentes como quartzo, pirite e calcite. A ISRM (2015) sugere que qualquer medição deve ser realizada com uma régua graduada e ainda descrever o tipo de material, analisar os aspetos relacionados à geometria (espessuras médias e suas variações), o tipo de material de preenchimento (incluindo mineralogia, tamanho das partículas, grau de alteração) e respetivas resistências ao corte (como deformabilidade e permeabilidade).

Percolação da água

A água é um dos principais fatores de instabilidade de maciços. A percolação corresponde à presença e circulação de água ao longo das paredes de descontinuidades, determinada através da própria observação. Quando a presença de água é constatada, deve-se determinar o seu caudal e/ou estimar a possível causa do seu aparecimento e respetivas consequências, tratando-se de um dos principais fatores de instabilidade dos maciços (ISRM, 1978, 1981; Fontinhas, 2012). Quanto à quantidade de água presente, a percolação pode ser definida como Seca, Húmida, Gotejante ou com Fluxo (ISRM, 1981).

A presença de água pode provocar (ISRM, 1978, 1981; CFCFF, 1996):

- Redução da estabilidade resultante da pressão exercida pela água e devido à diminuição da resistência ao deslizamento nas zonas de potenciais roturas;
- Aceleração da decomposição da rocha provocando um aumento da abertura da descontinuidade;
- Erosão e limpeza do preenchimento existente.

Para melhoria das condições de estabilidade procede-se à realização de furos de drenagem para alívio das pressões provocadas no maciço. Assim sendo, é necessário, em túneis e minas, bombear a água no seu interior.

Resistência

Em obras de engenharia, a realização de ensaios (em rocha ou solos) é crucial pois permitem complementar a informação, melhorar o estudo de um terreno e até determinar parâmetros que não seriam possíveis de modo tão prático e rigoroso (e.g., Hoek, 2007; Norbury, 2020; Chaminé et al., 2021; Fernandes & Chaminé, 2023).

Para análise de um maciço é extremamente importante determinar a sua resistência à compressão pois retrata a capacidade desse maciço suportar cargas aplicadas que tendem a reduzir o seu volume, sem sofrer deformações ou rotura. Este parâmetro é aplicado em classificações geomecânicas e índices geotécnicos para avaliação do terreno e, ainda, na análise de estabilidade (e.g., Brady & Brown, 2004; Hoek, 2007; Barton & Bieniawski, 2008; Chaminé, 2016; Chaminé & Fernandes, 2023).

A resistência à compressão simples pode ser correlacionada com a sua dureza, associada à chamada dureza de Schmidt (R). O ensaio com esclerómetro portátil (vulgo, ensaio com martelo de Schmidt) nas superfícies das descontinuidades e/ou na matriz rochosa permitirá determinar o valor de ressalto de uma massa de aço quando encostada à superfície da rocha, variando o resultado conforme a dureza e resistência apresentada (ISRM, 2015). O equipamento surgiu em 1948 e foi desenvolvido pelo Engenheiro suíço Ernst Schmidt, como ensaio não destrutivo para determinação da dureza do betão tendo sido utilizado mais tarde para estudo das rochas (Cargill & Shakoar, 1990). Devido à sua simplicidade, rapidez e fácil transporte, tornou-se num método muito utilizado ao longo dos anos. O equipamento foi também desenvolvido com diferentes níveis de energia de impacto com base nas propriedades do maciço rochoso.

O esclerómetro deve ser utilizado na perpendicular à superfície limpa, sem obstruções que possam influenciar os resultados. Segundo as recomendações da ISRM (1981), devem ser realizadas 10 medições em cada superfície, sem nunca repetir o local de medição, e tomar como valor

representativo a média dos 5 valores mais elevados (pormenores em Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011). O valor obtido fica registado no equipamento, com uma escala adimensional entre 10 e 100. Com base na média (ou, se possível, a mediana) dos valores obtidos, na densidade da rocha e na orientação do equipamento em relação à superfície, poder-se-á determinar o valor de resistência à compressão uniaxial através do ábaco de Miller, como apresentado na figura 18.

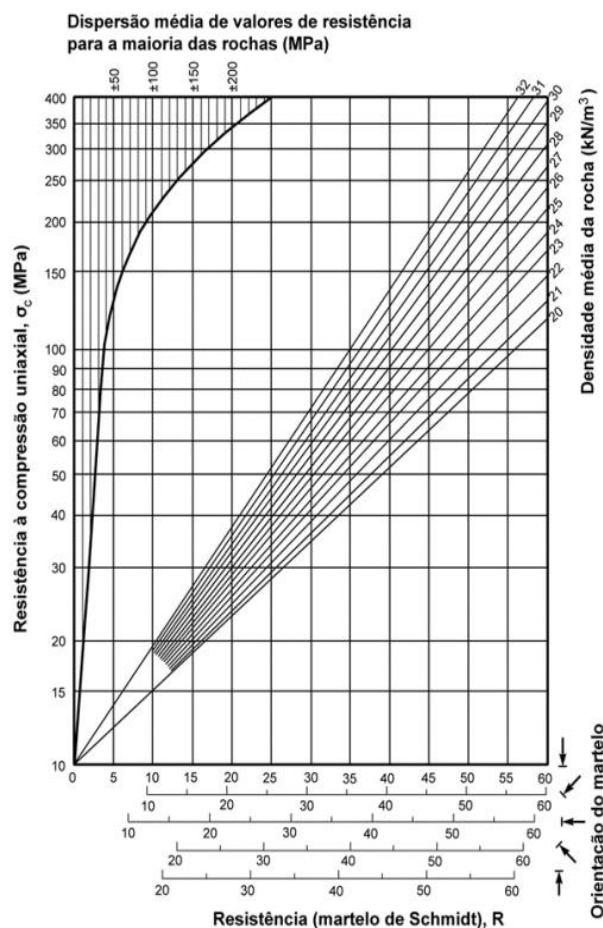


Figura 18 - Ábaco de Miller para determinação da resistência à compressão uniaxial, a partir da resistência do martelo de Schmidt (adaptado de Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011).

Com base no valor de resistência à compressão uniaxial simples determinado é possível atribuir uma classe de resistência, segundo a ISRM (1981), como apresentado na tabela 8.

Tabela 8 - Classificação do maciço rochoso com base na resistência à compressão uniaxial (ISRM, 1981).

Resistência (S) à Compressão Uniaxial Simples (MPa)	Símbolo (S)	Designação
>200	S1	Muito elevada
60-200	S2	Elevada
20-60	S3	Média
6-20	S4	Baixa
<6	S5	Muito baixa

2.3. Caracterização Geomecânica do Maciço Rochoso

Um maciço rochoso é definido pela rocha propriamente dita e pelas respectivas descontinuidades (geo-estruturas heterogêneas) que apresentam um comportamento geomecânico complexo que, de uma forma simplificada, pode ser estudado e caracterizado em função da sua aptidão para distintas aplicações (e.g., Brady & Brown, 2004; Hoek, 2007; Barton & Quadros, 2015; Palmström, 1995, 2005; Palmström & Stille, 2014). Desta forma surgiram as Classificações Geomecânicas ou Classificações dos Maciços Rochosos (e.g., Bieniawski, 1989, 1993; Celada & Bieniawski, 2020). Segundo Stewart & Forsyth (1995), quase todos os métodos de classificação utilizam ou fazem referência ao método proposto por Terzaghi, que criou, em 1946, o que se entende como o primeiro método racional de classificação de maciços rochosos (pormenores em Terzaghi, 1946).

Segundo Priest (1993), é possível afirmar que o objetivo de um sistema de classificação é, quando combinado com estudos analíticos e observacionais, caracterizar, processar, analisar e avaliar informação sobre o material rocha e respectivas descontinuidades que ajudem na tomada de decisão, por exemplo, quanto aos métodos de escavação mais adequados para a execução de uma dada obra, avaliar a estabilidade e dimensionar o sustimento necessário.

As classificações mais aplicadas em escavações subterrâneas são a '*Rock Mass Rating*' (RMR) de Bieniawski (1973, 1989) e a '*Rock Tunnelling Quality Index*' (Q-System) de Barton et al. (1974, 1980), que estão caracterizadas por avaliar o RQD e as características das descontinuidades como a fraturação, o grau de alteração, a rugosidade e ainda as condições hidrogeológicas. A principal diferença entre as classificações é o facto do RMR considerar a resistência à compressão da rocha enquanto o Q-system estudar o seu estado de tensão. É muito importante, na aplicação de classificações geomecânicas e índices geotécnicos, que não se manipule os parâmetros ou adultere pesos uma vez que os autores as criaram de acordo com os fatores mais importantes no estudo de túneis e minas, com base em inúmeras investigações (e.g., Bieniawski, 1989; Barton & Bieniawski, 2008; Hudson, 2015; Chaminé, 2016).

2.3.1. RQD (*Rock Quality Designation*)

Relacionado com os estados de alteração e fracturação, Deere et al. (1967) desenvolveram o primeiro índice quantitativo, o "*Rock Quality Designation*" (RQD), indicativo da qualidade de maciços rochosos, definido a partir dos testemunhos de sondagens realizadas com recuperação contínua de amostra. Este índice é definido como a percentagem determinada pelo quociente entre o somatório dos troços de amostra com comprimento superior a 10 cm e o comprimento total furado em cada manobra, como no exemplo representado na figura 19.

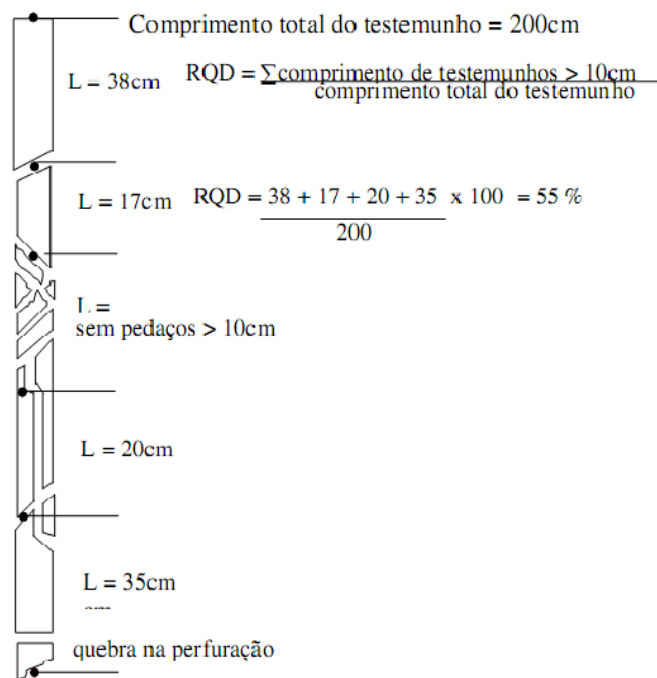


Figura 19 - Exemplo de cálculo do RQD (adaptado de Deere, 1963; Deere et al., 1967).

O valor de RQD é um parâmetro muito dependente da direção de amostragem. Na determinação do seu valor *in situ* deve-se ter em conta que qualquer tipo de furação ou operação pode desenvolver novas fraturas resultantes da descompressão, pelo que é necessário distinguir as fraturas naturais das desenvolvidas resultantes do processo de furação ou desmonte com explosivos. Na determinação dos valores de RQD, os casos referidos devem ser ignorados (pormenores em Deere & Deere, 1988).

Na tabela 9 está representada a classificação dos maciços rochosos com base nos valores de RQD, propostas por Deere (1963).

Tabela 9 - Classificação do maciço rochoso com base no valor de RQD (adaptado de Deere et al., 1967; Deere & Deere, 1988).

RQD (%)	Descrição
0-25	Muito fraco
25-50	Fraco
50-75	Médio
75-90	Bom
90-100	Muito bom

Quando não é possível determinar o valor de RQD através de logs de sondagem, é possível estimá-lo quando as discontinuidades são visualmente identificáveis, através da relação: $RQD (\%) = 110 - 2,5 \cdot J_v$, proposta por Palmström (2005), em que J_v corresponde ao índice volumétrico, podendo ser

definido como o somatório do número total de descontinuidades que intersejam uma unidade de volume (1m^3) do maciço rochoso.

É ainda possível determinar o valor do limiar do designado RQD teórico (RQD_t) através do espaçamento (F) médio, sendo conhecido como o ábaco de Priest (1993) (figura 20).

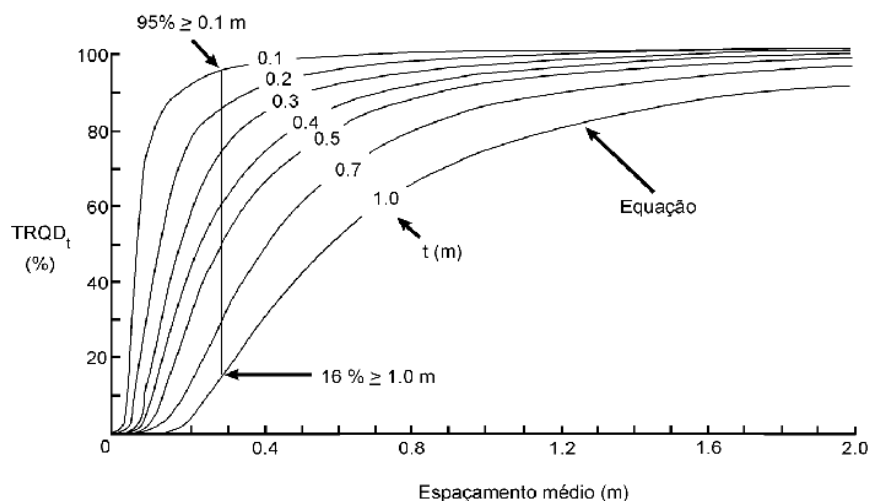


Figura 20 - Ábaco para determinação do TRQD_t com base no espaçamento médio (adaptado de Priest & Hudson, 1976; Priest, 1993).

2.3.2. RMR (*Rock Mass Rating*)

A classificação *Rock Mass Rating* (RMR), apresentada por Bieniawski (1973, 1976, 1989, 1993) foi desenvolvida para maciços rochosos subterrâneos, baseando-se na atribuição de pesos a parâmetros previamente selecionados. O sistema sofreu modificações ao longo do tempo com o aumento dos casos de estudo, adequando-se às normas e procedimentos internacionais (Serafim & Pereira, 1983; Celada & Bieniawski, 2020). A classificação RMR não deve ser utilizada em rochas muito meteorizadas (W_{4-5}) porque o sistema, nestes casos, apresenta inconsistências.

Os parâmetros a analisar referem-se, genericamente, a características físicas, geométricas e mecânicas do maciço e do material-rocha, ou seja (Bieniawski, 1973, 1989, 1993):

- P1** - Resistência do material-rocha à compressão uniaxial;
- P2** - Grau de fracturação em termos de RQD;
- P3** - Espaçamento das descontinuidades;
- P4** - Condições das descontinuidades (rugosidade, continuidade, abertura, preenchimento);
- P5** - Condições hidrogeológicas (infiltrações de água);
- P6** - Orientação das descontinuidades em relação à escavação (ajuste dos pesos).

O valor de RMR pode ser determinado conforme apresentado na figura 21.

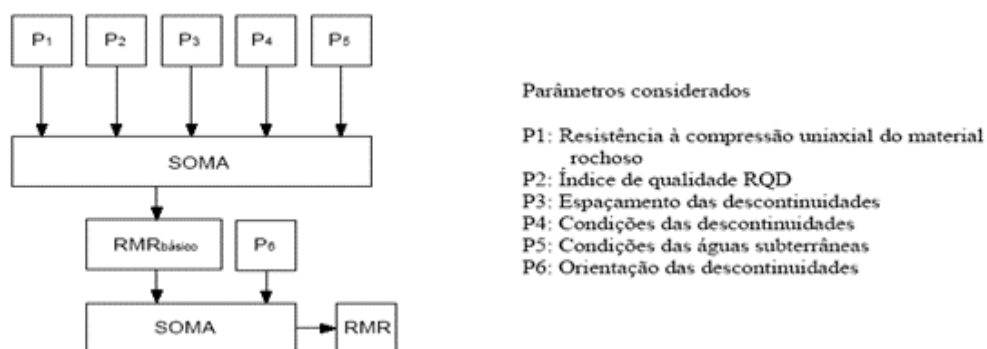


Figura 21 - Representação gráfica da obtenção do valor de RMR (adaptado de Miranda et al., 2006).

De acordo com o resultado de RMR pode-se atribuir uma das cinco classes propostas por Bieniawski (1989) ao terreno, estimar a coesão e o ângulo de atrito, como apresentado na tabela 10.

Tabela 10 - Parâmetros de acordo com o valor de RMR (adaptado de Bieniawski, 1989).

RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	<21
Classe	I	II	III	IV	V
Qualidade	Muito boa	Boa	Razoável	Má	Muito má
Coesão (kPa)	>400	400-300	300-200	200-100	<100
Ângulo de atrito (°)	>45	45-35	35-25	25-15	>15

Como referido anteriormente, o maciço rochoso, após escavação, reajusta-se sofrendo deformações e fissuras, sendo assim necessário sustimento. Em muito casos é permitido ao maciço que se desloque o suficiente de modo que a carga que suportará não ultrapasse a sua capacidade de resistência. Com base na classe da rocha obtida é ainda proposto um avanço da escavação e sustimento necessário, apresentado na figura 22.

Classes	Escavação	Suporte		
		Pregagens (20 mm diâmetro envolvidas em betão)	Betão projetado	Cimbres
RMR 81-100				
Classe I	Seção total, 3 m de avanço.	Geralmente não requer suporte, com exceção de pregagens ocasionais.		
Muito bom				
RMR 61-80				
Classe II	Seção total, 1.0 a 1.5 m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente.	Pregagens de 3 m de comprimento, espaçadas 2.5 m, ocasionalmente com malha de aço em certas zonas do teto.	50 mm no teto quando necessário.	Nenhum.
Bom				
RMR 41-60				
Classe III	Seção parcial (frente e baixo), avanço 1.5-3 m. Início do suporte após cada desmonte. Suporte completo a 10m.	Pregagens sistemáticas com 4 m de comprimento, espaçadas de 2 m nos hasteais e teto, com malha de aço no teto.	50-100 mm no teto; 30 mm nos hasteais.	Nenhum.
Razoável				
RMR 21-40				
Classe IV	Seção parcial (frente e baixo), avanço 1.0-1.5 m. Instalação do suporte concomitantemente com a escavação.	Pregagens sistemáticas com 4-5 m de comprimento, espaçadas de 1.0-1.5 m com malha de aço no teto e hasteais.	100-150 mm no teto; 100 mm nos hasteais.	Cimbres leves a médios espaçados de 1.5 m.
Fraco				
RMR < 20				
Classe V	Seções múltiplas, avanço de 0.5-1.5 m. Instalação do suporte com a escavação. Betão projetado logo após o desmonte.	Pregagens sistemáticas com 5-6 m de comprimento, espaçadas de 1.0-1.5 m com malha de aço no teto e hasteais. Pregagem na soleira.	150-200 mm no teto; 150 mm nos hasteais; 50 mm na soleira.	Cimbres médios e pesados espaçados de 0.75 m. Fecho da soleira.
Muito fraco				

Figura 22 - Escavação e suporte de acordo com a classe da classificação RMR (adaptado de Bieniawski, 1989).

2.3.3. Q-System

Em 1974, no “Norwegian Geotechnical Institute” (NGI), Barton et al. (1974) propuseram a classificação *Rock Tunneling Quality Index* (Q-Value), baseada em 200 casos de estudo (elevada fiabilidade quando comparado com outros métodos) que permite determinar as características geomecânicas do maciço rochoso e ainda propor uma solução de sustimento mais detalhada. O valor de Q varia numa escala logarítmica desde 0,001 (maciços de qualidade muito fraca) até a 1,000 (maciços de qualidade excelente) e é determinado com base na relação entre um conjunto de parâmetros (figura 23), como apresentado na expressão seguinte (pormenores em Barton et al., 1974, 1980; NGI, 2015):

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (1)$$

Em que:

RQD – Índice de qualidade da rocha (Deere et al., 1967);

J_n – Número de família de descontinuidades;

J_r – Rugosidade das descontinuidades;

J_a – Grau de alteração das descontinuidades;

J_w – Relacionado com a presença de água;

SRF – Estado de tensão do maciço rochoso.

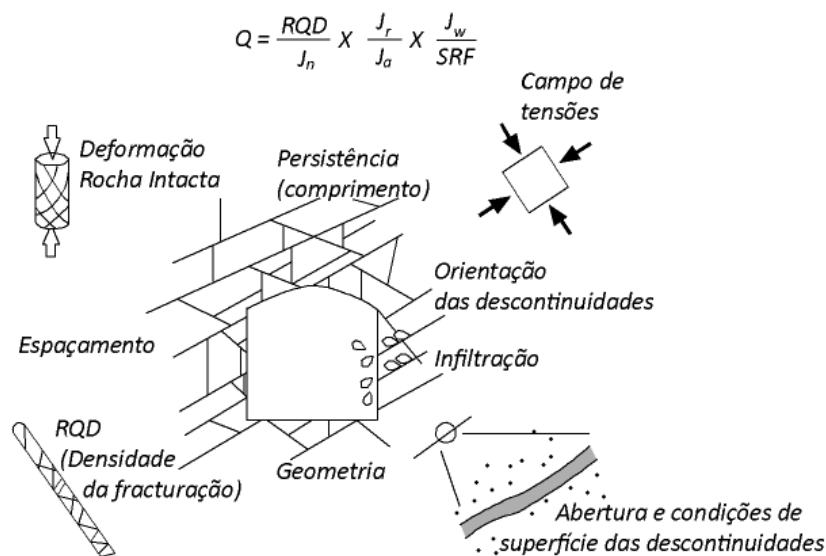


Figura 23 - Parâmetros considerados na determinação do valor de Q-System (adaptado de Barton et al., 1980). In: Pinheiro (2013).

Através de um sistema multi-paramétrico é possível atribuir cada característica do maciço a um peso, para determinação do valor de Q (Q-value); pormenores em Barton et al. (1974, 1980) e NGI (2015). O Q-system é calculado através de parâmetros e características do maciço rochoso exposto. Deve-se ter em atenção que o valor obtido poderá ser influenciado por perturbações, como por exemplo, desmonte com explosivos.

De modo a relacionar o índice Q-system com o comportamento da escavação e o suporte requerido, Barton et al. (1974) definiram um parâmetro adicional que designaram por dimensão equivalente da escavação (De). Esta dimensão é obtida através da equação 2 que divide o vão livre (L) ou a altura dos hasteais da escavação por um valor designado “Excavation Support Ratio” (ESR), que representa um índice de segurança, como apresentado de seguida:

$$De = \frac{\text{Vão livre, altura (m)}}{\text{ESR}} \quad (2)$$

O valor de ESR depende da finalidade da escavação e do grau de segurança necessário, como apresentado na tabela 11.

Tabela 11 - Valor de ESR de acordo com a finalidade da escavação (adaptado de Barton et al., 1974; Hoek, 2007).

Tipo de Escavação	ESR
Cavidades mineiras temporárias	2,0 – 5,0
Cavidades mineiras definitivas, túneis de aproveitamento hidráulico, túneis piloto, túneis de desvio, escavações superiores de grande cavidade	1,6 - 2,0
Cavernas de armazenamento, estações de tratamento de águas, pequenos túneis rodoferroviários, tuneis de acessos	1,2 – 1,3
Centrais elétricas, túneis rodoferroviários de grande dimensão, abrigos de defesa, bocas de entrada, interseções	0,9 – 1,1
Centrais nucleares subterrâneas, estações de caminhos-de-ferro, equipamentos de desporto ou públicos, fábricas, túneis para oleodutos de grandes dimensões	0,5 – 1,8

Com base nos valores de Q-System e dimensão equivalente (De) da escavação, é possível estimar e analisar o suporte e revestimento necessário, através do ábaco da figura 24.

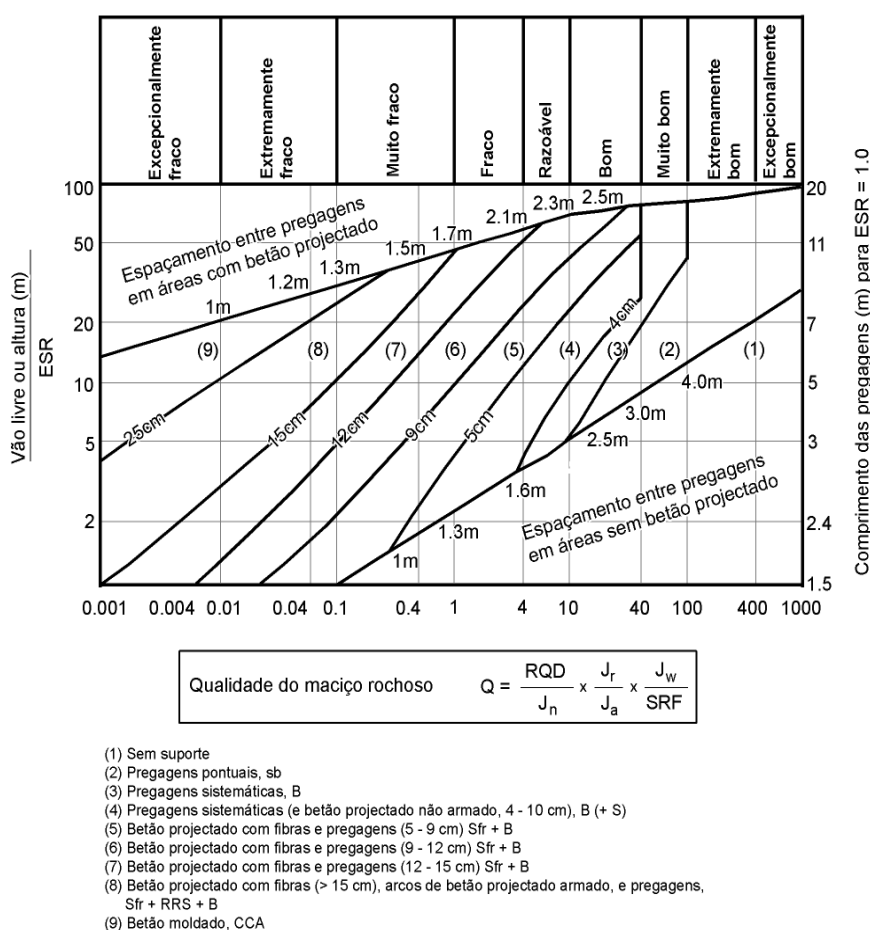


Figura 24 - Determinação do sustimento necessário através da relação entre o valor de Q-System e dimensão equivalente (De) (adaptado de Barton & Bieniawski, 2008).

2.3.4. Módulo de Deformabilidade (E_m)

É ainda possível correlacionar os valores das classificações aplicadas anteriormente e o módulo de deformabilidade (E_m) do maciço rochoso. Este é um parâmetro importante no projeto e execução de obras subterrâneas, para estudo das deformações e deslocamentos resultantes (Hoek, 2007). Bieniawski (1978, 1989) propôs a sua determinação através da seguinte expressão:

$$E_m \text{ (GPa)} = 2 \times \text{RMR} - 100 \quad (3)$$

A equação 3, na prática, só deve ser aplicada quando o maciço apresenta valores de RMR superiores a 50 e $\sigma > 100$ MPa.

Serafim & Pereira (1983) propuseram, para maciços com valores de RMR inferiores (na ordem dos 40 ou inferior), a equação 4.

$$E_m \text{ (GPa)} = 10^{\frac{\text{RMR}-10}{40}} \quad (4)$$

O módulo de deformabilidade pode ainda ser relacionado com o valor de Q , como apresentado de seguida, através da equação 5:

$$E_m \text{ (GPa)} = 10 \times Q^{1/3} \quad (5)$$

2.3.5. Correlação RMR/Q System

As classificações geomecânicas RMR e Q -system foram desenvolvidas com o propósito comum de avaliar maciços rochosos com base numa caracterização geotécnica qualitativa e semi-quantitativa e ensaios geomecânicos quantitativos (e.g., Bieniawski, 1989; Barton et al., 1980; Barton, 2006; ISRM, 2007, 2015). A semelhança entre as duas classificações deve-se ao uso de parâmetros similares no cálculo da qualidade do maciço rochoso. É essencial que sejam usadas pelo menos duas classificações durante a execução da obra para complementar o estudo, através de monitorização e registo, de modo a quantificar e adaptar às novas condições e respetivo método de suporte necessário (Barton & Bieniawski, 2008; Hoek, 2007).

Ao longo dos anos, diferentes investigadores têm tentado criar equações que possibilitem a correlação entre o RMR e o índice Q -system de modo que a avaliação possa integrar os parâmetros de ambas as classificações, diminuindo a incerteza associada. Neste estudo serão consideradas as correlações formuladas por Bieniawski (1989) e Barton (2000) por serem mais recentes e porque os autores são os próprios dos índices correlacionados (equações 6 e 7).

$$\text{RMR} = 9 \times \ln(Q) + 44 \text{ (Bieniawski, 1989, 1993)} \quad (6)$$

$$\text{RMR} = 15 \times \log(Q) + 50 \text{ (Barton, 2000, 2006)} \quad (7)$$

A proximidade de resultados entre correlações é verificada em situações em que o maciço apresenta qualidade superior possivelmente relacionada com o facto de que os valores de RMR e Q-system em maciços de baixa qualidade apresentarem um elevado grau de incerteza associado (Choy & Park, 2002).

2.3.6. GSI (*Geological Strenght Index*)

Devido à complexidade dos maciços rochosos em função da matriz mineralógica do material rocha e das superfícies de descontinuidades que o compartimentam, foi realizada uma proposta de quantificação da sua resistência (e.g., Hoek & Brown, 1980; Hoek, 1994, 2007; Hoek et al., 2002, 2013; Santa et al., 2019). Baseado em dados experimentais e através dos princípios da mecânica das rochas, Hoek & Brown (1980) estabeleceram, para rochas intactas, a partir da teoria original de Griffith, o designado critério de resistência de Hoek & Brown, traduzido pela seguinte expressão (Hoek, 2007):

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_c \times \left(m_i \times \frac{\sigma'_3}{\sigma_c} + 1 \right)^{\frac{1}{2}} \quad (8)$$

Em que:

σ'_1 e σ'_3 – tensões efetivas principais máxima e mínima à rotura, respetivamente;

σ_c – resistência à compressão simples;

m_i – constante da rocha intacta.

Hoek et al. (1998, 2000), apresentaram um índice geotécnico denominado por GSI (*Geological Strength Index*) que varia entre 0 e 100 e que se baseia no conceito que a resistência de um maciço rochoso depende não só das propriedades da rocha intacta, mas também na liberdade que os blocos possuem para se movimentarem sob diferentes condições de tensão (Pinheiro, 2013).

Mais recentemente, Hoek et al. (2013) propuseram a mais recente versão do índice que permite a avaliação do maciço rochoso de forma mais rigorosa e objetiva. Deste modo foi proposta a equação 9, permitindo obter-se um único valor de GSI:

$$GSI = 1,5 \times JCond_{89} + \frac{RQD}{2} \quad (9)$$

Em que:

JCond₈₉ – Parâmetro P4 da classificação RMR (Bieniawski, 1973, 1989, 1993; Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020);

RQD - Índice de qualidade da rocha (Deere et al., 1967; Priest, 1993).

Por outro lado, poder-se-á determinar o índice GSI com base nas características de compartimentação e do estado das descontinuidades, como apresentado no ábaco da figura 25.

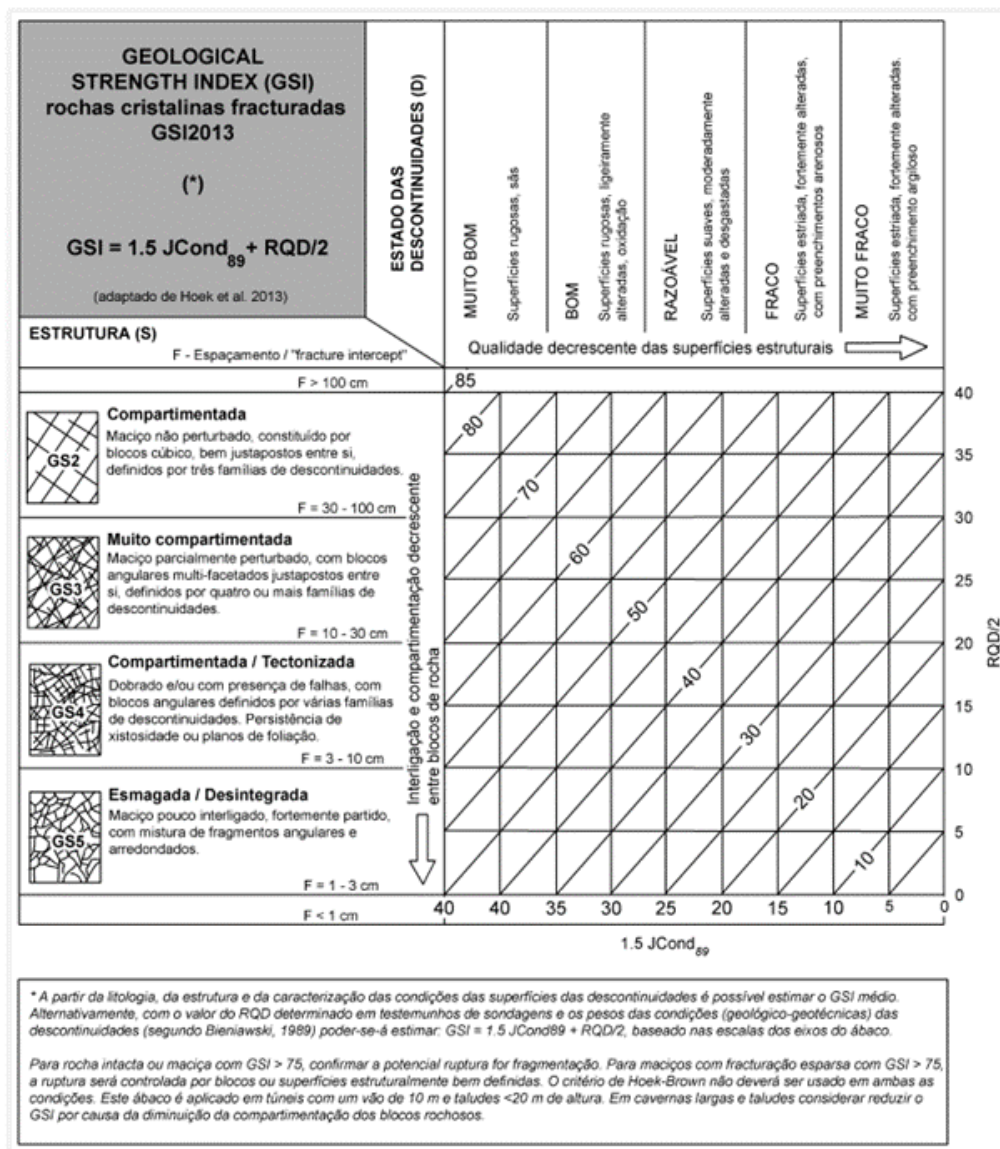


Figura 25 - Ábaco e equação para determinação do valor de GSI (adaptado de Hoek et al., 2013 e de Santa et al., 2019).

2.4. Estabilidade e Sustimento

Uma consequência direta da exploração mineira é a criação de vazios no terreno que, de forma pontual ou global, podem causar instabilidades. O comportamento do terreno em resposta à abertura de uma cavidade depende da sua geometria, do tempo de permanência da abertura e das características geológicas e geomecânicas do maciço (e.g., López Jimeno, 2003; Brady & Brown, 2004; Hudson & Harrison, 2000; Gonzalez & Ferrer, 2011).

Numa mina é fundamental analisar as condições de segurança, tais como o estado das estruturas de suporte e a identificação de potenciais falhas ou descontinuidades que poderão ser a causa de instabilidades, que permitirá, por exemplo, antecipar situações de risco e definir planos de reabilitação. No caso de estudos mineiros é importante considerar que, à medida que a exploração avança, o número de galerias aumenta e, proporcionalmente, o número de vazios criados, provocando reajustes contínuos no estado de tensão. Isto indica que, áreas estáveis sem problemas significativos poderão começar a apresentar elementos de instabilidade com o decorrer do tempo, resultantes da degradação do sustimento, vibrações resultantes de desmontes próximos ou apenas reajustes naturais do maciço (e.g., López Jimeno, 2003; Brady & Brown, 2004; Hoek, 2007) .

De um modo geral, a potencial queda de blocos está diretamente influenciada pela atitude das principais famílias, pela ação da força da gravidade e pelo estado de tensão, que poderão provocar colapsos, roturas e deslizamentos para o interior da galeria. A possibilidade de deslizamento está depende da dimensão da escavação, na medida em que poderá promover a exposição das famílias mais críticas. Deste modo é introduzido o parâmetro do raio hidráulico (Murch, 2018).

Existem indicadores que permitem prever potenciais instabilidades, como queda de material e/ou desabamentos, tais como (e.g., Hudson & Harrison, 2000; Brady & Brown, 2004; Hoek, 2007):

- Fraturas ou fissuras no betão projetado (evolução);
- Presença de partículas/poeira no ar (excluindo áreas de carregamento ou após desmontes);
- Ruídos e estalos (devido à libertação de tensões no terreno ou ao reajuste do mesmo);
- Fluxo de água anormal (pressões hidroestáticas favorecem a abertura de descontinuidades reduzindo o atrito e oxidando parafusos, canos e fibras);
- Corrosão;
- Queda de parafusos ou cabos.

De modo a evitar as referidas situações é crucial a utilização de meios de suporte. De um modo geral, o suporte adequado reduz o risco de acidentes, assegura a estabilidade de todos os componentes e estruturas das escavações e reduz o custo associado, contribuindo para o sucesso de uma exploração subterrânea. Para determinação da estabilidade de uma escavação é também importante analisar as tensões exigidas pelo terreno, por meio de técnicas analíticas ou numéricas, permitindo comparar as tensões resultantes na periferia da escavação com os parâmetros de resistência do terreno (Hoek, 2007).

2.4.1. Estado de Tensão

A criação de espaços vazios conduz à redistribuição do estado de tensão e consequente descompressão, podendo observar-se, ao longo do tempo, fenómenos de fraturação na vizinhança (Hoek, 2007). A distribuição da tensão vertical num maciço rochoso está dependente da profundidade abaixo da superfície, no entanto, em algumas regiões, as tensões tectônicas e anisotrópicas, decorrentes da topografia, podem exercer maior influência. A estabilidade de escavações subterrâneas está dependente da relação entre a magnitude das tensões e a resistência da rocha. Em maciços rochosos intersectados por zonas de fraqueza preenchidas por materiais como argila ou rocha esmagada, podem distribuir-se de modo muito variado, quanto menor a área em estudo (NGI, 2015).

O estado de tensão natural de um terreno compreende as forças resultantes do próprio peso (maciços sobrejacentes) e as de origem tectónica, que são afetadas após a criação de uma cavidade (escavação). Como as tensões principais possuem magnitude e direção, é necessário determinar o ponto concentração mais elevado e assegurar que não excedem a resistência da rocha (Hoek, 2007). Deste modo, a análise do estado de tensão corresponde a um dos passos mais importantes no dimensionamento de uma escavação/obra subterrânea.

O campo de tensões naturais (vertical e horizontal) poderá ser determinado através das equações 10 e 11:

$$\sigma_v = \rho \times g \times z = \gamma \times z \quad (10)$$

Em que:

σ_v – Tensão vertical, em kN/m²;

ρ – Densidade média dos materiais sobrejacentes;

γ – Peso específico dos materiais sobrejacentes, em g/cm³;

g = força da gravidade, em m/s²;

z = Profundidade da escavação, em metros.

A tensão horizontal é determinada através da relação entre a tensão vertical e o parâmetro K, como apresentado de seguida:

$$\sigma_h = \sigma_v \times K \quad (11)$$

Em que:

σ_h – Tensão horizontal, em kN/m²;

σ_v – Tensão vertical, em kN/m²;

K – Coeficiente de redistribuição de tensões.

O parâmetro K é adimensional e é obtido através do quociente entre as tensões vertical e horizontal ou através do coeficiente de Poisson (ν), como apresentado na equação 12:

$$K = \frac{\nu}{1 - \nu} \quad (12)$$

Em 2010, uma equipa de técnicos do Centro de Geotecnia do Instituto Superior Técnico deslocou-se à Mina de Aljustrel para realização de ensaios de medição do estado de tensão da zona de Feitais. Os ensaios programados permitiriam determinar o estado de tensão vertical e horizontal do maciço rochoso subterrâneo através da técnica dos macacos planos de pequena dimensão (*Small Flat-jacks*). Com base nos ensaios realizados foi definida uma linha de tendência para a tensão vertical e horizontal com base na profundidade, apresentando um coeficiente de determinação de 0,96 a 0,99, como apresentado na figura 26:

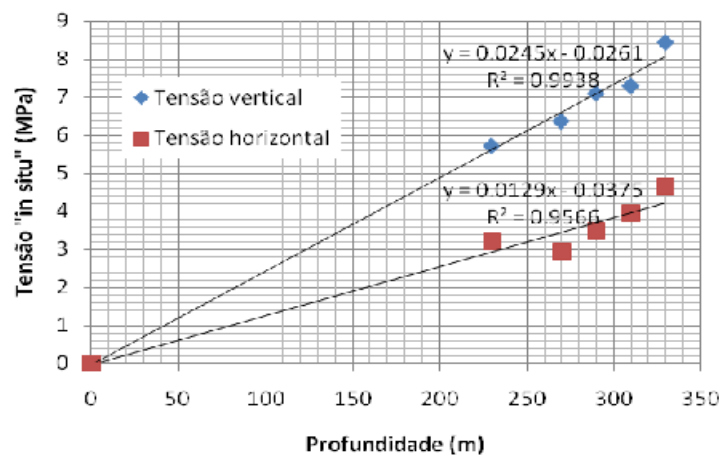


Figura 26 - Determinação das tensões em função da profundidade com base em ensaios realizados na mina de Feitais (documentação interna gentilmente cedido pela Almina – Minas do Alentejo S.A.).

Num maciço rochoso podem ocorrer três tipos de tensões (σ_1 , σ_2 e σ_3) sendo a primeira e a última, respetivamente, de maior e menor magnitude (Hoek, 2007). As redistribuições dessas novas tensões influenciam o terreno até uma distância de cerca de 3 vezes o raio da escavação, contado a partir do ponto central da mesma (figura 27).

No caso de estudo será ainda aplicado o método de elementos finitos (*Finite Element Method*), correspondendo ao primeiro tipo de análise numérica que oferece flexibilidade no estudo das tensões em materiais heterogéneos, não lineares e deformáveis. É um dos métodos mais adotados em engenharia e, desde a sua introdução em 1960, que tem sido muito utilizado para resolver problemas na área da mecânica das rochas (Mata, 2019).

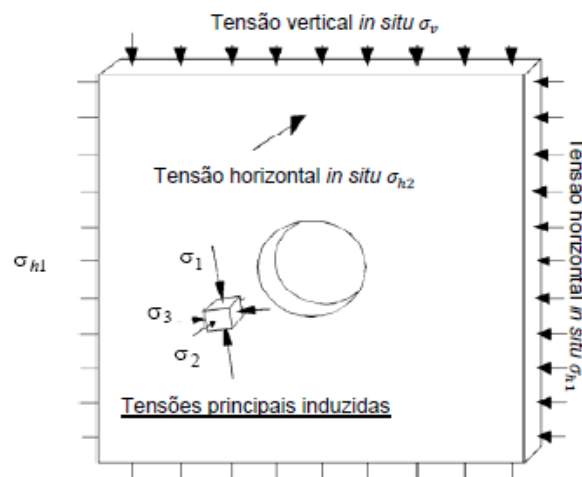


Figura 27 - Distribuição das tensões num maciço rochoso (adaptado de Hoek, 2007). In: Mata (2019).

O termo elementos finitos refere-se à divisão do meio contínuo em elementos que, juntamente com os “nós” (ou vértices), permitem formar uma malha. Essa interação define os pontos do meio que permitem determinar os valores dos parâmetros pretendidos (Rodríguez, 2022).

O *software* RS2, desenvolvido pela Rocscience, utiliza o método de elementos finitos para modelar numericamente o comportamento heterogêneo de um maciço rochoso ao redor de uma escavação, permitindo analisar fatores como deformações e deslocamentos (figura 28).

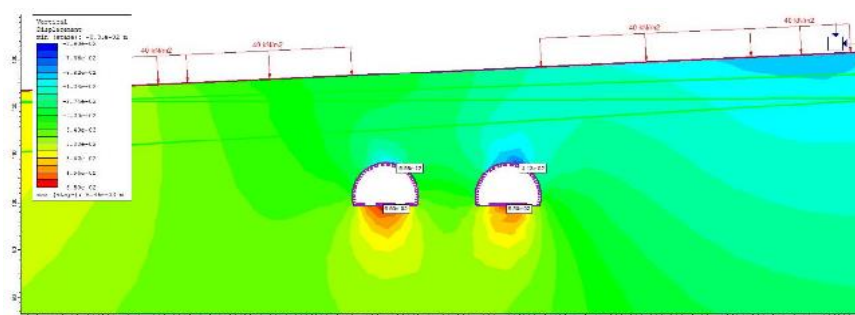


Figura 28 - Modelação exemplo dos deslocamentos verticais resultantes num túnel rodoviário (retirado de RS2). In: <https://www.rocscience.com/>

2.4.2. Raio Hidráulico

A geometria de uma galeria ou bancada é condicionada, não só pelas características do jazigo e seus parâmetros geotécnicos, mas também pela disposição dos elementos e infraestruturas da galeria (mangas de ventilação, tubagem, etc.) e equipamentos que irão operar no seu interior (Rodríguez, 2022). As dimensões das galerias são um fator determinante na sua estabilidade, pelo facto que quanto maior a secção da escavação, maior o nível de instabilidade, principalmente devido ao aumento da influência das descontinuidades.

O raio hidráulico é um fator determinante na estabilidade da escavação e pode ser definido como o quociente entre a área da superfície analisada e o seu perímetro (equação 13):

$$\text{Raio Hidráulico (RH)} = \frac{\text{Área da face analisada}}{\text{Perímetro da face analisada}} \quad (13)$$

Uma das suas vantagens é o facto de possibilitar o estudo por secção. Por outro lado, quando a galeria/escavação apresenta uma geometria complexa o cálculo do raio hidráulico torna-se mais complexo.

2.4.3. Método do Gráfico de Estabilidade (Potvin)

Um dos principais métodos de avaliação da estabilidade das escavações é através do denominado Gráfico de Estabilidade. O método foi proposto por Mathews et al. (1981) destinado a predição da estabilidade de escavações com profundidades inferiores a 1000 metros. Com base em numerosos casos práticos em minas no Canadá, Potvin (1988) adaptou o método, tornando-o assim o mais utilizado atualmente para o dimensionamento de bancadas (pormenores ainda nos trabalhos subsequentes de Potvin et al., 1988; Potvin & Hudyma, 2000; Potvin et al., 2012).

O método do gráfico de estabilidade baseia-se no valor de Q' (Q-value modificado) e em fatores de correção pela influência das tensões (fator A), orientação das descontinuidades (fator B) e efeito da gravidade na escavação (fator C) — pormenores em Potvin et al. (1988) e Potvin & Hudyma (2000) — (equação 14):

$$N' = Q' \times A \times B \times C \quad (14)$$

O índice de qualidade de rocha modificado (Q') corresponde ao valor de Q-value proposto por Barton et al. (1974, 1980), considerando os valores de SRF e J_w como 1.0, por retratarem características externas à estrutura da rocha.

O fator A, que substitui o parâmetro SRF (Stress Ratio Factor), é estimado a partir da razão entre a resistência à compressão uniaxial da rocha (σ_c) e a tensão que atua paralelamente à face da escavação (σ_1), como apresentado na figura 29.

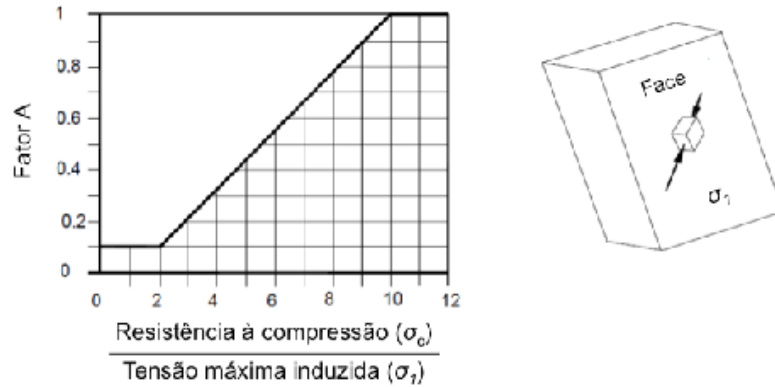


Figura 29 - Ábaco de determinação do fator A para o método do gráfico de estabilidade – Potvin et al. (1988) (adaptado de Freitas, 2016; Murch, 2018).

Potvin (1988) propôs uma equação que permite determinar o fator A de forma precisa quando a relação entre a resistência e a tensão se encontra entre 2 e 10, apresentado na equação 15 (pormenores ainda em Potvin et al., 1988):

$$\text{Fator A} = 0,1125 \times \frac{\sigma_c}{\sigma_1} - 0,125 \quad (15)$$

O fator B tem em conta a influência da orientação das descontinuidades na estabilidade do desmonte. Traduz o ângulo formado entre a descontinuidade crítica e a face da escavação (figura 30). Na maioria dos casos de estudo, a rotura ocorre ao longo das descontinuidades que formam um ângulo raso com a superfície livre (Hoek et al., 1995).

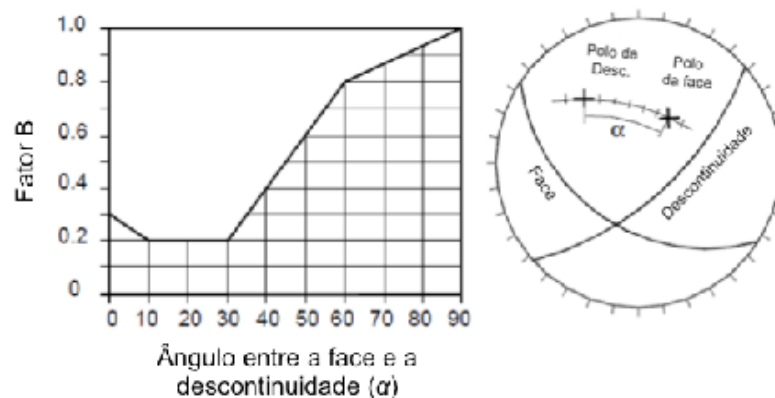


Figura 30 - Ábaco de determinação do fator B para o método do gráfico de estabilidade – Potvin et al. (1988) (Freitas, 2016; Murch, 2018).

O fator B pode ainda ser determinado através das seguintes equações (Potvin, 1988; Potvin et al., 1988):

$$B = 0,01\beta + 0,3 \quad , \text{ quando } 0^\circ < \beta < 10^\circ; \quad (16)$$

$$B = 0,2 \quad , \text{ quando } 10^\circ < \beta < 30^\circ; \quad (17)$$

$$B = 0,026\beta - 0,8 \quad , \text{ quando } 30^\circ < \beta < 60^\circ; \quad (18)$$

$$B = 0,0066\beta + 0,4 \quad , \text{ quando } 60^\circ < \beta < 90^\circ; \quad (19)$$

Por último, o fator C corresponde a um valor de ajuste face aos efeitos da gravidade. Isto pressupõe que a rotura poderá ocorrer no teto por queda induzida pela força da gravidade, ou nos hasteais por deslizamento ao longo das descontinuidades (Hoek et al., 1995).

Potvin (1988) sugeriu que tanto a falha induzida pela gravidade quanto a rutura da laje depende da inclinação (α) da face da cavidade em estudo. O fator C para esses casos pode ser determinado a partir do gráfico traçado na figura 31 ou pela equação 20 (pormenores em Potvin et al., 1988):

$$C = 8 - 6\cos(\alpha) \quad (20)$$

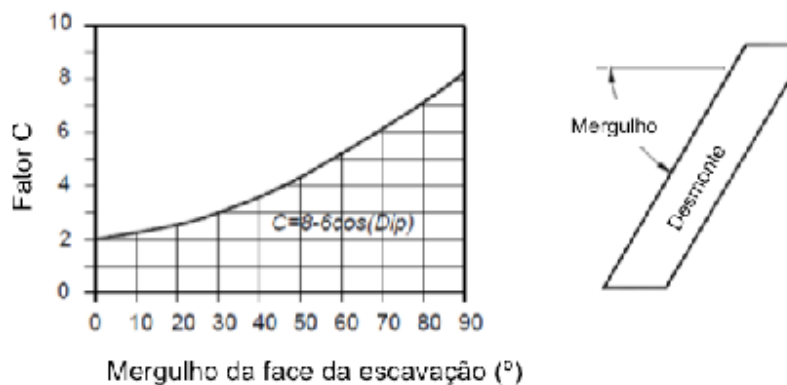


Figura 31 - Ábaco de determinação do fator C (queda gravítica) para o método do gráfico de estabilidade – Potvin et al. (1988) (adaptado de Freitas, 2016; Murch, 2018).

A rotura por deslizamento dependerá da inclinação β da descontinuidade crítica, e o fator de ajuste C é dado pelo ábaco da figura 32.

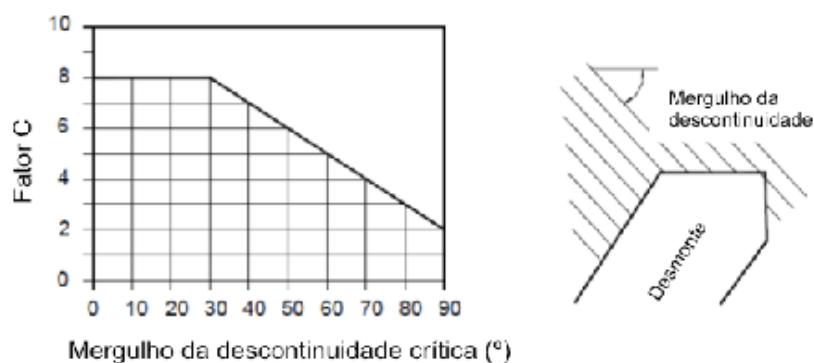


Figura 32 - Ábaco de determinação do fator C (deslizamento) para o método do gráfico de estabilidade – Potvin et al. (1988) (adaptado de Freitas, 2016; Murch, 2018).

Deste modo, com o número de estabilidade modificado (N') e no raio hidráulico (RH) da face de estudo, é possível verificar a sua estabilidade, sem sustimento, a partir do ábaco da figura 33.

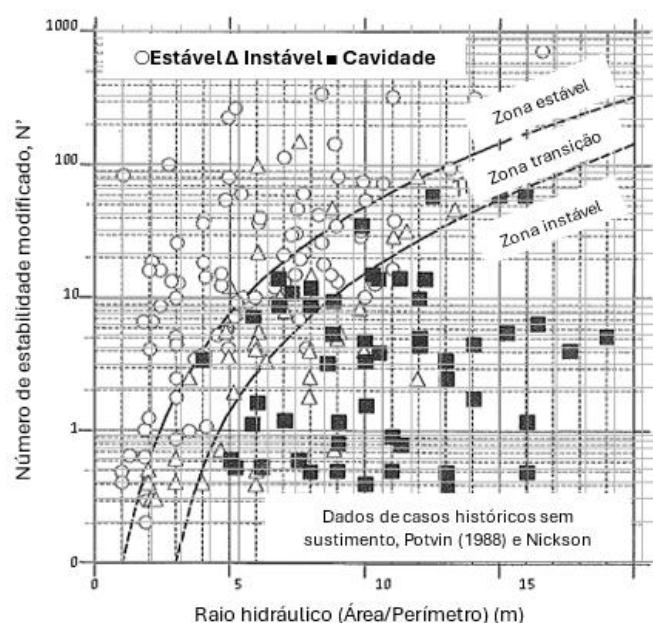


Figura 33 - Gráfico de estabilidade modificado de Potvin et al. (1988). Adaptado em Rodríguez (2022).

Ao contrário proposto inicialmente por Mathews et al. (1981), esta adaptação encontra-se definida em 2 zonas principais: “estável” e “instável”, divididas por uma zona denominada de “zona de transição”. De acordo com Potvin et al. (1988), nos casos em que a escavação não se encontra na zona estável, é necessária a utilização de suporte artificial. A análise dos casos de estudo apresentados na figura 33 permite constatar que a estabilidade não é tão linear como aparenta, de modo que se observam casos que, através do método gráfico, se encontravam perfeitamente estáveis e na realidade foram instáveis, e vice-versa. Já a zona de transição consiste numa área de elevada incógnita, em que são observados tantos casos de estabilidade como de instabilidade.

Em 2010, Fidelis Suorinemi publicou um artigo na revista *International Journal of Mining, Reclamation and Environment* relativamente aos 30 anos de uso do método de gráfico de estabilidade (Oliveira, 2012). O autor refere as principais limitações do método original de Mathews et al. (1981) e a adaptação de Potvin et al. (1988):

- O fator A não tem em consideração instabilidades causadas por tração;
- Os efeitos do uso de explosivos não são considerados;
- As geometrias são frequentemente simplificadas;
- O tempo de autosustimento do maciço não é considerado;
- As falhas não são incluídas;
- Subjetividade na delimitação das zonas do gráfico.

Conhecendo o número de estabilidade (N') é possível determinar o raio hidráulico máximo ($RH_{máx}$), correspondendo ao limite inferior da zona de transição da estabilidade, sem sustimento, como apresentado na equação 21:

$$RH_{máx} = 10^{0,573+0,338 \log N'} \quad (21)$$

Através do método gráfico de estabilidade é possível definir 2 soluções de estabilidade: uma com cabos como método de suporte, e outra sem (através do raio hidráulico).

2.4.4. Métodos de Suporte

Tal como referido, após a realização de uma escavação o maciço tende a deformar-se e, dependendo das características do maciço, é necessário colocar sustimento para estabilizar deformações excessivas e eventuais colapsos. Apesar de não existir nenhuma diretriz que defina quando deve ser colocado sustimento, é indispensável a sua utilização para proteção de pessoas e equipamentos contra quedas de rochas em aberturas com tráfego intenso como poços, rampas e galerias.

O sustimento pode ser definido como o conjunto de ações ou elementos estruturais que garantam a estabilidade das escavações, durante o tempo pretendido de atuação. O seu principal objetivo é possibilitar que o maciço se consiga autosuportar através da mobilização das suas próprias características mecânicas. Este permite evitar pequenos deslizamentos/quedas, contrabalançar as tensões naturais/induzidas do maciço e limitar deformações (e.g., López Jimeno, 2003; Hoek, 2007; Ramos, 2023/24).

Como o suporte e a sua colocação possuem um impacto significativo nos custos das operações subterrâneas, é crucial proceder ao dimensionamento e execução de forma adequada de modo a garantir a sua durabilidade, um correto funcionamento e reduzir custos excessivos (e.g., López Jimeno, 2003; Rodríguez, 2022; Ramos, 2023/24).

O suporte, numa visão mais geral, pode ser dividido em suporte ativo e passivo. Os elementos que desempenham um suporte ativo exercem esforço desde o momento da sua instalação (cabos, pregagens com fixação mecânica). Por outro lado, os passivos entram em ação apenas quando ocorrem deformações ou esforços na rocha, exercendo solicitação nos elementos (malha metálica, pregagens seladas com calda de cimento) (e.g., López Jimeno, 2003; Rodríguez, 2022; Ramos, 2023/24). Nas tabelas 12 e 13 estão sintetizados os principais métodos de suporte e respetivas características.

Tabela 12 - Principais características de pregagens e cabos como métodos de suporte (López Jimeno, 2003; Rodríguez, 2022; Ramos, 2023/24).

Suporte	Características	Tipos	Características
Pregagens	Elementos de suporte constituídos por um componente resistente, fixado por pressão ou com recurso a agentes cimentantes	Mecânica	As vibrações provocadas por rebentamentos podem produzir perda de fixação; Mau funcionamento na presença de água e elevadas tensões
		Calda de cimento ou resina	Podem ser usados com fim temporário ou permanente em qualquer tipo de maciço; A instalação e entrada em serviço da resina, apesar do custo mais elevado, são muito mais rápidas que o cimento
		Auto-perfurante	A perfuração é feita pelo prego e é habitualmente colocado em maciços que tornam difícil manter o furo aberto para colocação de qualquer outro sistema (solos, rocha muito fraturada)
		Fibra de vidro	Utilizado como sustimento provisório de paredes de escavação que serão destruídas. Viável em ambientes muito corrosivos
		<i>Split Set</i>	Tubo de ferro oco que permite que o diâmetro da ancoragem se adapte ao menor diâmetro do furo através de impacto axial
		<i>Swellex</i>	Tubo duplo dobrado de ferro que se adapta às paredes do furo através da introdução de água à pressão, deformando-o
Cabos	Conceito semelhante ao realizado com pregagens com a diferença que é usado um cabo injetado com calda de cimento, permitindo atingir comprimentos superiores	Tubo de respiro	Mistura introduzida na boca do furo. O ar é expelido pelo tubo de respiro de dentro do furo, controlando a injeção completa
		Tubo de injeção	O tubo de selagem acompanha o cabo em toda a extensão e a injeção é feita de dentro para fora
		Enchimento prévio	O enchimento com calda de cimento é feito antes da introdução do cabo

Tabela 13 - Principais características de betão projetado, rede e arcos metálicos como métodos de suporte (López Jimeno, 2003; Rodríguez, 2022; Ramos, 2023/24).

Suporte	Características
Betão projetado	Atua de forma passiva e é composto por uma mistura homogénea de cimento, agregados, água e aditivos. Atua como elemento estrutural contra deformações e é quase sempre utilizado em zonas de menor estabilidade em concordância com outros métodos. Preenche as fissuras do maciço
Rede metálica	Utilizada em combinação com outros métodos. Evita a queda de pequenos blocos destacados nas zonas entre pregos. Pode ser utilizada como reforço do betão projetado
Arcos metálicos	Colocados na periferia da escavação, em contacto direto com a rocha. São habitualmente utilizados em locais em que o maciço apresenta muito má qualidade. Sustentam diretamente a rocha e permitem, em alguns casos, deformações

Nas minas de Aljustrel, os métodos de suporte mais utilizados são as pregagens de heliação seladas com resina e do tipo *swellex*, cabos, arcos metálicos, betão projetado e rede metálica. As pregagens com resina são utilizadas como sustimento permanente, no entanto, em aberturas com um tempo de vida útil inferior a 1 ano são colocados *swellex*. Nas galerias de acesso às bancadas são recorrentemente colocados *swellex* e cabos (podendo ser colocados nos hasteais e na coroa do acesso superior, caso não sejam expectáveis desmonte no piso imediatamente acima).

Cabos

Quando o vão livre é elevado provocando a formação de blocos de grandes dimensões, os métodos de suporte mais comuns revelam-se pouco eficazes. Deste modo, segundo Hoek et al. (1995) um bom suporte das galerias/câmaras de desmonte é obtido através da colocação de cabos na rocha encaixante (Mata, 2019). Os cabos são usados em situações habitualmente permanentes, em que é, como referido, necessário estabilizar blocos/cunhas de grandes dimensões ou as escavações apresentam vãos elevados. Em desmontes em bancadas com enchimento é crucial limitar os níveis de diluição e os cabos reduzem consideravelmente os deslocamentos provocados, garantindo uma maior estabilidade, sendo que possuem maior capacidade de carga e permitem alcançar zonas mais internas no maciço. Os cabos são instalados em combinação com outros métodos de sustimentos porque a sua colocação requer um tempo de execução bastante longo. A selagem com cimento permite conferir aos cabos uma vida útil muito longa, elevada eficácia em terrenos mais fraturados (através do preenchimento das fraturas) e proteção contra corrosão (figura 34) (Hoek et al., 1995; López Jimeno, 2003; Rodriguez, 2022).

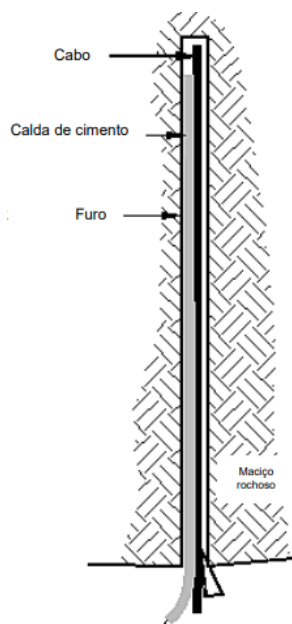


Figura 34 - Estrutura de um cabo selado com calda de cimento (Mata, 2019).

Rodríguez (2022) propôs dois gráficos que permitem definir o comprimento e o espaçamento de cabos necessários de acordo com o raio hidráulico (RH) e o número de estabilidade modificado (N'), como apresentado na figura 35.

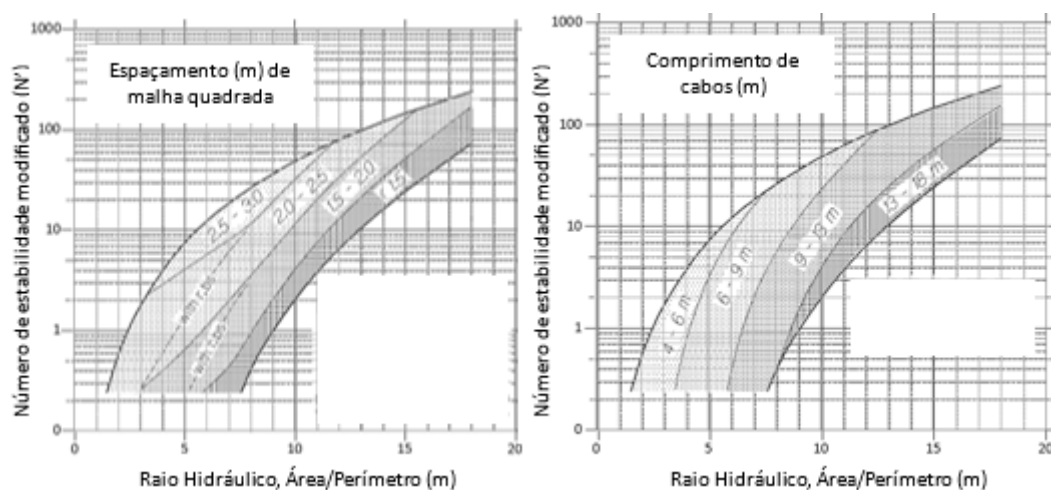


Figura 35 - Espaçamento e comprimento de cabos de acordo com o raio hidráulico e o número de estabilidade (N') (Rodríguez, 2022).

Pregagens Swellex

As pregagens com fixação por atrito do tipo swellex são utilizadas como sustento temporário (galerias de bancadas) devido ao seu baixo custo, fácil e rápida instalação e suporte imediato após execução, tornando-se numa ótima escolha quando comparada com métodos alternativos. A ductilidade do aço que constitui o prego permite uma ótima adaptação às condições e características do terreno, apresentando uma razoável capacidade de deformação sem perder as suas características de resistência (figura 36), (Ramos, 2023/24).

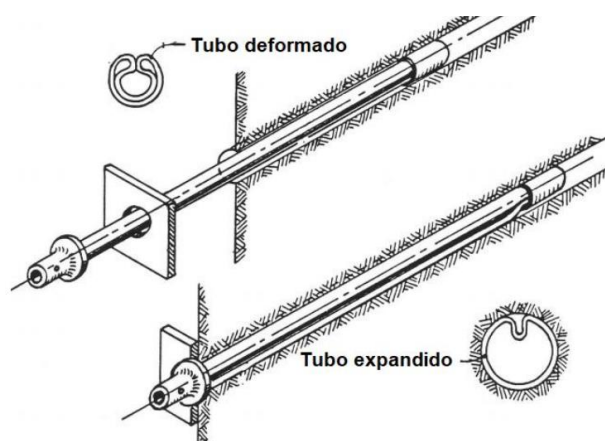


Figura 36 - Funcionamento de uma pregagem de fixação por atrito do tipo swellex (adaptado de Hoek & Wood, 1987; Nascimento, 2020).

Segundo Barton et al. (1974), é possível estimar o comprimento teórico das pregagens a aplicar nas galerias com base no valor de ESR e na largura (B) ou altura (H) da escavação (tabela 14).

Tabela 14 - Estimativa do comprimento de pregagens necessários no teto e hasteais (Barton et al., 1974).

Secção	Pregagens
Teto	$L(m) = 2 + \frac{0,15 \times B}{ESR}$
Hasteais	$L(m) = 2 + \frac{0,15 \times H}{ESR}$

Como auxílio na definição do sustimento pode-se recorrer ao software Unwedge como método de representação e modelação. O Unwedge é um programa de análise de estabilidade de cunhas formadas, em 3D, para escavações subterrâneas em rochas. Consiste numa ferramenta de estudos geotécnicos com a possibilidade da determinação da estabilidade de cunhas ao longo da escavação, dada pela intersecção das principais famílias de descontinuidades, em relação à sua secção e orientação. O software inclui um vasto conjunto de opções para dimensionamento do suporte de escavações subterrâneas (malha, comprimento e orientação), para além de permitir definir características como a resistência, tensão, comprimento/espessura, ângulo de execução, entre outros. Possibilita, com base nos parâmetros definidos, verificar a estabilidade e a segurança da mesma, através da obtenção de um fator de segurança para as diferentes cunhas formadas nas faces da escavação (figura 37) (Murch, 2018). A principal desvantagem deste programa consiste no facto de que apenas permite avaliar escavações simples, ou seja, com uma única direcção (não permite análises de intersecções ou mudanças de direcção) e uma única cavidade.

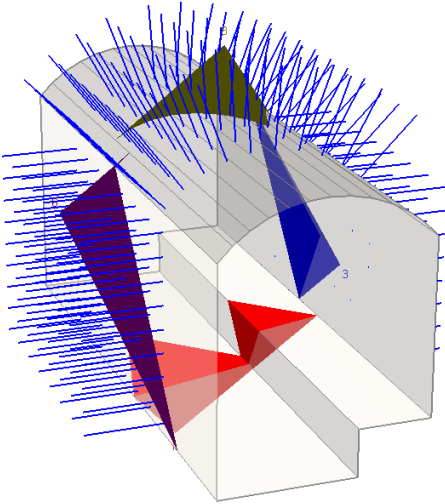


Figura 37 - Representação de uma galeria subterrânea no software Unwedge, cunhas formadas e respetivo sustimento (retirado de www.rocsience.com, acesso a maio de 2024).

[página propositadamente em branco]

Capítulo III

Caso De Estudo: Avaliação das Condições de Estabilidade Geomecânica de Bancadas (Minas De Aljustrel)

[página propositadamente em branco]

3. Caso de Estudo: Avaliação das Condições de Estabilidade Geomecânica de Bancadas (Minas de Aljustrel)

O presente documento retrata a avaliação das condições de estabilidade geomecânica de bancadas, mais especificamente dos jazigos de Feitiais, de Moinho e da Estação da mina de Aljustrel, realizado em ambiente académico-empresarial protocolado com a empresa Almina – Minas do Alentejo e o Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP), através do LABCARGA – Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada.

3.1. Enquadramentos regional e local

3.1.1. Enquadramento geográfico e acessibilidades

As minas de Aljustrel situam-se na vila de Aljustrel, município de Portugal localizado a sul do país na região do Alentejo e sub-região do Baixo Alentejo, do distrito de Beja. Ocupa uma área de 458,5 km², alberga 8.904 habitantes (dados da Pordata de 2022)³, e está dividida em 4 freguesias: Messejana, a União de Freguesias de Aljustrel e Rio de Moinhos, São João de Negrilhos e Ervidel. O município está limitado a norte pelo município de Ferreira do Alentejo, a sul por Castro Verde, a Oeste por Santiago do Cacém e a Este por Beja (figura 38). A indústria mineira é a atividade de maior interesse e relevância do município.

³ <https://www.pordata.pt/pt>

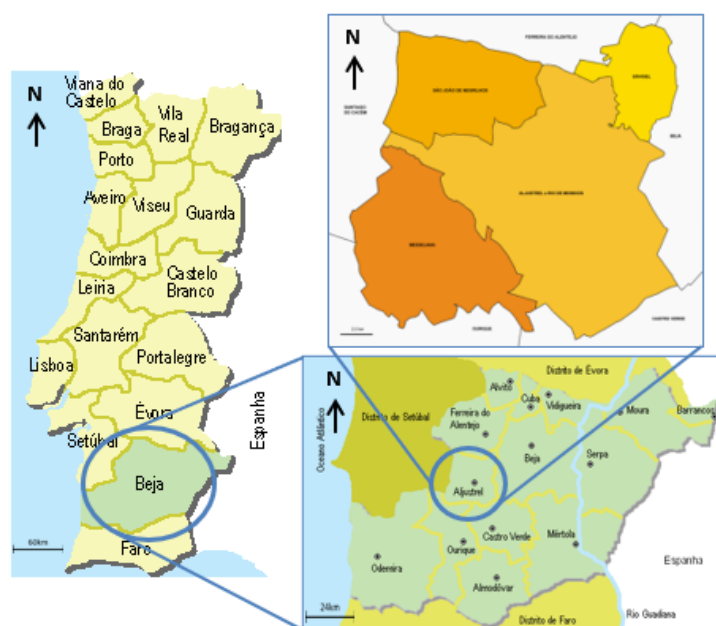


Figura 38 - Localização do concelho de Aljustrel (retirado de: <https://alentejoturismo.pt/concelhos/concelho-de-aljustrel/> e <https://www.visitarportugal.pt/beja>). Acesso em maio de 2024.

A vila de Aljustrel possui uma variedade de acessos rodoviários que permitem o transporte do concentrado produzido para o resto do país ou para território espanhol, nomeadamente as estradas nacionais EN2 (Chaves – Faro), EN261 (Aljustrel – Santiago do Cacém), EN263 (Aljustrel – Sto. André), EN383 (Aljustrel – Sta. Margarida do Sado), EN539 (Aljustrel – Ferreira do Alentejo) e ainda a autoestrada A2 a 7km de distância (para oeste).

Atualmente encontram-se em exploração os jazigos de Feitais e do Moinho. Brevemente a exploração irá ser expandida para o jazigo da Estação. A localização de cada um está presente na figura 39.



Figura 39 - Localização geográfica dos jazigos de Feitais, Moinho e Estação (Documentação interna: gentilmente cedido por ALMINA - minas do Alentejo S.A.).

3.1.2. Enquadramento histórico

A vila de Aljustrel foi outrora uma antiga cidade romana denominada de Vipasca que contribuiu significativamente para o aumento da sua riqueza, que veio mais tarde ser chamada de Al-lustre pelos Árabes (Estácio da Veiga, 1880; Alarcão, 1987; Pita, 2001). Os séculos I e IV foram marcados por grandes explorações mineiras realizadas pelos romanos, e abandonadas devido a oscilações na produção, coincidentes com as crises no império (e.g., Freire de Andrade & Viana, 1954; Alarcão, 1987; CA – Comissão de Aljustrelenses, 2023). Por exemplo, foi encontrada, por volta de 1876, nas escombreyas da antiga mina dos Algares (a Sul de Aljustrel) uma placa de bronze com duas faces gravadas a legislação mineira romana do Século I A.C. (Estácio da Veiga, 1880). De facto, a vila de Aljustrel tem um registo impressionante de mais de 2000 anos de história ligada à mineração na Península Ibérica e, em particular, no sul de Portugal (Freire de Andrade & Viana, 1954; Martins et al., 2003; CA – Comissão de Aljustrelenses, 2023).

A primeira concessão de exploração mineira foi curta, e foi atribuída em 1848 a um empresário espanhol Sebastião Gargamala. Em 1898 a empresa bancária Fonseca, Santos & Vianna (principal acionista) uniu-se a empresários belgas e nacionais, formando a *Société Anonyme Belge des Mines d'Aljustrel* e obtendo a concessão das minas a maio do mesmo ano (Freire de Andrade & Viana, 1954). Em 1973, a concessão foi adquirida pela empresa Pirites Alentejanas, tornando o estado português no principal acionista, detendo 50% do capital investido. Em 1975, com o processo de nacionalizações, o Estado passou a deter 90% do capital da empresa, enquanto a sociedade belga manteve os restantes 10% (Martins et al., 2003; CA – Comissão de Aljustrelenses, 2023; CMA – Câmara Municipal de Aljustrel, 2024)⁴. Nesta altura era explorada pirite para o fabrico de ácido sulfúrico, utilizado na indústria química (Mata, 2019).

Nos anos 80, do século XX, como forma de acrescentar mais valor às produções, a mina iniciou estudos de valorização dos minérios existentes através da produção dos metais básicos não ferrosos presentes. Nos anos 90, desse mesmo século, foi realizada a concessão, pelo Estado Português, para a exploração da mina de Aljustrel e, através do Projeto de Produção de Concentrados, deu-se a evolução da Lavaria de modo a produzir concentrado de cobre, zinco e pirite flutuada.

Em 2001, a empresa canadiana *EuroZinc Mining Corporation* adquiriu a licença de exploração mineira de Aljustrel dando assim início à exploração de Zinco no jazigo de Feitais. No ano de 2006 a *Eurozinc* fundiu-se com a empresa sueca *Lundin Mining Corporation*, criando o grupo *Lundin Mining* e realiza grandes investimentos e desenvolve a exploração em Feitais.

⁴ C.M. Aljustrel. História da mineração: <https://www.mun-aljustrel.pt/menu/114/historia-da-mineracao>. (acedido em Março de 2024).

Em 2009, a empresa vendeu a concessão a um grupo português chamado de Martifer que alterou o nome para ALMINA – Minas do Alentejo S.A., que permanece até aos dias de hoje. No ano de 2010 foi reiniciada a exploração e produção de cobre e entre 2012 e 2017 foram ampliadas as explorações dos jazigos de Feitais e do Moinho em profundidade (Almeida, 2019; CA – Comissão de Aljustrelenses, 2023). Em 2018 foi realizado o projeto de enchimento '*Pastefill*' e iniciada a produção de concentrados de Zinco através do processamento do próprio minério. Em 2023 foi alterado o minério em produção, recomeçando a exploração de cobre⁵.

3.1.3. Enquadramento geológico regional

A área mineira de Aljustrel está inserida no sector mais a norte do sector sul da Faixa Piritosa Ibérica (FPI). Esta importante faixa localiza-se numa extensa porção dos terrenos da Zona Sul-Portuguesa (ZSP), do segmento Ibérico da cadeia Varisca (Schermerhorn & Stanton, 1969; Schermerhorn, 1971; Munhá, 1983; Schermerhorn et al., 1987; Barriga, 1990; Oliveira & Oliveira, 1996; Oliveira et al., 2006; Ribeiro et al., 2007; Inverno et al., 2015; Oliveira et al., 2019). Possui aproximadamente 250km de extensão (desde Grândola a Sevilha) e 60km de largura com orientação WNW-ESSE e corresponde à área de rochas vulcânicas e sedimentares do Devónico-Carbonífero (380-290 Ma) com assinaláveis depósitos de sulfuretos maciços à escala mundial (e.g., Rocha Gomes & Silva, 1955; Carvalho, 1979; Leca et al., 1983; Barriga et al., 1988; 1997; Barriga, 1990; Leca, 1990; Castelo Branco, 1996; Carvalho et al., 1997; Relvas et al., 2002, 2006; Leitão, 2014; Inverno et al., 2015; Matos et al., 2020; Amaral et al., 2021).

Segundo Oliveira & Oliveira (1996) durante o Devónico Superior a FPI encontrava-se num mar pouco profundo que, em função da distensão crustal continental subjacente ao mar, gerou falhas crustais profundas, originando *horsts* (elevações) e *grabens* (depressões). A criação destas megaestruturas propiciou a ascensão do magma de origem mantélica que, ao intersetar os materiais da crosta, originaram várias estruturas vulcânicas que, relacionados com este vulcanismo, originaram numerosos jazigos de sulfuretos maciços na forma de pirite (predominante), calcopirite, blenda, galena e cassiterite que fazem da FPI uma das principais províncias metalogénicas do mundo para jazigos polimetálicos. As depressões criadas provocaram a sucessiva deposição de sedimentos, que deram origem a xistos negros, intercaladas com materiais resultantes da atividade vulcânica.

A FPI é formada por três unidades principais, da mais antiga para a mais recente (Schermerhorn et al., 1987; Oliveira & Oliveira, 1996; Oliveira et al., 2006; Inverno et al., 2015; Oliveira et al., 2019):

⁵ <https://www.almina.pt/> (acedido em Março de 2024)

1. Grupo Filito-Quartzito (FQ) do Devónico Superior;
2. Complexo Vulcano-Sedimentar (VS) do Devónico Superior a Carbonífero;
3. Grupo *Flysch* do Baixo Alentejo (GF) do Carbonífero.

O Grupo FQ é composto, predominantemente, por uma sequência sedimentar constituída por quartzitos, filitos, siltitos e quartzograuvaques, aflorando no interior de dobras anticlinais (Barriga et al., 1997). De facto, esta sequência possui uma difícil interpretação sedimentológica já que se apresenta tectonicamente muito deformada (Figura 40).

O Complexo VS constitui uma das unidades mais importantes da faixa e compreende rochas vulcânicas, maioritariamente de natureza félsica, e sedimentos, como xistos negros, xistos siliciosos, xistos borra-de-vinho, grauvaques e quartzograuvaques, e rochas siliciosas de precipitação química como jaspes e chertes (Santos, 2020). A sequência vulcânica é particularmente importante porque é esta que contém os depósitos de sulfuretos polimetálicos e as numerosas ocorrências de minérios de manganês (Figura 40).

O Grupo *Flysch* (GF) representa a passagem do vulcanismo para a sedimentação, apresentando uma espessura superior a 5km sendo constituída por turbiditos profundos (ou seja, alternância rítmicas de xistos e grauvaques com níveis de conglomerados intraformacionais) (Carvalho, 1979; Carvalho et al., 1997). Ocorrem ainda depósitos sedimentares originados por correntes de turbidez submarinas em contexto tectónico convergente (figura 40).

Na FPI são conhecidos mais de 90 jazigos distribuídos pelo território português e espanhol de forma distinta, formados por mineralização maciça e/ou em *stockwork*⁶ e a xistos negros do Complexo Vulcano-Sedimentar (CVS). A génese das mineralizações de *stockwork* está associada à percolação de fluidos hidrotermais entre as rochas vulcânicas e sedimentares (Oliveira et al., 2006).

⁶ ou seja, é um sistema complexo em malha ou rede concentrada de filonetes ou finos veios de minério estruturalmente controlados de forma planar, regular ou irregular, cortando a rocha hospedeira (Brady & Brown, 2004).

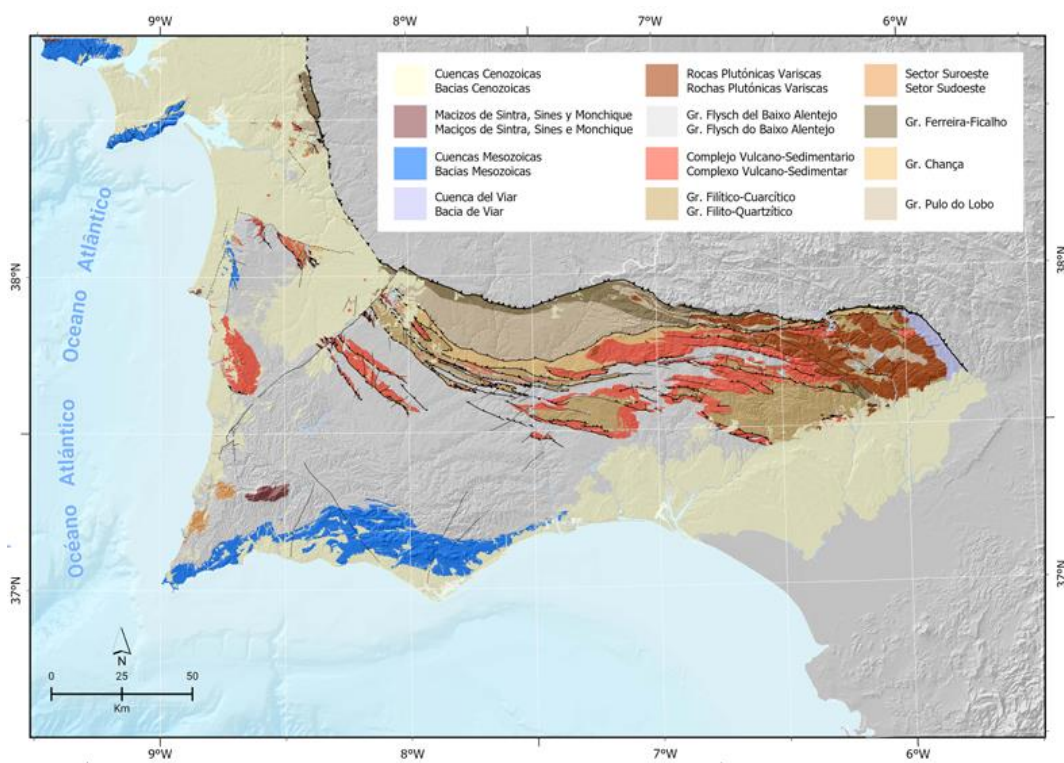


Figura 40 - Geologia da Zona Sul Portuguesa (LNEG et al., 2020).
https://geoportal.lneg.pt/pt/dados_abertos/info_recursosminerais/?Id=1944 (consultado em março de 2024).

3.1.4. Enquadramento geológico local

Aljustrel possui algumas das mais importantes estruturas e características litoestratigráficas e tectonoestruturais da Faixa Piritosa Ibérica (Schermerhorn & Stanton, 1969; Schermerhorn, 1971). O conhecimento do local, adquirido ao longo dos anos, foi obtido através de dados de cartografia geológica de superfície, dados complementares da atividade mineira e sondagens realizadas (e.g., Relvas, 1991; Leitão, 2014). A megaestrutura anticlinal de Aljustrel segue uma orientação geral NW-SE, possui 5 km de comprimento e 1,5 km de largura, e subdivide-se em cinco principais estruturas: Anticlinal de St. Antão, Sinclinal de S. João, Anticlinal SW, Anticlinal Central e Anticlinal de Feitais. É no núcleo deste anticlinório que estão presentes as rochas do Complexo Vulcano-Sedimentar (CVS) e onde estão localizados os depósitos de sulfuretos maciços polimetálicos.

Os depósitos das minas de Aljustrel encontram-se delimitados por falhas, comprovando a sua origem hidrotermal. Na região está presente a falha ativa da Messejana que se estende desde a costa alentejana até Madrid com orientação NE-SW, provocando um desligamento de 2,5km com abatimento do bloco NW evidenciado pelo arrasto nos corpos minerais e nas estruturas variscas. É ainda possível observar as falhas de Castelo, Feitais e da Represa, de direção NW-SE, maioritariamente associadas às orlas menores dos anticlinais (Figura 41) (Costa, 2017).

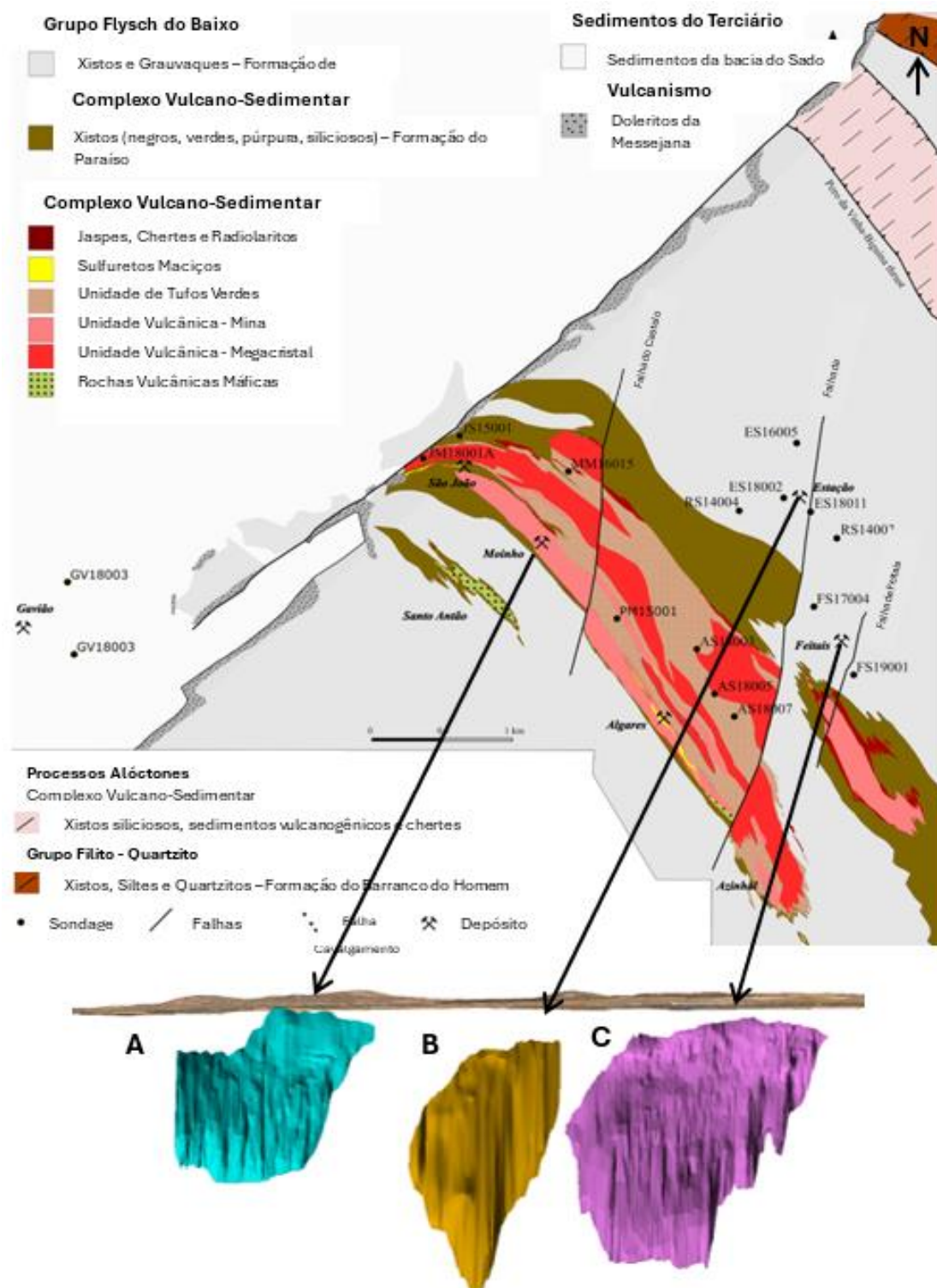


Figura 41 - Geologia da região de Aljustrel e representação dos Jazigos em estudo (A -Moinho, B - Estação e C- Feitais) (Adaptado de Amaral et al., 2021 e de Documentação interna: gentilmente cedida por ALMINA - minas do Alentejo S.A).

A sequência litoestratigráfica de Aljustrel foi descrita e interpretada por diversos autores ao longo das últimas décadas que propuseram diferentes classificações para as mesmas unidades. Na figura 42 está apresentada de forma resumida a estratigrafia da área mineira de Aljustrel.



Figura 42 - Estratigrafia da área mineira de Aljustrel (Pirites Alentejanas, S.A., 2010).

Em Aljustrel, os sulfuretos maciços encontram-se em rocha de natureza vulcânica (tufos, riólitos, etc.) que, com o decorrer do tempo, sofreram alterações devido à passagem de fluidos quentes e da água do mar (clorítica, sericitica, siliciosa) (Barriga, 1983). Na superfície das rochas vulcânicas é possível encontrar material resultante da alteração química e rochas sedimentares, como jaspes, chertes, xistos negros e púrpura, entre outros (Leitão, 2014).

Os jazigos em estudo compreendem as seguintes formações, da mais antiga para a mais recente:

1. Riólito inferior
2. *Stockwork* ou Sulfuretos Maciços
3. Riólito Superior
4. Unidade Sedimentar Inferior (Formação siliciosa do Paraíso)
5. Unidade Sedimentar Superior (Grupo *Flysch* – Formação de Mértola)

Jazigo de Feitais

O Jazigo de Feitais, descoberto a partir de métodos gravimétricos, possui aproximadamente 1000m de comprimento, 800m de largura e 150m de espessura, constituindo a maior massa mineral de Aljustrel e uma das maiores da Faixa Piritosa Ibérica (Figura 41 C). A massa tem direção N305°E (com inclinação geral de 50°NE) e ainda mergulha 30° para NW, na direção da Falha da Represa. Foi

iniciada a sua exploração em 2001 e é composto por sulfuretos maciços, maioritariamente zincíferos, e *stockwork* ricos em cobre.

O teto do jazigo é essencialmente constituído por material Vulcano-sedimentar como riólito, cherte e jaspe. A muro o maciço rochoso é constituído por riólitos e é delimitada pela falha de muro de Feitais, que indica o início da zona de *stockwork*. O ataque da exploração do jazigo de Feitais é realizado a muro do mesmo, na zona de *stockwork*, correspondendo a uma zona extensa e rica em cobre.

Jazigo do Moinho

Trata-se do jazigo mais antigo em exploração e possui cerca de 700m de comprimento, 700m de largura e 100m de espessura, com direção AZ 315° e inclinação 60-70° NE (Figura 41 B). O depósito mergulha para sul e é cortado pelo ramo NW-SE da falha do teto do próprio jazigo. O depósito do Moinho ocorre a norte da parte central da área mineira, (figura 39), no flanco normal do anticlinal de SW e é constituído maioritariamente por sulfuretos maciços polimetálicos, semelhante ao de Feitais, mas com um maior grau de deformação (Pirites Alentejanas, S.A., 2007).

A mina do Moinho possui uma deformação mais intensa, quando comparada com a de Feitais, constituída por várias falhas sub-paralelas ao plano axial das dobras que limitam o sulfureto maciço e inclui unidades vulcânicas. Quer o teto quer o muro encontram-se altamente laminados e a maior parte dos contactos evidenciam algum movimento.

Jazigo da Estação

Alguns estudos propõem que os depósitos da Estação e de Feitais formavam um único depósito e o Jazigo da Estação surgiu devido ao deslocamento, de direção NE, do depósito de Feitais, provocado pela Falha da Represa, criando um rejeito de 600 metros (Pirites Alentejanas, S.A., 2007). O corpo de minério maciço apresenta uma morfologia lenticular de 600m de comprimento, 480m de largura e cerca de 90m de espessura (Figura 41 A). Possui uma inclinação de aproximadamente 60° para NE e o seu eixo de maior alongamento mergulha 20-30° para NW (Santos, 2020). Este jazigo ainda não se encontra em exploração, sendo que à data da realização do documento apenas estão a ser desenvolvidos os acessos mineiros.

3.2. Sondagens

Nas minas de Aljustrel, como em todos os trabalhos de engenharia que requerem conhecimento em profundidade, são executadas sondagens para determinação das características geológico-

geotécnicas e, crucial ao caso de estudo, o teor e extensão do corpo mineralizado. Estas são executadas à superfície ou em profundidade, no interior de uma galeria, em função da necessidade de reconhecimento do potencial de exploração mineira de um local específico.

No caso de estudo são realizadas sondagens à rotação com coroa diamantada e recolha de amostra contínua. Este tipo de sondagem é habitualmente utilizado na perfuração de maciços rochosos em que a ferramenta de corte é uma coroa à qual se imprime uma rotação contínua transmitida pelo motor ao conjunto de varas. Na empresa Almina – Minas do Alentejo S.A., as sondagens são realizadas com diferentes diâmetros dependendo de o tipo de maciço expectável a interetar, de acordo com a sua resistência e características geológico-geomecânicas, como apresentado na figura 43.



Figura 43 - Exemplo de tarolos com diferentes diâmetros obtidos de sondagens realizadas (documentação interna: gentilmente cedida por ALMINA - minas do Alentejo S.A).

Após recolha, o testemunho de sondagem é colocado em caixas de madeira devidamente etiquetadas (com nome e número), da esquerda para a direita, com um taco de madeira indicativo da metragem de cada manobra de recolha de testemunho executada, e com o seu início e final devidamente marcados e metragem correspondente (figura 44).

De seguida o geológico ou engenheiro poderá analisar os tarolos recolhidos e proceder à sua caracterização através da realização de *logs* geológicos e geotécnicos (litologia, profundidade e a espessura de camadas, grau de alteração, grau de fraturação, percentagem de recuperação, RQD, preenchimento, rugosidade, etc.).



Figura 44 - Exemplo de caixa de sondagem - Stockwork Pirítico (documentação interna: gentilmente cedida por ALMINA - minas do Alentejo S.A).

Para o caso de estudo, como referido, devido à falta de acessos mineiros ao jazigo da Estação), a análise de estabilidade das respetivas bancadas planeadas será realizada com recurso aos dados recolhidos dos *logs* geológicos e geotécnicos de sondagens realizados.

É necessário ter em conta que os tarolos, além de serem mínimas representações do que surge *in situ*, a perfuração e o seu manuseamento provocam alterações nas características intrínsecas do material, criando fraturas que não existiam previamente, perda de material, entre outros. Deve-se assim ter em conta que a caracterização presente nos *logs* está diretamente dependente do operador pelo que é necessário adotar uma postura crítica no momento da utilização dos dados.

[página propositadamente em branco]

Capítulo IV
Análise Geomecânica Mineira de Estabilidade de Bancadas
(Minas de Aljustrel)

[página propositadamente em branco]

4. Análise Geomecânica Mineira de Estabilidade de Bancadas (Minas de Aljustrel)

Tendo em conta que o objetivo do projeto de mestrado corresponde a uma investigação geotécnica e geomecânica mineiras de bancadas da mina de Aljustrel e, sabendo que se encontram três jazigos em exploração e/ou desenvolvimento, a análise será realizada separadamente, em conjunção com a aplicação de diferentes métodos de recolha de dados. Mais se considera que se recorreu a um conjunto de informação técnico-científica (documental e cartográfica) gentilmente partilhada pela ALMINA, sob coordenação geral da Eng.ª Tânia Rocha, supervisora do Estágio, mas que por razões de confidencialidade ou operacionais não poderá ser integralmente utilizada.

4.1. Jazigo da Estação

Tratando-se de um jazigo que, como mencionado anteriormente, ainda não apresenta acessos ao minério, a análise de estabilidade será realizada através de *logs* de sondagens executadas previamente ao estudo. Por esse motivo, a sua avaliação geomecânica terá de ser encarada como preliminar e prospetiva.

4.1.1. Bancadas

A análise do respetivo jazigo incidirá sobre duas bancadas de zinco (planeadas) entre os pisos 325 e 360, com as seguintes características:

Tabela 15 - Principais características das bancadas de estudo no jazigo da Estação.

Bancada	Litologia	Comprimento (m)		Largura (m)	Altura (m)
		Piso 325	Piso 360		
E325SZ022	Sulfuretos Maciços	54	64	15	41
E325SZ030	Zincíferos	61	84		

A altura das bancadas corresponde à soma da bancada com a galeria do piso superior. As galerias de ataque ao minério possuem 5,5 metros de largura e 6,0 metros de altura. Os tetos das bancadas apresentarão 76° e 61° de inclinação, respetivamente. Na figura 45 estão apresentadas, em planta no piso 360, as respetivas bancadas em estudo, com direção geral N45°E.

Na figura 45 é também possível observar, representado a verde, a posição atual do desenvolvimento, comprovando a falta de acesso ao minério, que surge após a denominada falha de muro presente.



Figura 45 - Localização das bancadas em estudo, do jazigo da Estação, em planta do piso 360. (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedido por ALMINA - minas do Alentejo S.A.).

4.1.2. Método de Estudo

Devido à impossibilidade de estudar o maciço das bancadas *in situ*, foram analisadas as sondagens executadas que interseitassem as cotas de estudo, fossem o mais próximo possível das bancadas, e em que tivessem sido realizados *log* geotécnicos. Sem estas três condições referidas, as sondagens seriam descartadas. Como a base da análise de estabilidade corresponde à aplicação do método gráfico de Potvin, é importante considerar uma sondagem para cada face de estudo. Deste modo foram selecionadas as sondagens discriminadas na tabela 16.

Tabela 16 - Sondagens em estudo, respetiva localização em relação às bancadas e profundidade de estudo.

E325SZ022		
Sondagem	Localização	Profundidade de estudo
ES22002A	Interior bancada	373 - 413
ES18012	Teto	355 - 392
ES22006	Muro	380 - 428
ES22003	Entre as bancadas	337 - 376
E325SZ030		
ES17013	Interior bancada	335 - 373
ES22005	Muro	378 - 421
ES22003	Entre as bancadas	337 - 376

Na figura 46 e 47 encontram-se apresentadas as bancadas e as sondagens selecionadas, em 3D e em planta, respetivamente.

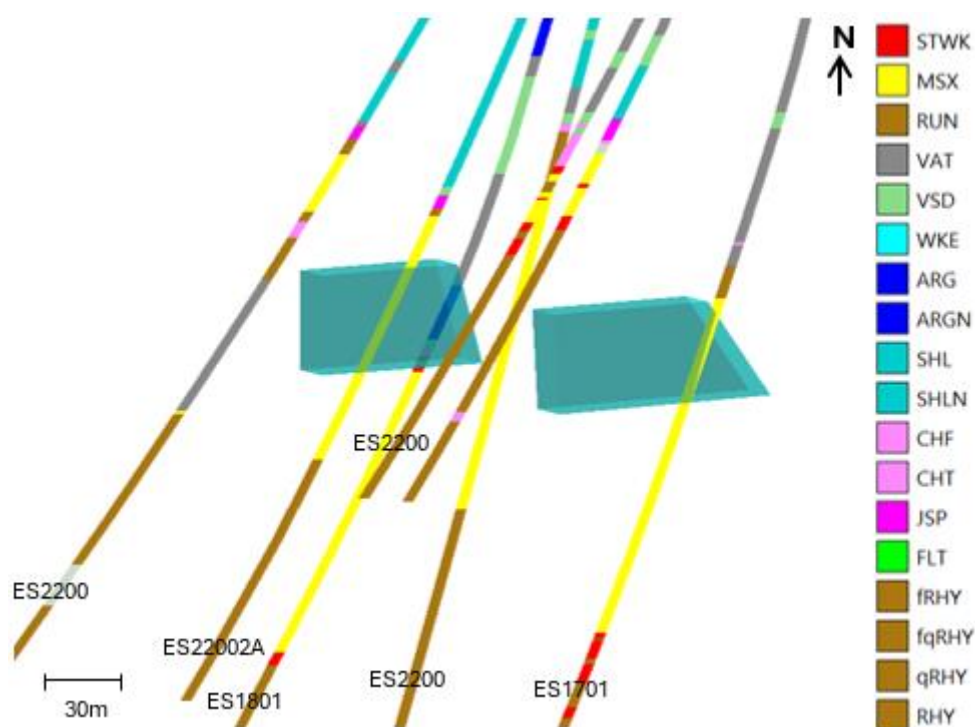


Figura 46 - Bancadas em estudo, sondagens e respetiva litologia presente, em 3D (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida pela Almina- Minas do Alentejo S.A.).

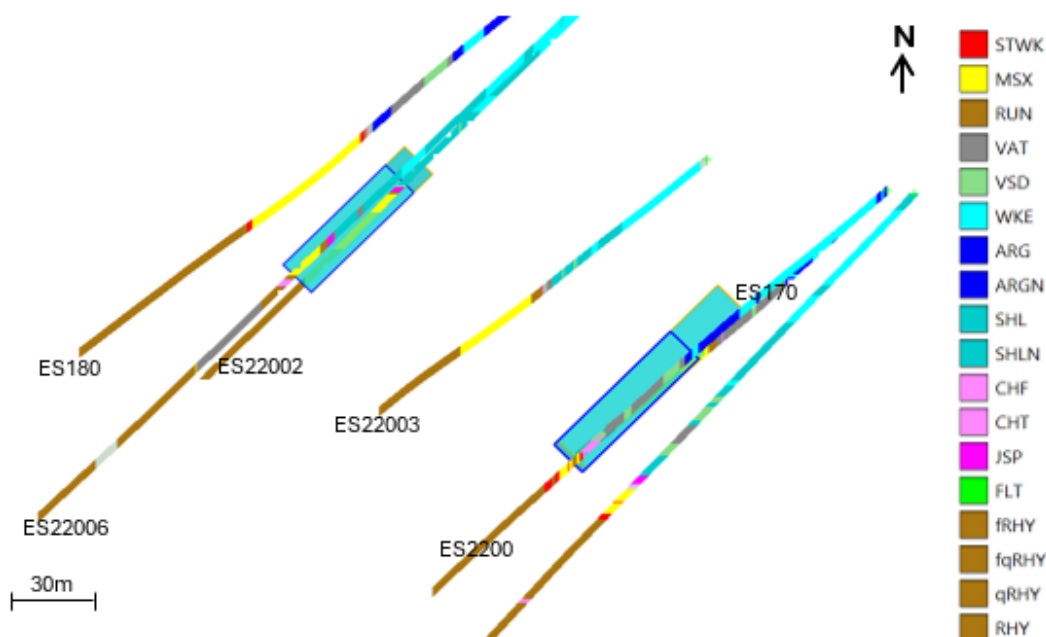


Figura 47 - Representação das bancadas em estudo, sondagens e respetiva litologia, em planta (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida pela Almina- Minas do Alentejo S.A.).

Além da localização das sondagens, é importante conhecer a distância real entre as sondagens e as bancadas de influência, à profundidade de estudo, como apresentado na tabela 17.

Tabela 17 - Distância real entre as sondagens de estudo e os pisos das respetivas bancadas, em metros.

E325SZ022		
Sondagem	Distância (m)	
	Piso 325	Piso 360
ES22002A	-	-
ES18012	26m	16m
ES22006	16m	42m
ES22003	57m	54m
E325SZ030		
ES17013	-	-
ES22005	34m	61m
ES22003	53m	86m

Apesar da sondagem ES22003 conferir todas as condições necessárias para auxiliar no estudo, irá ser descartada devido à sua elevada distância às bancadas, pelo que não seria correto incluí-la na análise de estabilidade.

4.1.3. Principais famílias e roturas

Como verificado no estado de arte, a análise de estabilidade requer o conhecimento dos principais sistemas de famílias de descontinuidades que possibilitam a formação de cunhas e roturas geoestruturais indesejadas. Para isso, no caso do jazigo da Estação, foram cartografadas as atitudes

das discontinuidades nas galerias mais próximas quanto o desenvolvimento permitiu. Deste modo, é possível prever o comportamento do maciço rochoso, ainda que a informação recolhida esteja condicionada devido à influência de uma falha principal que as separa das bancadas em estudo.

O levantamento realizado consistiu no registo da atitude das discontinuidades mais representativas para o caso de estudo (*dip* e *dip direction*) com uma bússola provida de um clinómetro. No Anexo I estão presentes as 46 discontinuidades, localização e respetivas atitudes.

De seguida procedeu-se à representação gráfica das discontinuidades cartografadas e definidas as três principais famílias, com recurso ao programa informático DIPS (Rocscience) que permitiu obter o traçado de curvas de isodensidades de concentração de polos. Na figura 48 está presente o diagrama obtido com o destaque das famílias de discontinuidades definidas.

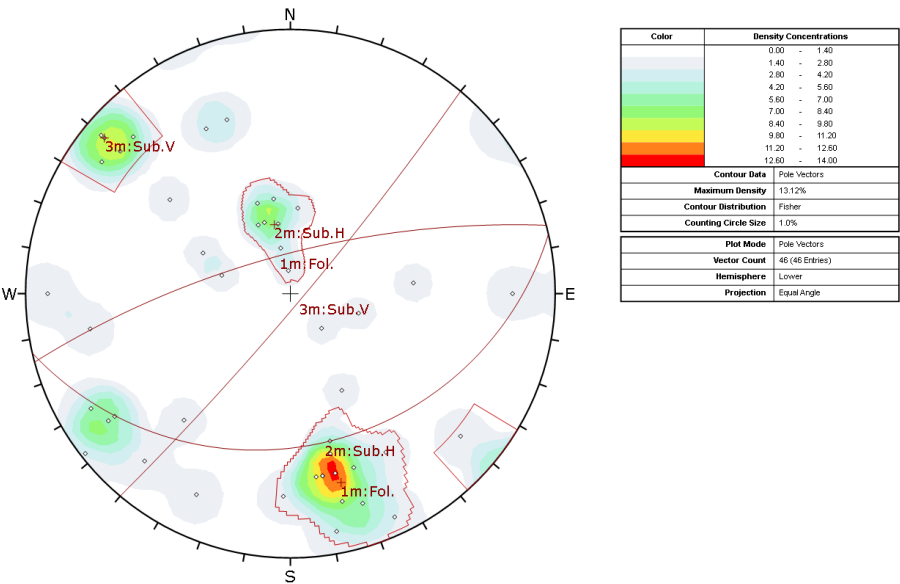


Figura 48 - Estereograma das 46 discontinuidades cartografadas in situ e planos das principais famílias (DIPS).

A representação das discontinuidades no DIPS permitiu, através da densidade populacional, definir na tabela 18 as seguintes principais famílias, como apresenta na figura 48.

Tabela 18 - Atitude das principais famílias de discontinuidades definidas.

Famílias	Atitude			
	Dip	Dip Direction	Direção	Inclinação
1	73	345	N70º-90ºE	60º-80º NW
2	30	167	N60º-80ºE	20º-40 SE
3	85	130	N30º-50ºE	80º-86º SE

Por fim, o *software* DIPS possibilita a realização de uma análise de roturas. Nesta análise foi considerada a atitude mínima (F_n), média (F_n') e máxima (F_n'') das principais famílias de descontinuidades, na direção do desmonte (N45°E) e num valor de ângulo de atrito (30° - predefinido).

Como a direção de rotura está também dependente da face de estudo, deve-se realizar a análise para quadrantes opostos. A análise realizada permite constatar que a terceira família (F_3) poderá dar origem a roturas planares, não excluindo as famílias 1 e 2, por apresentarem direção sub-paralela (figura 49 a) à da bancada. A interseção entre as famílias $F_3 - F_1$ e $F_3 - F_2$ poderão provocar roturas em cunha (figura 49 b). Por último, todas as famílias podem dar origem a roturas por tombamento direto e flexural (figura 49 c e d), sendo a F_3 e F_2 a família mais e menos crítica, respetivamente.

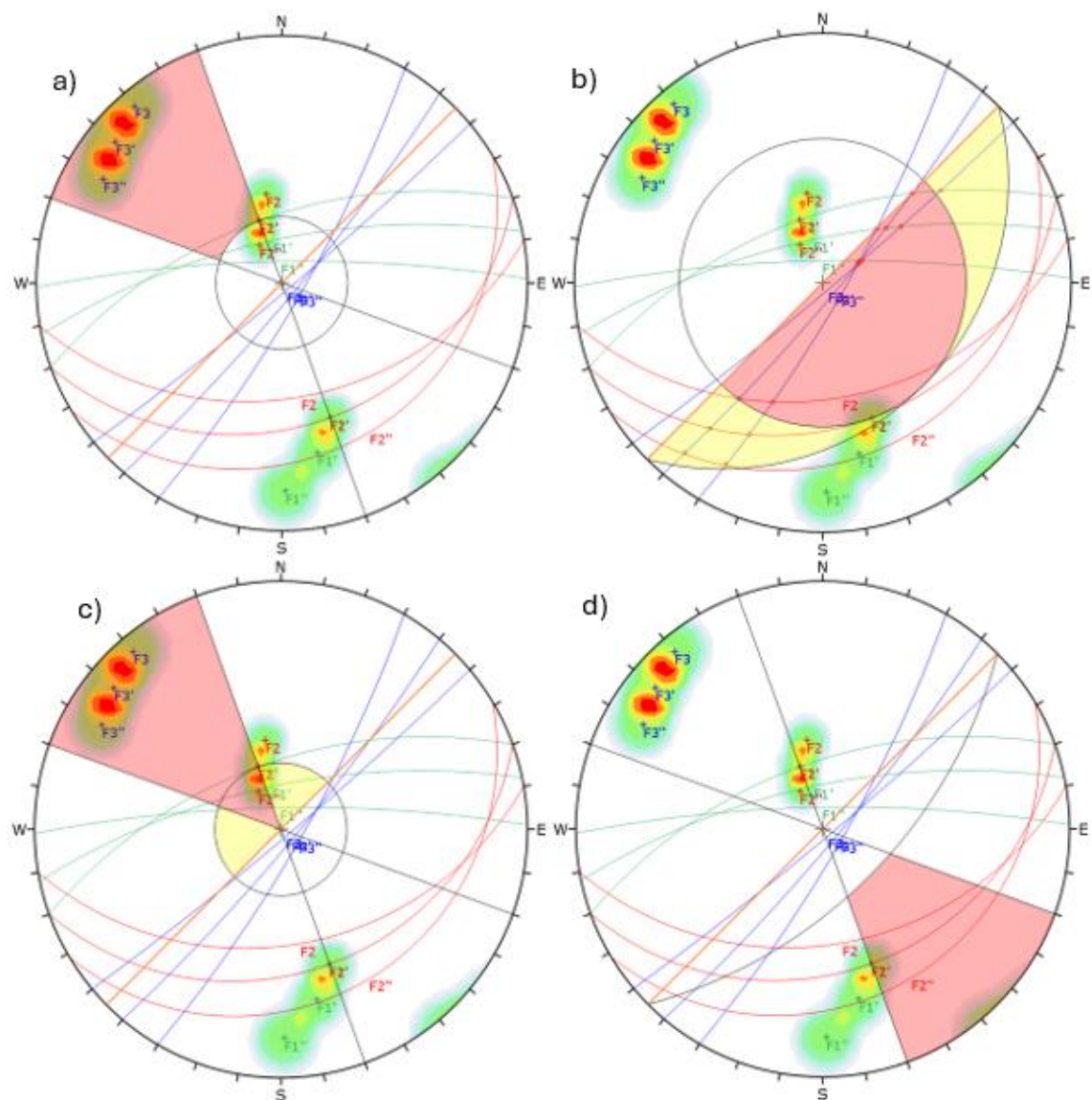


Figura 49 - Análise de roturas das bancadas em estudo do jazigo da Estação. a) Rotura Planar; b) Rotura em cunha; c) Rotura por tombamento direto; d) Rotura por tombamento flexural (DIPS).

4.1.4. Classificações Geomecânicas

De acordo com a análise das sondagens em estudo (tabela 17) e respectivos *logs* geotécnicos, foi realizada uma tabela síntese em que é apresentada a localização face à bancada, os intervalos de estudo, a litologia e parâmetros geotécnicos como o RQD, grau de alteração, grau de fraturação, resistência e os necessários para cálculo do valor de Q' (J_a , J_r , J_n), presente no Anexo II. De modo a ser possível aplicar as correlações apresentadas nos tópicos 2.3.4 e 2.3.5 (Módulo de Deformabilidade e RMR, respetivamente) é necessário determinar o valor de Q-System. Para isso foi assumido o peso do parâmetro J_w como 1 (escavação seca ou caudal baixo) e um SRF como 2,5 (zonas singulares de corte em rocha competente, sem argila e profundidade de escavação >50m). Na tabela 19 está presente um resumo das sondagens, do tipo de material e a média ponderada dos valores de Q' e Q , correspondentes à totalidade das bancadas.

Tabela 19 - Síntese do tipo de material presente e respetivo valor de Q' e Q , de cada sondagem.

E325SZ022				
Sondagem	Intervalo	Material	Q'	Q
ES22002A	373 - 413	Sulfureto Maciço	13,8	5,52
ES18012	355 - 392	Escombros	10,6	4,24
ES22006	380 - 428	Escombros	21,4	8,56
E325SZ030				
ES17013	335 - 373	Sulfureto Maciço	21,2	8,48
ES2205	378 - 421	Escombros	35,7	14,28

Como não é possível aplicar a classificação geomecânica “*Rock Mass Rating*” devido à falta de acesso e informação sobre as descontinuidades presentes nas galerias das bancadas, com recurso ao valor de Q , podem-se aplicar correlações propostas a sua determinação.

No Anexo III estão presentes os valores de RMR calculados segundo Bieniawski (1989) e Barton (2000), de acordo com os valores de Q de cada sondagem. De seguida é apresentado um resumo dos valores obtidos (tabela 20).

Tabela 20 - Síntese dos valores de RMR com base na classificação Q-System de cada sondagem.

E325SZ022			
Sondagem	Q-value	RMR	
		Bieniawski (1989)	Barton (2000)
ES22002A	5,52	59,4	61,1
ES18012	4,24	57,0	59,4
ES22006	8,56	63,3	64,0
E325SZ030			
ES17013	8,48	63,2	63,9
ES2205	14,28	67,9	67,3

Através dos valores de RMR (Bieniawski, 1989) obtidos é possível classificar o maciço rochoso como Razoável a Bom (classe III a classe II).

4.1.5. Estado de tensão

Para estudo da tensão vertical, foram aplicados três métodos:

- Densidades reais;
- *Small Flat-jacks* (macacos planos de pequena dimensão);
- Densidades simplificadas.

O primeiro método consiste na utilização das densidades reais dos materiais recolhidas das sondagens de estudo, nomeadamente a ES22002A e a ES22005. As sondagens estão inclinadas e apresentam desvios, ou seja, poderão não representar as litologias realmente expectáveis desde a bancada até à superfície. O segundo corresponde à aplicação do gráfico da figura 26 definido através de ensaios realizados pela técnica dos macacos planos de pequena dimensão, num outro jazigo. Por último, o método das densidades simplificadas tem em conta a espessura vertical real da superfície até ao jazigo (escombro), e deste até à cota da bancada (minério). De modo a realizar uma análise mais rigorosa serão aplicados os três métodos referidos e determinada a sua média.

Na tabela 21 estão apresentadas as densidades utilizadas para cálculo da tensão de todos os jazigos de estudo, através do método de simplificação.

Tabela 21 - Densidades médias das principais litologias nas minas de Aljustrel.

Litologia	Densidade (g/cm³)
<i>Stockwork</i> (STWK)	33
Sulfureto Maciço (MSX)	44
Escombro	26

No caso do jazigo da Estação, para cálculo da tensão vertical através do método de densidades simplificado, foram tomadas as seguintes espessuras médias (tabela 22).

Tabela 22 - Espessuras litológicas simplificadas desde a superfície até à coroa das bancadas do jazigo da Estação.

E325SZ022	Espessura média (m)
Escombros	270,5
MSX	54,5
E325SZ030	Espessura média (m)
Escombros	281,65
MSX	43,35

Deste modo, foram calculadas as tensões verticais na coroa de cada piso, como apresentado na tabela 23.

Tabela 23 - Tensão vertical na coroa dos pisos de cada bancada do jazigo da Estação.

Tensão Vertical (MPa)	E325SZ022				
	Piso	Método			Média
		Densidades reais	Gráfico	Densidades (simplificado)	
	325	9,5	7,94	9,25	8,90
	360	11,5	8,79	10,76	10,35
	E325SZ030				
	325	8,22	7,94	9,05	8,40
	360	10,23	8,79	10,57	9,51

No Anexo IV estão presentes as litologias observadas nas sondagens desde a superfície, que interseccionam as bancadas, e as respectivas densidades médias para aplicação do primeiro método.

A tensão horizontal foi determinada a partir do segundo método (gráfico da figura 26) e da sua relação com a tensão vertical (equação 11), assumindo um coeficiente de Poisson de 0,3 para todos os casos do estudo do documento, tendo em conta que o do cobre é de 0,34 e que para a maioria das rochas varia entre 0,25 e 0,33 (Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011), (tabela 24).

Tabela 24 - Tensão horizontal nos pisos de cada bancada do jazigo da Estação.

	E325SZ022			
Tensão Horizontal (MPa)	Piso	Método		Média
		Gráfico	$\sigma_h = \sigma_v \times k$	
	325	4,16	3,97	4,06
	360	4,61	4,62	4,61
	E325SZ030			
	325	4,16	3,88	4,02
	360	4,61	4,53	4,57

Deste modo, na tabela 25 estão apresentados os valores médios de tensão vertical e horizontal das respectivas bancadas.

Tabela 25 - Tensões médias nas bancadas em estudo do jazigo da Estação.

Sondagem	σ_v (MPa)	σ_h (MPa)
E325SZ022	9,62	4,34
E325SZ030	8,96	4,29

4.1.6. Modelação numérica (RS2)

Na modelação de RS2 foi utilizada uma fronteira externa retangular com um fator de expansão superior a 3, que está dependente das dimensões da escavação e define a distância entre a fronteira externa e a fronteira da cavidade.

De forma a simplificar a modelação e diminuir o tempo de computação do *software*, serão definidos apenas dois materiais geológicos: escombros e sulfureto maciço. Como é necessário parametrizar as características geomecânicas do terreno e devido à falta de dados e informação, foram assumidos os valores de RMR obtidos anteriormente para os sulfuretos maciços (tabela 20) e calculado o respetivo módulo de deformabilidade, coesão e ângulo de atrito. Relativamente ao escombros, o valor de Q foi definido através do cálculo da média ponderada de todos os valores determinados desde a superfície até ao jazigo, em função da profundidade. Na tabela 26 estão apresentados valores dos parâmetros das litologias definidas na modelação.

Tabela 26 - Parâmetros geomecânicos das litologias para modelação em RS2, do jazigo da Estação.

Litologia	Q	RMR (Bieniawski, 1989)	RMR (Barton, 2000)	RMR médio	Em (GPa)	Coesão (MPa)	Ângulo de Atrito (°)
Escombros	1,82	49,39	53,9	51,6	12,21	0,268	32
MSX*	5,52	59,38	61,1	60,3	17,67	0,306	36
MSX**	8,48	62,24	63,9	63,6	20,39	0,314	36

*Bancada E325SZ022 **Bancada E325SZ030

Como a sondagem que intersecta a bancada E325SZ030 foi executada em 2017, apenas foi realizado *log* geológico-geotécnico a partir da profundidade de sondagem 205m. Deste modo, os parâmetros relativamente ao escombros serão os mesmos da bancada E325SZ022.

Para o valor da porosidade, devido à inexistência de dados referentes, será utilizado o predefinido pelo *software* (0,5) e, como mencionado anteriormente, um coeficiente de Poisson de 0,3.

De seguida, procede-se à caracterização e definição da malha de elementos finitos. Assim foi definida uma do tipo graduada, com 50 nós triangulares e um fator de graduação de 0,1.

Com base nas dimensões nas bancadas, nos parâmetros determinados, na orientação das bancadas (N45°E) e respetivas tensões (tabela 25), procede-se à computação do modelo definido. A respetiva modelação permitirá observar o comportamento do maciço e determinar o deslocamento total máximo (m), nas bancadas e respetivos pisos.

Na figura 50 é possível analisar os deslocamentos totais (m) das bancadas E325SZ022 e E325SZ030, respetivamente.

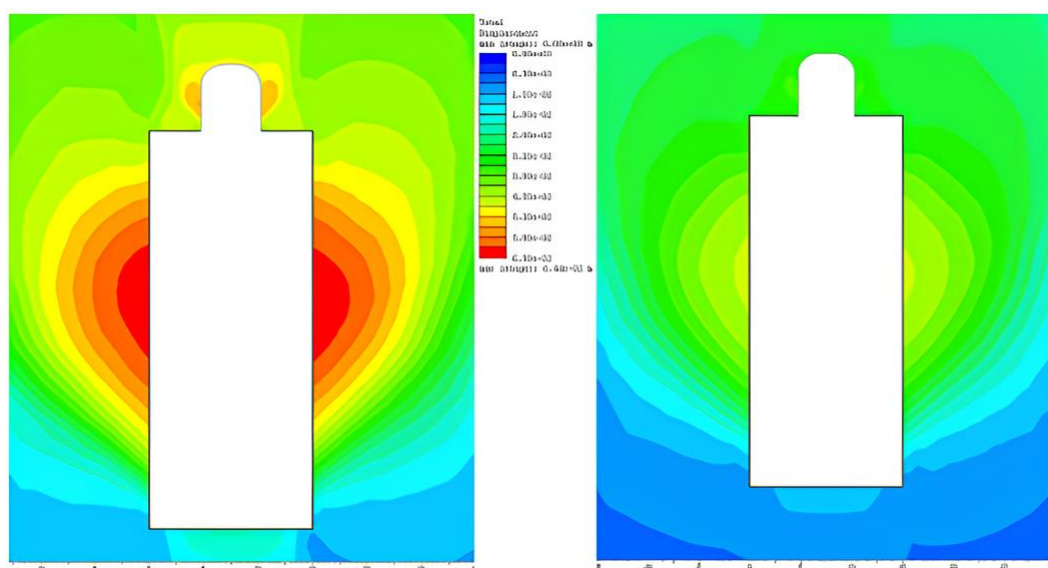


Figura 50 - Deslocamentos totais das bancadas E325SZ022 e E325SZ030, respetivamente (RS2).

Através da análise das figuras anteriores foi possível obter os resultados presentes na tabela 27.

Tabela 27 - Deslocamento total máximo obtido em RS2 para cada bancada, do jazigo da Estação.

E325SZ022	Galeria 325	Bancada
Deslocamento total máximo (m)	0,049m na coroa e 0,053m hasteais	0,065m hasteais
E325SZ030	Galeria 325	Bancada
Deslocamento total máximo (m)	0,033m na coroa e 0,038m hasteais	0,047m hasteais

Como expectável, os hasteais representam a maior deformabilidade de toda a bancada (0,053m) seguida da coroa (0,049m). Ainda assim, a bancada E325SZ030 apresenta menores deslocamentos, devido à melhor qualidade do maciço rochoso, quando comparada com a bancada E325SZ022.

4.1.7. Método Gráfico de Estabilidade (Potvin)

Como o método é realizado para cada secção de uma bancada, numa primeira fase é importante definir que dados de sondagens serão utilizados para cada face de estudo, nomeadamente o RQD, o Q' e a resistência à compressão. Desta forma foram feitas as correspondências presentes na tabela 28.

Tabela 28 - Correspondência entre sondagens e faces estudadas das bancadas, do jazigo da Estação.

Sondagens	E325SZ022	E325SZ030
Teto	ES18012	ES17013
Hasteais	ES22002A	ES17013
Coroa	ES22002A	ES17013
Muro	ES22006	ES22005

Fator A

Para determinação do fator A, além da tensão vertical, é necessário um valor de compressão uniaxial. No caso do jazigo da Estação em que não há acesso às faces, foi determinado através da média ponderada dos valores presentes nos *logs* geotécnicos (tabela 29).

Tabela 29 - Valores de resistência à compressão por face das bancadas, do jazigo da Estação.

Face	Resistência à compressão (MPa)	
	E325SZ022	E325SZ030
Teto	63,8	250
Hasteais	250	250
Coroa	250	100
Muro	63,8	105

Fatores B e C

Como estes fatores estão dependentes das atitudes das famílias de descontinuidades e das faces de estudo, é necessário definir qual a família crítica para cada secção. Na tabela 30 são apresentadas as atitudes de cada secção e a respetiva família crítica.

Por fim, após determinação de todos os parâmetros necessários, é possível proceder-se ao cálculo do número de estabilidade (N'). Nas tabelas 31 e 32 estão apresentados parâmetros que permitiram determinar o N' por face, das bancadas E325SZ022 e E325SZ030, respetivamente.

Tabela 30 - Dip e Dip Direction de cada secção e respetiva família de descontinuidades crítica.

	Dip	Dip direction	Família mais desfavorável
Bancada	90	135	-
Coroa	0	135	2
HD	90	135	1
HE	90	135	3
Muro	90	45	1
Teto	76 ou 61	45	3

Tabela 31 - Determinação do número de estabilidade (N') de cada face das bancadas, do jazigo da Estação.

E325SZ022						
Face	Q'	RH	Fator A	Fator B	Fator C	N'
Coroa	13,8	5,9	1,0	0,2	2,0	5,5
HD	13,8	12,0	1,0	0,28	3,7	14,3
HE	13,8	12,0	1,0	0,23	2,5	7,9
Muro	21,4	5,5	0,6	0,82	3,7	40,4
Teto	10,6	5,5	0,6	0,98	8,0	51,5
E325SZ030						
Face	Q'	RH	Fator A	Fator B	Fator C	N'
Coroa	14,1	6,0	1,0	0,20	2,0	5,7
HD	21,2	12,6	1,0	0,28	3,7	22,0
HE	21,2	12,6	1,0	0,23	2,5	12,2
Muro	35,7	5,5	0,6	0,82	3,7	108,3
Teto	21,2	5,5	0,6	0,98	8,0	157,8

O Anexo V compreende todos os dados necessário para determinação do número de estabilidade (N').

Por fim, com base nos valores de N' e raio hidráulico é possível avaliar as condições de estabilidade, sem sustimento, de cada face (figura 51 a e b).

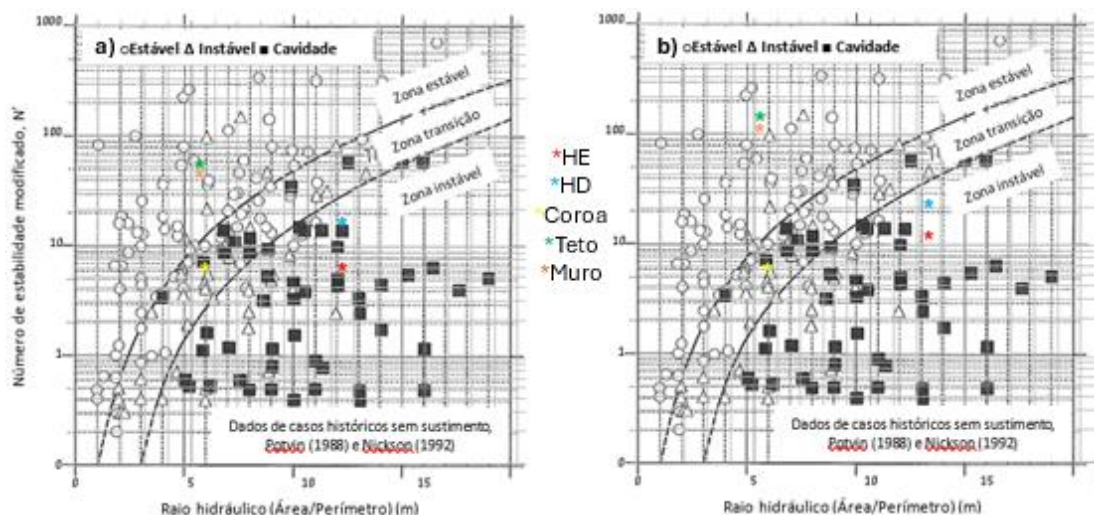


Figura 51 - Gráfico de estabilidade para cada face do desmonte. a) Bancada E325SZ022; B) Bancada E325SZ030.

A análise de estabilidade efetuada permite concluir que os contactos a muro e teto das bancadas se encontram estáveis. Porém, os hasteais estão instáveis devido ao elevado raio hidráulico, e as coroas dos respetivos pisos enquadram-se na zona de transição resultante da família de descontinuidades mais desfavorável (sub-horizontal).

Poder-se-á, ainda, determinar o raio hidráulico máximo admissível correspondente ao limite inferior da zona de transição, de acordo com a equação 21 (tabela 32). A análise da tabela 32 demonstra que o comprimento planeado das bancadas é superior ao máximo necessário para assegurar a “estabilidade” (zona de transição). Quando a estabilidade da totalidade de uma bancada não é conseguida, é requerido definir e propor meios que permitam contrariar a situação.

Tabela 32 - Raio Hidráulico máximo admissível.

E325SZ022			
Face	N'	R.H. Real	R.H. Máximo
Coroa	5,5	5,9	6,7
HD	14,3	11,9	9,2
HE	7,9	11,9	7,5
Muro	40,4	5,5	13,1
Teto	51,5	5,5	14,2
E325SZ030			
Face	N'	R.H. Real	R.H. Máximo
Coroa	5,7	6,0	6,7
HD	22,0	12,6	10,6
HE	12,2	12,6	8,7
Muro	108,3	5,5	18,2
Teto	157,8	5,5	20,7

4.1.8. Medidas de Estabilidade

Uma proposta direta seria a redução das dimensões das bancadas de modo a diminuir o raio hidráulico, porém, uma hipótese desse tipo resultaria na perda de material com o teor mineral pretendido. Ainda assim, quando a estabilidade das bancadas não é assegurada em toda a sua extensão, existe a possibilidade de colocar sustimento ou dividir a exploração por desmontes. A divisão referida consiste na exploração da bancada em parcelas e do respetivo enchimento, sucessivamente até à extensão planeada.

Quanto ao sustimento irão ser propostos suportes do tipo pregagens, cabos e, possivelmente, betão projetado. O primeiro e o último serão realizadas de acordo com as classificações geomecânicas Q-System, RMR (*“Rock Mass Rating”*), para coroa e hasteais de cada piso. Por outro lado, a respetiva malha e comprimento dos cabos serão determinados de acordo com os ábacos propostos por Rodríguez (2022), com base no valor de N' e raio hidráulico.

Para determinação do sustimento necessário de acordo com o valor de Q-System (figura 24) é necessário calcular a dimensão equivalente (D_e), definida através do quociente entre a largura/altura e o *Excavation Support Ratio* (ESR). Assumindo um ESR de 3,5 (galerias e bancadas temporárias), obtém-se uma dimensão equivalente de 1,57. Com isto é possível determinar o sustimento teórico necessário, como apresentado na tabela 33.

Tabela 33 - Sustimento teórico de acordo com a classificação geomecânica Q-System.

E325SZ020		Q	Sustimento
325	Coroa	5,64	Sem suporte
	Hasteais	5,64	
360	Coroa	6,29	
	Hasteais	6,29	
E325SZ030		Q	Sustimento
325	Coroa	5,65	Sem suporte
	Hasteais	8,48	
360	Coroa	8,48	
	Hasteais	8,48	

De acordo com o ábaco da figura 24, que correlaciona a qualidade do maciço rochoso e o seu sustimento, não será necessário qualquer pregagem ou betão projetado nas galerias, devido à dimensão equivalente baixa e valor de Q elevado.

Segundo Barton et al. (1974), de acordo com a largura/altura das galerias e respetivo valor de ESR definido, serão necessárias pregagens com as dimensões apresentadas na tabela 34.

Tabela 34 - Comprimento das pregagens para o teto e hasteais segundo Barton et al. (1974).

Secção	Comprimento Pregagens (m)
Coroa	2,2 m
Hasteais	2,3 m

Por último, na tabela 35 é apresentado o sustimento teórico de acordo com a classificação RMR, para a coroa e hasteais de cada piso.

Tabela 35 - Sustimento teórico de acordo com a classificação geomecânica RMR.

E325SZ022		RMR	Classe	Pregagens	Betão projetado
325	Coroa	61,3	Razoável a bom	3,0m de comprimento, espaçamento de 2,0m	50mm
	Hasteais	61,3	Razoável a bom		30mm quando necessário
360	Coroa	62,0	Razoável a bom		50mm
	Hasteais	62,0	Razoável a bom		30mm quando necessário
E325SZ030		RMR	Classe	Pregagens	Betão projetado
325	Coroa	61,3	Razoável a bom	3,0m de comprimento, espaçamento de 2,0m	50mm
	Hasteais	63,9	Bom	3m de comprimento, espaçamento de 2,5m	50mm quando necessário
360	Coroa	63,9	Bom		50mm quando necessário
	Hasteais	63,9	Bom		50mm quando necessário

Pela análise das tabelas anteriores é possível observar que as propostas de sustimento diferem significativamente. A diferença reside no facto da classificação RMR apenas ter em conta a classificação da rocha e não as dimensões da escavação.

Através do gráfico de estabilidade foi possível definir possíveis soluções para melhoramento da estabilidade (figura 35), com recurso a sustimento (cabos) e/ou divisão da exploração.

Os cabos podem ser definidos diversas soluções em função dos comprimentos existentes e da zona do gráfico a atingir (estável ou de transição). Assim torna-se possível garantir as dimensões das bancadas e definir 2 condições de estabilidade: estável e em zona de transição.

Na tabela 36 estão presentes possíveis soluções definidas com base na figura 35.

Tabela 36 - Dimensionamento dos cabos de acordo com o tipo de estabilidade pretendido.

Estabilidade	Estável	Estável com divisão*	Zona de transição
E325SZ022			
Coroa	Cabos de 7m com 2,5m espaçamento	Cabos de 5 metros com 3m espaçamento.	-
HD	-	Cabos de 9m com espaçamento 2,5m (32m da galeria mais extensa– Pior cenário)	Cabos de 13m e espaçamento de 1,5m.
HE	-	Cabos de 9-13m e espaçamento 1,5-2,0m (32m da galeria mais extensa– Pior cenário)	Cabos de 18m com 1,0m de espaçamento (Limite zona transição)
E325SZ030			
Coroa	Cabos de 7m com 2,5m espaçamento	Cabos de 5m com 3,0m espaçamento	-
HD	-	cabos de 9-(13)m com 2-2,5m de espaçamento (84m da galeria mais extensa– Pior cenário)	Cabos de 13m espaçados de 1,0m
HE	-	Cabos de 9m com espaçamento 1,5m ou cabos de 13m com espaçamento de 2,0m (84m da galeria mais extensa– Pior cenário)	18m com espaçamento de 1,5m

(*) Estável c/ divisão corresponde à exploração e enchimento das bancadas por fases, quanto à sua extensão.

No dimensionamento dos cabos com divisão foi considerada a extensão máxima da bancada por se tratar do pior cenário (RH maior) e o método de furação ser ascendente. É importante referir que a malha proposta não é definitiva, sendo que é possível, por exemplo, diminuir o comprimento dos cabos se reduzir a malha, ou aumentar o comprimento e aumentar o espaçamento.

Poderão ser ainda propostas soluções sem sustimento, que consistem apenas na divisão do desmonte em fases, como referido anteriormente. Serão definidas 2 hipóteses para cada face, uma mais conservadora/segura e uma com maior risco, correspondente à determinação de comprimentos máximos para limite na zona do estável e limite máximo da zona de transição, respetivamente (tabela 37).

Tabela 37 – Propostas de estabilidade sem sustimento para cada face das respetivas bancadas.

Estabilidade	Estável	Zona de transição
E325SZ022		
Coroa	Enchimento a cada 20m	-
HD	Enchimento a cada 16m	Enchimento a cada 33m
HE	Enchimento a cada 12m	Enchimento a cada 24m
E325SZ030		
Coroa	Enchimento a cada 20m	-
HD	Enchimento a cada 21m	Enchimento a cada 44m
HE	Enchimento a cada 15m	Enchimento a cada 30m

Este tipo de solução, apesar de garantir a estabilidade, apresenta custos e tempos operacionais extremamente elevados.

4.1.9. Proposta de Estabilidade

Independentemente da solução a adotar, a colocação de pregagens do tipo *swellex* é imprescindível, de modo a garantir a segurança das operações necessárias. Assim, com base nas características do sustimento necessário, proposto pelas classificações geomecânicas, foi definido o suporte apresentado na tabela 38.

Tabela 38 - Características dos swellex e do betão projetado.

Características	E325S022	E325S030
<i>Swellex</i>	2,5m com 2,0m espaçamento	2,3m com 2,0m espaçamento
Betão Projetado	50mm espessura, se necessário	

A colocação de betão projetado poderá ser tomada no momento do desenvolvimento das galerias. Ainda assim, poderá haver necessidade de colocar betão projetado no contacto a muro devido à influência da falha principal presente.

De acordo com o histórico de análises de estabilidade realizadas às bancadas nas minas de Aljustrel, as soluções menos conservadoras (zona de transição no gráfico de estabilidade) apresentaram resultados positivos, devido à qualidade da rocha presente.

Na tabela 39 estão apresentadas as soluções finais propostas, de acordo com o método gráfico de estabilidade, definidas com base no reduzido conservadorismo usualmente adotado na empresa.

Tabela 39 - Possíveis soluções de estabilidade com cabos ou exploração por fases e enchimento.

E325S022			
Soluções	Coroa	HD	HE
Cabos	-	13m com 1,5m espaçamento	18m com 1,0m espaçamento
Enchimento s/cabos	Enchimento a cada 24m		
E325S030			
Cabos	-	13m com 1,0m espaçamento	18m com 1,5m espaçamento
Enchimento s/cabos	Enchimento a cada 30m		

Enquanto os *swellex* foram dimensionados de modo a sustentar as galerias, a colocação de cabos, ou exploração faseada com enchimento, garantem a estabilidade das bancadas na totalidade.

Como não serão realizados abatimentos das galerias das bancadas de estudo, a execução dos cabos habitualmente utilizados (tensionados e injetados com calda de cimento) não funcionará corretamente porque, como atravessarão o minério, serão destruídos no momento do desmonte.

Assim, nas bancadas em estudo do jazigo da Estação, foi proposta uma outra solução, como apresentado na figura 52.

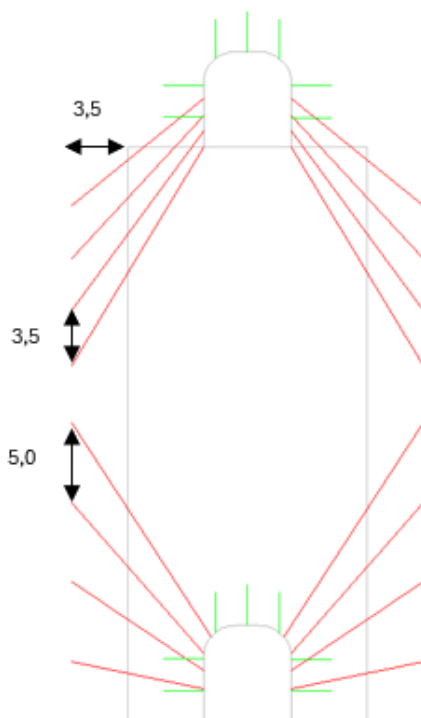


Figura 52 - Proposta de sustimento das bancadas do jazigo da Estação.

Na proposta apresentada na figura anterior observam-se pregagens do tipo *swellex* (verde), executados a, pelo menos, 1,9m de altura (limitação do equipamento) e cabos do tipo provisório (vermelho). As características dos cabos apresentados são consequência da elevada altura de bancada (35m), da instabilidade dos respetivos hasteais e do facto de não serem realizados abatimentos. Este tipo de cabos não será tensionado, apresenta diferentes comprimentos, garantindo que 1/3 do total intersele a rocha encaixante, e apenas é injetada a parte do cabo que é expectável permanecer ativo mesmo após o desmonte.

Deste modo, no piso 325, foi proposta a colocação de 4 cabos por hasteal, com 1m de espaçamento no hasteal da galeria, apresentando o mais extenso 16m. Em relação à horizontal, serão estendidos 3,5m para além dos hasteais e 3,3m de espaçamento entre cada terminação do cabo. Quanto ao piso 360, os cabos do hasteal possuirão 1,10m de espaçamento na galeria e 5,0m no seu terminal. As dimensões definidas permitem abranger as dimensões das bancadas, garantindo a estabilidade.

A solução apresentada, relativamente ao tipo de cabos utilizados, retrata apenas uma proposta preliminar, pelo que requer um estudo pormenorizado do tipo de sustimento referido, dos custos, da possibilidade de execução dos equipamentos, dos inconvenientes, etc.

Por fim, pode-se recorrer ao *software* Unwedge para análise da estabilidade das cunhas, formadas pelas principais famílias de descontinuidades, e do sustimento proposto (figura 53). Para a referida modelação é necessário inserir determinados parâmetros obtidos anteriormente, como a atitude das descontinuidades, a coesão, o ângulo de atrito, a extensão das bancadas e a respetiva tensão vertical e horizontal.

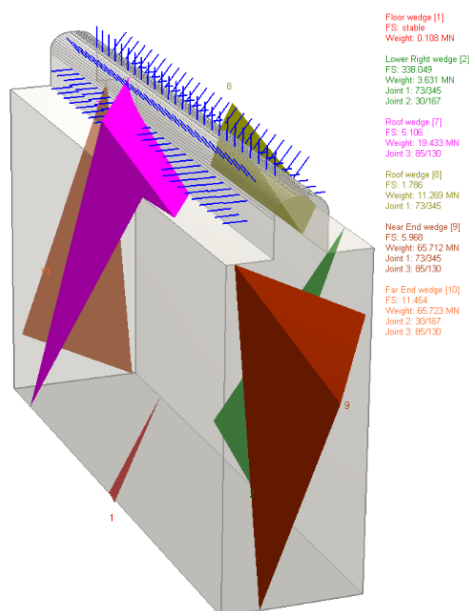


Figura 53 - Representação das cunhas formadas, sustimento e respetivo fator de segurança (Unwedge).

De acordo com o *software* Unwedge, todas as cunhas formadas apresentam um fator de segurança superior a 1.5, encontrando-se estáveis. Um inconveniente do programa é o facto de apenas possibilitar a representação de escavações com geometria simples e numa única direção, impossibilitando, por exemplo, curvas, interseções ou inclinações. Impossibilita ainda a modelação do sustimento para o interior da bancada, como proposto na figura 52.

Como a estabilidade de uma bancada está altamente dependente das descontinuidades presentes e sabendo que os resultados de estabilidade obtidos não são os esperados para o tipo de litologia em análise (Sulfureto Maciço), é correto considerar o estudo demasiado preliminar. Isto acontece porque os levantamentos não foram realizados na mesma litologia das bancadas (estéril), não representando a variação expectável de características após a falha de muro e apenas foram utilizados dados de sondagens. Conclui-se assim que é imprescindível o estudo *in situ* das galerias correspondentes às bancadas e redeterminação da estabilidade.

As etapas para análise das bancadas do jazigo da Estação irão servir de exemplo para as bancadas estudadas de seguida.

4.2. Jazigo do Moinho

Tratando-se de uma mina mais antiga, mais pequena, e de pior qualidade geotécnica, foi proposta a aplicação do mapeamento pela técnica da amostragem linear (*scanlines*) para estudo de uma das bancadas em desenvolvimento.

4.2.1. Bancada

Como referido anteriormente, o jazigo do Moinho é explorado através de bancadas longitudinais, paralelas ao jazigo. Assim, a bancada em estudo será a M440S015, de cobre, com as características apresentadas na tabela 40.

Tabela 40 - Principais características da bancada de estudo do jazigo do Moinho.

Bancada	M440S015
Litologia	<i>Stockwork</i>
Direção	N135ºE
Comprimento (m)	30
Largura galeria (m)	5
Largura bancada (m)	15
Altura galeria (m)	5
Inclinação muro (º)	76
Inclinação teto (º)	81
Altura bancada muro (m)	26,7
Altura bancada teto (m)	26,3
Tipo de desmonte	Descendente

A altura da bancada corresponde à soma da bancada (20m) com a galeria do piso superior. As galerias de ataque ao minério possuirão 5,0 metros de largura e altura e as faces de muro e teto apresentam inclinação. Diferente do planeado nas bancadas do jazigo da Estação, a bancada M440S015 será explorada através de furação descendente e como tal, os hasteais das galerias serão abatidos até possuir a largura da bancada (15m). Assim, toda a análise relativa às galerias de estudo será realizada considerando os abatimentos efetuados. Na figura 54 está apresentada, em planta no piso 440, a respetiva bancada em estudo, com direção geral N135ºE.

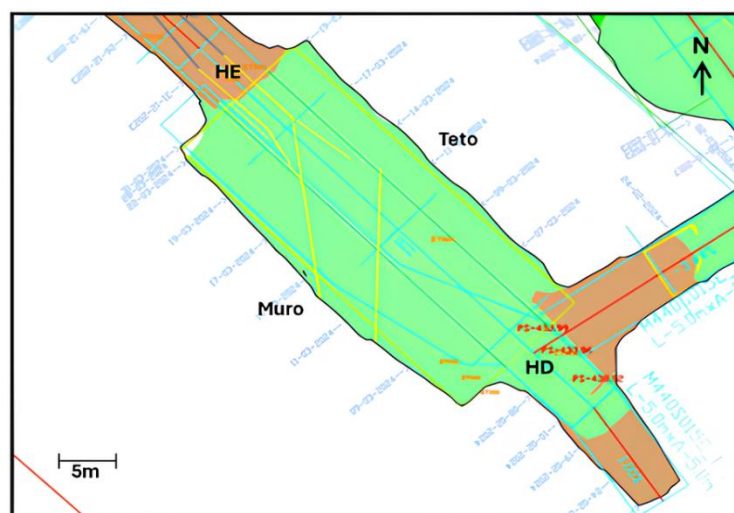


Figura 54 - Planta da bancada em estudo do jazigo do Moinho, no piso 440 (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).

4.2.2. Método de estudo

Para análise da bancada em estudo, serão realizados levantamentos *in situ* através do método de *scanline*, complementado com dados de sondagens existentes. Nos Anexos VI e VII estão apresentadas as fichas de levantamento geológico-geomecânico das descontinuidades e de valores de resistência, respetivamente. O segundo foi executado com recurso a um esclerómetro portátil⁷ (martelo Clássico Schmidt da PROCEQ – tipo L, para rochas) consistindo na realização de 10 medições em cada estação, de metro a metro. Seguiram-se as recomendações previstas pela ISRM (2015).

Foram apenas efetuados levantamentos, através da colocação de uma fita graduada, numa face do piso superior da bancada (440) por falta de segurança e de acesso do piso inferior. A impossibilidade de recolha de dados através do mesmo método ocorreu devido a fatores como a descompressão do terreno (material solto), “*slot*” aberta, furação descendente da bancada em execução e falta de ventilação. Ainda assim foram realizadas rápidas inspeções ao piso referido para registo de qualquer informação relevante e/ou diferente do observado no nível superior e efetuados medições com o martelo de Schmidt em diferentes locais do *stockwork*. Deste modo, a análise da bancada M440S015 será realizada com foco na cartografia do piso 440 e em sondagens próximas.

⁷ Gentilmente cedido pelo LABCARGA – Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada do ISEP.

4.2.3. Dados recolhidos

Foram registadas 77 descontinuidades na face de muro da bancada e 32 estações de medição através do martelo de Schmidt. Na tabela 41 está presente um resumo do levantamento de dados realizado.

Tabela 41 - Síntese do levantamento realizado no piso 440, através do método de *scanline*.

Parâmetros (ISRM, 1978, 1981)	Geral
Grau de alteração	W2-3
Espaçamento (cm)	1 - 227
	38
Abertura (mm)	0 - 30
	1
Comprimento (m)	0,1 - 50
	5
Presença de água	Seco (61%)
	Húmido (26%)
	Gotejante (13%)
Preenchimento	Sem (92%)
	Carbonatos (7%)
	Argila (1%)
Rugosidade (Ondulada - R3)	Lisa (69%)
	Macia (12%)
	Rugosa (19%)
Resistência UCS (MPa)	30 - 148
	85

Através da análise da tabela 41 observa-se que a bancada de estudo apresenta um grau de alteração W₂₋₃, e as descontinuidades encontram-se medianamente afastadas, abertas sem preenchimento (92%) e maioritariamente onduladas lisas (foliação evidente). Quanto à presença de água, por vezes, é observada alguma humidade resultante de operações em pisos superiores. A rocha em estudo apresenta uma resistência à compressão uniaxial média de 85 MPa, no entanto, no piso inferior foi possível efetuar medições em zonas intactas tendo sido determinados valores na ordem dos 125MPa.

Na figura 55 está apresentado o sólido da bancada em estudo e as respetivas sondagens executadas nas imediações.

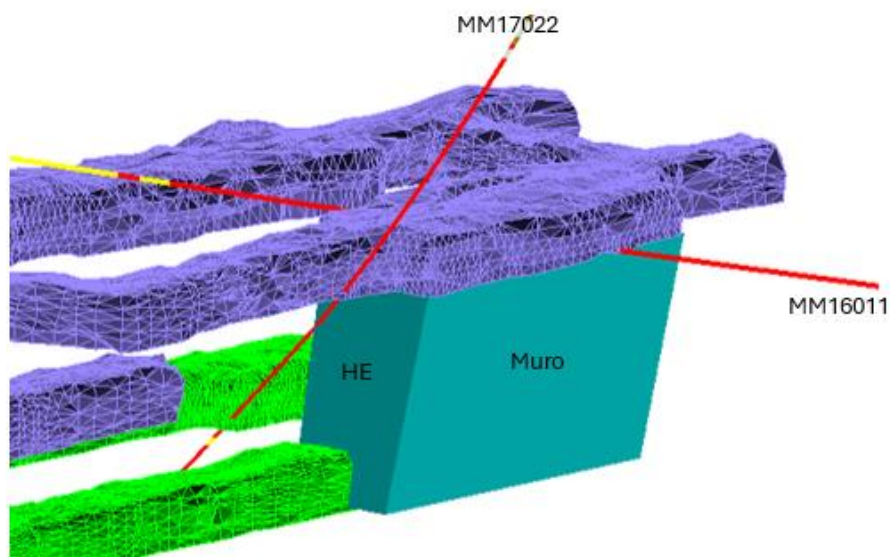


Figura 55 - Sólido da bancada, galerias de acesso e sondagens realizadas na proximidade (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida por ALMINA - minas do Alentejo S.A.).

Como as sondagens presentes foram executadas em 2016 e 2017, respetivamente, apenas foram registadas as características geológicas e percentagens de RQD, não tendo sido realizados *logs* geotécnicos à profundidade desejada. Na tabela 42 estão presentes os principais dados recolhidos das sondagens.

Tabela 42 - Sondagens próximas à bancada e principais parâmetros.

Sondagem	Localização	Cota	Litologia	Intervalo influência		Fraturas (nº)	Grau de Fraturação (F)	RQD (%)
				Início	Fim			
MM16011	Intersecta teto	205	STWK	203,15	206,5	23	F4	62
	Intersecta muro	220	STWK	219,05	220,05	12	F4	48
MM17022	Coroa	112,5	STWK	112	124,25	-	F3	86
	HE	118	STWK			-	F3	90

4.2.4. Principais famílias e Roturas

De acordo com o levantamento das discontinuidades presentes na face de muro da bancada (30m) e com recurso ao programa DIPS, foi possível definir as principais famílias, representadas na figura 56 e apresentadas na tabela 43.

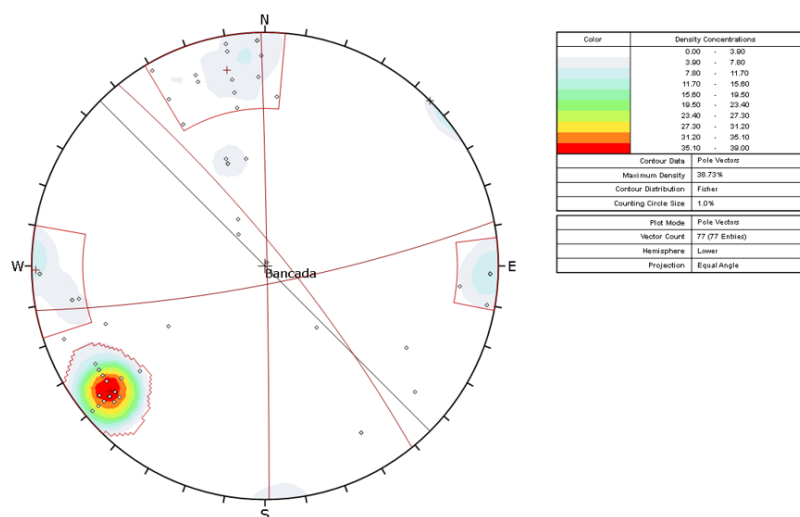


Figura 56 - Estereograma das 77 descontinuidades cartografadas in situ e planos das principais famílias (DIPS).

Tabela 43 - Atitude geológica das principais famílias de descontinuidades.

Famílias	Atitude geológica			
	Direção	Inclinação	dip	dip direction
1	N140º-150ºE	70º-88º NE	81	51
2	N240º-270ºE	69º-88 NW	81	169
3	N170º-190ºE	78º-88º SE/NE	89	89

De seguida, através do *software* procede-se à análise de roturas. Foi considerada a atitude mínima (F_n), média (F_n') e máxima (F_n'') das principais famílias de descontinuidades, na atitude média do desmonte (79º; N135ºE;) e num valor de ângulo de atrito (30º - predefinido), tendo-se obtido os resultados presentes na figura 57.

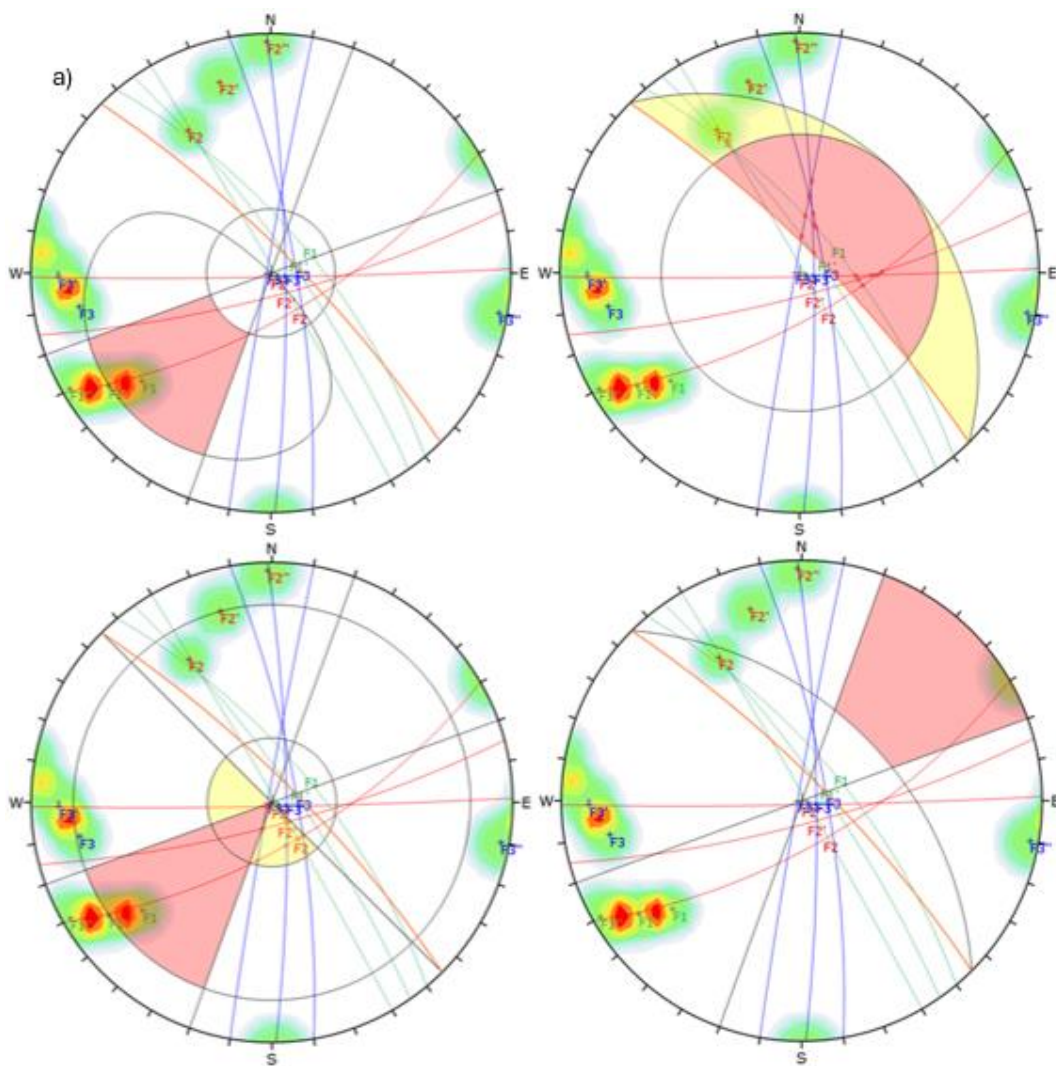


Figura 57 - Principais roturas da bancada M440S015 do jazigo do Moinho. a) Rotura Planar; b) Rotura em cunha; c) Rotura por tombamento direto; d) Rotura por tombamento flexural (DIPS).

Como a direção de rotura está também dependente da face de estudo, deve-se realizar a análise para quadrantes opostos. Assumindo um limite lateral de 25°, é possível constatar que a primeira família (F_1) poderá dar origem a roturas planares, por tombamento direto e flexural, por apresentar direção sub-paralela à bancada. As interseções entre as famílias poderão provocar roturas em cunha e por tombamento oblíquo.

4.2.5. Classificações geomecânicas

De acordo com a recolha dos dados realizados (tabela 41) e análise das sondagens em estudo (tabela 42) foram aplicadas as classificações geomecânicas RMR e Q-System e o índice geotécnico GSI. Na tabela 44 estão apresentados os valores correspondentes a cada parâmetro da respetiva classificação “*Rock Mass Rating*” (Bieniawski, 1989).

Tabela 44 - Classificação "Rock Mass Rating" (RMR) da bancada M440S015 do jazigo do Moinho.

Bancada			Peso
P1	UCS (MPa)	85	7
P2	RQD (%)	60	13
P3	Espaçamento (cm)	38	10
P4	Comprimento (m)	5	2
	Abertura (mm)	1	4
	Rugosidade	Macia, Ondulada	1
	Preenchimento	Não tem	6
	Grau de alteração	W ₂₋₃	5
P5	Presença de água	Seco a Húmido	10
P6	Família principal	81º NE	-12
RMR 89			46

Foi tomado um valor de RQD_t de 60% de acordo com os dados obtidos da sondagem e espaçamento entre descontinuidades do levantamento *in situ* (ábaco de Priest, 1993). Deste modo foi determinado um valor RMR de 46, classificando o maciço rochoso como Razoável – Classe III (Bieniawski, 1989). Por fim, é possível calcular o módulo de deformabilidade (E_m) através da equação 4, tendo-se obtido um resultado de 7,9 GPa.

De seguida procede-se à aplicação da classificação Q-System, através do cálculo das diferentes categorias, como apresentado na tabela 45.

Tabela 45 - Classificação "Rock Tunnelling Quality Index" da bancada M440S015 do jazigo do Moinho.

Q-System			
1	RQD (%)	60	
3	Jn	3 Famílias	9
4	Jr	lisa, ondulada	1,5
5	Ja	Ligeiramente alterado	2
6	Jw	Seco	1
7	SRF	Zonas singulares de corte (profundidade >50m)	2,5
Q		2,0	

Quanto ao SRF foi assumido um valor de 2,5 correspondente a zonas singulares de corte em rocha competente, sem argila e profundidade de escavação superiores a 50m.

Com base no valor de Q obtido (2,0) foi determinado um módulo de deformabilidade (E_m) de 12,6 GPa, de acordo com a equação 5.

Por último é possível aplicar o índice GSI de acordo com a equação 9, adaptada de Hoek et al. (2013), que relaciona o RQD e as condições das descontinuidades segundo a classificação RMR, de Bieniawski (1989). Deste modo foi obtido um GSI de 57 e representado na figura 58.

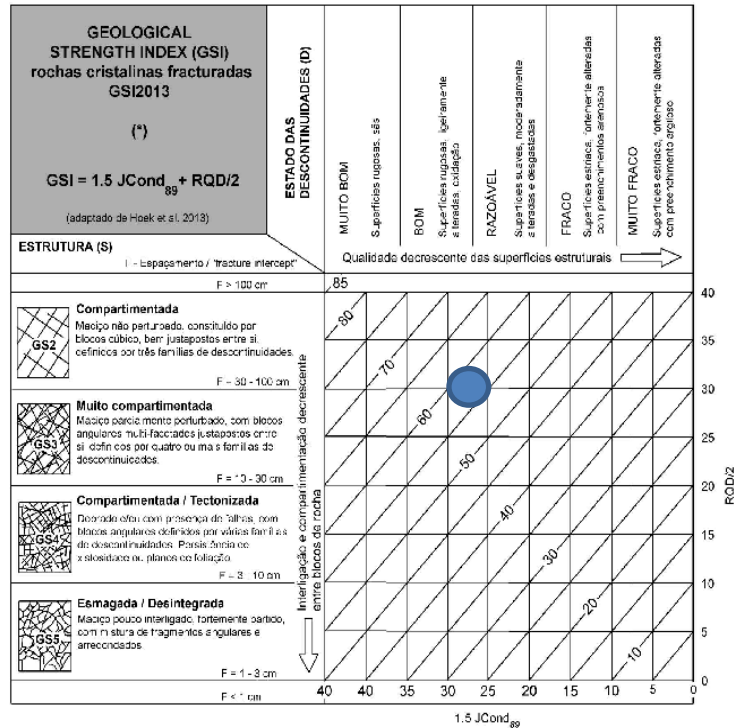


Figura 58 - Representação do valor de GSI obtido da bancada M440S015 (ábaco adaptado de Hoek et al., 2013 e de Santa et al., 2019).

4.2.6. Estado de Tensão

Ao contrário das bancadas analisadas anteriormente, o estado de tensão da M440S015 será determinado apenas através do método das densidades simplificadas que tem em conta a espessura vertical real da superfície até ao jazigo (escombro), e deste até à cota da bancada (minério). Não será aplicado o método gráfico porque este foi realizado num jazigo diferente e quanto ao método das densidades reais, não existem dados que o permitam aplicar.

Deste modo, para cálculo da tensão vertical foram tomadas as seguintes espessuras médias (tabela 46).

Tabela 46 - Espessuras litológicas simplificadas desde a superfície até à coroa da bancada do jazigo do Moinho.

M440S015	Espessura média (m)
Escombro	234
MSX	156
STWK	62

Com base nas espessuras litológicas médias foram determinadas as tensões verticais e horizontais de cada piso, como apresentado na tabela 47.

Tabela 47 - Tensão vertical na coroa dos pisos da bancada M440S015 do jazigo do Moinho.

Piso	Tensão vertical (MPa)	Tensão horizontal (MPa)
440	14,71	6,30
460	15,36	6,58

A tensão horizontal foi calculada através da sua relação com a tensão vertical (equação 11), assumindo um coeficiente de poisson de 0,3, tendo em conta que o do cobre é de 0,34 e que para a maioria das rochas varia entre 0,25 e 0,33 (Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011).

4.2.7. Modelação numérica (RS2)

Tal como nas bancadas do jazigo da Estação, na modelação de RS2 foi utilizada uma fronteira externa retangular com um fator de expansão superior a 3 e de modo a simplificar a modelação e diminuir o tempo de computação do *software*, serão definidas apenas as litologias que foram utilizadas para o cálculo da tensão, ou seja, escombros, sulfureto maciço e *stockwork*. Devido à falta de informação relativamente às características do escombros e do sulfureto maciço, serão utilizados os dados obtidos da sondagem ES22002A do jazigo da Estação. Quanto ao *stockwork*, os parâmetros utilizados foram definidos com base no valor da classificação RMR (46) e a tabela 10. Na tabela 48 estão apresentados valores dos parâmetros das camadas litológicas definidas na modelação.

Tabela 48 - Parâmetros geomecânicos das litologias para modelação em RS2, da bancada do jazigo do Moinho.

Litologia	Espessura média (m)	Em (GPa)	Coesão (MPa)	Ângulo de Atrito (°)	Densidade (g/cm ³)
Escombros	234	12,21	0,268	32	2,6
MSX	156	17,67	0,306	36	4,4
STWK	62	10,27*	0,226	27,6	3,3

*valor médio dos determinados através das classificações geomecânicas

Para o valor da porosidade, devido à inexistência de dados referentes, será utilizado o predefinido pelo *software* (0,5) e, como mencionado anteriormente, um coeficiente de Poisson de 0,3. Foi definida uma malha do tipo graduada, com 50 nós triangulares e um fator de graduação de 0,1. O fator da graduação corresponde ao rácio entre o comprimento dos elementos discretizados da fronteira externa e o comprimento médio dos nós de discretização das fronteiras da escavação (Mata, 2019).

Com base nas dimensões e orientação da bancada (N135°E), nos parâmetros determinados e respectivas tensões, procede-se à computação do modelo definido. Na figura 59 é possível analisar os deslocamentos totais (m) da bancada M440S015.

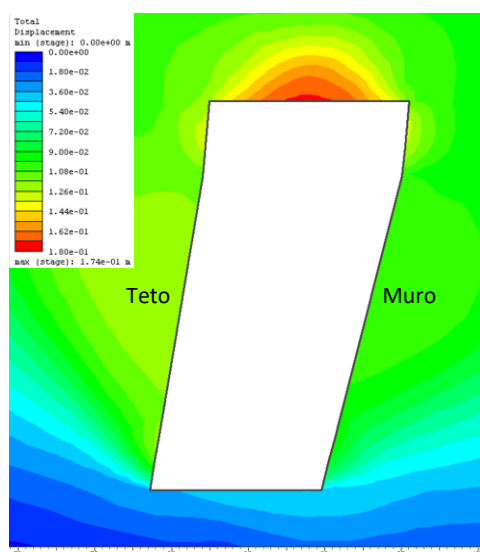


Figura 59 - Deslocamento total (m) da bancada M440S015 (RS2).

Através da análise da figura anterior foi possível retirar os resultados presentes na tabela 49.

Tabela 49 - Deslocamento total máximo obtido em RS2 para bancada M440S015 do jazigo do Moinho.

M440S015	Galeria 440	Galeria 460	Bancada
Deslocamento total máximo (m)	0,17m coroa 0,126m a teto e muro	0,12m a teto; 0,099m a muro	0,13m teto; 0,11m a muro

É possível observar que após escavação total da bancada é expectável uma maior deformação na coroa do que nas restantes faces, sendo o deslocamento mais elevado de 17cm.

A análise realizada através do *software* não deverá de ser objeto de grande foco e interesse devido à pressuposto adotado quanto às litologias e respetivos parâmetros geomecânicos.

4.2.8. Método Gráfico de Estabilidade (Potvin)

Fator A

Para determinação do fator A, além da tensão vertical, é requerido um valor de resistência à compressão uniaxial. Na coroa da bancada será utilizado o valor médio medido na galeria do piso 440 enquanto nas restantes faces é calculada a média de ambos os pisos (tabela 50).

Tabela 50 - Valores de resistência à compressão por face da bancada M440S015 do jazigo do Moinho

Face	Resistência à compressão (MPa)
Coroa	85
Hasteais	105
Teto	105
Muro	105

Fatores B e C

Como estes fatores estão dependentes das atitudes das famílias de descontinuidades e das faces de estudo, é necessário definir qual a família crítica para cada secção. Na tabela 51 são apresentadas as atitudes de cada secção e a respetiva família crítica.

Tabela 51 - Dip e Dip Direction de cada secção e família de descontinuidades mais desfavorável.

	Dip	Dip direction	Família mais desfavorável
Bancada	79	45	-
Coroa	0	45	2
HD	90	135	2
HE	90	135	2
Muro	76	45	1
Teto	81	45	1

Relativamente ao hasteal direito e ao teto, a família mais desfavorável é a 2 e a 1, respetivamente, porque comparativamente às restantes, estas encontram-se sub-paralelas à face, onde será aplicado o fator C – Gravidade.

Após determinação dos parâmetros necessários, é possível proceder-se ao cálculo do número de estabilidade (N'). Na tabela 52 estão apresentados parâmetros que permitiram determinar o N' por face, da bancada M440S015.

Tabela 52 - Determinação do número de estabilidade (N') de cada face da bancada do jazigo do Moinho.

Face	Q'	RH	Fator A	Fator B	Fator C	N'
Coroa	5	5,0	0,53	0,94	2,0	4,9
HD	5	4,7	0,66	0,30	8,0	7,9
HE	5	4,7	0,66	0,30	2,9	2,9
Muro	5	7,1	0,66	0,22	2,9	2,1
Teto	5	7,0	0,66	0,24	7,1	5,6

Através da análise da tabela 52 é possível observar que, à exceção da coroa, todas as faces apresentam um fator B baixo, devido à semelhança entre as atitudes das seções e respectivas descontinuidades críticas, resultando num ângulo reduzido. No teto e no hasteal direito, relativamente ao fator C, foi utilizado o ábaco da gravidade, porque as famílias mais desfavoráveis definidas encontram-se sub-paralelas às respetivas faces, provocando a queda de blocos.

O Anexo VIII compreende todos os dados utilizados para determinação do número de estabilidade (N').

Por fim, com base nos valores de N' e raio hidráulico é possível avaliar as condições de estabilidade, sem sustimento, de cada face (figura 60).

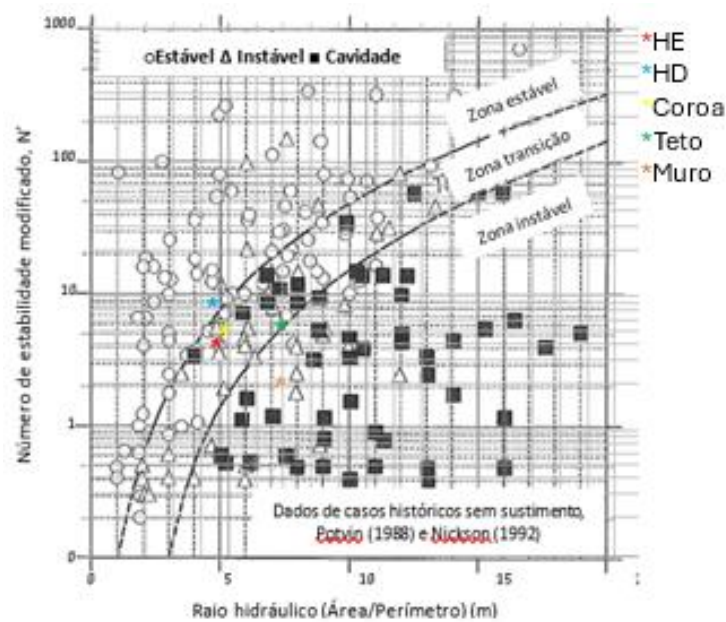


Figura 60 - Gráfico de estabilidade para cada face da bancada M440S015.

A análise de estabilidade efetuada permite concluir que apenas o hasteal direito se encontra na zona do estável. As faces de muro e teto encontram-se instáveis e no limite entre a zona do instável e de transição, respetivamente, devido à elevada extensão e à atitude das descontinuidades mais desfavoráveis. Por fim, a coroa e o hasteal esquerdo enquadram-se na parte superior da zona de transição, apesar do reduzido raio hidráulico.

Poder-se-á ainda determinar o raio hidráulico máximo admissível, calculado em função do valor de N' , correspondente ao limite inferior da zona de transição, de acordo com a equação 21, apresentada na tabela 53.

Tabela 53 - Raio Hidráulico máximo admissível.

Face	N'	R.H. Real	R.H. Máximo
Coroa	4,9	5,0	6,42
HD	7,9	4,7	7,53
HE	2,9	4,7	5,35
Muro	2,1	7,1	4,81
Teto	5,6	7,0	6,70

A análise da tabela anterior demonstra que, de acordo com a qualidade da rocha e das descontinuidades presentes, as dimensões da face de muro e de teto são superiores ao máximo necessário para assegurar a “estabilidade” (zona de transição).

Quando a estabilidade uma bancada não é garantida, é requerido definir e propor meios que permitam contrariar a situação.

4.2.9. Medidas de Estabilidade

Como referido anteriormente, não será proposta a redução das dimensões da bancada porque resultaria na perda de material com o teor mineral pretendido. Deste modo será apenas proposta a execução de sustimento ou a divisão da exploração por desmontes (exploração da bancada em parcelas e respetivo enchimento).

Para determinação do sustimento necessário de acordo com o valor de Q-System (figura 24) é necessário calcular a dimensão equivalente (De). Assumindo um ESR de 3,5 (galerias e bancadas temporárias) e uma largura de 15 metros obtém-se uma dimensão equivalente de 4,29. Com isto é possível determinar o sustimento teórico necessário, como apresentado na tabela 54.

Tabela 54 - Sustimento teórico de acordo com a classificação geomecânica Q-System.

E325SZ020		Q	Sustimento
440	Coroa	2	Pregagens com espaçamento inferior a 1,6m sem betão projetado; Pregagens com espaçamento entre 1,7 e 2,1m com betão projetado (5-6 cm)
	Hasteais	2	
460	Coroa	2	
	Hasteais	2	

Segundo Barton et al. (1974), de acordo com a largura/altura das galerias e respetivo valor de ESR definido, serão necessárias pregagens com as dimensões apresentadas na tabela 55.

Tabela 55 - Comprimento das pregagens para o teto e hasteais segundo Barton et al. (1974).

Secção	Comprimento Pregagens (m)
Coroa	2,6 m
Hasteais	2,2 m

Por último, na tabela 56 é apresentado o sustimento teórico de acordo com a classificação RMR, para a coroa e hasteais de cada piso.

Tabela 56 - Sustimento teórico de acordo com a classificação geomecânica RMR.

M440S015		RMR	Classe	Pregagens	Betão projetado
440	Coroa	46	Razoável	4,0m de comprimento, espaçamento de 2,0m	50-100mm
	Hasteais	46	Razoável		30mm
460	Coroa	46	Razoável		50-100mm
	Hasteais	46	Razoável		30mm

Através do gráfico de estabilidade foi possível definir possíveis soluções para melhoramento da estabilidade (figura 35), com recurso a sustimento (cabos) e/ou divisão da exploração. Na tabela 57 estão representadas 2 soluções de estabilidade: unicamente com suporte e junção de sustimento com divisão da exploração.

Tabela 57 - Dimensionamento dos cabos de acordo com o tipo de estabilidade pretendido.

Estabilidade	Estável	Estável com divisão*
Coroa	Cabos de 6m com 3,0m espaçamento	Não necessário
Muro	Cabos de 9m com 2,0m espaçamento	Cabos de 9m com espaçamento de 2,0-2,5m (15m)
Teto	Cabos de 6-9m com 2,5m espaçamento	Cabos de 4m com espaçamento de 2,5m (15m)

(*) Estável c/ divisão corresponde à exploração e enchimento da bancada por fases, quanto à sua extensão.

Não foi realizado o dimensionamento dos cabos para os hasteais da bancada porque estes encontram-se abertos devido ao prolongamento das galerias. Caso seja optada pela divisão da exploração em 2, não é necessário colocar cabos na coroa.

É importante referir que a malha proposta poderá não ser definitiva, sendo possível reajustá-la de acordo com os custos associados e possibilidade de execução dos equipamentos.

Na tabela 58 estão ainda propostas soluções sem sustimento que retratam apenas a divisão da exploração com sucessivo enchimento.

Tabela 58 - Propostas de estabilidade sem sustimento para cada face da bancada.

Estabilidade	Estável	Zona de transição
Coroa	Enchimento a cada 15m	-
Muro	Enchimento a cada 7m	Enchimento a cada 15m
Teto	Enchimento a cada 12m	-

A primeira é mais conservadora e corresponde à extensão limite para zona do estável enquanto a segunda é menos segura e retrata o limite máximo da zona de transição. Este tipo de solução, apesar de garantir a estabilidade, apresenta custos e tempos operacionais extremamente elevados.

4.2.10. Proposta de Estabilidade

Independentemente do jazigo, é imprescindível a colocação de pregagens do tipo *swellex* nas galerias como forma de sustimento provisório. Assim, na tabela 59 está apresentado o suporte definido.

Tabela 59 - Características dos *swellex* e do betão projetado.

Características	M440S015
<i>Swellex</i>	3,0m com 2,0m espaçamento
Betão Projetado	50mm espessura na coroa do piso 440

Não será necessária a colocação de betão projetado no piso 460 porque será apenas utilizado como piso de remoção do material.

Na tabela 60 estão apresentadas as soluções finais propostas, de acordo com o método gráfico de estabilidade.

Tabela 60 - Possíveis soluções de estabilidade com cabos ou exploração por fases e enchimento.

M440S015			
Soluções	Coroa	Muro	Teto
Cabos	6m com 3m espaçamento	9m com 2m espaçamento	7,5m com 2,5m espaçamento
Enchimento s/cabos	Divisão e enchimento da bancada em 2 (15m)		

Foram propostas soluções menos conservadoras em função do histórico de análises de estabilidade realizadas às bancadas nas minas de Aljustrel.

Deste modo, na figura 61 está representada a bancada M440S015 do jazigo do Moinho com o sustimento final proposto.

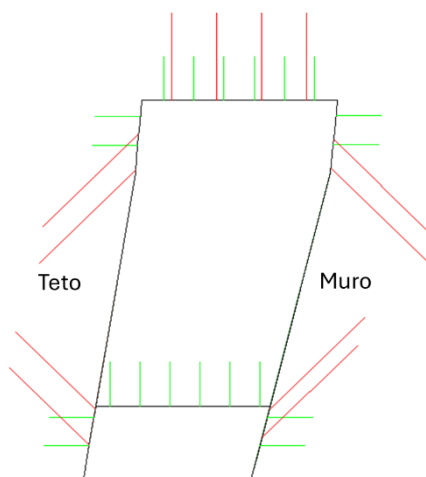


Figura 61 - Proposta final de sustimento da bancada M440S015, do jazigo do Moinho.

Na proposta apresentada na figura 61 observam-se pregagens do tipo *swellex* (verde), executadas a pelo menos 2,0m de altura (limitação do equipamento) e cabos permanentes tensionados e injetados com calda de cimento (vermelho). Foi proposta a execução de cabos com 45º de modo a melhorar a estabilidade no contacto a muro e a teto.

Por fim, poder-se-á recorrer ao programa Unwedge para análise da estabilidade das cunhas e do sustimento proposto (figura 62). Para a referida modelação é necessário inserir determinados parâmetros obtidos anteriormente, como a atitude das descontinuidades, a coesão, o ângulo de atrito, a extensão das bancadas e a respetiva tensão vertical e horizontal, apresentados na tabela 61.

Tabela 61 - Síntese dos parâmetros da bancada M440S015 necessários à modelação no programa Unwedge.

M440S0015	
Q-value	2
Q' (sondagem)	5
RMR (Bieniawski & Barton)	46
Coesão (MPa)	0,226
Ângulo de atrito (º)	28
Extensão (m)	30
Tensão vertical (MPa)	15,03
Tensão horizontal (MPa)	6,44

Na seguinte figura é apresentado o sólido da bancada M440S015 resultante da modelação no *programa*, com representação do sustimento definido e cunhas formadas.

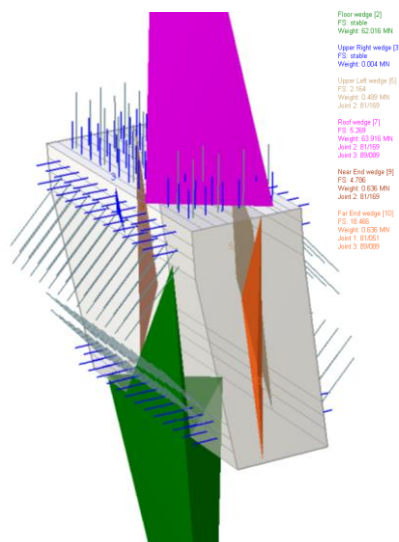


Figura 62 - Representação das cunhas formadas, sustimento e respetivo fator de segurança da bancada M440S015 (Unwedge).

De acordo com o programa Unwedge, todas as cunhas formadas apresentam um fator de segurança superior a 1.5, encontrando-se estáveis. Apesar de se encontrar acima do limite mínimo, o contacto de teto é o que apresentar um fator de segurança mais baixo. Foram utilizadas as propriedades predefinidas do programa para o sustimento, devido à falta de dados.

Poder-se-á concluir que, para análise de estabilidade da bancada, sabendo que as galerias, no caso de estudo, permanecem abertas por um curto espaço de tempo até ao início das operações para desmonte da bancada, o método de levantamento de dados aplicado não foi o mais acertado. Isto porque, no tempo disponível, apenas foi possível executar uma *scanline* num hasteal do piso 440, sendo que, com o mesmo tempo, teriam sido recolhidos os dados necessários e relevantes de todas as faces de ambos os pisos da bancada.

4.3. Jazigo de Feitais

A mina de Feitais corresponde à mina mais desenvolvida atualmente (profundidade e produtividade), de maiores dimensões e com características de melhor qualidade, comparativamente às restantes. Deste modo será aplicado o método da representatividade para análise de estabilidade de duas bancadas de cobre em desenvolvimento.

4.3.1. Bancadas

A análise de estabilidade incidirá sobre uma bancada transversal secundária (F530S045) com direção N144ºE e uma longitudinal (F450S043L) com direção N45ºE.

A bancada F450S043L em causa é longitudinal e, na teoria, possui uma geometria peculiar, com um elevado número de faces, como demonstrado na figura 65 (planta). De modo a facilitar o estudo e o cálculo de estabilidade, o sólido foi suavizado e simplificado, como apresentado na figura 63.



Figura 63 - Sólido simplificado da bancada F450S043L (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedido pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).

Mesmo com a suavização, os contactos a muro e teto foram divididos em duas faces, devido às diferentes inclinações presentes. Para cálculos posteriores, será ainda determinada a sua atitude média.

Na tabela 62 estão apresentadas as características da bancada F450S043L.

Tabela 62 - Principais características da bancada F450S043L.

Dimensões	F450S043L					
	HE	HD	Teto (1º face)	Teto (2º face)	Muro (1º face)	Muro (2º face)
Dip	78	90	89	68	86	88
Dip Direction	315	315	52	56	54	54
Direção	N45ºE	N45ºE	N322ºE	N326ºE	N324ºE	N324ºE
Altura (m)	26,5	25,5	25,5	26	26	25,5
Largura base (m)	13,6	18,4	131,1	131,1	131,7	131,7
Largura topo (m)	15,5	11,2	127	127	126,4	126,4

A bancada possuirá 20m de altura + 5,5m da galeria e será explorada através de método ascendente e descendente, de forma alternada, em função dos acessos. Como demonstrado na tabela 62, serão realizados abatimentos e apenas o hasteal direito será perfeitamente vertical, enquanto as restantes faces serão ligeiramente inclinadas.

A bancada F530S045 será do tipo secundária, ou seja, no momento da exploração, as bancadas adjacentes já foram abertas e preenchidas com *paste fill*, melhorando a estabilidade. Na figura 64 está representado o sólido da bancada.

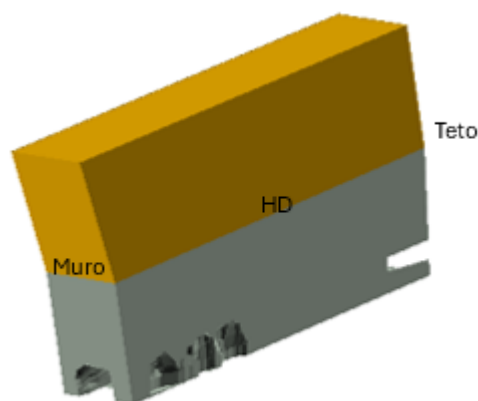


Figura 64 - Sólido da bancada F530S045 (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedido pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).

Como é possível observar pela figura 64, os contactos de muro e teto da parte superior da bancada foi planeada mais inclinada que a inferior. Ainda assim, para simplificação da análise da estabilidade, será determinada a inclinação média. Deste modo, na tabela 63 estão apresentadas as principais características da bancada F530S045.

Tabela 63 - Principais características da bancada F530S045.

Dimensões	F530S045			
	HE	HD	Cunha teto	Cunha muro
Dip	90	90	81	70
Dip Direction	135	135	45	45
Direção	N45ºE	N45ºE	N135ºE	N135ºE
Altura (m)	45,5	45,5	46,5	49,1
Largura base (m)	84	84	12	12
Largura topo (m)	92,5	92,5	12	12

Como é possível observar na tabela 63, a altura da bancada corresponde à altura da bancada base (40m) mais a galeria do piso superior (5,5m). Os hasteais serão verticais, devido à presença de bancadas adjacentes, e apenas as cunhas de teto e muro possuirão inclinação, em função do mergulho do jazigo e dos teores de cobre presentes. Como a bancada possui elevadas dimensões, a furação será realizada de forma ascendente e descendente.

4.3.2. Método de estudo

Para análise das bancadas em estudo serão realizados levantamentos *in situ* através do método de representatividade referido anteriormente, complementado com dados de sondagens existentes. A recolha de dados foi realizada por piso, através da definição de estações de dados. Na cartografia realizada, como demonstrado de seguida, foram registadas as atitudes geológicas das discontinuidades presentes, os parâmetros necessários para determinação do valor de Q e correspondente litologia.

4.3.3. Dados recolhidos

Na figura 65 está apresentada a planta do piso 450 e 470, e respetivas estações de recolha definidas, da bancada F450S043L.

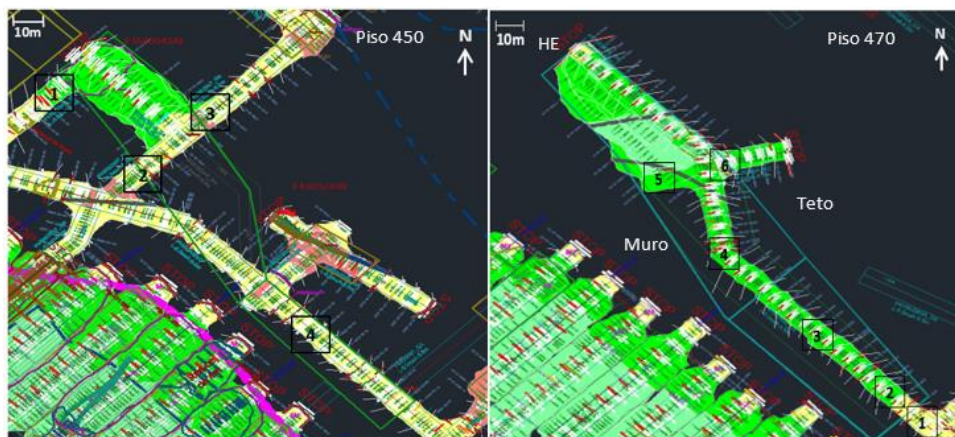


Figura 65 - Planta dos pisos 450 e 470 da bancada F450S043L, e respetivas estações de recolha definidas (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).

O levantamento de dados na estação 1 do piso 450 foi definido fora dos limites da bancada porque já haviam sido disparadas as primeiras fiadas do desmonte. Por consequente, o acesso ao hasteal esquerdo (HE) do piso 470 para recolha de informação foi impedido devido à presença do material. Com o referido, do hasteal esquerdo até à estação 2/3 será realizado desmonte descendente e o restante ascendente, devido à notável falta de acesso entre as estações 2/3 e 4 do piso 450.

Nas tabelas do Anexo IX estão apresentadas as atitudes das discontinuidades medidas e respetivas estações, dos pisos 450 e 470.

Nas tabelas 64 e 65 estão presentes os parâmetros determinados na análise *in situ* realizada no piso 450 e 470 da bancada F450S043L e respetivas faces de estudo correspondente.

Tabela 64 - Levantamento de parâmetros *in situ* do piso 450 da bancada F450S043L.

Bancada F450S043L – Piso 450									
Estação	1		2		3		4		
Face bancada	HE e Muro		Muro		Teto		HD, teto e muro		
Litologia	Sulfuretos Maciços								
RQD (%)	80		60		85		75		
Jn	2 famílias + esparsas	6	2 famílias + esparsas	6	1 família + esparsas	3	2 famílias + esparsas	6	
Jr	Rugosa, ondulada	3	Rugosa, ondulada	3	Macia, ondulada	2	Macia, ondulada	2	
Ja	Camada de partículas superficial	2	Ligeira coloração, sem alteração					1	
Jw	Seco	1	Seco	1	Seco	1	Lig. Gotejante	1	
SRF	Zonas singulares de corte (profundidade >50m)								2,5
Q	8		12		22,7		10		

Tabela 65 - Levantamento de parâmetros in situ do piso 470 da bancada F450S043L

Bancada F450S043L – Piso 470												
Estação	1		2		3		4		5		6	
Face bancada	HD		Teto e muro						Muro		Teto	
Litologia	Sulfuretos Maciços											
RQD (%)	60		75		75		65		65		70	
Jn	2 famílias + esparsas	6	2 famílias + esparsas	6	2 famílias + esparsas	6	1 família + esparsas	3	1 família + esparsas	3	2 famílias + esparsas	6
Jr	Rugosa, ondulada	3	Rugosa, ondulada	3	Macia, ondulada	2	Macia, ondulada	2	Macia, ondulada	2	Macia, ondulada	2
Ja	Sem alteração	1	Sem alteração	1	Sem alteração	1	Sem alteração	1	Sem alteração	1	Ligeira coloração	1
Jw	Seco	1	Seco	1	Ligeiramente gotejante	1	Seco	1	Seco	1	Seco	1
SRF	Zonas singulares de corte (profundidade >50m)											2,5
Q	12		15		10		17		17		9	

O estudo na estação 5 do piso 470 foi realizada de forma mais expedita que nas restantes devido à falta de sustimento na zona. Nas estações 4 e 5, na face de muro, foram observados espelhos de falha em que as descontinuidades apresentam uma superfície perfeitamente macia. De uma forma geral, as descontinuidades encontram-se maioritariamente macias, secas e sem qualquer alteração.

Na figura 66 está apresentada a planta do piso 550 e 570, e respetivas estações de recolha definidas, da bancada F530S045.

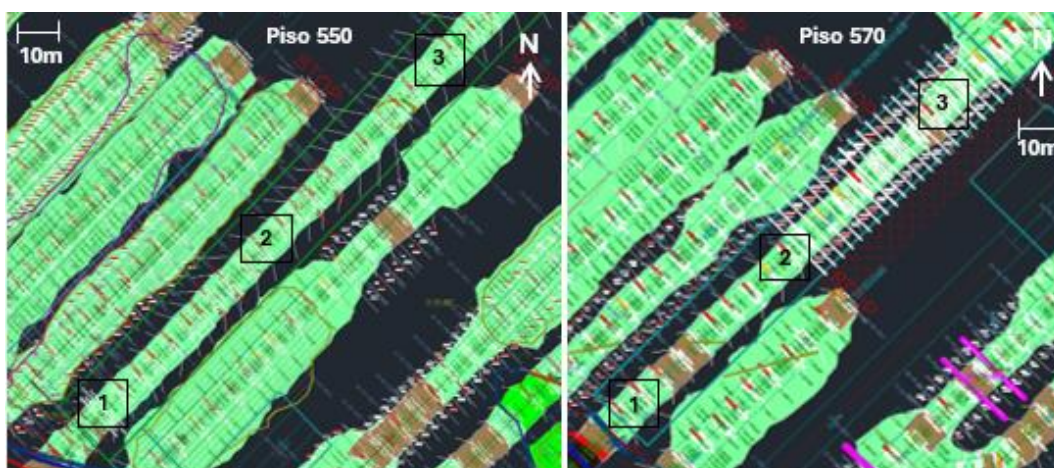


Figura 66 - Planta dos pisos 550 e 570 da bancada F530S045, e respetivas estações de recolha (adaptado de Documentação interna: ALMINA - minas do Alentejo S.A.).

Não foi analisado o piso 530 porque a galeria ainda não se encontra desenvolvida, no momento de elaboração do estudo. As estações número 2, de ambos os pisos, correspondem a toda a extensão dos hasteais da bancada. Já a estação 3 do piso 570 foi definida numa posição mais recuada porque

não foi possível aceder ao limite teto da bancada devido à presença de material resultante do desmonte da bancada perpendicular presente.

Nas tabelas do Anexo X estão apresentadas as atitudes das descontinuidades medidas e respetivas estações, dos pisos 550 e 570.

Na tabela 66 estão presentes os parâmetros determinados na análise *in situ* realizada no piso 550 e 570 da bancada F530S045 e respetivas faces de estudo correspondente.

Tabela 66 - Levantamento de parâmetros *in situ* dos pisos 550 e 570 da bancada F530S045.

F530S045 – Piso 550						
Estação	1		2		3	
Face bancada	Muro		Hasteais		Teto	
Litologia	Stockwork					
RQD (%)	50		60		60	
Jn	1 família + esparsas	3	2 famílias + esparsas	6	2 famílias + esparsas	6
Jr	Rugosa, ondulada	3	Macia, ondulada	2	Rugosa, ondulada	3
Ja	Ligeira alteração	3	Sem alteração	1	Sem alteração	1
Jw	Seco	1	Seco	1	Seco	1
SRF	Zonas singulares de corte (profundidade >50m)					2,5
Q	6,67		8		12	
F530S045 – Piso 570						
Estação	1		2		3	
Face bancada	Muro		Hasteais		Teto	
Litologia	Stockwork					
RQD (%)	45		60		70	
Jn	2 famílias	4	2 famílias + esparsas	6	2 famílias + esparsas	6
Jr	Rugosa, ondulada	3	Macia, ondulada	2	Rugosa, ondulada	3
Ja	Ligeira alteração	3	Sem alteração	1	Sem alteração	1
Jw	Seco	1	Seco	1	Seco	1
SRF	Zonas singulares de corte (profundidade >50m)					2,5
Q	4,50		8		14	

Através da análise da tabela 66 é possível observar que a rocha a contacto de muro possui melhor qualidade geotécnica que as restantes faces. A cunha de muro, como esperado, apresenta uma qualidade inferior devido à influência da falha existente. Como observado nos resultados da estação 2 em que a foliação é fortemente evidenciada, as descontinuidades são mais macias, ao contrário das mais próximas dos limites de muro e teto. As descontinuidades encontram-se ainda maioritariamente inalteradas e secas.

No hasteal direito da estação 1 do piso 570, junto do limite de muro, foram observadas 3 descontinuidades sub-horizontais paralelas com um comprimento de 3m. Estas particulares descontinuidades não surgem em mais nenhum local na galeria nem no piso superior pelo que será

assumido que não serão representativas para o estudo de estabilidade da bancada. Ainda assim deve-se tomar precaução para um possível surgimento de descontinuidades sub-horizontais na coroa da galeria, retratando as descontinuidades mais desfavoráveis à estabilidade.

Como referido anteriormente, serão ainda analisadas as sondagens mais próximas às bancadas de estudo de forma a complementar a informação determinada *in situ*.

Na figura 67 e 68 estão apresentados os sólidos das bancadas em estudo e as respetivas sondagens executadas nas imediações.

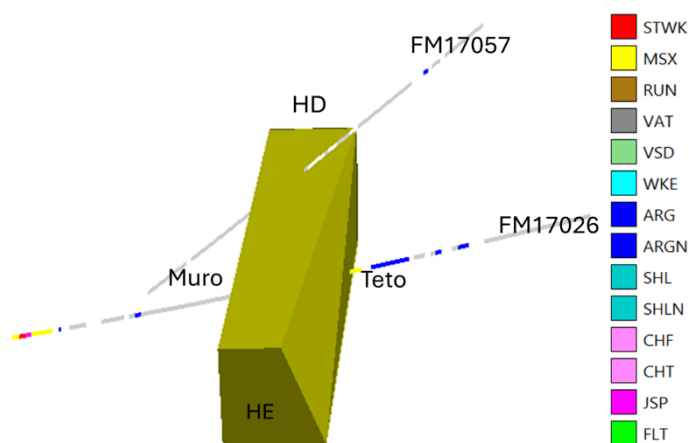


Figura 67 - Sólido da bancada F450S043L e sondagens realizadas na proximidade (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).

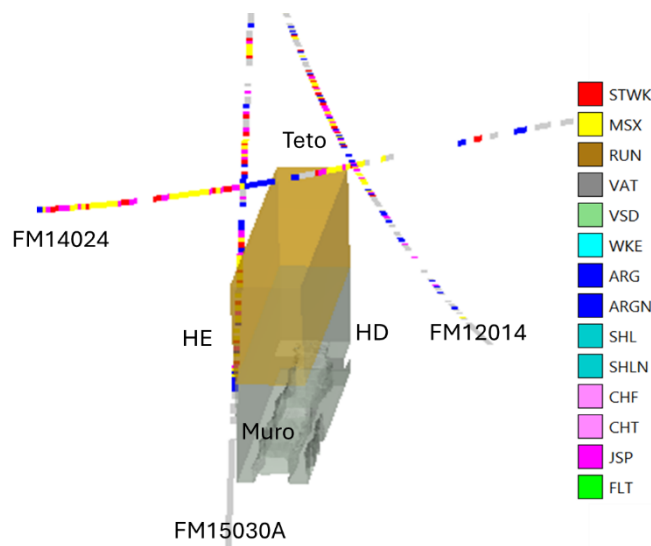


Figura 68 - Sólido da bancada F530S045 e sondagens realizadas na proximidade (adaptado de Documentação interna: gentilmente cedida pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).

Sendo que a sondagem presente mais recente foi executada em 2017 (bancada F450S043L), apenas foram realizados *logs* geológicos em que constam as características geológicas e percentagens de RQD, não existindo *logs* com parametrização geotécnica mais pormenorizada. Na tabela 67 estão presentes os principais dados recolhidos das sondagens.

Tabela 67 - Sondagens próximas às bancadas e principais parâmetros.

Bancada F450S043L								
Sondagem	Localização	Cota	Litologia	Intervalo		Fraturas	Fraturação	RQD (%)
				Início	Fim			
FM17026	Intersecta teto	258	MSX/STWK	257,1	260,1	6	F3	95
	Intersecta muro	273	MSX	272,6	275,5	21	F4	68
FM17057	Intersecta coroa	96,5	MSX	93,75	96,55	27	F4	60
	Intersecta muro	100		384,0	385,70	18	F4	59
Bancada F530S045								
FM12014	HD piso 530	270	STWK	269,45	278,75	41	F3-4	88
FM14024	Coroa/galeria	238 - 258	STWK	N.D.	N.D.	N.D.	N.D.	N.D.
FM15030A	HE piso 530-550	283 - 358	STWK	283,2	358	270	F4	82
	Muro piso 550	358	STWK/RUN	358	364,2	-	-	15

A sondagem FM14024 será excluída porque não apresenta qualquer informação relevante para o estudo. Para análise das bancadas será possível correlacionar e otimizar os levantamentos realizados com os valores de RQD determinados nas sondagens.

4.3.4. Principais famílias e Roturas

De acordo com o levantamento da atitude das descontinuidades levantadas nas estações definidas de cada piso, foi possível definir as principais famílias, com recurso ao *software* DIPS. Na figura 69 são apresentados o estereograma e o diagrama de rosetas das 95 descontinuidades recolhidas na bancada F450S043L.

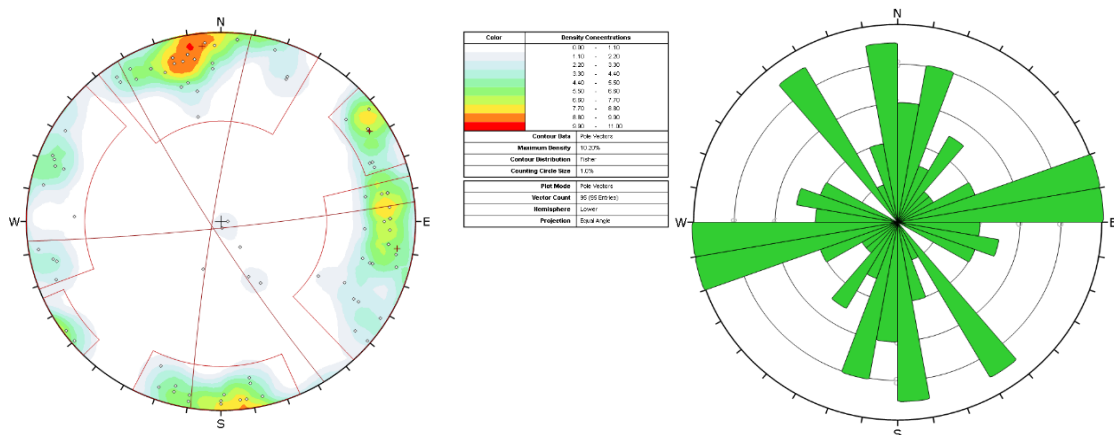


Figura 69 - Estereograma e rosetas das 95 descontinuidades recolhidas in situ e planos das principais famílias.

Deste modo foi possível definir as principais famílias através do *software*, como apresentado na tabela 68.

Tabela 68 - Atitude das principais famílias de descontinuidades da bancada F450S043L.

Famílias	Atitude			
	Direção	Inclinação	Dip	Dip Direction
1	N70-90°E	70-88°SE	86	174
2	N170-200°E	71-88°NW	85	279
3	N140-150°E	79-88°SW	84	238

Na figura 70, relativamente à bancada F530S045, é apresentado o estereograma das 56 descontinuidades cartografadas.

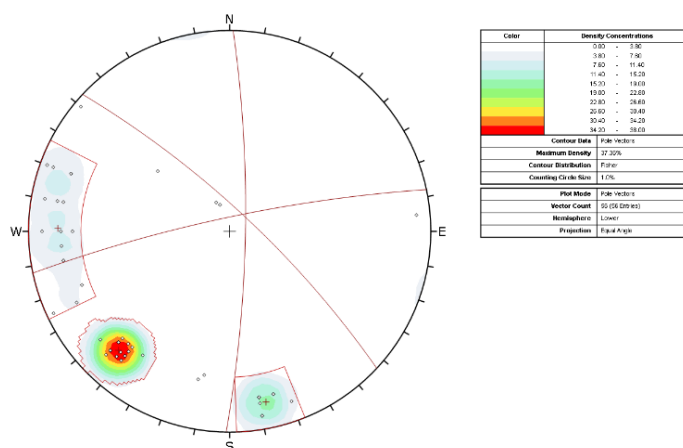


Figura 70 - Estereograma das 56 descontinuidades recolhidas in situ e planos das principais famílias.

Deste modo foi possível definir as principais famílias da bancada F530S045 através do programa DIPS, como apresentado na tabela 69.

Tabela 69 - Atitude geológicas das principais famílias de descontinuidades da bancada F530S045.

Famílias	Atitude			
	Direção	Inclinação	Dip	Dip Direction
1	N130-140°E	74-82°NE	78	42
2	N170-210°E	76-88°NE	81	91
3	N80-90°E	80-86°NW	82	348

Como expectável, as principais famílias de descontinuidades de um *stockwork* são muito mais bem definidas que de um sulfureto maciço. É no *stockwork* onde é possível observar-se de forma evidente a foliação paralela ao jazigo (1ª família).

De seguida, através do programa proceder-se-á à análise das roturas. Tal como nos jazigos anteriores, será considerada a atitude mínima (F_n), média (F_n') e máxima (F_n'') das principais famílias de descontinuidades, a atitude média dos desmontes (83°; N144°E e 90°; N45°E, respetivamente) e num valor de ângulo de atrito (30° - predefinido), tendo-se obtido os resultados presentes nas figuras 71 e 72.

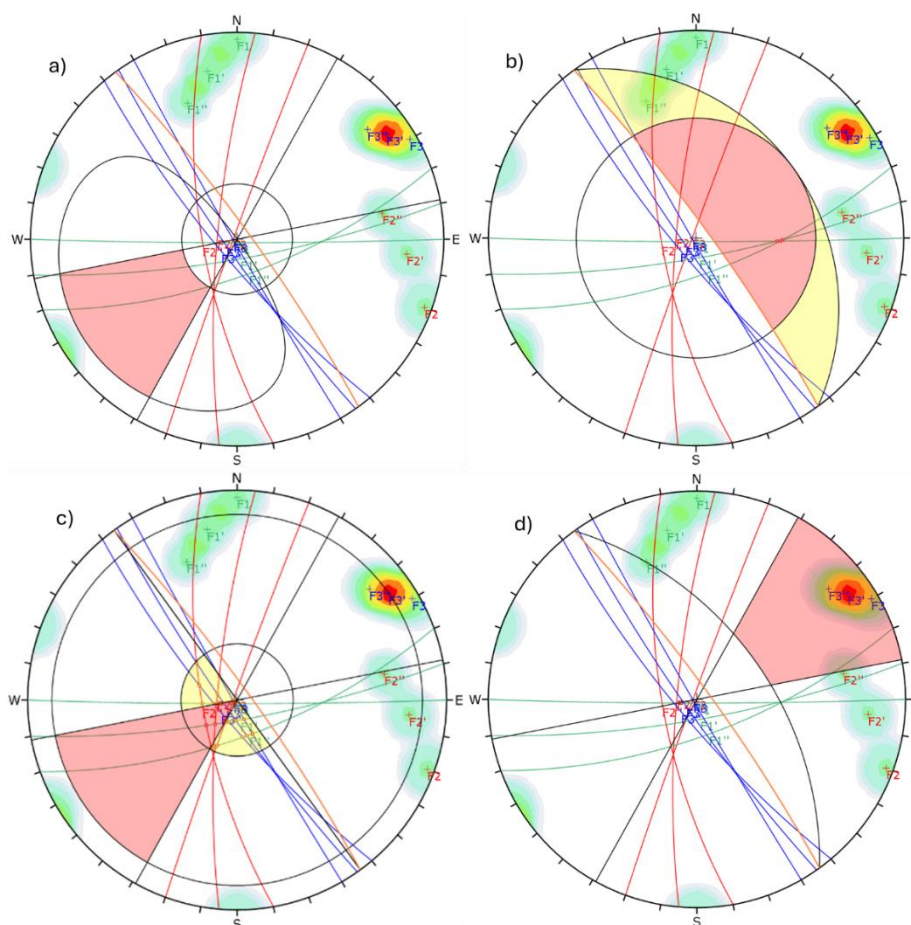


Figura 71 - Principais roturas da bancada F450S043L do jazigo de Feitais. a) Rotura Planar; b) Rotura em cunha; c) Rotura por tombamento direto; d) Rotura por tombamento flexural (DIPS).

Como a direção de rotura está também dependente da face da escavação, deve-se realizar a análise para quadrantes opostos. Assumindo um limite lateral de 25°, é possível constatar que a primeira família (F_3) poderá dar origem a roturas planares, por tombamento direto e flexural, por apresentar direção sub-paralela à bancada, sem descartar totalmente a família 2. As interseções entre as famílias poderão provocar roturas em cunha, por tombamento direto e oblíquo.

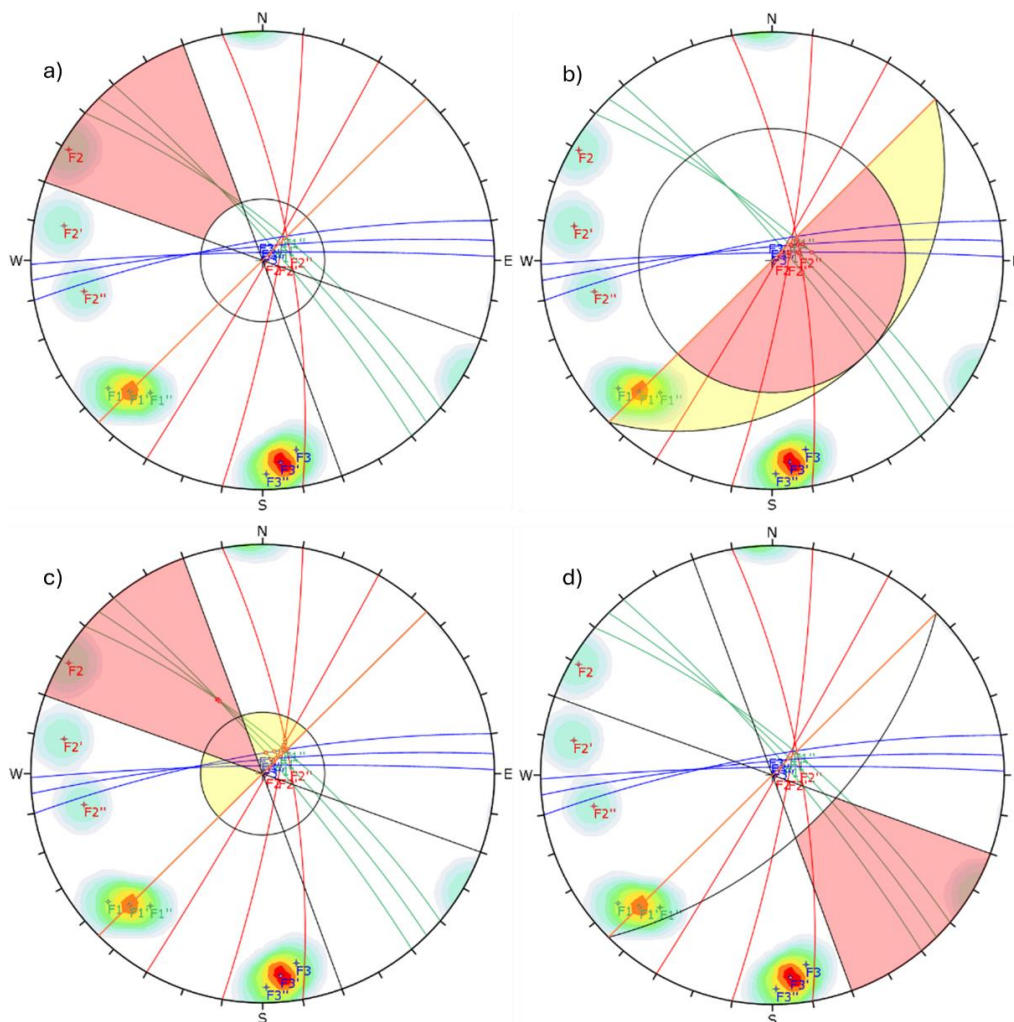


Figura 72 - Principais roturas da bancada F530S045 do jazigo de Feitais. a) Rotura Planar; b) Rotura em cunha; c) Rotura por tombamento direto; d) Rotura por tombamento flexural.

Tal como na bancada anterior, deve-se realizar a análise para quadrantes opostos. Assumindo um limite lateral de 25°, é possível constatar que a primeira família (F_2) poderá dar origem a roturas planares, por tombamento direto e flexural, por apresentar direção sub-paralela à bancada.. As interseções entre as famílias poderão provocar roturas em cunha e por tombamento oblíquo.

4.3.5. Classificações Geomecânicas

Como os levantamentos *in situ* realizados e valores de Q-System foram determinados por piso, é importante convergir as informações para obtenção de um só resultado por face da bancada. Com

base no valor de Q é ainda possível calcular o valor de RMR através das correlações propostas por Bieniawski (1989) e Barton (2000). Na tabela 70 estão apresentados os valores de RQD e Q, resultantes da convergência dos levantamentos dos pisos e dados das sondagens, e respetivo RMR, das bancadas F450S043L e F530S045.

Tabela 70 - Valores de Q por face e respetivos RMR calculados através de correlações.

F450S043L				
Face	RQD ajustado (%)	Q ajustado	RMR (Bieniawski, 1989)	RMR (Barton, 2000)
Coroa	65	12,3	66,6	66,3
Muro	70	12,7	66,9	66,6
Teto	80	15	68,4	67,6
HE	80	8	62,7	63,5
HD	65	10,8	65,4	65,5
F530S045				
Face	RQD ajustado (%)	Q ajustado	RMR (Bieniawski, 1989)	RMR (Barton, 2000)
Coroa	70	10	64,7	65,0
Muro	45	4,7	57,9	60,1
Teto	65	13	67,1	66,7
HE	70	9	63,8	64,3
HD	70	9	63,8	64,3

Dado que a bancada F530S045 corresponde a um desmonte secundário, onde as bancadas primárias adjacentes já foram exploradas e preenchidas com pasta, é esperado que haja uma maior concentração de tensões. Deste modo, será prudente reduzir o RQD de cada face para que a estabilidade resultante se aproxime da realidade. Assim, na tabela 71 estão apresentados os valores de Q e RMR reajustados com base numa redução de 10% de RQD.

Tabela 71 - Valores de Q e RMR por face com base na redução do RQD em 10%, da bancada F530S045.

F530S045 – Redução 10% RQD				
Face	RQD ajustado (%)	Q ajustado	RMR (Bieniawski, 1989)	RMR (Barton, 2000)
Coroa	60	9	63,8	64,3
Muro	35	4,1	56,7	59,2
Teto	55	11	65,6	65,6
HE	60	8	62,7	63,5
HD	60	8	62,7	63,5

De acordo com os resultados obtidos nas tabelas 70 e 71 é possível classificar os maciços rochosos das bancadas em estudo como Razoável a Bom (Bieniawski, 1989).

4.3.6. Estado de Tensão

O estado de tensão das bancadas F450S043L e F530S045 será determinado através do método das densidades simplificadas, que tem em conta a espessura vertical real da superfície até ao jazigo e deste até à cota da bancada (minério), e do método gráfico apresentado na figura 26.

Para cálculo da tensão vertical através do primeiro método foram tomadas as espessuras médias apresentadas na tabela 72.

Tabela 72 - Espessuras médias desde a superfície até à coroa das bancadas em estudo, do jazigo de Feitais.

F450S043L	Espessura média (m)	Densidade (g/cm³)
Escombros	367,5	2,6
MSX	82,5	4,4
F530S045	Espessura média (m)	Densidade (g/cm³)
Escombros	367,5	2,6
MSX	142,5	4,4
STWK	20	3,3

Deste modo foram determinadas as tensões verticais e horizontais de cada piso, como apresentado na tabela 73 e 74.

Tabela 73 - Tensão vertical na coroa dos pisos das bancadas F450S043L e F530S045 do jazigo de Feitais.

Tensão Vertical (MPa)	F450S043L			
	Piso	Método		Média
		Gráfico	Densidades simplificadas	
	450	11,00	12,93	11,97
	470	11,49	13,80	12,64
	F530S045			
	530	12,96	16,17	14,57
	550	13,45	16,82	15,13
	570	13,94	17,47	15,70

A tensão horizontal foi calculada através da sua relação com a tensão vertical (equação 11), assumindo um coeficiente de poisson de 0,3, tendo em conta que o do cobre é de 0,34 e que para a maioria das rochas varia entre 0,25 e 0,33 (Gonzalez de Vallejo & Ferrer, 2011).

Tabela 74 - Tensão horizontal na coroa dos pisos das bancadas F450S043L e F530S045 do jazigo de Feitais.

Tensão Horizontal (MPa)	F450S043L			
	Método			Média
	Piso	Gráfico	$\sigma_h = \sigma_v \times k$	
	450	7,70	5,55	6,6
	470	7,96	5,92	6,9
	F530S045			
	530	8,73	6,94	7,8
	550	8,99	7,22	8,1
	570	9,25	7,49	8,4

Na tabela 75 estão sintetizadas as tensões verticais e horizontais por bancada, importantes para posteriores cálculos e modelações.

Tabela 75 - Tensões horizontal e vertical das bancadas de estudo do jazigo de Feitais.

	Tensão Vertical (MPa)	Tensão Horizontal (MPa)
F450S043L	12,31	6,78
F530S045	15,13	8,10

4.3.7. Modelação numérica (RS2)

Semelhante às modelações realizadas sobre as bancadas estudadas anteriormente, foi utilizada uma fronteira externa retangular com um fator de expansão superior a 3 onde serão definidas apenas as litologias que foram utilizadas para o cálculo da tensão, ou seja, escombros, sulfureto maciço e *stockwork*. Devido à falta de informação relativamente às características do escombros serão utilizados os dados obtidos da sondagem ES22002A do jazigo da Estação.

Na tabela 76 são apresentados valores dos parâmetros dos materiais geológicos definidos na modelação.

Tabela 76 - Parâmetros geomecânicos das litologias para modelação em RS2, das bancadas do jazigo de Feitais.

F450S043L							
Litologia	Espessura média (m)	Q	RMR (médio)	Em (MPa)	Coesão (MPa)	Ângulo Atrito (°)	Densidade (g/cm³)
Escombros	367,5	1,82	51,6	12,21	0,251	30	2,6
MSX	82,5	11,6	66,0	22,65	0,326	38	4,4
F530S045							
Litologia	Espessura média (m)	Q	RMR (médio)	Em (Mpa)	Coesão (MPa)	Ângulo Atrito (°)	Densidade (g/cm3)
Escombros	367,5	1,82	51,6	12,21	0,251	30	2,6
MSX	142,5	11,6	66,0	22,65	0,326	38	4,4
STWK	20	8,02	63,2	20,02	0,316	37	3,3

Relativamente à tabela 76, o valor de Q do sulfureto maciço (MSX) da bancada F450S043L e *stockwork* (STWK) da F530S045, correspondem à média dos resultados de cada face presente nas tabelas 70 e 71, respetivamente. Na bancada transversal foram tomados os valores do sulfureto maciço da bancada longitudinal por se encontrarem aproximadamente sobrepostas, mas em pisos diferentes.

Para o valor da porosidade será utilizado o predefinido pelo programa RS2 (0,5) e, como mencionado anteriormente, um coeficiente de Poisson de 0,3. Foi definida uma malha do tipo graduada, com 50 nós triangulares e um fator de graduação de 0,1.

Com base nas dimensões e orientação das bancadas, nos parâmetros determinados e respetivas tensões, procede-se à computação dos modelos das bancadas definidos. Nas figuras 73 e 74 é possível analisar os deslocamentos totais (m).

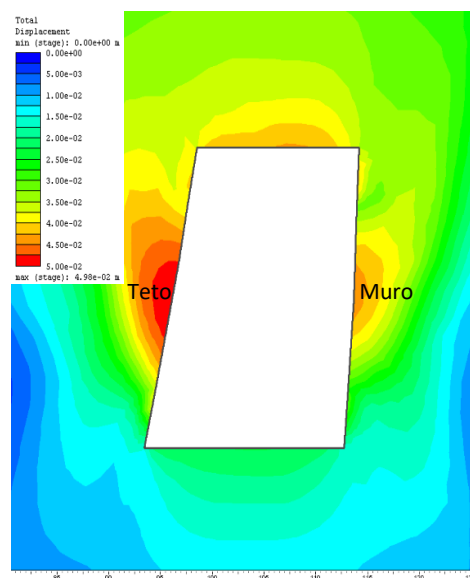


Figura 73 - Deslocamento total máximo obtido em RS2 para bancada F450S043L do jazigo de Feitais.

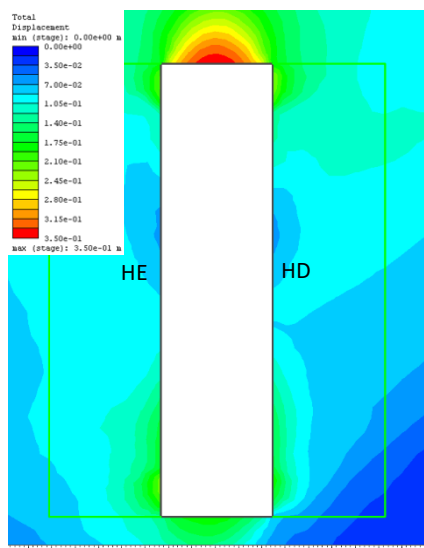


Figura 74 - Deslocamento total máximo obtido em RS2 para bancada F530S045 do jazigo de Feitais.

Na modelação da bancada F530S045 foi simplificada a pasta de enchimento presente nas bancadas adjacentes para verificação do comportamento das tensões e deformações, com uma resistência mínima à compressão de 800kPa, correspondente à condição para se tornar um corpo autoportante, e uma densidade de 2,7 g/m³. Como o campo de tensões é reajustado após a abertura das bancadas, o seu enchimento não restaura o seu estado inicial, devendo considerar estas camadas apenas com a influência do próprio peso.

Através da análise das figuras anteriores foi possível retirar os resultados presentes na tabela 77.

Tabela 77 - Deslocamento total máximo obtido em RS2 das bancadas F450S043L e F530S045 do jazigo de Feitais.

F450S043L	Galeria 450	Galeria 470	Bancada
Deslocamento máximo total (m)	0,0425 na coroa 0,04 a teto e muro	0,038 a teto 0,3 a muro	0,05 a teto 0,045 a muro
F530S045	Coroa galeria 530	Galerias 550/570	Bancada
Deslocamento máximo total (m)	0,33m	Pasta nas bancadas adjacentes	

Relativamente à bancada F530S045, apenas foram registados valores na coroa do piso 530 assumindo que a pasta adjacente permanecerá imóvel após desmonte da bancada de estudo.

É possível observar que, após abertura da bancada longitudinal, será expectável uma maior deformação a teto do que nas restantes faces, sendo o deslocamento mais elevado de 5cm, devido à sua inclinação, segundo o programa RS2.

A análise realizada através do programa não deverá de ser objeto de grande foco e interesse devido à pressuposição adotada quanto às litologias, respetivos parâmetros geomecânicos e modelação preliminar de bancadas com material de enchimento.

4.3.8. Método gráfico de Estabilidade (Potvin)

Fator A

Para determinação do fator A é necessário ter em conta a resistência à compressão uniaxial. Ao contrário do aplicado no jazigo do Moinho, no jazigo de Feitais não foram realizadas medições de resistência com recurso ao martelo de Schmidt (tipo L). Deste modo, serão utilizados dados fornecidos pela empresa ALMINA, obtidos através da execução de ensaios de compressão uniaxial (UCS) em amostras. Deste modo serão utilizados os dados presentes na tabela 78.

Tabela 78 - Valores de resistência à compressão obtidos através do ensaio de compressão uniaxial de amostras do jazigo de Feitais (Documentação interna: gentilmente cedido pela ALMINA - minas do Alentejo S.A.).

Resistência à compressão (MPa)	
Litologia	Ensaio de Compressão Uniaxial
Sulfureto Maciço	177
<i>Stockwork</i>	125
Riólito	83

Fatores B e C

Os fatores B e C, como observado anteriormente, têm em conta a interação entre as faces em estudo e as respetivas famílias de descontinuidades mais desfavoráveis. Na tabela 79 está apresentado o *dip* e *dip direction* das secções e número da família crítica à instabilidade (tabela 68 e 69), da bancada F450S043L e F530S045, respetivamente.

Tabela 79 - Dip e Dip Direction de cada secção e família de descontinuidades mais desfavorável.

F450S043L			
Secção	Dip	Dip direction	Família mais desfavorável
Bancada	83	54	-
Coroa	0	54	3
HD	90	315	3
HE	78	315	3
Muro	87	54	2
Teto	79	54	2
F530S045			
Bancada	90	135	-
Coroa	0	135	1
Muro	70	45	1
Teto	81	45	1

Relativamente à bancada F530S045, apenas foram analisadas as faces a muro, teto e coroa, partindo do princípio que os hasteais permanecerão estáveis devido à presença da pasta de enchimento anexa.

De seguida é possível proceder-se ao cálculo do número de estabilidade (N'). Na tabela 80 estão apresentados os parâmetros que permitiram determinar o N' por face, das bancadas F450S043L e F530S045. A tabela do Anexo XI compreende todos os dados utilizados para determinação do número de estabilidade (N').

Tabela 80 - Determinação do número de estabilidade (N') de cada face das bancadas de estudo do jazigo de Feitais.

F450S043L						
Face	Q'	RH	Fator A	Fator B	Fator C	N'
Coroa	30,8	6,0	1,0	0,96	2,0	59,0
Muro	31,8	10,7	1,0	0,20	7,7	48,9
Teto	37,5	10,7	1,0	0,20	2,6	19,5
HE	20,0	4,7	1,0	0,33	6,8	44,9
HD	27,0	4,7	1,0	0,33	2,5	22,3
F530S045						
Coroa	22,5	5,3	0,8	0,92	2,0	33,3
Muro	10,3	4,8	0,5	0,22	2,3	2,6
Teto	27,5	4,8	0,8	0,26	7,0	40,3

As faces de muro e hasteal esquerdo da bancada F450S043L e teto da F530S045 apresentam um valor de fator C elevado em função do ábaco utilizado (gravidade) sendo que as famílias mais desfavoráveis apresentam risco de queda por tombamento.

Na bancada longitudinal foi utilizado um valor de resistência à compressão de 177 MPa (MSX) para todas as faces. Já na coroa e teto da bancada F530S045 foram utilizados 125MPa (STWK) devido à existência de uma bancada perpendicular no contacto a teto, ou seja, há uma continuidade litológica mineral (ver figura 66). Já a muro foi utilizado um valor de 83Mpa por se encontrar próximo da falha (escombros).

Por fim, com base nos valores de N' e raio hidráulico é possível avaliar as condições de estabilidade, sem sustimento, de cada face (figura 75).

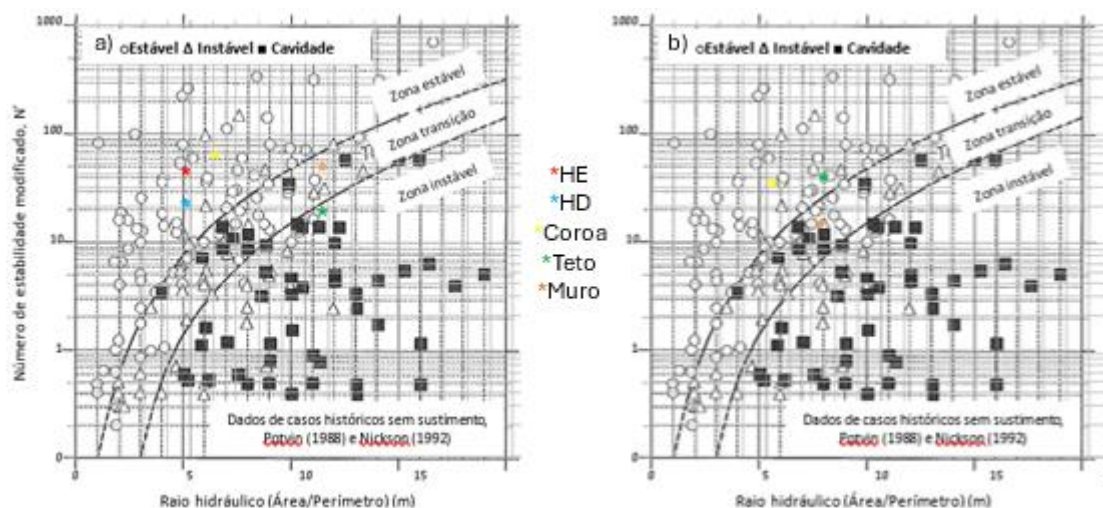


Figura 75 - Gráficos de estabilidade para cada face da bancada. a) Bancada F450S043L; b) Bancada F530S045.

De acordo com a análise de estabilidade efetuada é possível concluir que, da bancada F450S043L (a)), a face que se encontra efetivamente instável (segundo o método aplicado) é a de teto, devido ao reduzido ângulo formado entre o plano da face e da descontinuidade, correspondente a um fator B baixo. Quanto à bancada F530S045, o único risco de instabilidade surge na cunha de muro devido à influência da falha de muro (resistência e qualidade geotécnica reduzida). Os hasteais serão considerados estáveis por se tratar se uma bancada secundária, como referido previamente. Pode-se ainda determinar o raio hidráulico máximo admissível, calculado em função do valor de N' , correspondente ao limite inferior da zona de transição, de acordo com a equação 21, apresentada na tabela 81.

Tabela 81 - Raio Hidráulico máximo admissível das bancadas em estudo do jazigo de Feitais.

F450S043L			
Face	N'	R.H. Real	R.H. Máximo
Coroa	59,0	6,0	14,85
Muro	48,9	10,7	13,93
Teto	19,5	10,7	10,21
HE	44,9	4,7	13,53
HD	22,3	4,7	10,68
F530S045			
Coroa	33,3	5,3	12,23
Muro	2,6	4,8	5,14
Teto	40,3	4,8	13,05

A análise da tabela anterior demonstra que apenas a face de muro apresenta um raio hidráulico superior ao máximo admissível de modo a assegurar a “estabilidade” (zona de transição). Todas as outras secções encontram-se abaixo do considerado do raio máximo.

Quando a estabilidade uma bancada não é garantida, é requerido definir e propor meios que permitam contrariar a situação. De seguida serão apresentados meios que permitirão aumentar a estabilidade das bancadas em estudo.

4.3.9. Medidas de Estabilidade

Tal como nos jazigos anteriores, não será proposta a redução das dimensões das bancadas. Deste modo será sugerida a execução de sustimento ou divisão da exploração por desmontes (exploração da bancada em parcelas e respetivo enchimento). Assumindo um ESR de 3,5 (galerias e bancadas temporárias) e uma largura de aproximadamente 15 metros na bancada longitudinal e 12m na transversal, obtém-se uma dimensão equivalente máxima de 4,29 e 3,4, respetivamente. Com isto é possível determinar o sustimento teórico necessário, de acordo com a classificação geomecânica Q-System, como apresentado na tabela 82.

Tabela 82 - Sustimento teórico de acordo com a classificação geomecânica Q-System

F450S043L		Q	Sustimento
450	Coroa	11,4	Sem sustimento
	Muro	10,1	
	Teto	16	
470	Coroa	13	
	Muro	15,2	
	Teto	15	
F530S045		Q	Sustimento
550	Coroa	9,3	Sem sustimento
570	Coroa	8,7	

Na primeira bancada foram analisadas as faces de muro e teto por se tratar de uma bancada longitudinal (paralela ao jazigo). Já na transversal, apenas foi determinado o sustimento na coroa porque não sendo possível executá-lo nos hasteais devido à pasta adjacente.

Segundo o ábaco da figura 24, que correlaciona a qualidade do maciço rochoso e o seu sustimento, não será necessário qualquer pregagem ou betão projetado, devido à dimensão equivalente baixa e valor de Q elevado.

Segundo Barton et al. (1974), de acordo com a largura e altura das galerias/bancadas e respetivo valor de ESR definido, seriam necessárias pregagens com as dimensões apresentadas na tabela 83.

Tabela 83 - Comprimento das pregagens para o teto e hasteais segundo Barton et al. (1974).

Secção	Comprimento Pregagens (m)	
	F450S043L	F530S045
Coroa	2,6 m	2,5 m
Hasteais	2,2 m	

Por último, na tabela 84 é apresentado o sustimento teórico de acordo com a classificação RMR, para as bancadas de estudo do jazigo de Feitais.

Tabela 84 - Sustimento teórico de acordo com a classificação geomecânica RMR.

F450S043L		RMR	Classe	Pregagens	Betão projetado
450	Coroa	65,9	Bom	3,0m de comprimento, espaçamento de 2,5m	50mm quando necessário
	Muro	65,1	Bom		
	Teto	68,1	Bom		
470	Coroa	66,7	Bom		
	Muro	67,7	Bom		
	Teto	67,6	Bom		
F530S045		RMR	Classe	Pregagens	Betão projetado
530/550	Coroa	64,5	Bom	3,0m de comprimento, espaçamento de 2,5m	50mm quando necessário
570	Coroa	64,1	Bom		

Através da análise da tabela 84 é possível observar que as rochas de todas as faces de estudo podem ser classificadas como boas que, segundo Bieniawski (1989), serão necessárias pregagens de 3m de comprimentos com 2,5m de espessura e 50mm de betão projetado, quando solicitado.

Através do gráfico de estabilidade (figura 35) foi possível definir possíveis soluções para melhoramento da estabilidade, com recurso a sustimento (cabos) e/ou divisão da exploração. Na tabela 85 estão representadas 2 soluções de estabilidade: suporte e junção de sustimento com divisão da exploração.

Tabela 85 - Dimensionamento dos cabos de acordo com o tipo de estabilidade pretendido.

Estabilidade	Estável	Estável com divisão*
F450S043L		
Coroa	-	-
Muro	Cabos de 9m com 2,5m espaçamento	Não necessário
Teto	Cabos de 9-13m com 2,0m espaçamento	Cabos de 9m com espaçamento de 2,5m (65,5m da galeria mais extensa – 131,1m)
F530S045		
Coroa	-	-
Muro	Cabos de 6m com 2,5-3,0 espaçamento	-
Teto	-	-

(*) Estável com divisão, correspondendo à exploração e enchimento da bancada por fases, quanto à sua extensão.

Apesar de determinado, não será proposta a execução de cabos para a face de muro da bancada F530S045 por se tratar da galeria de acesso e corresponder ao contacto entre escombros e a bancada, não sendo usualmente executados.

É importante referir que a malha proposta poderá não ser definitiva, sendo possível reajustá-la de acordo com os custos associados e possibilidade de execução dos equipamentos.

Na tabela 86 estão ainda propostas soluções sem sustimento que retratam apenas a divisão da exploração com sucessivo enchimento.

Tabela 86 - Propostas de estabilidade sem sustimento para cada face das respetivas bancadas.

Estabilidade	Estável	Zona de transição
F450S043L		
Coroa	-	-
Muro	Enchimento máximo de 80m	-
Teto	Enchimento a cada 30m	Enchimento a cada 100m
F530S045		
Coroa	-	-
Muro	-	Divisão da bancada em altura
Teto	-	-

A primeira é mais conservadora e corresponde à extensão limite para zona do estável enquanto a segunda é menos segura e retrata o limite máximo da zona de transição. Este tipo de solução, apesar de garantir a estabilidade, apresenta custos e tempos operacionais extremamente elevados.

A proposta a muro da bancada F530S045 corresponde à divisão da bancada em 2, relativamente à altura, sendo que a bancada possuirá 40m e existe um piso intermédio (piso 430, 450, 470), melhorando a sua estabilidade.

4.3.10. Propostas de Estabilidade

Tal como referido anteriormente, é imprescindível a colocação de pregagens do tipo *swellex* nas galerias. Assim, na tabela 87 está apresentado o suporte definido.

Tabela 87 - Características dos *swellex* e do betão projetado.

Características	F450S043L	F530S045
Swellex	2,6m com 2,5m espaçamento na coroa; 2,5m com 2,0m (piso 450) ou 2,5m (piso 470) espaçamento a muro e teto	3,0m com 2,5m espaçamento na coroa
Betão Projetado	-	50mm se necessário

Como em todos os casos, mesmo que não seja proposto, poderá ser colocado betão projetado se o terreno assim o solicitar. Como apenas o contacto a muro se encontra menos estável, poderá ser colocada uma camada de betão projetado como reforço.

Na tabela 88 estão apresentadas as soluções finais propostas, de acordo com o método gráfico de estabilidade.

Tabela 88 - Possíveis soluções de estabilidade com cabos ou exploração por fases e enchimento.

F450S043L			
Soluções	Coroa	Muro	Teto
Cabos	-	9m com 2,5m espaçamento	11m com 2,0m espaçamento
Enchimento s/cabos	Divisão e enchimento da bancada em 2 (65,5m)		
F530S045			
Cabos	-	-	-
Enchimento s/cabos	-		

Foram propostas soluções menos conservadoras em função do histórico de análises de estabilidade realizadas às bancadas nas minas de Aljustrel. Assim, quanto à bancada F450S043L, de modo a explorar a bancada de modo estável, esta poderá ser escavada em duas fases ou através da colocação de cabos com as dimensões apresentadas. Relativamente à bancada F530S045, segundo o histórico, não será necessária qualquer divisão da exploração ou execução de cabos.

Deste modo, nas figuras 76 e 77 estão representadas as bancadas F450S043L e F530S045 do jazigo de Feitais com o sustimento final proposto.

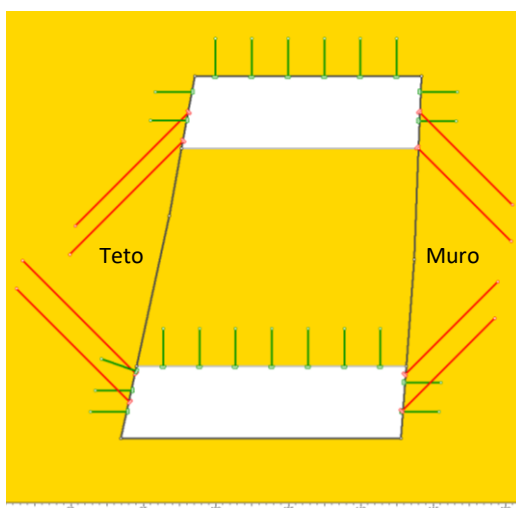


Figura 76 - Proposta final de sustimento da bancada F450S043L, do jazigo de Feitais.

Na proposta apresentada na figura anterior observam-se pregagens do tipo *swellex* (verde), executadas a pelo menos 1,9m de altura, devido à limitação do equipamento e questões de segurança, e cabos permanentes tensionados e injetados com calda de cimento (vermelho).

Foi proposta a execução de cabos com 45º de modo a abranger todo o maciço e melhorar a estabilidade no contacto a muro e a teto. Na face de teto do piso 470 foi proposta a execução de uma terceira pregagem resultante da maior instabilidade nesta secção, ligeiramente inclinada de modo a facilitar a execução ao jumbo de sustimento.

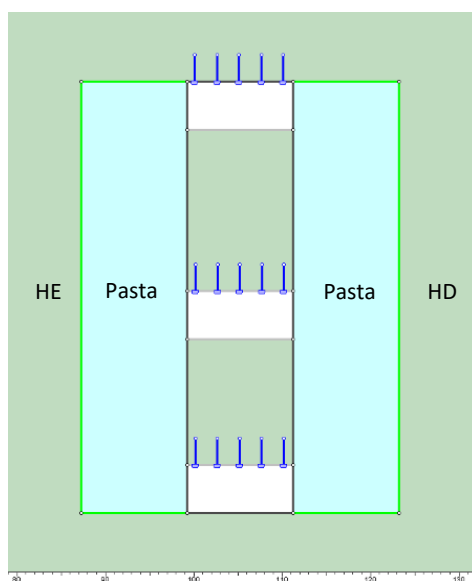


Figura 77 - Proposta final de sustimento da bancada F530S045, do jazigo de Feitais.

Na figura 77 é possível observar os *swellex* propostos na coroa dos três pisos, a azul, com 3,0 metros de comprimento e 2,5 metros de espaçamento. Como referido, no esquema não foi proposta a colocação de betão projetado porém, no decorrer do desenvolvimento das galerias e respetivas operações, poderá ser necessário em zonas mais fraturadas. Adjacente à bancada de estudo, pode-se constatar a presença das bancadas F530S044 e F530S046, respetivamente, e representação da pasta de enchimento.

Por fim, pode-se recorrer ao programa Unwedge para análise da estabilidade das cunhas e do sustimento proposto. Para a referida modelação é necessário inserir determinados parâmetros determinados anteriormente, como a atitude das descontinuidades, a coesão, o ângulo de atrito, entre outros. Estes referidos parâmetros encontram-se resumidos na tabela 89, respetivos à bancada F450S043L.

Tabela 89 - Síntese dos parâmetros da bancada F450S043L necessários à modelação no programa Unwedge.

F450S043L	
Q'	29,4
Q-value	11,76
RMR (Bieniawski & Barton)	66,1
Coesão (MPa)	0,327
Ângulo de atrito (°)	38
Tensão vertical (MPa)	12,31
Tensão horizontal (MPa)	6,78
Comprimento (m)	131,7

O comprimento definido (131,7m) retrata a maior extensão da bancada, correspondente ao pior cenário possível. Na seguinte figura é apresentado o sólido da bancada F450S043L resultante da modelação no programa Unwedge, com representação do sustimento definido e cunhas formadas.

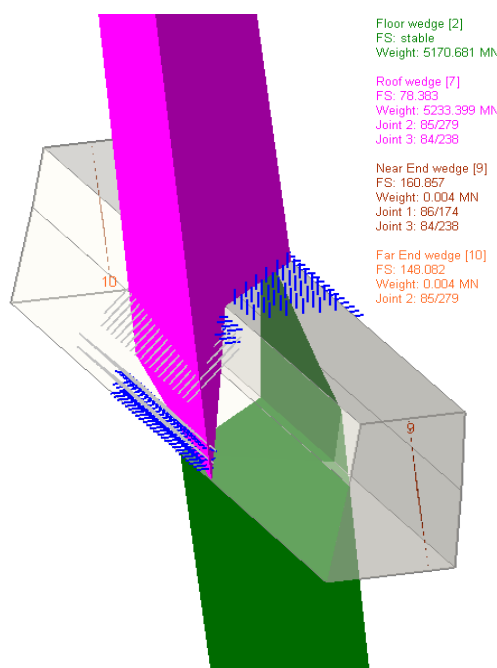


Figura 78 - Representação das cunhas formadas, sustimento e respetivo fator de segurança da bancada F450S043L.

De acordo com o programa Unwedge, as cunhas formadas apresentam um fator de segurança superior a 1.5, encontrando-se estáveis.

Por fim, quanto à bancada F530S045, além das atitudes das principais famílias de descontinuidades, os parâmetros necessários à modelação encontram-se definidos na tabela 90.

Tabela 90 - Síntese dos parâmetros da bancada F530S045 necessários à modelação no software Unwedge.

F530S045	
Q'	20,05
Q-value	8,02
RMR (Bieniawski & Barton)	63,2
Coesão (MPa)	0,312
Ângulo de atrito (°)	36
Tensão vertical (MPa)	15,13
Tensão horizontal (MPa)	8,10
Comprimento (m)	92,5

Assim procede-se à modelação propriamente dita, apresentada na figura seguinte.

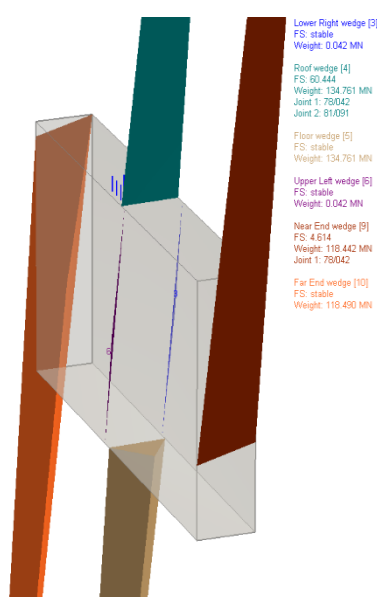


Figura 79 - Representação das cunhas formadas, sustimento e respetivo fator de segurança da bancada F530S045.

De acordo com o programa Unwedge, as cunhas formadas apresentam um fator de segurança superior a 1.5, concluindo que se encontram estáveis. Relativamente ao suporte definido em ambas as modelações, foram utilizadas as propriedades predefinidas do programa supracitado, devido à falta de dados.

Uma limitação observável é o facto de o modelo não representar o sustimento para toda a extensão definida nem permitir representar inclinações das faces perpendiculares ao avanço da exploração, influenciando o fator de segurança das cunhas nestas faces.

Poder-se-á concluir que em termos de análise de estabilidade através do método gráfico de Potvin, o método de representatividade aplicado é o melhor, quando comparado com as alternativas, porque permite um estudo completo de todas as faces presentes nas bancadas.

Capítulo V

Conclusões

[página propositadamente em branco]

5. Conclusões

A dissertação abordou a análise de estabilidade geomecânica de bancadas das minas de Aljustrel, dos jazigos de Feitais, da Estação e do Moinho, exploradas através do método de desmonte '*Sublevel Stoping Bench & Fill*', e as propostas de soluções através da aplicação de diferentes métodos de levantamento de dados e análise geotécnica e geomecânica mineira. A metodologia adotada incluiu a recolha bibliográfica, tratamento de dados geotécnicos, e a aplicação de métodos observacionais e de terreno, bem como programas geo-informáticos para prever problemas comportamentos e instabilidades durante a exploração subterrânea.

No jazigo do Moinho, tratando-se de uma mina mais antiga e de pior qualidade geotécnica, foi analisado utilizando a técnica de amostragem linear (*scanline sampling technique*) para coligir e mapear a parametrização geológico-geotécnica. Relativamente ao jazigo da Estação, devido à falta de acessos à massa mineral, a análise foi realizada com recurso, maioritariamente, a sondagens existentes. Por último, as bancadas do jazigo de Feitais foram estudadas através do método de representatividade realizado *in situ*.

Conhecendo o método de análise e sabendo que as galerias permanecem abertas por um curto espaço de tempo até ao início das operações de desmonte da bancada, poder-se-á concluir que, para a cartografia de dados *in situ*, o método de representatividade é o mais eficiente porque, apesar de menos pormenorizado que outros métodos, possibilita uma análise de todas as secções de uma galeria, gastando menos recursos e não exigindo a paragem de outros trabalhos. Ainda assim, em locais mais exigentes ou importantes, ou até em zonas em que a definição dos sistemas das principais famílias seja dificultada, dever-se-á, então, aplicar a técnica de amostragem linear para realização de uma análise mais pormenorizada.

Relativamente à análise de roturas realizada através do programa DIPS, em alternativa ao estudo apenas da orientação geral da bancada, conclui-se que deverá ser efetuada para cada secção da escavação, individualmente, de modo a aumentar a representatividade.

Os programas informáticos aplicados ao longo da dissertação possuem elevada sensibilidade, pelo facto de exigirem elevados dados de *input* pelo que o seu correto funcionamento requer um conhecimento completo do caso de estudo e de todas as características necessárias. Ainda assim apresentam algumas limitações quanto à geometria, não permitindo modelar interseções, curvas e/ou faces irregulares. A análise bidimensional (RS2), no caso de estudo, devido à elevada complexidade de parâmetros deverá ser apenas entendida como complementar.

Na tabela 91 é apresentada uma síntese de todos resultados obtidos e melhores soluções definidas.

Tabela 91 - Síntese dos resultados obtidos e soluções mais adequadas, para as bancadas de estudo.

	Face	Q	R.H.	N'	Estabilidade	R.H. máximo	Swellex	Cabos	Enchimento (máximo)
E325SZ022 (transversal)	Coroa	5,52	5,9	5,5	Transição	6,7	2,5m com 2,0m espaçamento	4 cabos no hastear com diferentes inclinações; 1,0m espaçamento na galeria do piso 325 e 3,5m entre os terminais; 1,5m na galeria do piso 360 e 5m entre os terminais; 16m o mais extenso;	Cada 24m
	HD	5,52	12	14,3	Instável	9,2			
	HE	5,52	12	7,9	Instável	7,5			
	Muro	8,56	5,5	40,4	Estável	13,1			
	Teto	4,24	5,5	51,5	Estável	14,2			
E325SZ030 (transversal)	Coroa	5,64	6	5,7	Transição	6,7	2,3m com 2,0m espaçamento		Cada 30m
	HD	8,48	12,6	22	Instável	10,6			
	HE	8,48	12,6	12,2	Instável	8,7			
	Muro	14,3	5,5	108,3	Estável	18,2			
	Teto	8,48	5,5	157,8	Estável	20,7			
M440S015 (longitudinal)	Coroa	2	5	4,9	Transição	6,42	3,0m com 2,0m espaçamento	6m com 3m espaçamento	Divisão em 2 (15m)
	HD	2	4,7	7,9	Estável	7,53		-	
	HE	2	4,7	2,9	Transição	5,35		-	
	Muro	2	7,1	2,1	Instável	4,81		9m com 2m espaçamento	
	Teto	2	7	5,6	Transição	6,7		7,5m com 2,5m espaçamento	
F450S043L (longitudinal)	Coroa	12,3	6	59	Estável	14,85	2,6m com 2,5m espaçamento	-	Divisão em 2 (65,5m)
	HD	8	4,7	44,9	Estável	13,53	-	-	
	HE	10,8	4,7	22,3	Estável	10,68	-	-	
	Muro	12,7	10,7	48,9	Transição	13,93	2,5m com 2,0/2,5m espaçamento	9m com 2,5m espaçamento	
	Teto	15	10,7	19,5	Instável	10,21	2,5m com 2,0/2,5m espaçamento	11m com 2,0m espaçamento	
F530S045 (transversal)	Coroa	9	5,3	33,3	Estável	12,23	3,0 com 2,5m espaçamento	-	-
	HD	8	15	Estabilidade garantida pela pasta de enchimento das bancadas primárias adjacentes					
	HE	8	15						
	Muro	4,12	4,8	2,6	Transição	5,14	-	-	-
	Teto	11	4,8	40,3	Estável	13,05	-	-	-

A análise de tensão realizada à bancada transversal secundária (F530S045) revelou uma distribuição de tensões que, não a sendo possível refletir na análise e modelação, obrigou ao ajuste dos valores de RQD, de modo a refletir a concentração de tensões esperada em função da pasta de enchimento presente nas bancadas secundárias.

Com base nos resultados de estabilidade obtidos (tabela 91), poder-se-á concluir que, devido à semelhança expectável entre os jazigos de Feitais e da Estação, as bancadas do segundo encontram-se mais instáveis que o esperado. Assim, considerar-se-á a análise das bancadas do jazigo da Estação de âmbito muito preliminar, sendo que o estudo foi realizado com recurso unicamente a sondagens existentes e as descontinuidades cartografadas num local prévio à influência de uma falha regional.

As maiores instabilidades são observadas nos hasteais e na coroa das bancadas, habitualmente resultante das dimensões e tensões sofridas, respetivamente. Pela análise realizada concluiu-se que, na maioria dos casos, as suas dimensões excedem as tensões máximas admissíveis.

Através da análise realizada, é possível supor que, em alguns casos, a simples verticalização da face poderá ser o suficiente para garantir a estabilidade, com o custo de perda de minério. Ainda assim, empiricamente, é definido um sustimento para toda a extensão das bancadas/galerias, mas na realidade, através de análises *in situ*, poderão ser realizados ajustes pontuais, como por exemplo, colocação de betão apenas em zonas mais fraturadas e de pior qualidade e pregagens nos hasteais apenas quando necessário. Esta prática, apesar de requerer mais tempo, poderá diminuir custos associados ao sustimento.

Com base nas soluções propostas é esperada uma melhoria na exploração das bancadas, com uma menor incidência de problemas comportamentais e instabilidades, promovendo uma exploração mais sustentável e economicamente viável. Tendo em conta que as soluções definidas vão ao encontro do histórico de análises de estabilidade realizadas às bancadas nas minas de Aljustrel (zona de transição – menos conservadoras), em função das alternativas definidas, a solução final definitiva deverá ser tomada pelo responsável competente, e está dependente de custos, do fator tempo e da abordagem. A divisão da bancada com enchimento, apesar do menor custo em sustimento, apresentará um tempo operacional muito superior sendo que requer a remoção do material, o enchimento e a criação de um “novo” vazio com “*raise boring*”.

Em suma, através dos estudos realizados durante o estágio, foi possível concluir que o cálculo da estabilidade e definição teórica de sustimento requer uma análise completa através do uso de todas as ferramentas possíveis. Os métodos utilizados permitem determinar fatores e parâmetros que contribuem para o estudo, apesar de apresentarem falhas e limitações. Estas considerações

conclusivas refletem a importância de um estudo detalhado e sistemático das condições geomecânicas das minas, utilizando uma abordagem multidisciplinar que integra, entre outras, a área das geociências de engenharia, engenharia de minas e engenharia geotécnica, garantindo que todas as variáveis presentes são consideradas.

De modo a melhorar a precisão de resultados em estudos futuros, será necessária a realização de estudos geotécnicos contínuos e mais detalhados. Para isto, são recomendados estudos *in situ* adicionais de modo a complementar e redeterminar a estabilidade das galerias correspondentes às bancadas, especialmente em áreas onde os levantamentos preliminares não forem conclusivos. Visto que os levantamentos preliminares não representam adequadamente as características esperadas após a falha de muro.

Em futuras modelações e estudos geotécnicos será importante considerar a influência das galerias abertas próximas à escavação em estudo sendo que interferem no estado de tensão e na qualidade da rocha. Será ainda prudente realizar estudos focalizados em bancadas secundárias, caso a caso, devido à falta de informação prática relativamente à influência das bancadas primárias e respetivo material de enchimento no estado de tensão e deformações resultantes.

Como modo de melhorar as operações mineiras e estudo geotécnicos, poderão ser implementados sistemas de monitorização geotécnica, aplicação de técnicas avançadas de modelação e simulação com base em aquisição de dados geotécnicos mais rigorosos.

Poderá ser do interesse da empresa a realização de uma base de dados para análise histórica de estabilidade de bancadas já concluídas para verificação dos fatores mais críticos. O estudo permitirá analisar padrões recorrentes em diferentes cenários e condições geotécnicas e geomecânicas, facilitando a identificação de fatores críticos que influenciem a estabilidade estrutural. Deste modo será possível melhorar continuamente as técnicas de estabilidade geomecânica, aumentar a segurança e, bem assim, reduzir riscos e custos associados. Qualquer exploração realizada deverá de ser monitorizada de forma a detetar ocorrências que possam afetar a estabilidade do desmonte e atuar em conformidade em termos de segurança e controlo de custos.

Capítulo VI

Referências Bibliográficas

[página propositadamente em branco]

6. Referências

- Alarcão, J. (1987). Portugal Romano. 4ª edição revista, Coleção História Mundi, vol. 33. Verbo, Lisboa.
- Almeida, J.C. (2019). Integração de dados de sondagens e amostras de mina na construção de um modelo de teores: O caso de estudo do Depósito de Feitais, Minas de Aljustrel. Universidade Nova de Lisboa, Lisboa (Dissertação de Mestrado). URI: <http://hdl.handle.net/10362/72303>
- Almina - Minas do Alentejo S.A.: a Empresa. <https://www.almina.pt>. Consultado em março de 2024.
- Amaral, J.L., Solá, A.R., Santos, T.M., Tassinari, C.C., & Gonçalves, J. (2021). U-Pb zircon SHRIMP dating of a protracted magmatic setting and its volcanic emplacement: Insights from the felsic volcanic rocks hosting the sulphide ore of the giant Aljustrel deposit, Iberian Pyrite Belt. *Ore Geology Reviews*, 134: 104-147.
- Andrade, P. (2004). Caracterização geomecânica e análise da estabilidade em maciços rochosos anisotrópicos: taludes do IP3 e da EN234 (Portugal Central). Faculdade de Ciências e Tecnologia de Coimbra. (Tese de doutoramento). URL: <https://hdl.handle.net/10316/1881>
- Barriga, F.J.A.S (1990). Metallogenesis in the Iberian Pyrite Belt. In: Dallmeyer, R.D., Garcia, E.M. (eds) *Pre-Mesozoic Geology of Iberia*. Springer-Verlag, Berlin, p. 369-379.
- Barriga, F.J.A.S., Carvalho, D., Ribeiro, A. (1997). Introduction to the Iberian Pyrite Belt. In: Barriga, F.J.A.S., Carvalho, D. (eds.). *Geology and VMS deposits of the Iberian Pyrite Belt*. Society of Economic Geologists Neves Corvo Field Conference, Guidebook Series, 27: 1-20.
- Barriga, F.J.A.S., Fyfe, & W.S. 1988. Giant pyritic base-metal deposits: The example of Feitais (Aljustrel, Portugal). *Chemical Geology*, 69: 331–343.
- Barton, N. (2000). TBM tunnelling in jointed and faulted rock. A. A. Balkema Publishers, Rotterdam.
- Barton, N. (2006). Rock quality, seismic velocity, Attenuation, and anisotropy. London, UK: Taylor & Francis Group.
- Barton, N., & Bieniawski, Z. T. (2008). RMR and Q-setting records straight. *Tunnels and Tunnelling International*, Feb. 2008, pp. 26-29.
- Barton, N., Lien, R., Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, 6(4): 189-239.
- 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: M. Bergman (Ed.), *Proceedings, Subsurface Space, ISRM International Symposium – Rockstore’80*, Stockholm. Pergamon Press Ltd., 2: 553-561.
- Barton, N., & Quadros, E. (2015). Anisotropy is everywhere, to see, measure, and model. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 48:1323–1339.

- Bernardo, P. (2010). Reflexão acerca das bases actuais da escavação de maciços rochosos. Portugal Mineral, Revista da Indústria Extractiva, ANIET, 1: 38-43.
- Bieniawski, Z.T. (1973). Engineering classification of jointed rock masses. Transactions of the South African Institution of Civil Engineers, 15:335-344.
- Bieniawski, Z.T. (1974). Estimating the strength of rock materials. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 74(8):312-320.
- Bieniawski, Z.T. (1976). Rock mass classification in rock engineering. In: Bieniawski, Z.T. (Ed.), Symposium Proceedings of Exploration for Rock Engineering, 1:97-106.
- Bieniawski, Z.T. (1978). Determining rock mass deformability. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 15(5):237-247.
- Bieniawski, Z.T. (1989). Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil and petroleum engineering. Mining and Mineral Resources Research Institute. A Wiley-Interscience publication, New York. 251 pp.
- Bieniawski, Z.T. (1993). Classification of rock masses for engineering: the RMR system and future trends. In: J.A. Hudson (Ed.), Comprehensive rock engineering: principles, practice, and projects. Pergamon Press, 33:553-574.
- Brady, B.H., & Brown, E.T. (2004). Rock mechanics for underground mining. New York, Boston, Dordrecht, London, Moscow: Kluwer Academic Publishers.
- CA – Comissão de Aljustrelenses (2023). Aljustrel – 100 anos, do fundo à superfície. Associação de defesa do património mineiro, cultural e ambiental do concelho de Aljustrel. Edição da Comissão de Aljustrelenses.
- Cargill, J.S., & Shakoor, A. (1990). Evaluation of empirical methods for measuring the uniaxial compressive strength of rock. In International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts (Vol. 27, No. 6, pp. 495-503).
- Carvalho, D. (1979). Geologia, metalogenia e metodologia da investigação de sulfuretos polimetálicos do Sul de Portugal. Comunicações dos Serviços Geológicos Portugal, Lisboa, 65: 169-191.
- Carvalho, D., Barriga, F.J., & Munhá, J. (1997). Bimodal siliciclastic systems: the case of the Iberian Pyrite Belt. In: C.T. Barrie & M.D. Hannington (eds.), Volcanic-associated massive sulfide deposits: Processes and examples in modern and ancient settings, Reviews in Economic Geology, volume 8. <https://doi.org/10.5382/Rev.08>
- Castelo Branco, J.M. (1996). O projeto de Lagoa Salgada. Estado actual do conhecimento da jazida. Bol. Geológico y Minero ITGE, Madrid, 107(5-6):205-215.
- Celada, B., & Bieniawski, Z. (2020). Ground characterization and structural analyses for tunnel design. CRC Press. Taylor & Francis Group. Boca Raton.
- Celada, B., Tardáguila, I., Rodríguez, A., Varona, P., & Bieniawski, Z. (2014). Innovating tunnel design by an improved experience-based RMR system. Proceedings of the World Tunnel Congress 2014, Brasil.
- CFCFF – Committee on Fracture Characterization and Fluid Flow (1996). Rock fractures and fluid flow: contemporary understanding and applications. National Research Council, National Academy Press, Washington, USA.
- Chaminé, H.I. (2016). Técnicas de amostragem em estudos de maciços rochosos fracturados: importância na prática da geologia estrutural, geociências de engenharia e mecânica das rochas. In: H.I. Chaminé, M.J. Afonso, A.C. Galiza (eds.), Eduardo Gomes (1931-2008): Engenheiro, Docente, Empreendedor – Uma Homenagem. Coleção LABCARGA-Geo|2, Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada & Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto, Porto. p. 297-343.
- Chaminé H.I., Afonso M.J., Trigo J.F., Freitas L., Ramos L., & Carvalho J.M. (2021). Site appraisal in fractured rock media: coupling engineering geological mapping and geotechnical modelling. European Geologist Journal, 51:31-38.

Chaminé H.I., & Fernandes I. (2023). The role of engineering geology mapping and GIS-based tools in geotechnical practice. In: Chastre, C., Neves, J., Ribeiro, D., Neves, M.G., Faria, P. (eds) *Advances on Testing and Experimentation in Civil Engineering*. Springer Tracts in Civil Engineering. Springer, Cham, p. 3–27.

Chaminé, H.I., Afonso, M.J., Ramos, L. & Pinheiro, R. (2015). Scanline sampling techniques for rock engineering surveys: insights from intrinsic geologic variability and uncertainty. In: Giordan D., Thuro K., Carranza-Torres C., Wu F., Marinos 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*, 36:27-33.

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 e Trabalhos, Instituto Geológico Mineiro, Porto*, 37: 97-111.

Chaminé, H.I., Pinheiro, R., Meirinhos, J., Santa, C., Pereira, R., Silva, R.S., Moreira, P., Madureira, M.M., Martins, A., Fonseca, L., & Ramos, L. (2016). Aplicativos informáticos para análise e avaliação de dados de campo em geociências de engenharia, geotecnia e hidrogeomecânica de maciços rochosos fracturados: MGC-RocDesign|Calc e GeoTech|CalcTools. In: H.I. Chaminé, M.J. Afonso, A.C. Galiza (eds.), *Eduardo Gomes (1931-2008): Engenheiro, Docente, Empreendedor – Uma Homenagem*. Coleção LABCARGA-Geo|2, Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada & Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto, Porto. p. 345 – 377.

Choy, S., & Park, H. (2002). Comparison among different criteria of RMR and Q-system for rock mass classification for tunneling in Korea. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 17(4):391-401.

Costa, P.R. (2017). Modelação geológica e de teores do depósito mineral de feitais, Mina de aljustrel. Faculdade de Ciências e Tecnologia, Universidade Nova de Lisboa (Dissertação de Mestrado). URL: <http://hdl.handle.net/10362/25831>

Deere, D.U., & Deere, D.W. (1988). The RQD index in practice. In: *Proceedings Symposium Rock Classifications Engineering Purposes*, ASTM Special Technical Publications.

Deere, D.U. (1963). Technical description of rock cores for engineering purposes. *Rock Mechanics and Engineering Geology*, Vol. 1, No. 1, pp. 16-22.

Deere, D.U., Hendron, A.J., Patton, F.D., Cording, E.J. (1967). Design of surface and near-surface construction in rock. In: Fairhurst C. (ed.), *Failure and Breakage of Rock*, *Proceedings of the 8th U. S. symposium rock mechanics*, Soc. Min. Engrs, Am. Inst. Min. Metall. Petrol. Engrs., p. 237-302.

DGEG (2022). Informação Estatística nº24. Direção de Serviços de Estratégia e Fomento dos Recursos Geológicos, Lisboa.

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, p. 231-246.

Estácio da Veiga, S.F.M. (1880). Tabula de bronze de Aljustrel. *Memória da Academia Real das Sciencias de Lisboa*. Typographia da Academia, Lisboa.

Ferreira, T.E. (2015). Geomecânica aplicada à estabilidade de explorações mineiras ‘bench and fill’: o caso do jazigo de Feitais, Minas de Aljustrel. Instituto Superior de Engenharia do Porto. (Dissertação de Mestrado) URL: <http://hdl.handle.net/10400.22/7075>

Ferrer, M., & González de Vallejo, L. (2007). *Manual de campo para la descripción y caracterización de macizos rocosos en afloramientos*. 2 Ed., Publicaciones ITGE, Madrid.

Fiori, A.P. (2015). *Fundamentos de mecânica dos solos e das rochas: aplicações na estabilidade de taludes*. Oficina de Textos. São Paulo, Brasil.

Fontinhas, A.M. (2012). Aplicação do SMR na avaliação da estabilidade de taludes de escavação em grauaques da Formação de Mértola. Faculdade de Ciências e Tecnologia. URL: <http://hdl.handle.net/10362/9069>

Freire de Andrade, R. & Viana, A. (1954). Minerações romanas de Aljustrel. Comunicações dos Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa. 35:79-92.

Freitas, J.P. (2016). Elaboração do modelo geomecânico tridimensional para reavaliação e setorização geotécnica dos realces da mineração Caraíba. Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto. (Dissertação de Mestrado). URL: <http://www.repositorio.ufop.br/jspui/handle/123456789/7058>

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

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.

Gonzalez de Vallejo, L.I., & Ferrer, M. (2011). Geological engineering. CRC Press, Taylor-Francis group, Boca Raton.

Hoek, E. (1994). Strength of rock and rock masses. ISRM News Journal, 2(2):4-16.

Hoek, E. (2007). Practical rock engineering. RocScience: Hoek's Corner.

Hoek, E., & Bray, J. (1981). Rock slope engineering. The Institution of Mining and Metallurgy, London.

Hoek, E., & Brown, E. (1980). Underground excavations in rock. London: Institution of Mining and Metallurgy.

Hoek, E., Carranza-Torres, C.T., & Corkum, B. (2002). Hoek-Brown Failure Criterion— 2002 Edition. Proceedings of the 5th North American Rock Mechanics Symposium, Toronto, pp. 267-273.

Hoek, E., Carter, T.G., & Diederichs, M.S. (2013). Quantification of the geological strength index chart. In: Proceedings of the Geomechanics Symposium, 47th US Rock Mechanics, San Francisco, CA, ARMA13-672, p. 1-8.

Hoek, E., Carter, T.G., & Diederichs, M.S. (2013). Quantification of the geological strength index chart. In: Proceedings geomechanics symposium 47th US rock mechanics, San Francisco, CA, ARMA 13-672, pp 1–8.

Hoek, E., Kaiser, P.K. & Bawden, W.F. (2000). Support of underground in hard rock mines. CRC Press, London. <https://doi.org/10.1201/b16978>

Hoek, E., Kaiser, P.K., & Bawden, W.F. (1995). Support of underground excavation in hard rock. Mining Research Directorate and Universities Research Incentive Fund.

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. Bulletin of Engineering Geology and Environment, 57(2):151-160.

Hudson, J.A. (2015). Engineering in fractured rock masses. ISRM News Journal 15:53-58.

Hudson, J.A., Harrison, J.P. (2000). Engineering rock mechanics: an introduction to the principles. 2nd edition, Pergamon Press. 444 p.

Hudson, J.A., & Priest, S.D. (1983). Discontinuity frequency in rock masses. Int. J. Rock. Mech. Min. Sci. Geomech. Abs., 20: 73–89.

Inverno, C., Díez-Montes A., Rosa C., García-Crespo J., & Matos J. et al. (2015). Introduction and geological setting of the Iberian Pyrite Belt. In: Weihed, P. (eds) 3D, 4D and Predictive Modelling of Major Mineral Belts in Europe. Mineral Resource Reviews. Springer, Cham. pp 191–208. https://doi.org/10.1007/978-3-319-17428-0_9

ISRM – International Society for Rock Mechanics (1978). Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts, 15(6): 319-368.

ISRM – International Society for Rock Mechanics (1980). Rock characterization, testing and monitoring: ISRM suggested methods. In: Brown, E.T. (ed.), suggested methods prepared by the Commission on Testing Methods, ISRM. Pergamon Press, London.

ISRM – International Society for Rock Mechanics (1981). Basic geotechnical description of rock masses. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts, 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.

ISRM – International Society for Rock Mechanics (2015). The ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring: 2007-2014. In: Ulusay, R. (ed.), suggested methods prepared by the Commission on Testing Methods, ISRM. Springer, Berlin.

Leca, X. (1990). Discovery of concealed massive-sulphide bodies at Neves-Corvo, southern Portugal: a case history. Transactions of the Institute of Mining and Metallurgy, 99(B): 139-152.

Leca, X., Ribeiro, A., Oliveira, J.T., Silva, J.B., Albouy, L., Carvalho, D., & Merino, F. (1983). Cadre géologique des mineralisations de Neves Corvo (Baixo Alentejo, Portugal) : lithostratigraphie, paléogéographie et tectonique. Mémoire Bureau de Recherches Géologiques et Minières, 121: 1-80.

Leitão, J.C.R. (2014). Arquitetura da bacia vulcano-sedimentar de Aljustrel. Comunicações Geológicas, Lisboa, 101(E-I):469-474.

LNEG, IGME, JA, & CMA (2020). Projeto GEO_FPI – Observatório transfronteiriço para a valorização geo-económica da Faixa Piritosa Ibérica. Geoportal - Energia e Geologia. URL: https://geoportal.lneg.pt/pt/dados_abertos/info_recursosminerais/?Id=1944. Consultado em março de 2024.

López Jimeno, C. (2003). Manual de túneles y obras subterráneas. ETSIM, Universidad Politécnica de Madrid, Madrid.

López Jimeno, C., López Jimeno, E., & Carcedo, F.J.A. (1995). Drilling and blasting of rocks. A.A. Balkema, Taylor & Francis Group, Rotterdam.

Martins, A., Alves, H. & Costa, T. (2003). 2000 Anos de mineração em Aljustrel. Câmara Municipal de Aljustrel, Aljustrel, Portugal.

Mata, L.E. (2019). Análise de estabilidade de desmontes primários: Caso do jazigo de Feitais. Instituto Superior Técnico da Universidade de Lisboa, Lisboa. (Dissertação de Mestrado). <https://fenix.tecnico.ulisboa.pt/cursos/megm/dissertacao/1128253548921787>

Mathews, K.E., Hoek, E., Wyllie, D.C. & Stewart, S.B.V. (1981). Prediction of stable excavations for mining at depth below 1000 metres in hard rock. CANMET Report. Department of Energy, Mines and Resources, Ottawa.

Matos, J.X., Carvalho, J., Represas, P., Batista, M.J., Sousa, P., Ramalho, E., Marques, F., Morais, I., Albardeiro, L., Gonçalves, P., & Dias, P. (2020). Geophysical surveys in the Portuguese sector of the Iberian Pyrite Belt: a global overview focused on the massive sulphide exploration and geologic interpretation. Comunicações Geológicas, Lisboa, 107(E-III):41-78.

Miranda, T., Gomes Correia, A., & Ribeiro e Sous, L. (2006). Determinação de parâmetros geomecânicos em formações rochosas e maciços heterogêneos. Revista Engenharia Civil, UM, Guimarães, 25:17-40.

Munhá, J. (1983). Hercynian Magmatism in the Iberian Pyrite Belt. Memórias Serviços Geológicos Portugal, Lisboa, 29: 39-81

Murch, A.J. (2018). Dimensionamento de bancadas ascendentes na mina de Neves-Corvo. Instituto Superior Técnico da Universidade de Lisboa, Lisboa. (Dissertação de Mestrado). <https://fenix.tecnico.ulisboa.pt/cursos/megm/dissertacao/1128253548921442>

Nascimento, I.C. (2020). Optimização do avanço de frentes (ou galerias) em desmontes subterrâneos. Instituto Superior Técnico da Universidade de Lisboa, Lisboa. (Dissertação de Mestrado).

<https://fenix.tecnico.ulisboa.pt/downloadFile/1126295043837173/Ines%20Nascimento%20Tese%20Final.pdf>

NGI (2015). Using the Q-system: Rock mass classification and support design. Oslo: NGI handbook.

Norbury, D. (2020). Soil and rock description in engineering practice. 3rd Edition, Whittles Publishing, CRC Press.

Oliveira, J.T., & Oliveira, V. (1996). Síntese da geologia da Faixa Piritosa, em Portugal, e das principais mineralizações associadas. In: Rego, M. (coord.), *Mineração no Baixo Alentejo*. Castro Verde: Câmara Municipal, pp. 8-27.

Oliveira, J.T., Quesada, C., Pereira, Z., Matos, J.X., Solá, A.R., Rosa, D., Albardeiro, L., Díez-Montes, A., Morais, I., Inverno, C., Rosa, C., & Relvas, J. (2019). South Portuguese Terrane: a continental affinity exotic unit. In: Quesada, C., Oliveira J. T. (Eds.), *The Geology of Iberia: A Geodynamic Approach*, Regional Geology Reviews, 173-206. https://doi.org/10.1007/978-3-030-10519-8_6

Oliveira, J.T., Relvas, J.M., Pereira, Z., Matos, J.X., Rosa, C.J., Rosa, D., Munhá, J.M., Jorge, R.C.G.S. & Pinto, A.M. (2006). O Complexo vulcano-sedimentar da Faixa Piritosa: estratigrafia, vulcanismo, mineralizações associadas e evolução tectono-estratigráfica no contexto da zona Sul-Portuguesa. In: Dias R., Araújo A., Terrinha P., Kulberg J.C. (eds.), *Geologia de Portugal no contexto da Ibéria*, Universidade de Évora, Évora, p. 207-244.

Oliveira, M.M. (2012). Dimensionamento empírico de realce em ‘Sublevel Stopping’ (Minas Gerais, Brasil). Universidade Federal de Minas Gerais, Brasil (Dissertação de Mestrado). URL: <http://hdl.handle.net/1843/CMBC-8V7GV3>

Palmström, A. (1995). RMI: a rock mass characterization system for rock engineering purposes. University of Oslo, Oslo. (Tese de doutoramento). http://rockmass.net/phd/complete_contents.pdf.

Palmström, A. (2005). Measurements of and correlations between block size and rock quality designation (RQD). *Tunnels and Underground Space Technology*, p. 362-377.

Palmström, A., Stille, H. (2014). *Rock engineering*. 2nd ed., ICE Publishing, London.

Pinheiro, R. (2013). Classificações geomecânicas mineiras para o dimensionamento de maciços rochosos: o aplicativo MGC-RocDesign|Calc. Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP), Porto. (Dissertação de Mestrado). URL: <http://hdl.handle.net/10400.22/6417>

Pinheiro, R., Ramos, L., Teixeira, J., Afonso, M.J., & Chaminé, H.I. (2014). MGC–RocDesign|CALC: a geomechanical calculator tool for rock design. In: Alejano L.R., Peruchó A., Olalla C., Jiménez R. (eds.) *Proceedings of Eurock’2014, rock engineering and rock mechanics: structures in and on rock masses (ISRM European regional symposium, Vigo, Spain)*. CRC Press, London, p. 655–660.

Pirites Alentejanas, S.A. (2007). Plano de lavra. Pirites Alentejanas, S.A. (Relatório Confidencial)

Pirites Alentejanas, S.A. (2010). Plano de lavra. Pirites Alentejanas, S.A. (Relatório Confidencial)

Pita, L. (2001). A presença romana no Concelho de Aljustrel. In *Vipasca, Aljustrel*. 10:9-26.

Pita, P., & Fernandes, J.A. (2023). Methodological approach of georesources sustainability for Northern Portuguese industrial rocks. In: Chaminé, H.I., Fernandes, J.A. (eds) *Advances in Geoengineering, Geotechnologies, and Geoenvironment for Earth Systems and Sustainable Georesources Management. Advances in Science, Technology & Innovation*. Springer, Cham. https://doi.org/10.1007/978-3-031-25986-9_14

Potvin, Y. (1988). Empirical open stope design in Canada. University of British Columbia. (Tese de Doutoramento) URL: <http://hdl.handle.net/2429/29264>

Potvin, Y., & Hudyma, M. (2000). Open stope mining in Canada. In: *Proceedings of the MassMin2000 (Brisbane, Australia)*, Australasian Institute of Mining and Metallurgy. pp. 661-674

Potvin, Y., Dight, P. M., & Wasseloo, J. (2012). Some pitfalls and misuses of rock mass classification systems for mine design. *The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 112:697-702

Potvin, Y., Hudyma, M., & Miller, H.D. (1988). The stability graph method for open stop design. In: *Proceedings of the 90th CIM AGM*. Edmonton.

Priest, S.D. (1993). Discontinuity analysis for rock engineering. Springer Science & Business Media London: Chapman & Hall.

Priest, S.D. (2004). Determination of discontinuity size distributions from scanline data. *Rock Mechanics & Rock Engineering*, 37(5): 347-368

Priest, S.D., & Hudson, J.A. (1976). Discontinuity spacings in rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 13(5): 135-148.

Priest, S.D., & Hudson, J.A. (1981). Estimation of discontinuity spacing and trace length using scanline surveys. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 18: 183-197.

Ramos, L. (2022). Metodologias interdisciplinares em geotecnia mineira para a qualidade do desmonte de maciços rochosos. Universidade de Coimbra, Coimbra (Tese de Doutoramento). URI: <https://hdl.handle.net/10316/100395>

Ramos, L. (2023/24). Apontamentos de mestrado de escavações subterrâneas I e II. Instituto Superior de Engenharia do Porto, Porto (policopiado).

Relvas, J. (1991). Estudo geológico e metalogenético da área de Gavião, Baixo Alentejo. Provas de Aptidão Pedagógica e Capacidade Científica. Universidade de Lisboa, Lisboa. (Relatório PAPCC)

Relvas, J.M.R.S., Barriga, F.A.S., Pinto, A. M. M., Ferreira, A., Pacheco, N., Noiva, P., Barriga, G., Baptista, R., Carvalho, D., Oliveira, V., Munhá, J., & Hutchinson (2002). The Neves-Corvo Deposit, Iberian Pyrite Belt, Portugal: Impacts and Future. In: 25 Years after the Discovery. Society of Economic Geologists, Sp., 9: 155-177. <https://doi.org/10.5382/SP.09.08>

Relvas, J.M.R.S., Barriga, F.J.A.S., Ferreira, A., Noiva, P.C., Pacheco, N. & Barriga, G. (2006). Hydrothermal alteration and mineralization in the Neves-Corvo volcanic-hosted massive sulfide deposit, Portugal: I. geology, mineralogy, and geochemistry. *Economic Geology*, 101(4):753-790. <https://doi.org/10.2113/gsecongeo.101.4.753>

Ribeiro, A., Munhá, J., Dias, R., Mateus, A., Pereira, E., Ribeiro, L., Fonseca, P., Araújo, A., Oliveira, J. T., Romão, J., Chaminé, H.I., Coke, C., & Pedro, J. (2007). Geodynamic evolution of the SW Europe Variscides. *Tectonics*, 26(6):TC6009. <http://dx.doi.org/10.1029/2006TC002958>

Rocha Gomes, A., & Silva, F.J. (1955). Prospeção de Pirites no Baixo Alentejo. Estudos, Notas e Trabalhos do Serviço do Fomento Mineiro, Porto, 10: 1-2.

Rocha, M. (2013). Mecânica das rochas. Edição no âmbito das comemorações do centenário do nascimento do Engenheiro Manuel Rocha – 1913-2013. LNEC – Laboratório Nacional de Engenharia Civil, Lisboa, 436 p.

Rodríguez, R.C. (2022). Suporte e geomecânica em minas subterrâneas (função, tipo, seleção e dimensionamento). Instituto Superior Técnico, Universidade de Lisboa (Dissertação de Mestrado)

Santa, C., Gonçalves, L., & Chaminé, H.I. (2019). Comparative study of GSI chart versions in a heterogeneous rock mass media (Marão tunnel, north Portugal): a reliable index in geotechnical surveys and rock engineering design. *Bull. Eng. Geol. Environ.*, 78:5889-5903. <https://doi.org/10.1007/s10064-019-01481-7>

Santos, L.M. (2020). Caracterização geoquímica, mineralógica, textural e paragenética da alteração hidrotermal e mineralização na massa de Estação (Aljustrel) e sua comparação com a massa de Feitais. Faculdade de Ciências da Universidade de Lisboa. (Dissertação de Mestrado). URL: <http://hdl.handle.net/10451/45266>

Saragoça, J.F. (2021). Parametrização da recuperação mineira e da reconciliação no planeamento mineiro: na mina de Neves-Corvo. Instituto Superior Técnico, Universidade de Lisboa, Lisboa (Dissertação de Mestrado). https://scholar.tecnico.ulisboa.pt/records/ObZsBgHT9hsJ0TfweeCMIY_Ks8YE10uqZ26T

Schermerhorn, L. (1971). An outline stratigraphy of the Iberian Pyrite Belt. *Boletín IGME, Madrid*, 82 (3-4):239-268.

Schermerhorn, L., Zbyzewski, G., & Ferreira, V. (1987). Notícia explicativa da carta geológica 1/50.000, folha 42D, Aljustrel, Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa.

Schermerhorn, L.J.G., & Stanton, W.I. (1969). Folded overthrusts at Aljustrel (South Portugal). *Geological Magazine*, 106(2):130-141.

Serafim, J.L., & Pereira, J.P. (1983). Considerations on the geomechanical classification of Bieniawski. In: *Proceedings of International Symposium on Engineering Geology and Underground Openings*, Lisbon, Portugal, 1:II.33–II.42.

Stewart, S.B., & Forsyth, W.W. (1995). The Mathews method for open-stop design. *CIM Bulletin*, 88:45-53.

Teixeira, D.C. (2018). Benefícios com a utilização de rejeitos em enchimento de minas subterrâneas: Uma visão geotécnica e sustentável. Universidade Federal de Ouro Preto, Brasil. URL: <http://www.monografias.ufop.br/handle/35400000/855>

Terzaghi, K. (1946). Rock defects and locals on tunnel supports. In: *Rock tunnelling with steel supports*, 1: 17-99.

Anexos

[página propositadamente em branco]

Anexo I

Atitude das descontinuidades e respetivo local de levantamento (Jazigo da Estação)

Dip	Dip dir.	Galeria
20	138	E360DB
70	329	E360DB
45	332	E360DB
80	341	ER370-360A
80	55	ER370-360A
30	170	ER370-360A
70	153	E360GAM
70	350	E360GAM
70	352	E360GAM
75	80	E360GAM
80	310	E360GAM
82	60	E360GAM
64	40	E360GAM
78	55	E360GAM
86	335	E360GAM
86	130	E360GAM
32	160	E360GAM
60	345	E360GAM
82	125	E360GAM
50	265	E360GAM
70	340	E360GAM
85	349	ER370-360
80	25	ER370-360
80	41	ER370-360
32	155	ER360-325
78	346	ER360-325
89	52	ER360-325
64	346	ER360-325
30	105	ER360-325
50	6	E380DB
30	286	E360CPV8E
85	90	E360CPV8D
70	346	E360CPV8D
80	270	E360CPV8E2
10	175	E360CPV8E2
20	168	E360CPV8E2
40	115	E360CPV9
40	160	E360CPV9
70	340	E360CPV9
60	128	ER360-380
80	130	ER360-380
85	130	ER360-380
80	135	ER360-380
36	185	ER360-380
40	170	ER360-380
50	10	ER360-380

Anexo II

Características das sondagens em estudo e classificação Q-System (Jazigo da Estação)

E325SZ030

E325SZ022

Sondagem	Localização	Litologia	Intervalo da bancada	Intervalos de log realizados				Q'							Q	Observações
				Início	Fim	Alteração	Fraturação	RQD (%)	Jn	Jr	Ja	Resistência	Valor	Classificação	Classificação	
ES17013	Intersecta limite teto	Riólitos	335 - 373	323,1	335,1	W2	F3	84,8	6	2	2	R4	14,13	Bom	5,65	Acima coroa
		Sulfuretos Maciços		335,1	401,25	W1-2	F3	84,8	3	12	1	R5	21,21	Bom	8,48	-
ES22005	Muro	Riólito	378 - 421	377,2	384,00	W2	F4	69,6	4	3	2	R4	26,08	Bom	10,43	Galeria 325 (riolito acima bom Q' = 33,39)
				384,00	385,70	W3	F5	10	6	1,5	4	R3	0,63	Muito Mau	0,25	Bancada
				385,7	387,30	W2	F4	47,3	4	1,5	3	R4	5,47	Razoável	2,19	
				387,3	406,80	W2	F3	71,4	6	2	2	R4	11,90	Bom	4,76	
				406,8	420,95	W2	F3	80,7	3	3	1	R5	80,71	Muito Bom	32,28	Galeria 360
ES22003	Entre bancadas	Sulfuretos maciços	337 - 376	302,25	409,00	W1	F2	93,7	3	9	2	R6	15,60	Bom	6,24	-
																-
ES22002A	Intersecta centro (teto para muro)	Sulfuretos maciços	373 - 413	356,35	391,8	W1	F3	84,6	6	2	2	R5	14,10	Bom	5,64	Galeria 325
				391,8	395,85	W1-2	F5	14	3	2	2	R5	4,66	Razoável	1,86	Falha do centro para zona infeior da bancada
				395,95	449,0	W1	F2	94,3	6	2	2	R5	15,72	Bom	6,29	Galeria 360
ES18012	(HE) a teto	Tufos Vulcânicos	355 - 392	352,45	355,30	W2	F5	4,2	15	1	8	R2	0,08	Extremamente Mau	0,03	Coroa acima
				355,30	366,00	W1-2	F4	85	12	2	1	R4	14,17	Bom	5,67	Galeria 325
		Argilitos		366,00	372,80	W1-2	F4	52,2	15	2	2	R4	3,48	Mau	1,39	Bancada
				372,80	380,80	W1-2	F3	85,9	12	2	1	R3	14,31	Bom	5,72	
				380,80	386,40	W1-2	F5	34,3	12	3	2	R3	4,29	Razoável	1,72	
		Sedimentos Vulc.		386,40	389,25	W1-2	F4	52,6	12	3	1	R3	13,16	Bom	5,26	Galeria 360
				Jaspes	389,25	393,20	W1-2	F4	70,9	15	3	1	R6	14,18	Bom	
ES22006	Muro	Riólito	380 - 428	370,65	380,75	W2	F3	84,8	6	4	1	R4	56,50	Muito Bom	22,60	Coroa acima
				380,75	388,15	W3	F5	28,2	12	2	6	R4	0,78	Muito Mau	0,31	Galeria 325
				388,15	396,6	W2	F4	67,10	6	3	1	R4	33,55	Bom	13,42	Bancada
				396,6	405,15	W2	F3	80,58	4	3	3	R3	20,15	Bom	8,06	
		Stockwork		405,15	406,3	W2	F4	86,96	3	3	1	R4	86,96	Muito Bom	34,78	
		406,3		409,8	W2	F4	22,86	6	3	4	R3	2,86	Mau	1,14		
		409,8		415,7	W2	F3	92,20	4	3	2	R4	34,58	Bom	13,83		
		415,7		416,25	W3	F5	25,45	12	2	4	R3	1,06	Mau	0,42	Galeria 360	
		416,25		424,05	W2	F3	91,15	4	2	2	R4	22,79	Bom	9,12		
		424,05		427,9	W2	F4	77,40	4	2	2	R4	19,35	Bom	7,74		

Anexo III

Classificação RMR ('Rock Mass Rating') das sondagens em estudo (Jazigo da Estação)

Sondagem	Localização	Litologia	Intervalo estudo	Q'		Q	RMR		
				Valor	Classificação	Classificação	1989	2000	Classificação
ES17013	Intersecta limite teto da E325SZ030	Sulfuretos Maciços	335 - 373	14,13	Bom	5,65	59,59	61,28	Razoável a bom
				21,21	Bom	8,48	63,24	63,93	
ES22005	Muro da E325SZ030	Riólito	378 - 421	26,08	Bom	10,43	65,10	65,28	Bom
				0,63	Muito Mau	0,25	31,60	41,02	Fraco a Razoável
				5,47	Razoável	2,19	51,05	55,10	Razoável
				11,90	Bom	4,76	58,04	60,16	Razoável a bom
				80,71	Muito Bom	32,28	75,27	72,63	Bom
ES22003	Entre bancadas	Sulfuretos maciços	337 - 376	15,60	Bom	6,24	60,48	61,93	Razoável a bom
ES22002A	Intersecta centro da E325SZ022 (teto - muro)	Sulfuretos maciços	373 - 413	14,10	Bom	5,64	59,57	61,27	Razoável a bom
				4,66	Razoável	1,86	49,60	54,06	Razoável
				15,72	Bom	6,29	60,55	61,98	Razoável a bom
ES18012	HE a teto da E325SZ022	Tufos Vulcânicos	355 - 392	0,08	Extremamente Mau	0,03	13,02	27,58	Fraco
				14,17	Bom	5,67	59,61	61,30	Razoável a bom
		Argilitos		3,48	Mau	1,39	46,98	52,15	Razoável
				14,31	Bom	5,72	59,70	61,37	Razoável a bom
				4,29	Razoável	1,72	48,86	53,52	Razoável
		Sedimentos Vulcânicos		13,16	Bom	5,26	58,95	60,82	Razoável a bom
				Jaspes	14,18	Bom	5,67	59,62	61,31
ES22006	Muro da E325SZ022	Riólito	380 - 428	56,50	Muito Bom	22,60	72,06	70,31	Bom
				0,78	Muito Mau	0,31	33,52	42,41	Fraco a Razoável
				33,55	Bom	13,42	67,37	66,92	Bom
				20,15	Bom	8,06	62,78	63,59	Razoável a bom
		Stockwork		86,96	Muito Bom	34,78	75,94	73,12	Bom
		Riólito		2,86	Mau	1,14	45,20	50,87	Razoável
				34,58	Bom	13,83	67,64	67,11	Bom
				1,06	Mau	0,42	36,28	44,41	Fraco a Razoável
				22,79	Bom	9,12	63,89	64,40	Razoável a bom
				19,35	Bom	7,74	62,42	63,33	Razoável a bom

Anexo IV

Espessuras, litologias e respectivas densidades intersetadas nas sondagens mineralizadas (Jazigo da Estação)

Sondagem ES22002A

Espessura (m)	Litologia	Densidade (g/cm3)
188	WKE	2,51
35	WKE/SHL	2,42
33,3	WKE	2,66
88,2	SHL/SHLN	2,68
1,9	VSD	2,78
4	JSP	2,72
3,15	fqRUN	2,83
59,45	MSX	4,50

Sondagens ES2205 + ES1703

Espessura (m)	Litologia	Densidade (g/cm3)
11,7	WKE	2,51
6,95	SHLN	2,7
60,35	WKE	2,57
2,95	SHLN	2,71
12,2	WKE	2,29
15,35	SHLN	2,66
36,95	WKE	2,37
53,15	SHLN	2,69
5,8	WKE	2,67
4,45	SHLN	2,67
1,1	VAT	2,72
28,45	VSD	2,77
19,3	SHL	2,68
13,65	VSD	2,78
2,25	SHLN	2,62
0,6	SHL	2,72
14,25	VSD	2,78
3,4	SHLN	2,71
9,85	JSP	2,73
1,4	STWK	3,3
2,4	fRHY	2,8
53,5	MSX	4,46

Anexo V

Parâmetros para determinação do Número de Estabilidade (N') (Jazigo da Estação)

E325SZ022																		
Face	RQD	Q'	Dip	Dip Direction	Família crítica	Altura	Largura maior	Largura menor	RH	RCU	σ_1	Divisão	Fator A	Fator B	Fator C	N'	Resultado	HR máximo
Coroa	84,6	13,8	0	135	2	54,0	15,0	15,0	5,9	250,0	8,9	28,1	1,0	0,20	2,0	5,5	Transição	6,66
HD	81,4	13,8	90	135	1	40,5	64,0	54,0	11,9	250,0	9,6	26,0	1,0	0,28	3,7	14,3	Instável	9,19
HE	81,4	13,8	90	135	3	40,5	64,0	54,0	11,9	250,0	9,6	26,0	1,0	0,23	2,5	7,9	Instável	7,53
Muro	66,9	21,4	90	45	1	40,5	15,0	15,0	5,5	63,8	9,6	6,6	0,6	0,82	3,7	40,4	Estável	13,06
Teto	67,3	10,6	76	45	3	40,5	15,0	15,0	5,5	63,8	9,6	6,6	0,6	0,98	8,0	51,5	Estável	14,18
E325SZ030																		
Coroa	84,8	14,1	0	135	2	61,0	15,0	15,0	6,0	100,0	8,4	11,9	1,0	0,20	2,0	5,7	Transição	6,72
HD	84,8	21,2	90	135	1	40,5	84,0	61,0	12,6	250,0	9,1	27,5	1,0	0,28	3,7	22,0	Instável	10,63
HE	84,8	21,2	90	135	3	40,5	84,0	61,0	12,6	250,0	9,1	27,5	1,0	0,23	2,5	12,2	Instável	8,71
Muro	70,9	35,7	90	45	1	40,5	15,0	15,0	5,5	105,0	9,1	11,5	1,0	0,82	3,7	108,3	Estável	18,23
Teto	84,8	21,2	61	45	3	40,5	15,0	15,0	5,5	250,0	9,1	27,5	1,0	0,93	8,0	157,8	Estável	20,70

Anexo VI

Ficha de Levantamento Geológico-Geomecânico das discontinuidades (Jazigo do Moinho)

FICHA DE LEVANTAMENTO GEOLÓGICO-GEOMECÂNICO																				
TÉCNICA DA AMOSTRAGEM LINEAR (Scanline)																				
Orientação		do Perfil:		N135ºE		da "Scanline":		N135ºE		Nome:										
Altura da "scanline" ao solo (m):		1,2m		Data/hora:																
Localização:		Moinho 440SO015		Empresa:																
Secção:		Muro		Documento:																
Parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos segundo ISRM (1978, 1981, 2007), GSE (1995)																				
Desconti nuidade nº	Distância à origem (m) D	Litologia	Grau de alteração (W)		Atitude Geológica				Tipo de descontinuidade	Abertura (mm)		Espaçamento (F) (cm)		Comprimento, L (m) / Continuidade		Terminação T [O - Obscura; D - Descontinuidade; R - Rocha]	Rugosidade R	Tipo de enchimento	Presença de água [S - Seco; H - Húmido; G - Gotejante; F - Fluxo]	Observações
			Tipo	Classificação	Direção/ Inclinação					Valor (mm)	Classificação	Valor (cm)	Classificação	Valor (m)	Classificação					
1	0,3	STWK	W2	eiramente Altera	N	250	E	50°	NW	D	2	Aberta	30	F3	0,2	Muito Pouco Contínua	R	Ondulada suave	NT	Seco
2	0,8	STWK	W2	eiramente Altera	N	160	E	72°	NE	D	2	Aberta	50	F3	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
3	0,9	STWK	W2	eiramente Altera	N	260	E	69°	NW	D	0	Muito Apertada	10	F4	0,1	Muito Pouco Contínua	R	Ondulada rugosa	NT	Seco
4	0,96	STWK	W2	eiramente Altera	N	240	E	70°	NW	D	0	Muito Apertada	6	F5	0,1	Muito Pouco Contínua	R	Ondulada rugosa	NT	Seco
5	0,98	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	80°	NE	D	2	Aberta	2	F5	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
6	1,6	STWK	W2	eiramente Altera	N	260	E	78°	NW	D	4	Razoavelmente Larga	62	F2	1	Muito Pouco Contínua	R	Ondulada suave	NT	Seco
7	1,61	STWK	W2	eiramente Altera	N	142	E	84°	NE	D	2	Aberta	1	F5	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
8	1,98	STWK	W2	eiramente Altera	N	260	E	74°	NW	D	4	Razoavelmente Larga	37	F3	1,5	Pouco Contínua	D	Ondulada suave	NT	Seco
9	2	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	80°	NE	D	1	Aberta	2	F5	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
10	2,65	STWK	W2	eiramente Altera	N	300	E	2°	NE	D	1	Aberta	65	F2	2	Pouco Contínua	D	Ondulada rugosa	NT	Seco
11	2,66	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	82°	NE	D	1	Aberta	1	F5	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
12	4	STWK	W2	eiramente Altera	N	250	E	50°	NW	D	2	Aberta	134	F2	2	Pouco Contínua	R	Ondulada rugosa	NT	Seco
13	5,1	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	84°	NE	D	1	Aberta	110	F2	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
14	5,3	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	70°	NE	D	2	Aberta	20	F4	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
15	5,4	STWK	W2	eiramente Altera	N	260	E	86°	NW	D	1	Aberta	10	F4	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada suave	NT	Seco
16	6	STWK	W2	eiramente Altera	N	138	E	82°	NE	D	1	Aberta	60	F3	2	Pouco Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
17	6,1	STWK	W2	eiramente Altera	N	260	E	50°	NW	D	1	Aberta	10	F4	2	Pouco Contínua	R	Ondulada suave	NT	Seco
18	6,4	STWK	W2	eiramente Altera	N	89	E	84°	SE	D	0	Muito Apertada	30	F3	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
19	6,6	STWK	W2	eiramente Altera	N	230	E	20°	NW	D	0	Muito Apertada	20	F4	20	Contínua	R	Ondulada rugosa	NT	Seco
20	6,62	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	82°	NE	D	0	Muito Apertada	2	F5	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
21	6,67	STWK	W2	eiramente Altera	N	274	E	72°	NE	D	0	Muito Apertada	5	F5	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada suave	NT	Seco
22	7,2	STWK	W2	eiramente Altera	N	182	E	88°	SE	D	10	Razoavelmente Larga	53	F3	50	Muito Contínua	R	Ondulada rugosa	Argila	Seco
23	7,8	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	82°	NE	D	0	Muito Apertada	60	F3	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
24	7,82	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	82°	NE	D	2	Aberta	2	F5	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
25	7,88	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	80°	NE	D	2	Aberta	6	F5	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
26	7,98	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	80°	NE	D	1	Aberta	10	F4	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
27	8,17	STWK	W2	eiramente Altera	N	182	E	88°	SE	D	1	Aberta	19	F4	4	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
28	8,36	STWK	W2	eiramente Altera	N	142	E	76°	NE	D	0	Muito Apertada	19	F4	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
29	10,63	STWK	W2	eiramente Altera	N	250	E	80°	NW	D	0	Muito Apertada	227	F1	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada rugosa	NT	Seco
30	10,66	STWK	W2	eiramente Altera	N	148	E	52°	NE	D	0	Muito Apertada	3	F5	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada suave	NT	Seco
31	10,8	STWK	W2	eiramente Altera	N	250	E	50°	NW	D	1	Aberta	14	F4	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada rugosa	NT	Seco
32	10,82	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	80°	NE	D	0	Muito Apertada	2	F5	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
33	13	STWK	W2	eiramente Altera	N	268	E	78°	NW	D	2	Aberta	218	F1	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada rugosa	NT	Seco
34	13,1	STWK	W2	eiramente Altera	N	149	E	80°	NE	D	0	Muito Apertada	10	F4	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
35	13,8	STWK	W2	eiramente Altera	N	210	E	70°	SE	D	0	Muito Apertada	70	F2	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada rugosa	NT	Seco
36	14,15	STWK	W2	eiramente Altera	N	170	E	78°	NE	D	1	Aberta	35	F3	1	Muito Pouco Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
37	14,16	STWK	W2	eiramente Altera	N	144	E	80°	NE	D	0	Muito Apertada	1	F5	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
38	15,2	STWK	W2	eiramente Altera	N	178	E	88°	NE	D	1	Aberta	104	F2	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
39	15,3	STWK	W2	eiramente Altera	N	142	E	84°	NE	D	1	Aberta	10	F4	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
40	15,75	STWK	W2	eiramente Altera	N	186	E	80°	SE	D	10	Razoavelmente Larga	45	F3	50	Muito Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Seco
41	15,9	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	88°	NE	D	0	Muito Apertada	15	F4	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
42	18,1	STWK	W2	eiramente Altera	N	178	E	88°	NE	D	1	Aberta	220	F1	50	Muito Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
43	18,12	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	86°	NE	D	1	Aberta	2	F5	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
44	18,94	STWK	W2	eiramente Altera	N	250	E	52°	NW	D	0	Muito Apertada	82	F2	1	Muito Pouco Contínua	R	Ondulada suave	NT	Seco
45	18,96	STWK	W2	eiramente Altera	N	138	E	80°	NE	D	1	Aberta	2	F5	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
46	21,06	STWK	W2	eiramente Altera	N	182	E	88°	SE	D	1	Aberta	210	F1	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada rugosa	NT	Seco
47	21,1	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	82°	NE	D	1	Aberta	4	F5	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Seco
48	21,8	STWK	W2	eiramente Altera	N	184	E	88°	SE	D	0	Muito Apertada	70	F2	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Húmido
49	22	STWK	W2	eiramente Altera	N	146	E	80°	NE	D	1	Aberta	20	F4	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Húmido
50	22,4	STWK	W2	eiramente Altera	N	240	E	26°	NW	D	0	Muito Apertada	40	F3	1	Muito Pouco Contínua	R	Ondulada rugosa	NT	Húmido
51	22,5	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	80°	NE	D	0	Muito Apertada	10	F4	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Húmido
52	23,8	STWK	W2	eiramente Altera	N	260	E	88°	NW	D	2	Aberta	130	F2	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	Carbonatos	Húmido
53	24,05	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	82°	NE	D	1	Aberta	25	F3	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Húmido
54	24,06	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	80°	NE	D	1	Aberta	1	F5	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	Carbonatos	Húmido
55	24,3	STWK	W2	eiramente Altera	N	189	E	88°	SE	D	20	Muito Larga	24	F3	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Húmido
56	24,36	STWK	W2	eiramente Altera	N	250	E	82°	NW	D	0	Muito Apertada	6	F5	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Húmido
57	24,4	STWK	W2	eiramente Altera	N	268	E	88°	NW	D	20	Muito Larga	4	F5	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	Carbonatos	Húmido
58	24,48	STWK	W2	eiramente Altera	N	268	E	88°	NW	D	20	Muito Larga	8	F4	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	Carbonatos	Húmido
59	24,7	STWK	W2	eiramente Altera	N	268	E	88°	NW	D	20	Muito Larga	22	F3	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	Carbonatos	Húmido
60	24,73	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	80°	NE	D	1	Aberta	3	F5	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Húmido
61	25,7	STWK	W2	eiramente Altera	N	182	E	88°	SE	D	30	Muito Larga	97	F2	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Húmido
62	25,72	STWK	W2	eiramente Altera	N	140	E	80°	NE	D	1	Aberta	2	F5	5	Medianamente Contínua	D	Ondulada lisa	NT	Húmido
63	27,3	STWK	W2	eiramente Altera	N	220	E	80°	SE	D	1	Aberta	158	F2	50	Muito Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Húmido
64	27,34	STWK	W2	eiramente Altera	N	170	E	80°	NE	D	1	Aberta	4	F5	2	Pouco Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Gotejante
65	27,5	STWK	W2	eiramente Altera	N	148	E	80°	NE	D	1	Aberta	16	F4	5	Medianamente Contínua	R	Ondulada lisa	NT	Gotejante
66	27,51	STWK	W2	eiramente Altera	N	230	E	38°	NW	D	1	Aberta	1	F5	2	Pouco Contínua	R	Ondulada rugosa	NT	Gotejante

Anexo VII

Ficha de Levantamento Geomecânico – Esclerómetro Portátil (Martelo de Schmidt, Proceq tipo L) (Jazigo do Moinho)

FICHA DE LEVANTAMENTO GEOMECÂNICO																		
Esclerómetro Portátil (Martelo de Schmidt, Proceq tipo L)																		
Localização: Mina do Moinho - M440SO15														Nome: Tese de Mestrado - MEGG				
														Data: abril de 2024				
Estação Geomecânica nº	Distância à origem (m)	Orientação do martelo	Litologia	Densidade média Material-Rocha (kN/m3)	Grau de Alteração (ISRM, 1978, 1981; GSE, 1995)	Valor do ressalto ("dureza de Schmidt", R)										Valor médio do ressalto (ISRM, 1978, 1981, 1987, 2007; ASTM, 2001)	Resistência à compressão uniaxial (MPa)	Classe de Resistência, S (ISRM, 1981)
						1	2	3	4	5	6	7	8	9	10			
1	0		STWK	33,00	W2	25	12	46	28	38	26	24	18	20	12	32,60	90,0	S2
2	1		STWK	33,00	W2	40	19	18	40	26	10	2	25	2	10	30,0	75,0	S2
3	2		STWK	33,00	W2	10	16	24	22	18	48	20	22	28	28	30,00	75,0	S2
4	3		STWK	33,00	W2	10	18	10	38	28	12	28	20	28	18	28,40	69,0	S2
5	4		STWK	33,00	W2	10	12	14	10	28	22	38	24	30	20	28,40	69,0	S2
6	5		STWK	33,00	W2	14	36	24	16	24	30	32	28	14	10	30,00	75,0	S2
7	6		STWK	33,00	W2	28	26	10	10	32	37	30	24	10	32	31,80	85,0	S2
8	7		STWK	33,00	W2	14	34	28	34	26	14	32	38	10	22	33,20	92,0	S2
9	8		STWK	33,00	W2	22	12	14	18	20	22	20	26	10	16	22,00	42,0	S3
10	9		STWK	33,00	W	22	18	20	10	18	10	16	24	26	16	22,00	42,0	S3
11	10		STWK	33,00	W2	18	16	22	16	10	10	10	10	16	10	16,40	30,0	S3
12	11		STWK	33,00	W2	30	10	38	14	22	22	32	28	42	24	34,00	98,0	S2
13	12		STWK	33,00	W2	14	18	22	28	24	18	18	12	10	24	23,20	47,0	S3
14	13		STWK	33,00	W2	34	40	28	14	35	20	20	18	24	24	32,20	88,0	S2
15	14		STWK	33,00	W2	20	32	32	42	32	10	40	36	40	38	39,20	140,0	S2
16	15		STWK	33,00	W2	38	32	18	36	36	14	10	18	26	22	33,60	95,0	S2
17	16		STWK	33,00	W2	30	22	26	38	40	36	40	24	30	20	36,80	125,0	S2
18	17		STWK	33,00	W2	18	20	26	28	24	24	26	26	10	32	27,60	64,0	S2
19	18		STWK	33,00	W2	24	30	28	40	20	26	28	36	30	32	33,60	95,0	S2
20	19		STWK	33,00	W2	20	26	34	18	38	30	28	28	32	18	32,40	90,0	S2
21	20		STWK	33,00	W2	10	20	30	20	26	30	28	24	16	20	27,60	64,0	S2
22	21		STWK	33,00	W2	10	20	32	10	20	48	40	42	38	32	40,00	148,0	S2
23	22		STWK	33,00	W2	40	42	30	20	10	20	20	20	40	40	38,40	135,0	S2
24	23		STWK	33,00	W2	26	20	26	30	34	20	40	42	40	34	38,00	130,0	S2
25	24		STWK	33,00	W2	26	24	40	30	32	30	18	20	40	28	34,40	100,0	S2
26	25		STWK	33,00	W2	30	18	28	18	34	44	20	24	30	24	33,20	94,0	S2
27	26		STWK	33,00	W2	10	10	18	12	30	28	20	32	26	26	28,40	69,0	S2
28	27		STWK	33,00	W2	34	18	22	50	20	20	14	20	14	10	29,20	70,0	S2
29	28		STWK	33,00	W2	24	10	32	30	22	32	34	44	26	10	34,40	100,0	S2
30	29		STWK	33,00	W2	26	24	32	10	44	20	28	24	20	28	31,60	85,0	S2
31	30		STWK	33,00	W2	14	22	30	24	14	16	10	14	10	14	21,20	41,0	S3
Localização: Mina do Moinho - M460SO15																		
1			STWK	33,00	W2-3	40	46	38	42	36	36	46	36	34	26	42,40	125,0	S5

Anexo VIII

Parâmetros para determinação do Número de Estabilidade (N') (Jazigo do Moinho)

M440S015																	
Face	RQD	Q'	Dip	Dip Direction	Família + desfavorável	Altura	Largura	RH	RCU	σ_1	Divisão	Fator A	Fator B	Fator C	N'	Resultado	HR máximo
Coroa	75,0	5,0	0	45	2	30,0	15,0	5,0	85,0	14,71	5,8	0,53	0,94	2,0	4,9	Transição	6,42
HD	60,0	5,0	90	135	2	25,0	15,0	4,7	105,0	15,03	7,0	0,66	0,30	8,0	7,9	Estável	7,53
HE	80,0	5,0	90	135	2	25,0	15,0	4,7	105,0	15,03	7,0	0,66	0,30	2,9	2,9	Transição	5,35
Muro	55,0	5,0	76	45	1	26,7	30,0	7,1	105,0	15,03	7,0	0,66	0,22	2,9	2,1	Instável	4,81
Teto	60,0	5,0	81	45	1	26,3	30,0	7,0	105,0	15,03	7,0	0,66	0,24	7,1	5,6	Fronteira zona transição - instável	6,70

Anexo IX

Atitude das descontinuidades e respectivas estações de levantamento da Bancada F530S045 (Jazigo de Feitais)

Bancada F450S043L							
Piso 450							
Nº	Dip	Dip dir.	Estação	Nº	Dip	Dip dir.	Estação
1	86	121	1	33	77	301	3
2	81	109		34	89	54	4
3	85	111		35	84	237	
4	84	109		36	84	238	
5	86	112		37	88	232	
6	86	102		38	74	285	
7	80	350		39	71	297	
8	59	168		40	79	301	
9	87	352		41	78	177	
10	4	269		42	74	167	
11	83	77		43	73	273	
12	79	22		44	74	92	
13	87	197		45	84	310	
14	82	76		46	79	248	
15	87	81		47	77	286	
16	85	281		48	83	156	
17	88	302		49	84	164	
18	82	350		50	79	204	
19	89	310		51	88	360	
20	85	359	2	52	82	278	
21	42	328		53	82	269	
22	36	334		54	84	169	
23	19	324		55	88	185	
24	87	347					
25	87	354					
26	80	160					
27	82	164					
28	82	171					
29	73	164					
30	86	178					
31	87	175					
32	87	0					

Bancada F450S043L

Piso 470			
Nº	Dip	Dip dir.	Estação
1	84	70	1
2	184	350	
3	80	250	
4	82	260	
5	74	260	
6	80	230	
7	60	300	2
8	30	20	
9	89	50	3
10	84	237	
11	84	238	
12	88	232	
13	86	285	
14	80	177	
15	82	167	
16	82	273	
17	80	248	
18	78	286	
19	83	156	
20	84	164	
21	80	204	
22	82	278	
23	82	269	
24	84	169	
25	88	185	
26	84	15	4 e 5
27	86	20	
28	88	10	
29	86	15	
30	86	10	6
31	80	270	
32	82	260	
33	80	260	
34	82	265	
35	70	170	
36	82	150	
37	86	145	
38	84	145	
39	86	150	
40	82	260	

Anexo X

Atitude das descontinuidades e respectivas estações de levantamento da Bancada F450S043L (Jazigo de Feitais)

Bancada F530S045

Piso 550			
Nº	Dip	Dip dir.	Estação
1	80	45	1
2	78	40	
3	88	130	
4	80	40	
5	78	40	
6	80	80	2
7	80	350	
8	80	345	
9	76	70	
10	80	45	
11	76	40	
12	80	350	
13	76	90	
14	80	85	
15	74	42	
16	84	340	
17	80	45	
18	76	45	
19	82	350	
20	74	40	3
21	80	350	
22	78	42	
23	76	45	
24	80	65	
25	86	265	
26	86	350	
27	74	45	
28	72	10	
29	74	12	
30	86	350	

Bancada F530S045

Piso 570			
Nº	Dip	Dip dir.	Estação
1	18	155	1
2	16	160	
3	76	45	
4	80	42	
5	50	130	2
6	88	110	
7	88	65	
8	80	90	
9	76	40	
10	74	35	
11	86	100	
12	80	45	
13	80	350	
14	86	90	
15	82	45	
16	80	42	
17	80	345	
18	80	110	3
19	80	80	
20	80	100	
21	82	100	
22	80	40	
23	80	110	
24	80	50	
25	76	45	
26	86	110	

Anexo XI

Parâmetros para determinação do Número de Estabilidade (N') (Jazigo de Feitais)

F450S043L																			
Face	RQD	Q'	Dip	Dip Direction	Família + desfavorável	Altura máx.	Altura min.	Largura máx.	Largura min.	RH	RCU	σ_1	Divisão	Fator A	Fator B	Fator C	N'	Resultado	HR máximo
Coroa	65,0	30,8	0	54	3	127,0	126,4	15,5	11,2	6,0	177,0	11,97	14,8	1,0	0,96	2,0	59,0	Estável	14,85
Muro	70,0	31,8	87	54	3	26,0	25,5	131,7	126,4	10,7	177,0	12,31	14,4	1,0	0,20	7,7	48,9	Zona transição (para cima)	13,93
Teto	80,0	37,5	79	54	3	26,0	25,5	131,1	127,0	10,7	177,0	12,31	14,4	1,0	0,20	2,6	19,5	Instável (limite superior)	10,21
HE	80,0	20,0	78	315	2	26,5	26,5	15,5	13,6	4,7	177,0	12,31	14,4	1,0	0,33	6,8	44,9	Estável	13,53
HD	65,0	27,0	90	315	2	25,5	25,5	18,4	11,2	4,7	177,0	12,31	14,4	1,0	0,33	2,5	22,3	Estável	10,68
F530S045																			
Coroa	70,0	22,5	0	135	1	92,5	92,5	12,0	12,0	5,3	125,0	15,13	8,3	0,8	0,92	2,0	33,3	Estável	12,23
Muro	45,0	10,3	70	45	1	49,1	49,1	12,0	12,0	4,8	83,0	15,13	5,5	0,5	0,22	2,3	2,6	Transição	5,14
Teto	65,0	27,5	81	45	1	46,5	46,5	12,0	12,0	4,8	125,0	15,13	8,3	0,8	0,26	7,0	40,3	Estável	13,05

[página propositadamente em branco]

DECLARAÇÃO DE INTEGRIDADE

DECLARAÇÃO DE INTEGRIDADE

Eu, **Diogo José Brandão Cardoso**, N.º CC: 30145315,

Declaro ter conduzido e desenvolvido este trabalho académico com integridade e ética. Não plagiei ou apliquei qualquer forma de uso indevido de informações ou falsificação de resultados ao longo do processo que levou à elaboração da dissertação/projeto/estágio.

Declaro que o trabalho apresentado neste documento é original e de minha autoria, não tendo sido utilizado anteriormente para nenhum outro fim.

Declaro ainda que tenho pleno conhecimento do Código de Conduta Ética do P.PORTO.

Diogo José Brandão Cardoso

ISEP, Porto, 30 de setembro de 2024