

Eficiência operacional de detonadores eletrónicos versus não elétricos no desmonte de rocha

RODRIGO RIBEIRO DA CUNHA GOMES

Setembro de 2025

**EFICIÊNCIA OPERACIONAL DE DETONADORES ELETRÓNICOS
VERSUS NÃO ELÉTRICOS NO DESMONTE DE ROCHA**

**OPERATIONAL EFFICIENCY OF ELECTRONIC VERSUS NON-ELECTRONIC
DETONATORS IN ROCK BLASTING**

Rodrigo Ribeiro da Cunha Gomes

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

Orientador: Professor José Augusto Fernandes

Júri

Presidente

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

Vogais

José Augusto de Abreu Peixoto Fernandes, Professor Coordenador, Instituto Superior de Engenharia do Porto

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

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

[página propositadamente em branco]

Resumo

A exploração de recursos minerais é uma atividade fundamental para o desenvolvimento das sociedades. A presente dissertação tem como principal objetivo investigar a influência da utilização de detonadores eletrônicos, em substituição aos detonadores não elétricos convencionais, na otimização do desmonte de rocha com explosivos. A revisão da literatura aborda os conhecimentos teóricos para a compreensão do trabalho, incluindo a caracterização geológico-geotécnica de maciços rochosos, a teoria do desmonte com explosivos e a cartografia geotécnica da pedreira do Facho, objeto de estudo prévio. A metodologia experimental baseou-se na recolha e na análise de dados de campo dos desmontes. As técnicas utilizadas incluíram a técnica da amostragem linear, ensaios esclerométricos e a aplicação de softwares especializados, como o WipFrag. A análise dos dados inerentes ao plano de fogo, das curvas granulométricas obtidas com o WipFrag e das vibrações registadas com um sismógrafo permitiu comparar a qualidade dos desmontes que utilizaram detonadores não elétricos com a dos que recorreram a detonadores eletrônicos, identificando a influência da tecnologia eletrónica. Os resultados demonstram que a utilização de detonadores eletrônicos impacta positivamente a eficiência e a qualidade do desmonte de rocha, confirmando as previsões da bibliografia.

Palavras-chave: Detonadores eletrônicos, Detonadores não elétricos, Vibrações, Curva granulométrica, Desmonte de rocha

[página propositadamente em branco]

Abstract

The exploitation of mineral resources is a fundamental activity for the development of societies. The main objective of this dissertation is to investigate the influence of using electronic detonators as a replacement for conventional non-electric detonators on the optimisation of rock blasting. The literature review addresses the theoretical knowledge essential for this work, including the geological-geotechnical characterization of rock masses, the theory of rock blasting with explosives, and the geotechnical mapping of the Facho quarry, which was the subject of a previous study. The experimental methodology was based on the collection and analysis of field data from the blasts. The techniques used included the scanline sampling technique, sclerometric tests, and the application of specialised software such as WipFrag. Analysis of blast pattern data, fragmentation curves obtained with WipFrag, and vibrations recorded with a seismograph enabled a comparison of blast quality between non-electric and electronic detonators, identifying the influence of electronic technology. The results demonstrate that the use of electronic detonators has a positive impact on the efficiency and quality of rock blasting, confirming predictions from the literature.

Keywords: Electronic detonators, Non-electric detonators, Vibrations, Granulometric curve, Rock blasting

[página propositadamente em branco]

Agradecimentos

Aproveito a oportunidade para expressar a minha profunda gratidão a todas as pessoas e instituições que, com o seu apoio incondicional, foram fundamentais para a concretização deste trabalho. Agradeço, especialmente, pelo apoio que me permitiu não só evoluir no âmbito profissional, mas também crescer ao nível pessoal.

Em particular, os meus mais profundos agradecimentos:

- Ao meu orientador, Doutor **José Augusto de Abreu Peixoto Fernandes**, por toda a sua orientação, disponibilidade e conhecimento, que foram cruciais na elaboração desta dissertação.
- À **empresa Explonorte**, especialmente ao Diretor-Geral Engenheiro **Pedro Ferreira**, por me ter concedido a oportunidade de estagiar, permitindo-me um contacto direto com a prática da profissão e com as suas especificidades, e por todo o apoio fornecido durante esta etapa.
- A todos os colaboradores da **Explonorte**, com quem tive o prazer de trabalhar e conviver. Um agradecimento especial aos engenheiros **Rui Alves**, **Tiago Costa**, **Helsimasio Ngola** e **Inês Guedes** pelo apoio e partilha de conhecimento.
- Ao **Instituto Superior de Engenharia do Porto**, em particular aos docentes do Departamento de Engenharia Geotécnica, pelo conhecimento transmitido ao longo da minha formação e pela cedência dos equipamentos essenciais para este estudo.
- À **minha família e aos meus amigos**, que sempre acreditaram em mim e me apoiaram incondicionalmente ao longo de todo o percurso.

[página propositadamente em branco]

Índice

1. Introdução	3
1.1. Indústria Extrativa	3
1.2. Objetivos	5
1.3. Técnicas e Metodologias	6
1.3.1. Técnica da Amostragem Linear	6
1.3.2. Ensaio Esclerométrico	8
1.3.3. WipFrag	9
1.4. Estrutura da dissertação	12
2. Estado da arte: breve síntese	17
2.1. Caracterização geológica-geotécnica do maciço rochoso	17
2.1.1. Parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos dos maciços rochosos	17
2.1.2. Avaliação geotécnica e geomecânica no panorama do GSI e da escavabilidade do maciço rochoso	21
2.1.3. <i>Geological Strength Index</i> (GSI)	21
2.1.4. Escavabilidade do maciço rochoso	25
2.2. Desmonte de maciços rochosos com recurso a explosivos	29
2.2.1. Estado da fraturação natural do maciço rochoso	30
2.2.2. Diagrama de fogo	32
2.2.2.1. Perfuração específica	34
2.2.2.2. Carga Específica	35
2.2.2.3. Variação da relação E/V	35
2.2.3. Perfuração	36
2.2.4. Temporização	38
2.2.4.1. Enquadramento histórico dos acessórios de iniciação	38
2.2.4.2. Sistemas de iniciação	39
2.2.4.2.1. Detonadores de mecha ou pirotécnicos	40
2.2.4.2.2. Detonadores elétricos	41
2.2.4.2.3. Detonadores não elétricos	43
2.2.4.2.4. Detonadores eletrónicos	46
2.2.4.3. Influência da temporização no desmonte	48
2.2.4.3.1. Movimento da massa rochosa	49
2.2.4.3.2. Vibrações	52
3. Caso de estudo	59
3.1. Cartografia e zonamento geotécnico da pedreira do Facho (Penafiel)	62
3.1.1. Enquadramento regional e local da pedreira do Facho	62
3.1.1.1. Enquadramento geográfico	62
3.1.1.2. Enquadramento geológico e sísmico-tectónico	64
3.1.1.3. Enquadramento geomorfológico e hidrológico	65
3.1.1.4. Enquadramento hidroclimatológico	66
3.1.1.5. Enquadramento legal da exploração e constrangimentos ambientais	66
3.1.2. Cartografia de modelação de zonamento geotécnico da pedreira do Facho	67
3.1.2.1. Localização das “scanlines”	67
3.1.2.2. Parâmetros geológico-geotécnicos e proposta de zonamento geotécnico da pedreira do Facho	69
3.2. Desmontes estudados	72
3.2.1. Qualidade do maciço	74
3.2.1.1. Desmonte D1	74

3.2.1.2.	Desmonte D2.....	75
3.2.1.3.	Desmonte D3.....	77
3.2.1.4.	Desmonte D4.....	79
3.2.1.5.	Desmonte 5	80
3.2.1.6.	GSI e Escavabilidade do maciço rochoso	81
3.2.2.	Plano de Fogo	83
3.2.2.1.	Desmonte D1.....	83
3.2.2.2.	Desmonte D2.....	84
3.2.2.3.	Desmonte D3.....	85
3.2.2.4.	Desmonte D4.....	87
3.2.2.5.	Desmonte D5.....	88
3.2.2.6.	Vibrações.....	89
3.2.2.7.	Granulometria	91
3.3.	Síntese dos resultados	93
4.	Conclusões.....	99
5.	Referências	105

Lista de figuras

Figura 1- Tipos de indústria extrativa (adaptado de Pita, 2017).....	4
Figura 2- Operações de um ciclo de exploração (adaptado de Ramos, 2022).....	5
Figura 3- Esquema síntese da Técnica da Amostragem Linear (adaptado de González de Vallejo & Ferrer, 2011).....	7
Figura 4- A) Martelo de Schmidt e B) Ábaco de Miller (adaptado de González de Vallejo & Ferrer, 2011).	9
Figura 5- Sequência exemplificativa do funcionamento do software WipFrag.	10
Figura 6- Diferentes parâmetros tidos em conta na determinação do GSI da versão 2000 (GSI 2000), ligeira melhoria da versão 1998 (adaptado de Hoek et al., 1998; Marinos & Hoek, 2000).	22
Figura 7- Volume do bloco unitário delimitado pelas famílias de descontinuidades (adaptado de Kim et al., 2007).	23
Figura 8- Correlações entre a resistência à compressão uniaxial (UCS) e o índice de resistência à carga pontual (Is50) (adaptado de Kahraman & Gunaydin, 2009. Segundo Ramos, 2022).....	26
Figura 9- Ábacos para a estimativa do GSI 2000 para rochas cristalinas fraturadas (adaptado de Marinos & Hoek, 2000; Cai et al., 2004; Santa et al., 2019) e quantificação do GSI 2013 através do fator das condições geotécnicas das descontinuidades (Jcond) e RQD (adaptado de Hoek et al., 2013; Santa et al., 2019).	27
Figura 10- Inter-relação dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos para a escavabilidade de um dado maciço rochoso (Revisto e adaptado: A) Franklin et al., 1971; B) Pettifer & Fookes, 1994; C) Tsiambaos & Saroglou, 2010). Segundo Galiza et al.(2011a,b).	28
Figura 11- Fluxograma de operações do desmonte e processamento do georrecurso e benefícios de uma perfuração alinhada (adaptado de Ramos, 2022).....	29
Figura 12- Posicionamento da furação em relação ao diaclasamento do maciço rochoso (adaptado de Gomes et al, 2007).	31
Figura 13- Propagação da onda de choque A) (adaptado de Scott et al., 1996); B) (adaptado de Alonso et al.,2013).	32
Figura 14- Sequência temporal das fases da detonação em rocha, na vizinhança de uma face livre (Bernardo, 2004).	33
Figura 15- Síntese de parâmetros de um diagrama de fogo (adaptado de Gomes et al, 2007).	34
Figura 16- Diagrama de furação com relação E/V = 1,25 (adaptado de Gomes et al., 2007).	35
Figura 17- Diagrama de furação com relação E/V = 5 (adaptado de Gomes et al, 2007).	36
Figura 18- Subfuração (adaptado de Gomes et al., 2007).....	37
Figura 19- Inclinação da furação (adaptado de Gomes et al, 2007).....	37
Figura 20- Aproveitamento de energia na perfuração inclinada (adaptado de Gomes et al., 2007).	38
Figura 21- O detonador deve ser colocado no cartucho com a parte explosiva orientada no sentido da detonação (adaptado de Gomes et al, 2007).	39
Figura 22- Exemplo de detonador devidamente colocado e atado ao cartucho.	40
Figura 23- Detonador de mecha (fonte: https://www.mourasilvaexplosivos.com/produtos.php?cat=2&sub_cat=6)	41
Figura 24- Constituição de um detonador elétrico (adaptado de Góis et al, 2011).	41
Figura 25- Constituição de um detonador não-elétrico - Cápsula de alumínio (1); Carga secundária (2); Carga primária (3); Tubo do retardador (4); Elemento de retardo (5); Recetáculo isolador (6); Tubo de propagação da onda de choque (7); Elemento fixador (8). (adaptado Sandvik Tamrock, 1999)	44
Figura 26- Detonador não-elétrico MS (adaptado de Dyno Nobel,2025a).	45
Figura 27- Ligadores não elétricos (adaptado de Dyno Nobel,2025a).	45

Figura 28- Exemplo de detonador eletrônico.	46
Figura 29- Estrutura interna de um detonador eletrônico (adaptado de ISEE Blasters'Handbook, 2011).....	47
Figura 30- Temporização com detonadores não elétricos A) (adaptado de Orica, 2007a); B) (adaptado de Orica, 2007b).	49
Figura 31- Ordenador de detonadores eletrônicos.....	49
Figura 32- Sequência do rebentamento de rocha no desmorte em bancada (adaptado de Gomes et al, 2007).....	50
Figura 33- Exemplos de diagramas de temporização (adaptado de Gomes et al, 2007).....	52
Figura 34- Influência do afastamento na formação de vibrações (adaptado de Bernardo, 2004).	54
Figura 35- Camião cisterna especializado para o carregamento e aplicação da mistura explosiva.	60
Figura 36- Injeção de mistura explosiva com mangueira específica para o efeito.	60
Figura 37- Copos com mistura explosiva e balança de medição.....	61
Figura 38- Enquadramento geográfico da Pedreira do Facho.	64
Figura 39- Enquadramento geológico da Pedreira do Facho (adaptado de Medeiros et al., 1981).	65
Figura 40- Ortofoto de pormenor para desenvolvimento de um esboço cartográfico de zonamento geotécnico com a localização das diferentes 'scanlines' aplicadas para o levantamento dos parâmetros geológico-geotécnicos, captada em abril de 2023 (adaptado de Guedes, 2024).	68
Figura 41- Fotografia aérea da pedreira do Facho com referência às bancadas cartografadas pela Técnica da Amostragem Linear (TAL) / 'scanlines', captada em junho de 2023 (adaptado de Guedes, 2024).	69
Figura 42- Proposta de cartografia de zonamento geotécnico da Pedreira do Facho (Guedes, 2024).....	72
Figura 43- Foto aérea da Pedreira do Facho com os desmontes estudados georreferenciados.....	74
Figura 44- Avaliação da escavabilidade do maciço dos desmontes D2, D3 e D5.	82
Figura 45- Estimativa do valor de GSI2000 e GSI2013 dos desmontes D2, D3 e D5.	82
Figura 46- Modelo 3D do maciço do desmorte D1 com divisão dos lados das malhas.	83
Figura 47- Esquema da temporização do desmorte D1.	84
Figura 48- Esquema da temporização do desmorte D2.	85
Figura 49- Esquema da temporização do desmorte D3.	86
Figura 50- Esquema da temporização do desmorte D4.	88
Figura 51- Esquema da temporização do desmorte D5.	89
Figura 52- Representação em planta da localização da detonação e do local da medição das vibrações dos diferentes desmontes: A) desmorte D1; B) desmorte D2; C) desmorte D3; D) desmorte D4; E) desmorte D5.	90
Figura 53- Sismogramas registados para cada um dos desmontes: A) desmorte D1; B) desmorte D2; C) desmorte D3; D) desmorte D4; E) desmorte D5.	90
Figura 54- A) Foto aérea da pilha com material identificado pelo software WipFrag, da malha 1 do desmorte D1. B) Curva granulométrica resultante da análise do software WipFrag, da malha 1 do desmorte D1.	91
Figura 55- A) Foto aérea da pilha com material identificado pelo software WipFrag, do desmorte D2. B) Curva granulométrica resultante da análise do software WipFrag, do desmorte D2.	92
Figura 56- A) Foto aérea da pilha com material identificado pelo software WipFrag, da malha 2 do desmorte D1. B) Curva granulométrica resultante da análise do software WipFrag, da malha 2 do desmorte D1.	92
Figura 57- A) Foto aérea da pilha com material identificado pelo software WipFrag, do desmorte D3. B) Curva granulométrica resultante da análise do software WipFrag, do desmorte D3.	92
Figura 58- A) Foto aérea da pilha com material identificado pelo software WipFrag, do desmorte D4. B) Curva granulométrica resultante da análise do software WipFrag, do desmorte D4.	93
Figura 59- A) Foto aérea da pilha com material identificado pelo software WipFrag, do desmorte D5. B) Curva granulométrica resultante da análise do software WipFrag, do desmorte D5.	93

Figura 60- Sismogramas obtidos, com recurso do sismógrafo Vibracord DX, dos diferentes desmontes: A) D1; B) D2; C) D3; D) D4; E) D5.	95
Figura 61- Curvas granulométricas obtidas, com recurso do WipFrag, dos diferentes desmontes: A) D1 com malha 1; B) D1 com malha 2; C) D2; D) D3; E) D4; F) D5.....	96

[página propositadamente em branco]

Lista de tabelas

Tabela 1- Síntese dos parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos analisados nos maciços rochosos (adaptado de ISRM, 1978, 1981; González de Vallejo & Ferrer, 2011).	18
Tabela 2- Retardos dos detonadores não elétricos comercializados e respectivas cores de identificação (adaptado de Dyno Nobel, 2025a).	45
Tabela 3- Retardos dos ligadores não elétricos comercializados e respectivas cores de identificação (adaptado de Dyno Nobel, 2025a).	46
Tabela 4- Parâmetros da Norma NP-2074:2015.	56
Tabela 5- Massas Volúmicas MEMU – Gemugranel (Céu aberto).	62
Tabela 6- Desmontes estudados no presente trabalho e suas respectivas datas.	73
Tabela 7- Valores principais plano de fogo do desmonte D1.	83
Tabela 8- Valores principais plano de fogo do desmonte D2.	84
Tabela 9- Valores principais plano de fogo do desmonte D3.	86
Tabela 10- Valores principais plano de fogo do desmonte D4.	87
Tabela 11- Valores principais plano de fogo do desmonte D5.	88
Tabela 12- Valores associados ao estudo das vibrações dos diferentes desmontes.	91
Tabela 13- Valores de referência para estimativa de custos dos desmontes.	94
Tabela 14- Síntese dos valores-chave associadas a cada um dos diferentes desmontes.	95
Tabela 15- Comparação direta entre desmontes D4 e D5.	99
Tabela 16- Comparação entre os desmontes com detonadores não elétricos (D1+D2+D3+D4) e o desmonte com detonadores eletrônicos (D5).	100

[página propositadamente em branco]

Lista de quadros

Quadro 1- Parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos do maciço rochoso e das descontinuidades (adaptado de ISRM, 1978, 1981; González de Vallejo & Ferrer, 2011; Chaminé et al., 2013, 2015; Ramos, 2022; Guedes, 2024).....	19
Quadro 2- (Continuação) Parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos do maciço rochoso e das descontinuidades (adaptado de ISRM, 1978, 1981; González de Vallejo & Ferrer, 2011; Chaminé et al., 2013, 2015; Ramos, 2022; Guedes, 2024).	20
Quadro 3- Resumo dos parâmetros das condições geotécnicas (Jcond 89) para a avaliação do Rock MassRating (RMR 89) (adaptado de Bieniawski, 1989, 1993; Waltham, 2002; Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020).....	22
Quadro 4- Síntese de formulações e ábaco de determinação do ‘Rock Quality Design’ (RQD) e TRQDt (e.g., Deere, 1963; Deere et al., 1967; Priest & Hudson, 1976; Priest, 1993; Palmström, 1995, 2005; Pellset al., 2017; Segundo Guedes, 2024).....	24
Quadro 5- Características das diferentes ‘scanlines’ realizadas (segundo Guedes, 2024).	67
Quadro 6- Síntese da análise estatística dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos através da técnica da amostragem linear (Guedes, 2024).	70
Quadro 7- Síntese da análise estatística dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos através da técnica da amostragem linear do desmonte D2.	75
Quadro 8- Síntese da análise estatística dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos através da técnica da amostragem linear do desmonte D3.	77
Quadro 9- Síntese da análise estatística dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos através da técnica da amostragem linear do desmonte D5.	80

[página propositadamente em branco]

Lista de equações

Equação 1- Relação empírica entre as principais tensões efetivas à rotura (Hoek & Brown, 1980a).	21
Equação 2- Expressão volumétrica da densidade de descontinuidades (adaptado de Palmström, 1995).	23
Equação 3- Fórmula para determinação do GSI 2013 (Hoek et al., 2013).	23
Equação 4- Correlação entre resistência à compressão uniaxial (σ_c) e índice de resistência à carga pontual (Is_{50}) (ISRM, 1995).	26
Equação 5- Cálculo da velocidade inicial da rocha (adaptado de Gomes et al, 2007).	51
Equação 6- Cálculo do intervalo de tempo entre fiadas (adaptado de Gomes et al, 2007).	51
Equação 7- Fórmula de Johnson (adaptado de Bernardo, 2004).	56

[página propositadamente em branco]

Capítulo I

Introdução

[página propositadamente em branco]

1. Introdução

O presente documento foi elaborado no âmbito da unidade curricular de “Dissertação/Projeto/Estágio” (formato “Estágio”) do Curso de Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente (MEGG), lecionada no 2º ano deste curso pelo Departamento de Engenharia Geotécnica (DEG) do Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP), para conclusão do segundo ciclo de estudos no corrente ano letivo 2024/2025.

1.1. Indústria Extrativa

A exploração e o consumo de recursos naturais são atividades milenares que acompanham o desenvolvimento da civilização humana, peças cruciais no desenvolvimento das sociedades.

Desde a Idade da Pedra, os primeiros hominídeos utilizavam ferramentas rudimentares, compostas por ossos, madeira e pedra lascada, para extrair minerais e pedras preciosas do maciço rochoso. Com o avançar do tempo, especialmente durante a Idade do Bronze e do Ferro, ocorreu uma grande evolução nas técnicas de mineração utilizadas, muitas delas impulsionadas pela descoberta e utilização de metais na fabricação de ferramentas e armas (Academia de Mineração, 2024).

No início do século XVII, durante a Revolução Industrial, foram introduzidas inovações de grande importância para a mineração, como a utilização de explosivos no desmonte de rochas (Kolymbas, 2005). Inicialmente, era utilizada pólvora na inicialização dos explosivos, sendo que o primeiro registo de utilização da mesma para o fim de desmonte de rocha foi na mineração de Banská Štiavnica, na Eslováquia, que veio a se tornar um marco que revolucionou os métodos de mineração da época (Kolymbas, 2005; Pimentel, 2022). No entanto, a necessidade de métodos mais eficientes levou ao desenvolvimento de novos explosivos e sistemas de iniciação (Dozolme, 2025).

A indústria extrativa sofre uma constante evolução e otimização das suas técnicas, pelo que é possível afirmar que existem, hoje, variados tipos de indústria extrativa (Figura 1), que constituem atividades complexas e com técnicas especializadas.

Indústria Extrativa

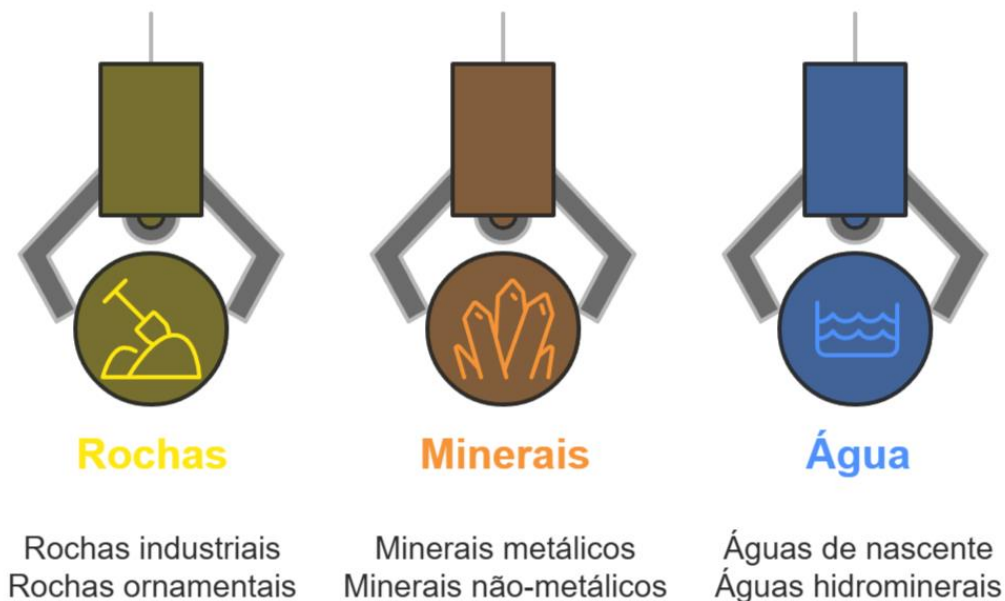


Figura 1- Tipos de indústria extrativa (adaptado de Pita, 2017).

No caso do presente estudo, será abordada a indústria extrativa de rochas industriais, mais concretamente a exploração da pedreira a céu aberto da Restradas - Revitalização de Estradas do Norte, Lda., em Penafiel.

A exploração de uma pedreira a céu aberto é uma atividade complexa aplicada, em norma, à exploração de massas minerais próximas à superfície, onde há viabilidade económica. Dado o elevado investimento inicial necessário, a escassa procura e a abundante oferta atual, é vital que ocorra uma rentabilização máxima de cada operação que compõe o ciclo de exploração (Pita, 2017).

O ciclo de exploração de uma pedreira a céu aberto compreende as seguintes operações:

- Perfuração;
- Carregamento e Detonação;
- Fragmentação secundária;
- Remoção (Carga e Transporte);
- Britagem.

Tal como demonstra a Figura 2, estas operações podem ser agrupadas em duas fases – Desmonte e Processamento:

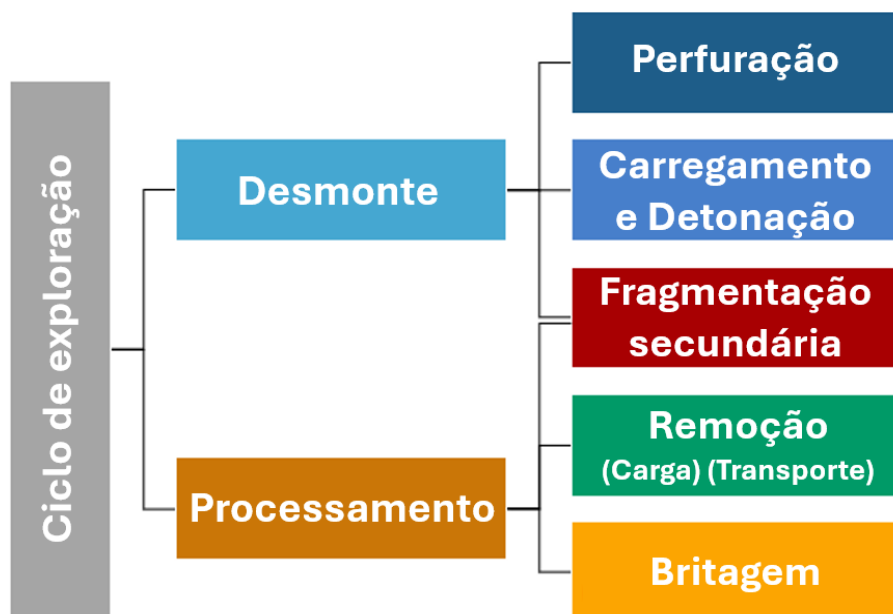


Figura 2- Operações de um ciclo de exploração (adaptado de Ramos, 2022).

Na exploração de uma pedreira a céu aberto, é recorrente a aplicação de desmonte com recurso a explosivos. Este tipo de desmonte resume-se no destaque de um determinado volume de material rochoso, onde estão envolvidas diversas operações, desde a perfuração dos furos que serão carregados, a seleção e carregamento do explosivo, a definição da sequência de detonação até, finalmente, a detonação dos explosivos.

A temporização de detonação, isto é, o tempo decorrido entre cada furo, adquire especial importância neste contexto, uma vez que impacta diretamente a qualidade da fragmentação resultante, bem como a quantidade de vibrações transmitidas pelo solo durante a detonação dos explosivos.

1.2. Objetivos

O presente estudo tem como objetivo analisar a utilização de detonadores eletrónicos em operações de desmonte de rocha e como estes influenciam a qualidade da detonação e da fragmentação do maciço no desmonte do mesmo. O foco estará, concretamente, na operação de Carregamento e Detonação, na qual são aplicados os detonadores, que influenciam os resultados.

De modo a proceder a esta análise, serão comparados os resultados relativos à curva granulométrica, obtidos com recurso ao *software* WipFrag, e os resultados das análises das vibrações nas áreas circundantes durante os desmontes.

Pretende-se recolher dados que corroborem as afirmações presentes na bibliografia especializada, segundo as quais as vantagens e a qualidade dos resultados obtidos com os detonadores eletrónicos são superiores face às demais alternativas disponíveis no mercado (Caldeira, 2016), compensando, assim, a sua principal desvantagem: o valor mais elevado associado à aquisição dos detonadores e à formação especializada exigida aos operadores.

1.3. Técnicas e Metodologias

Na presente dissertação, foram utilizadas diversas metodologias e técnicas, tanto na recolha de dados “in situ” quanto no tratamento e na análise desses dados em laboratório. Foi aplicada a Técnica da Amostragem Linear (TAL), juntamente com o ensaio esclerométrico, sempre que possível, para avaliar a qualidade do maciço. Para estudar a qualidade da granulometria resultante, recorreu-se ao software *WipFrag*.

1.3.1. Técnica da Amostragem Linear

A Técnica da Amostragem Linear (TAL), também conhecida vulgarmente como “Scanline”, foi desenvolvida com a finalidade de caracterizar maciços rochosos fraturados através da cartografia de zonas com descontinuidades em faces expostas ou afloramentos. Tal como descrito por ISRM (1981), Priest (1993), Chaminé & Gaspar (1995), Dinis da Gama (1995), Chaminé et al. (2013, 2015), Watkins et al. (2015) e Chaminé (2016), é possível, com esta técnica, estimar a qualidade do maciço rochoso em termos geotécnicos. Através da sua aplicação também se torna possível reduzir os erros amostrais associados à falta de representatividade, bem como à aleatoriedade dos dados. Na Figura 3, apresenta-se uma representação sintetizada desta técnica.

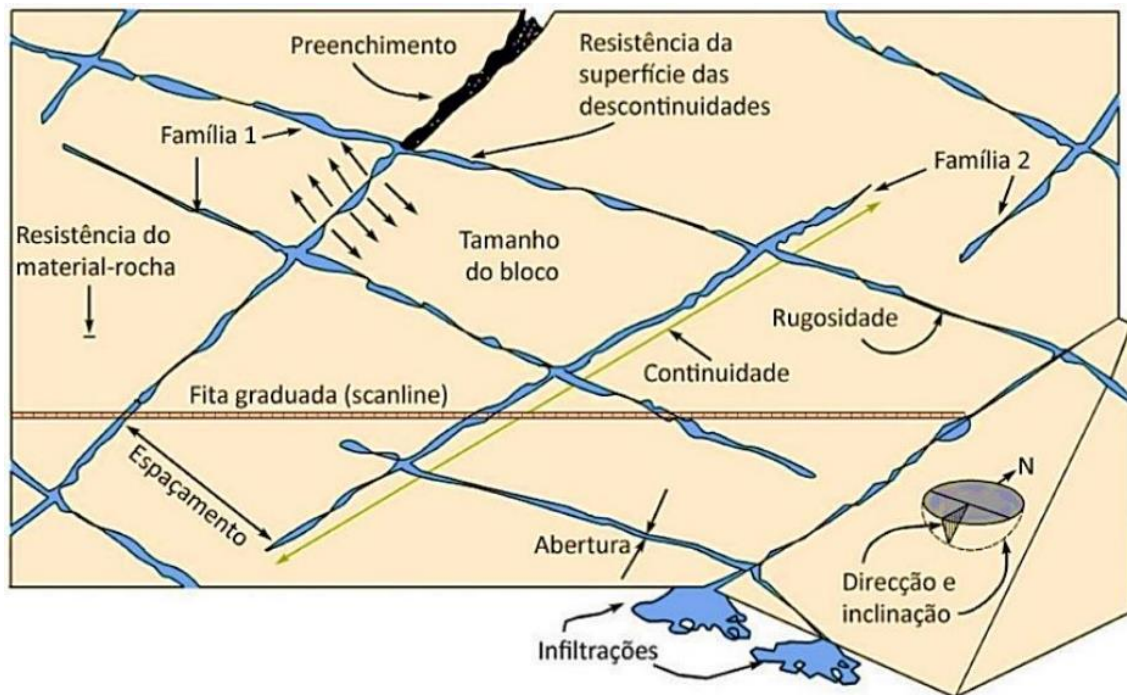


Figura 3- Esquema síntese da Técnica da Amostragem Linear (adaptado de González de Vallejo & Ferrer, 2011)

A TAL consiste na aplicação de uma fita graduada nos taludes/afloramentos rochosos entre 1,20 e 1,50 m do solo, aproximadamente (e.g., Priest, 1993; Gama, 1995; Chaminé & Gaspar, 1995; Chaminé et al., 2015; Chaminé, 2016), para registrar, tendo em consideração o ponto de origem, as variadas características geológicas-geotécnicas – "Basic Geotechnical Description of Rock Masses" (BGS) – propostas por ISRM (1981):

- Altura da fita graduada ao solo
- Distância à origem da fita graduada
- Orientação da fita
- Litologia
- Tipo de discontinuidade
- Atitude geológica (direção/inclinação e quadrante de inclinação)
- Grau de alteração
- Espaçamento (grau de fraturação)
- Abertura
- Tipo de enchimento
- Rugosidade

- Continuidade (comprimento)
- Terminação
- Curvatura
- Presença de água
- Resistência

A grande maioria destes parâmetros devem ser analisados no terreno e com recurso a equipamentos expeditos como uma régua ou fita métrica graduada. Para a medição da atitude, utiliza-se uma bússola de geólogo, um instrumento que oferece elevada precisão na medição de ângulos de inclinação e direção de superfícies geológicas. Relativamente à resistência do material-rocha, esta é registada com recurso ao Martelo de Schmidt (tipo L), utilizado no ensaio esclerométrico.

1.3.2. Ensaio Esclerométrico

O ensaio esclerométrico, originalmente desenvolvido para estruturas de betão (Schmidt, 1951; ISRM, 1985) e, posteriormente, adaptado para materiais rochosos (Cargill & Shakoore, 1990), é realizado para estimar a resistência à compressão uniaxial de estruturas de betão ou de materiais rochosos, recorrendo-se a correlações entre dados de campo e a densidade do material rochoso. Neste caso, em vez de se aplicar o Proceq Tipo N — empregado nas obras de engenharia civil —, foi aplicado o Proceq Tipo L, por ser mais adequado para maciços rochosos.

Este ensaio consiste em colocar o Martelo de Schmidt (Figura 4) perpendicularmente à superfície rochosa e acionar uma mola que provoca o impacto de uma massa de aço, localizada no interior do equipamento, na rocha, resultando num valor de ressalto, ou “rebound” (R). O valor de ressalto é lido por meio de uma régua localizada na zona lateral do equipamento. O martelo pode ser colocado em faces horizontais, verticais ou oblíquas ascendentes ou descendentes, devendo registar-se o seu posicionamento, uma vez que este irá influenciar a leitura dos resultados com recurso ao ábaco de Miller, presente na Figura 4 (Miller, 1965).

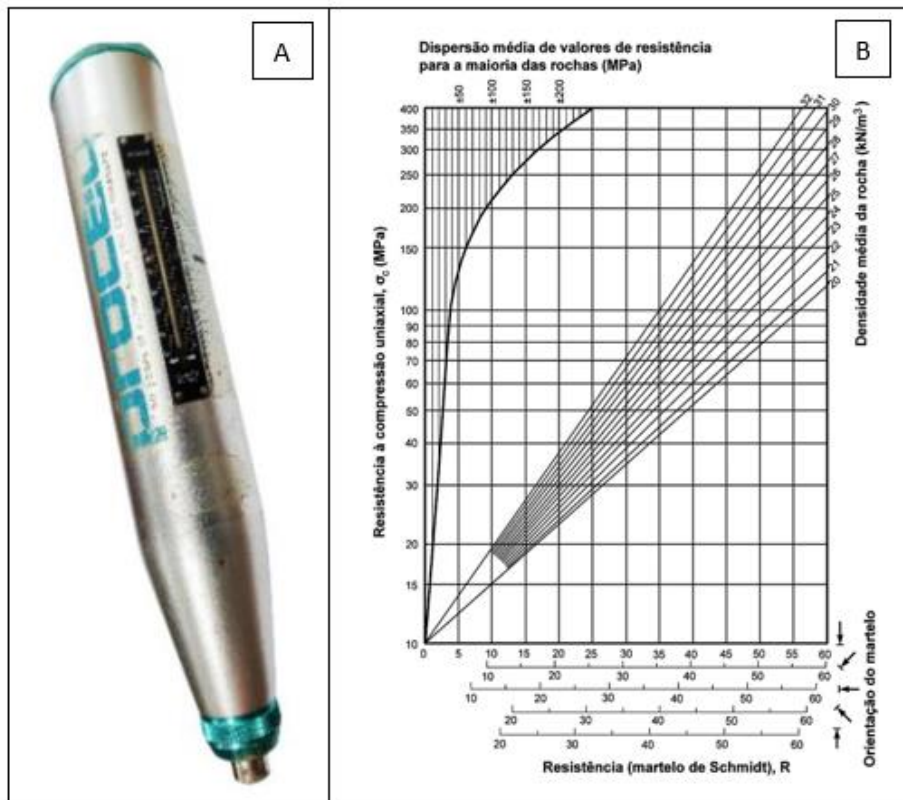


Figura 4- A) Martelo de Schmidt e B) Ábaco de Miller (adaptado de González de Vallejo & Ferrer, 2011).

Para a correta realização do ensaio, a face da rocha deve ser lisa e isenta de fissuras e de materiais resultantes da meteorização, devendo também estar seca, pois a presença de água na superfície pode reduzir o valor do ressalto. Devem ser realizadas 10 leituras em cada estação, isto é, nos locais onde são realizados os ensaios, sendo considerados apenas os 5 valores mais elevados (González de Vallejo & Ferrer, 2011).

1.3.3. WipFrag

Quando se pretende realizar uma medição da granulometria de pequenas partículas, existem diversas técnicas que podem ser aplicadas em laboratório, como a peneiração, a sedimentação e a análise microscópica. No entanto, nos desmontes de rocha, são obtidos fragmentos de elevada dimensão e, por este motivo, a única forma viável e prática de proceder à medição da granulometria da pilha resultante do desmonte é por meio de um método digital óptico (foto-análise).

O WipFrag é um *software* especialmente desenvolvido para elaborar uma curva granulométrica a partir da análise instantânea de fotografias tiradas da pilha de material desmontado. O WipFrag (Figura 5) utiliza uma imagem de vídeo ou uma fotografia da pilha de material que tenha presente um objeto de escala (normalmente um bloco de 1m x 1m) e converte a imagem numa “rede” de fragmentos, através da qual realiza medições. São, assim, identificadas as dimensões dos diferentes

fragmentos, bem como a proporcionalidade dos materiais fragmentados, estimada com base no objeto de escala (Pita, 2017). O WipFrag é, desta forma, capaz de apresentar uma curva granulométrica representativa da pilha do material desmontado, no entanto, importa realçar que se trata de uma análise superficial, dado que contempla unicamente as partes visíveis, captadas na fotografia ou filmagem, da pilha de material.

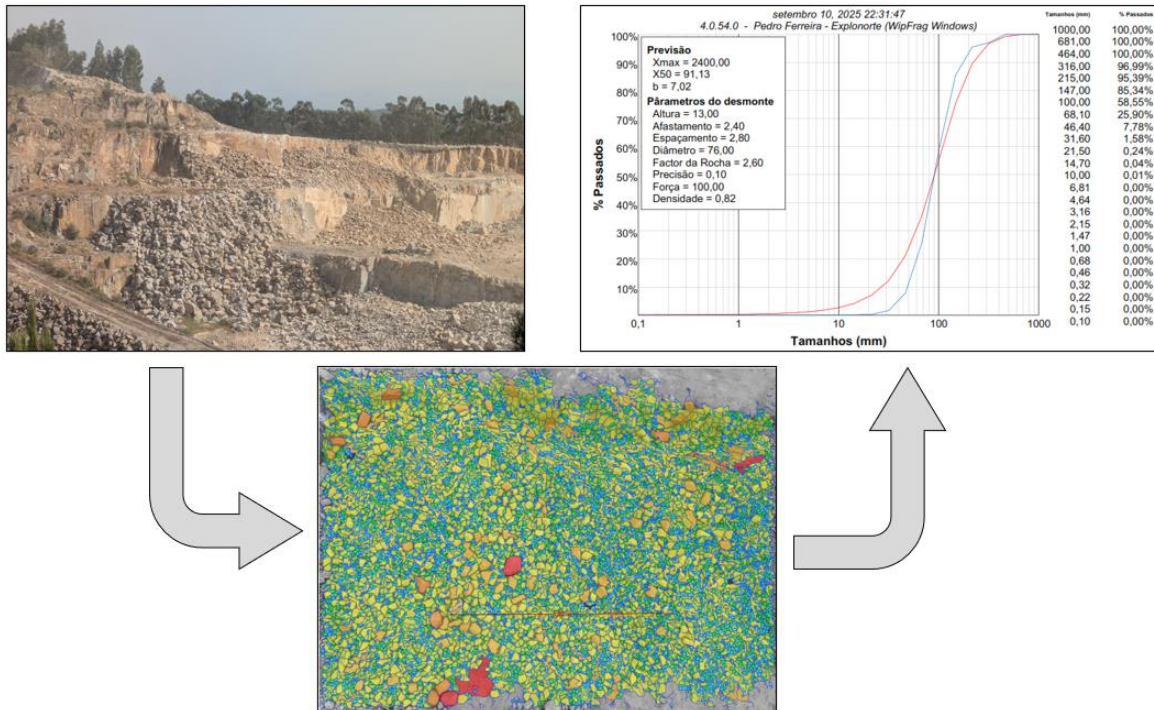


Figura 5- Sequência exemplificativa do funcionamento do software WipFrag.

A análise granulométrica tem grande importância, pois permite identificar eventuais blocos com dimensões superiores às dimensões máximas admitidas no britador primário da pedreira (400 a 500 mm), o que torna necessária uma quebra secundária do material. Este tipo de análise também permite avaliar a distribuição granulométrica do material desmontado, bem como a presença de material muito fino.

Este programa apresenta os resultados da análise granulométrica na forma de um histograma, acompanhado por uma curva granulométrica do material fragmentado.

Como qualquer *software*, o WipFrag apresenta vantagens e desvantagens que devem ser tidas em conta:

- **Vantagens:**
 - Resultados imediatos;
 - Detecção de irregularidades;

- Aumento no grau de segurança, uma vez que não será necessário recolher amostras e deslocar-se por cima da pilha de material fragmentado;
 - Através das fotos também é possível realizaa uma caracterização geológica do material desmontado;
 - Através dos dados obtidos com o WipFrag é possível otimizar os desmontes futuros e, assim, melhorar a fragmentação resultante e auxiliar na redução da diluição e do desperdício associados ao desmonte.
- **Desvantagens:**
 - Potencial de erro na amostragem - as imagens analisadas podem não ser representativas da pilha como um todo;
 - Fotografias mal focadas ou com uma iluminação inadequada levam a um mau, ou mesmo inexistente, delineamento dos fragmentos de rocha;
 - Ineficaz captação, nas imagens submetidas a análise, da fração fina que percorre os espaços existentes na fração mais grossa, o que impossibilita o correto delineamento dos fragmentos mais pequenos.

Considerando os inegáveis ganhos associados à utilização desta ferramenta, torna-se particularmente relevante que o processo de recolha das amostras (fotografias ou vídeos da pilha de material desmontado) seja realizado com qualidade e precisão, de modo a mitigar ou neutralizar as potenciais limitações do programa. Quanto mais precárias forem as condições em que os dados são recolhidos, menos fiáveis serão os resultados obtidos, pelo que a qualidade da amostra deve ser salvaguardada pela adoção de boas práticas, como as destacadas em seguida.

Para colmatar a potencial inconstância da qualidade da amostra, é aconselhável a captação de um número mínimo de quatro fotografias. De um modo geral, quanto maior o número de fotografias, maior a fiabilidade da análise.

As fotografias, tal como mencionado anteriormente, devem integrar um objeto de dimensões conhecidas, para referência de escala - habitualmente, é utilizado um quadrado de 1m x 1m. Por ser crucial garantir a leitura correta da escala e prevenir distorções visuais, é aconselhável evitar a captação de imagens sob ângulos excessivamente amplos ou oblíquos.

As fotografias da pilha do material fragmentado devem apresentar a perspetiva que melhor represente, de forma fiável, toda a pilha de material em estudo. Sugere-se que a recolha seja feita sob diferentes ângulos, de modo a assegurar a máxima qualidade da amostra resultante da

segregação da pilha de material, na qual os grandes blocos tendem a deslizar para as extremidades, instalando-se os finos à superfície.

Sempre que possível, no momento da recolha, a pilha deve estar sob iluminação uniforme, de modo a evitar a formação de sombras que dificultem a leitura da amostra e comprometam a fiabilidade da análise gerada pelo WipFrag.

1.4. Estrutura da dissertação

No que diz respeito à estrutura da presente dissertação, esta encontra-se dividida em 4 capítulos organizados de forma a fornecer uma visão ampla do desmonte de maciços rochosos e de todo o trabalho realizado durante o estudo aqui apresentado.

Capítulo 1: Introdução

No capítulo 1 é realizada uma breve introdução a algumas características da indústria extrativa e à sua importância para a sociedade, bem como à influência que as operações estudadas nesta dissertação têm sobre esta indústria e, consequentemente, sobre a sociedade. É também neste capítulo que são apresentados os objetivos da presente dissertação e listadas as técnicas e metodologias aplicadas à sua elaboração.

Capítulo 2: Estado de arte

No capítulo 2, são apresentados todos os conhecimentos prévios necessários, de modo a proporcionar um melhor entendimento do estudo realizado e dos resultados obtidos.

Inicia-se com a explicação de como se realiza a caracterização geológico-geotécnica do maciço rochoso. Apresentando os diferentes parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos recolhidos por meio da Técnica da Amostragem Linear, também conhecida como “Scanline”, e como estes parâmetros podem ser analisados para obter uma classificação da qualidade do maciço rochoso estudado.

De seguida, é explicado sucintamente o funcionamento e a teoria por detrás do desmonte de rocha com recurso a explosivos, e os diferentes fatores influenciadores na qualidade do desmonte e nas vibrações geradas pelo mesmo.

Este capítulo termina com o enquadramento da pedreira do Facho (Penafiel), o local em estudo, bem como com o zonamento geotécnico da pedreira proposto num trabalho anterior de Guedes (2024).

Capítulo 3: Caso de estudo

No capítulo 3, encontram-se expostos todos os dados associados aos diversos desmontes acompanhados durante o período de estágio, bem como os variados resultados inerentes a esses desmontes, relativos à qualidade da granulometria resultante e às vibrações registradas.

Capítulo 4: Conclusões

No capítulo 4, é realizada uma análise comparativa e crítica dos diferentes resultados obtidos, com a finalidade de identificar a influência da utilização de detonadores eletrônicos, em substituição aos detonadores não elétricos comuns.

Capítulo 5: Referências

Por fim, no capítulo 5 são apresentadas todas as referências bibliográficas utilizadas na elaboração da presente dissertação de mestrado.

[página propositadamente em branco]

Capítulo II

Estado da arte: breve síntese

[página propositadamente em branco]

2. Estado da arte: breve síntese

2.1. Caracterização geológica-geotécnica do maciço rochoso

2.1.1. Parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos dos maciços rochosos

Na ótica da geologia, um maciço pode ser considerado como um meio sólido contínuo denominado material rochoso, material-rocha ou simplesmente rocha. No entanto, o maciço rochoso não é contínuo, dado que tanto apresenta descontinuidades planares microscópicas (microfissuras, partição, defeitos cristalinos), como macroscópicas (diaclases, falhas, fissuras, etc.), como microscópicas (microfissuras, partição, defeitos cristalinos) - sendo estas as que maior impacto produzem na deformabilidade e rotura dos maciços, por delimitarem a sua blocometria e compartimentação. (Hoek, 2007; Galiza et al. 2011a; Rocha, 2013)

É, por isso, essencial, que o maciço rochoso e a sua compartimentação sejam objeto de estudo de diferentes áreas de saber, incluindo na Engenharia.

O conhecimento prévio das características do maciço, o estudo da sua compartimentação e do respetivo comportamento mecânico, quando submetido a determinadas solicitações, como são exemplo as tensões do maciço rochoso, são fundamentais na exploração de uma pedreira, uma vez que permitem uma escolha sustentada das técnicas e equipamentos a adotar para a ótima execução das operações previstas, incluindo a operação de desmonte.

Para realizar um estudo correto e completo sobre o maciço rochoso, importa compreender as características petrofísicas, geométricas e mecânicas que este apresenta, tanto na matriz rochosa como na superfície de descontinuidade. A descrição técnica destas propriedades torna-se particularmente relevante neste processo, já que permite avaliar os parâmetros geológicos, geotécnicos, geomecânicos e geohidráulicos inerentes ao maciço rochoso, o que favorece a

preparação eficiente das operações. (e.g., Hoek, 2007; González de Vallejo & Ferrer, 2011; Barton & Quadros, 2015)

Na Tabela 1, encontram-se sintetizados os parâmetros analisados nos maciços rochosos.

Tabela 1- Síntese dos parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos analisados nos maciços rochosos (adaptado de ISRM, 1978, 1981; González de Vallejo & Ferrer, 2011).

Parâmetros Geológicos	Parâmetros Geotécnicos	Parâmetros Geomecânicos
Heterogeneidade litológica e petrográfica	Grau de Alteração [W]	Resistência Mecânica [S]
	Grau de Fraturação [F]	
	Continuidade [L]	
	Terminação [T]	
Atitude Geológica e tipo das geoestruturas	Curvatura [C]	
	Abertura	
	Rugosidade [R]	
	Preenchimento	
	Percolação de água [GW]	

Nos quadros que se seguem encontram-se sintetizados os diversos parâmetros referidos na tabela anterior (Tabela 1) acompanhados de uma breve descrição dos métodos e equipamentos utilizados na avaliação. Os quadros contêm ainda exemplos e/ou classificações dos diversos parâmetros, quando aplicáveis, propostas pela ISRM (1978, 1981).

Quadro 1- Parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos do maciço rochoso e das discontinuidades (adaptado de ISRM, 1978, 1981; González de Vallejo & Ferrer, 2011; Chaminé et al., 2013, 2015; Ramos, 2022; Guedes, 2024).

Parâmetro	Descrição	Método de avaliação	Exemplo e/ou quadro de classificação			
Litologia / Petrografia (adaptado de ISRM, 1978, 1981)	Segundo González de Vallejo & Ferrer (2011), uma rocha identifica-se com base na sua composição mineralógica, forma, tamanho dos grãos, cor, transparência e dureza.	Observação direta <i>in situ</i> , complementada por análises petrográficas laboratoriais.	Exemplo:	Xisto grafitoso de granulação fina, com foliação bem marcada, constituído por quartzo, moscovite, clorite e grafite disseminado, conferindo-lhe um brilho metálico característico. Apresenta coloração cinzento-escura a negra, com eventuais manchas acastanhadas resultantes da oxidação de minerais ferrosos.		
Grau de Alteração [W] (adaptado de ISRM, 1978, 1981)	Segundo González de Vallejo & Ferrer (2011), a alteração define-se como a desintegração, decomposição e/ou meteorização de um material geológico.	Observação direta <i>in situ</i> .	Grau de alteração	Nomenclatura		Designação
			Sã ou não alterada	W ₁	W ₁₋₂	Não são visíveis sinais de alteração na matriz rochosa
			Ligeiramente alterada	W ₂		Apresenta uma descoloração da matriz rochosa
			Moderadamente alterada	W ₃		Menos de metade do material rochoso está decomposto
			Muito alterada	W ₄	W ₄₋₅	Mais de metade do material rochoso está decomposto
			Completamente alterada	W ₅		Todo o material rochoso está decomposto
Resistência Mecânica [S] (adaptado de ISRM, 1978, 1981)	Relacionada com a resistência à compressão uniaxial nas paredes das discontinuidades e apresenta-se influenciada por distintos fatores como: tipo de matriz rochosa, grau de alteração e existência de preenchimento.	Ensaio in situ: Martelo de Schmidt; Ensaio laboratoriais: ensaio à compressão uniaxial e/ou ensaio de carga pontual.	Intervalo (Mpa ou kg/cm²)	Nomenclatura		Designação
			> 200	S ₁	S ₁₋₂	Muito elevada
			60 - 200	S ₂		Elevada
			20 - 60	S ₃		Média
			6 - 20	S ₄	S ₄₋₅	Baixa
			< 6	S ₅		Muito baixa
Atitude Geológica (adaptado de ISRM, 1978, 1981)	Definida através da direção e inclinação. A direção tratando-se do ângulo que uma linha horizontal do plano define com o Norte magnético; A inclinação tratando-se do ângulo definido entre o plano horizontal e a reta de maior declive, perpendicular à direção.	Medição com recurso a uma bússola de geólogo com clinómetro.	Exemplo:	N 150º E; 65º SW		
Grau de Fraturação [F] (adaptado de ISRM, 1978, 1981)	Definido através da distância entre as discontinuidades registadas através da técnica "scanline". Segundo a ISRM (1981), a valor de "fracture intercept" (F) deve de ser estimado.	Aplicação da Técnica da Amostragem Linear com recurso a uma fita graduada.	Intervalo (cm)	Nomenclatura		Designação
			> 200	F ₁	F ₁₋₂	Não são visíveis sinais de alteração na matriz rochosa
			60 - 200	F ₂		Apresenta uma descoloração da matriz rochosa
			20 - 60	F ₃		Menos de metade do material rochoso está decomposto
			6 - 20	F ₄	F ₄₋₅	Mais de metade do material rochoso está decomposto
			< 6	F ₅		Todo o material rochoso está decomposto
Continuidade [L] (adaptado de ISRM, 1978, 1981)	Medida longitudinal da extensão superficial de uma discontinuidade, segundo a direção do plano.	Quando possível é medida com recurso a uma fita métrica.	Intervalo (m)		Designação	
			> 20		Extremamente contínua	
			10 - 20		Muito contínua	
			3 - 10		Medianamente contínua	
			1 - 3		pouco contínua	
			< 1		Muito pouco contínua	
Terminação [T] (adaptado de ISRM, 1978, 1981)	Forma como termina a discontinuidade.	Observação direta <i>in situ</i> .	Nomenclatura	Designação		Designação
			D	Descontinuidade		Termina numa outra discontinuidade
			R	Rocha		Terminação na própria rocha
			O	Obscura		Não é possível vizualizar a sua terminação
Curvatura [C] (adaptado de ISRM, 1978, 1981)	Curvatura evidenciada ao longo do comprimento da discontinuidade.	Observação direta <i>in situ</i> .	Nomenclatura		Designação	
			C ₁₋₂		Plana	
			C ₃		Algo curva	
			C ₄₋₅		Muito curva	

Quadro 2- (Continuação) Parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos do maciço rochoso e das discontinuidades (adaptado de ISRM, 1978, 1981; González de Vallejo & Ferrer, 2011; Chaminé et al., 2013, 2015; Ramos, 2022; Guedes, 2024).

Parâmetro	Descrição	Método de avaliação	Exemplo e/ou quadro de classificação				
Abertura (adaptado de ISRM, 1978, 1981)	Segundo González de Vallejo & Ferrer (2011), a abertura trata-se da distância, na perpendicular, entre as paredes da discontinuidade, quando esta não apresente preenchimento.	Medição com recurso a uma régua com precisão milimétrica, colocada perpendicularmente às paredes da discontinuidade.	Intervalo (mm)		Designação		
			< 0,10		Muito fechada		
			0,10 - 0,25		Fechada		
			0,25 - 0,50		Parcialmente aberta		
			0,50 - 2,50		Aberta		
			2,50 - 10		Razoavelmente larga		
			> 10		Larga		
			10 - 100		Muito larga		
			100 - 1.000		Extremamente larga		
			> 1.000		Cavernosa		
Rugosidade [R] (adaptado de ISRM, 1978, 1981)	A rugosidade trata-se da ondulação e irregularidades apresentadas na superfície dos planos de discontinuidade, possuindo uma grande influência na resistência ao corte. Quanto mais rugosa a superfície, maior será a resistência ao corte, o que leva a uma menor probabilidade de formação de novas roturas.	Observação direta <i>in situ</i> , complementada por sensação tátil.	Forma do perfil	Classe	Descrição	Nomenclatura	Esquema
			Denteada	R ₄₋₅	I	Muito rugosa	
				R ₃	II	Algo rugosa	
				R ₁₋₂	III	Lisa	
			Ondulada	R ₄₋₅	IV	Muito rugosa	
				R ₃	V	Algo rugosa	
				R ₁₋₂	VI	Lisa	
			Plana	R ₄₋₅	VII	Muito rugosa	
				R ₃	VIII	Algo rugosa	
				R ₁₋₂	IX	Lisa	
Preenchimento (adaptado de ISRM, 1978, 1981)	Define-se pelo material presente entre as paredes de uma discontinuidade, isto é, na abertura da discontinuidade	Observação direta <i>in situ</i> , por vezes complementada por sensação tátil.	Alguns tipos de preenchimento				
			Argilas moles ou duras				
			Quartzo (ou outro mineral)				
			Rocha esmagada				
			Terra vegetal				
			Outro				
Percolação de água [GW] (adaptado de ISRM, 1978, 1981)	Fluxo de água que livremente percorre pelas paredes das discontinuidades, ou no maciço. Elevados caudais de água poderão indicar alguns problemas de instabilidade.	Observação direta <i>in situ</i> , por vezes complementada por sensação tátil.	Nomenclatura		Designação		
			S		Seco		
			H		Húmido		
			G		Gotejante		
			F		Fluxo		

2.1.2. Avaliação geotécnica e geomecânica no panorama do GSI e da escavabilidade do maciço rochoso

2.1.3. *Geological Strength Index (GSI)*

O *Geological Strength Index (GSI)* é um índice geológico-geomecânico desenvolvido por Hoek (1994) e, posteriormente, por Hoek & Brown (1997), aplicado a maciços rochosos competentes e brandos. Este índice baseia-se no princípio de que a resistência mecânica de um determinado maciço rochoso é influenciada pelas características da rocha intacta e pelo comportamento dos blocos quando expostos a diferentes condições de tensão, atribuindo-se um valor entre 0 e 100 que servirá para classificar o maciço a ser estudado.

O critério de rotura de Hoek & Brown (1980 a,b), em que o GSI se apoia, permite prognosticar o comportamento mais provável do maciço rochoso, quando exposto a um determinado conjunto de tensões. Este comportamento, de maneira básica, depende da compartimentação do maciço rochoso e de todos os processos dinâmicos que são solicitados a ele. Na Equação 1 encontra-se representado o cálculo do critério de rotura anteriormente apresentado.

Equação 1- Relação empírica entre as principais tensões efetivas à rotura (Hoek & Brown, 1980a).

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma'_c \times \sqrt{\frac{m_i \times \sigma'^3_3}{\sigma'_c}} + s$$

Onde:

- σ'_1 e σ'_3 – tensão efetiva principal máxima e mínima de rotura, respetivamente;
- σ'_c – resistência à compressão simples da rocha intacta;
- m_i – constante da rocha intacta;
- s – constante do material, sendo $s=1$ para materiais rochosos.

Aquando da determinação do GSI|1998 (Hoek et al., 1998) ou GSI|2000 (Marinos & Hoek, 2000) são tidos em consideração diversos parâmetros, ao quais se apresentam na Figura 6.

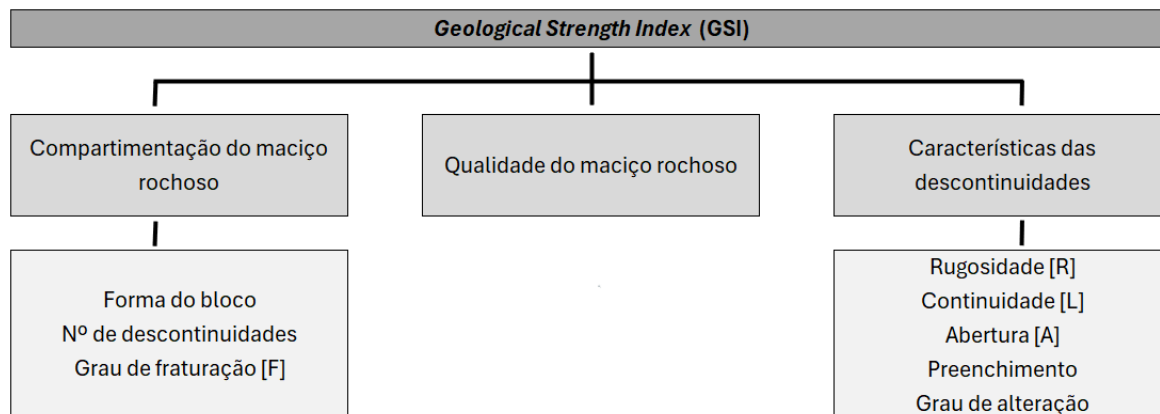


Figura 6- Diferentes parâmetros tidos em conta na determinação do GSI da versão 2000 (GSI|2000), ligeira melhoria da versão 1998 (adaptado de Hoek et al., 1998; Marinos & Hoek, 2000).

De modo a aferir o GSI|2000 de um maciço rochoso, são consideradas algumas características das descontinuidades, referidas noutras bibliografias como *Joint Condition Factor* (Jcond|89). Este fator é essencial na determinação do índice *Rock Mass Rating* (RMR), proposto por Bieniawski (1973, 1989, 1993), Celada et al. (2014) e Celada & Bieniawski (2020), e cujo excerto referente ao fator Jcond|89 se encontra apresentado no seguinte Quadro 3.

Quadro 3- Resumo dos parâmetros das condições geotécnicas (Jcond|89) para a avaliação do Rock Mass Rating (RMR|89) (adaptado de Bieniawski, 1989, 1993; Waltham, 2002; Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020).

Parâmetro		Intervalo de valores da classificação dos parâmetros e respetivos pesos				
P4	Continuidade [L] (m)	< 1	1-3	3-10	10-20	> 20
	Peso	6	4	2	1	0
	Abertura [A] (mm)	0	< 0,1	0,1-1,0	1,0-5,0	> 5,0
	Peso	6	5	4	1	0
	Rugosidade [R]	Muito rugosa	Rugosa	Ligeiramente rugosa	Macia	Lisa
	Peso	6	5	3	1	0
	Preenchimento	Nenhum	Duro (< 0,5 mm)	Duro (> 5,0 mm)	Mole (< 0,5 mm)	Mole (< 5,0 mm)
	Peso	6	4	2	2	0
	Alteração [W]	Sã ou não alterada [W ₁]	Ligeiramente alterada [W ₂]	Moderadamente alterada [W ₃]	Muito alterada [W ₄]	Decomposta [W ₅]
	Peso	6	5	3	1	0

Ademais do Jcond|89 também se tem em consideração o espaçamento, F (ISRM, 1978, 1981), e o volume do bloco (vb), este último referente à blocometria do maciço rochoso e calculado com recurso à Equação 2.

Equação 2- Expressão volumétrica da densidade de descontinuidades (adaptado de Palmström, 1995).

$$vb = \frac{e_1 \times e_2 \times e_3}{\sin \gamma_1 \times \sin \gamma_2 \times \sin \gamma_3}$$

Onde:

- e_n – espaçamento médio entre (três) descontinuidades;
- γ_n – ângulo entre as diferentes famílias de descontinuidades.

Para melhor compreensão do cálculo do volume do bloco (vb) é apresentada a Figura 7 que permite uma melhor compreensão visual dos parâmetros e_n e γ_n .

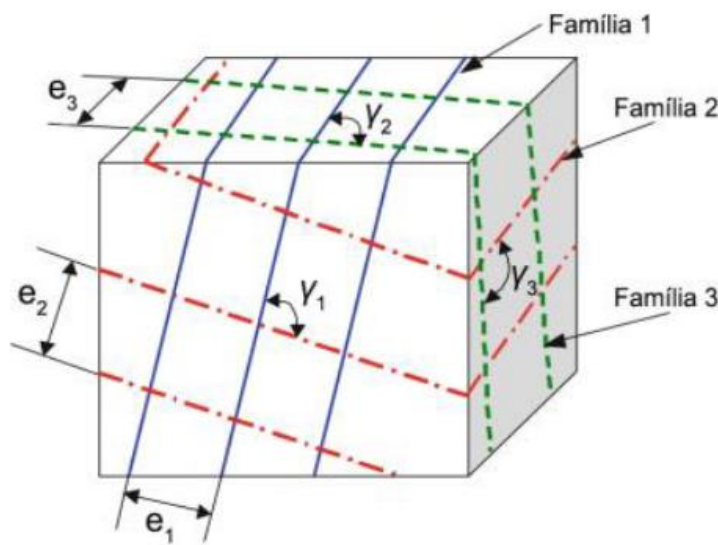


Figura 7- Volume do bloco unitário delimitado pelas famílias de descontinuidades (adaptado de Kim et al., 2007).

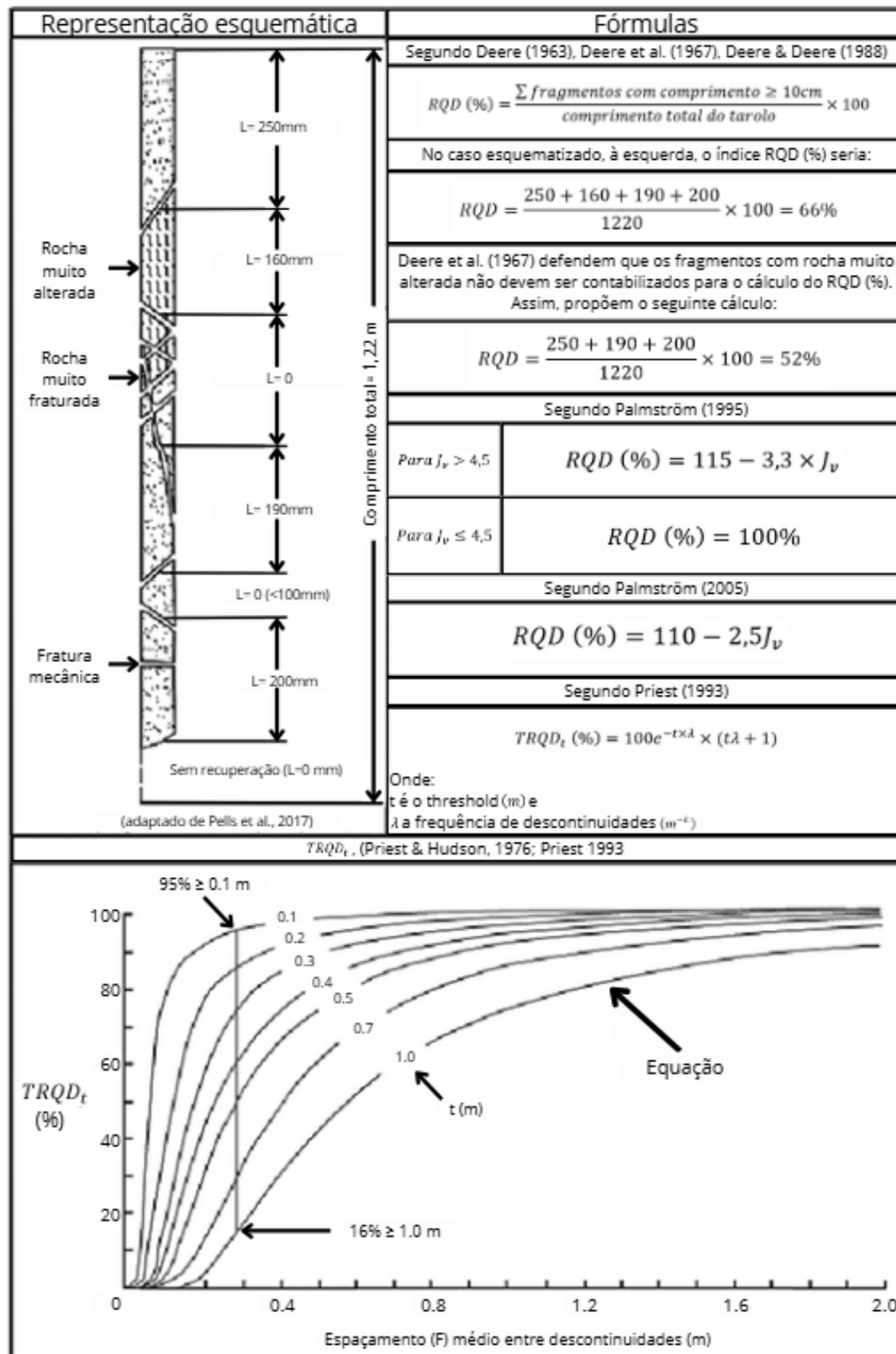
Em 2013 foi proposta, por Hoek et al. (2013), uma atualização ao GSI|98 e GSI|2000. Nesta versão atualizada (GSI|2013), substituiu-se o volume do bloco (vb) pela metade do valor de RQD obtido, proposto por Deere et al. (1967) (síntese no **Error! Reference source not found.**), e Jcond|89, proposto por Bieniawski (1989), no qual se passa a utilizar o correspondente a 150% deste valor. Por conseguinte, o GSI|2013 pode ser estimado pela aplicação da Equação 3.

Equação 3- Fórmula para determinação do GSI|2013 (Hoek et al., 2013).

$$GSI = 1,5 \times Jcond|89 + \frac{RQD}{2}$$

Os ábacos propostos por Marinós & Hoek (2000) e Hoek et al. (2013) que tornam possível uma determinação gráfica, tanto do GSI|2000 como do GSI|2013, encontram-se apresentados mais à frente na Figura 9.

Quadro 4- Síntese de formulações e ábaco de determinação do ‘Rock Quality Design’ (RQD) e TRQDt (e.g., Deere, 1963; Deere et al., 1967; Priest & Hudson, 1976; Priest, 1993; Palmström, 1995, 2005; Pellset al., 2017; Segundo Guedes, 2024).



2.1.4. Escavabilidade do maciço rochoso

Um fator que assiste na escolha do método mais adequado e eficiente, ao otimizar as operações de desmonte, e, por essa razão, um importante fator a destacar, é a escavabilidade dos maciços rochosos. Este oscila entre dois conceitos principais: as características petrofísicas, geológico-estruturais e geotécnicas da rocha intacta; e a resistência geomecânica do maciço (Galiza et al., 2011a).

No ábaco proposto por Franklin et al. (1971) para uma classificação da escavabilidade de um determinado maciço rochoso (Figura 10a) é possível observar que o mesmo apresenta quatro áreas destacadas, estas correspondentes aos diferentes métodos de desmonte de rocha, mais concretamente os seguintes: escavação mecânica; escarificação; desagregação com explosivos; desmonte com explosivos.

Cerca de duas décadas depois, é apresentada por Pettifer & Fookes (1994) uma revisão desta abordagem, que introduz novos parâmetros ao ábaco de Franklin et al. (1971). O novo ábaco apresentado (Figura 10b) considera novos parâmetros, como o índice de resistência à carga pontual (IS_{50}), o grau de fraturação associado ao espaçamento médio entre descontinuidades (F) e o grau de alteração (W), que são obtidos por meio de um estudo geológico-geotécnico de testemunhos de sondagem ou, complementarmente, em afloramento. Estes novos parâmetros podem ainda ser correlacionados com outras grandezas, nomeadamente o índice de resistência à carga pontual (IS_{50}), o índice de resistência à compressão uniaxial (UCS), o estado de fragmentação (F), o valor de RQD ou o espaçamento médio entre descontinuidades ao nível de “fracture intercept”, proposto pela ISRM (1981).

Fruto dos desenvolvimentos tecnológicos e da melhoria da capacidade dos equipamentos utilizados, atualmente os ábacos de Franklin et al. (1971) e de Pettifer & Fookes (1994) já apresentam algumas desatualizações, pois expandem as áreas de escavação mecânica e de escarificação, sobrepondo-as às regiões de desmonte com explosivo (Tsiambaos & Saroglou, 2010). Apesar disso, tais metodologias revelam-se altamente eficazes e viabilizam a extração de inferências práticas significativas, no que concerne ao grau hipotético de escavabilidade de um maciço rochoso. (adaptado de Galiza et al., 2011).

Numa perspetiva atual, foi apresentada a proposta, por Tsiambaos & Saroglou (2010), de utilização do Geological Strength Index, GSI (Marinos & Hoek, 2000) com a finalidade de estudar e avaliar o tipo de escavabilidade expectável para um determinado maciço (Figura 10c).

Relativamente ao ábaco de Pettifer & Fookes (1994), a correlação entre a resistência à compressão simples (UCS) e o índice de resistência à carga pontual (IS_{50}) é uma das correlações fundamentais para a sua interpretação. De acordo com (ISRM, 1985), nas publicações de Bieniawski em 1974 e 1975 entende-se que esta correlação é obtida com recurso da Equação 4, sendo esta independente do tipo de material-rocha.

Equação 4- Correlação entre a resistência à compressão uniaxial (σ_c) e o índice de resistência à carga pontual (IS_{50}) (ISRM, 1995).

$$\sigma_c = a \times IS_{50}$$

Onde:

- σ_c - resistência à compressão uniaxial;
- IS_{50} - índice de resistência à carga pontual;
- a - (UCS) é 20 a 25 vezes (a) o valor médio do índice de resistência à carga pontual (IS_{50}).

Já no século XX é proposta, por Kahraman & Gunaydin em 2009, uma atualização da correlação destes dois parâmetros, tendo agora em consideração a classe petrológica das rochas em estudo (Ramos, 2022), nomeadamente, rochas ígneas, rochas metamórficas e rochas sedimentares. Com esta atualização, atingem-se coeficientes de correlação significativamente mais robustos e realistas quando se realiza uma análise por grupos de classe de rocha, comparativamente com as correlações globais de todas as classes petrográficas, tal como se pode observar na Figura 8.

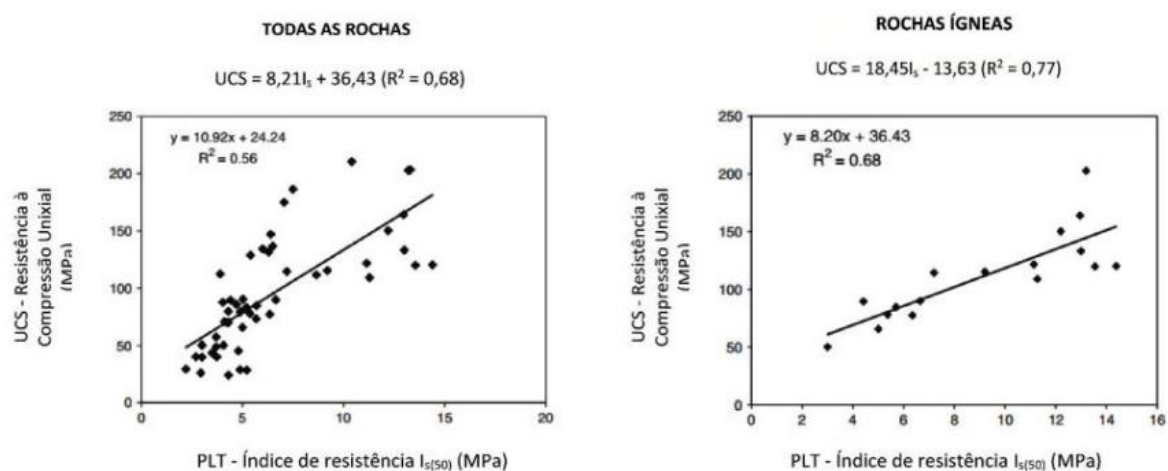


Figura 8- Correlações entre a resistência à compressão uniaxial (UCS) e o índice de resistência à carga pontual (IS_{50}) (adaptado de Kahraman & Gunaydin, 2009. Segundo Ramos, 2022).

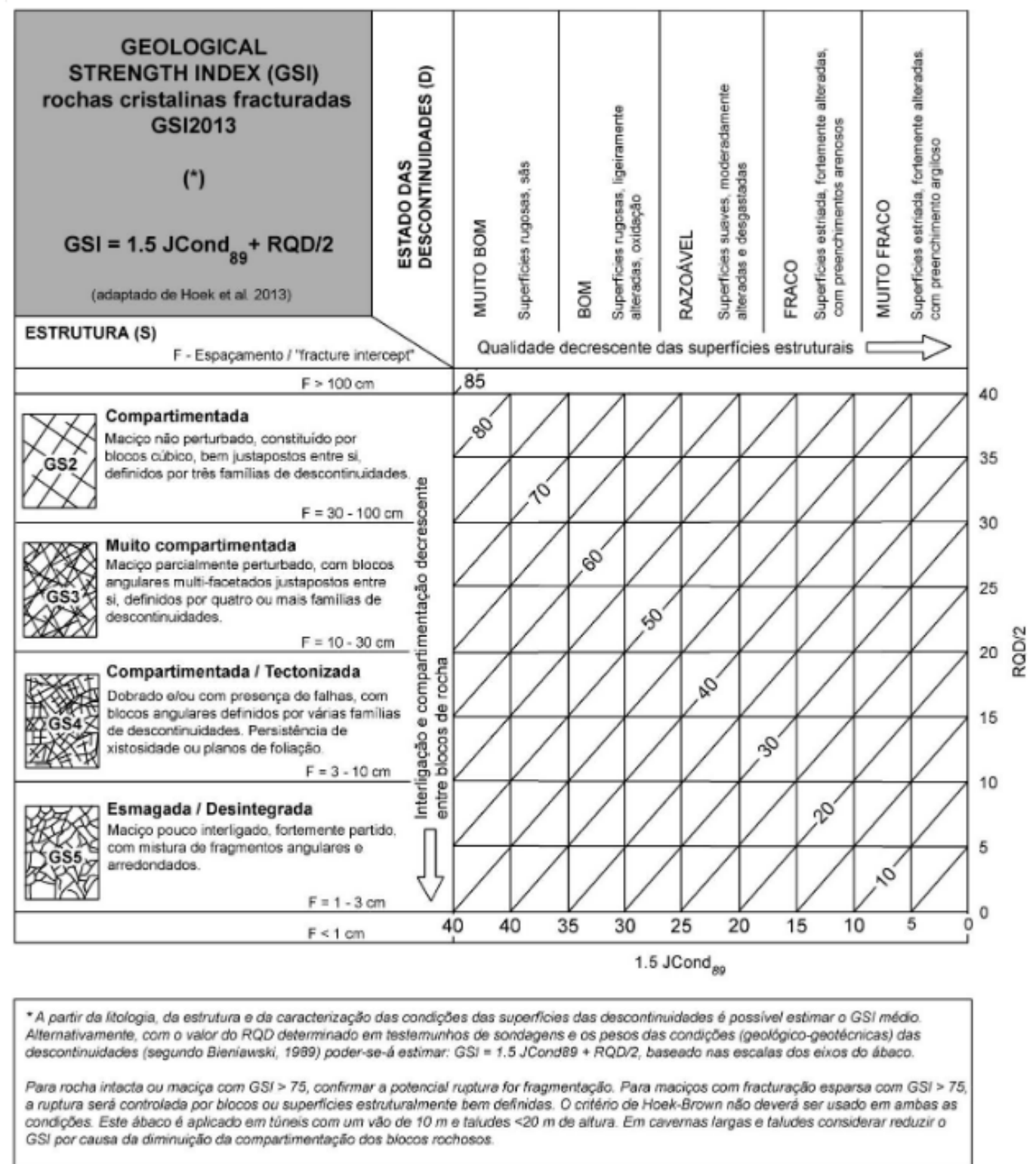
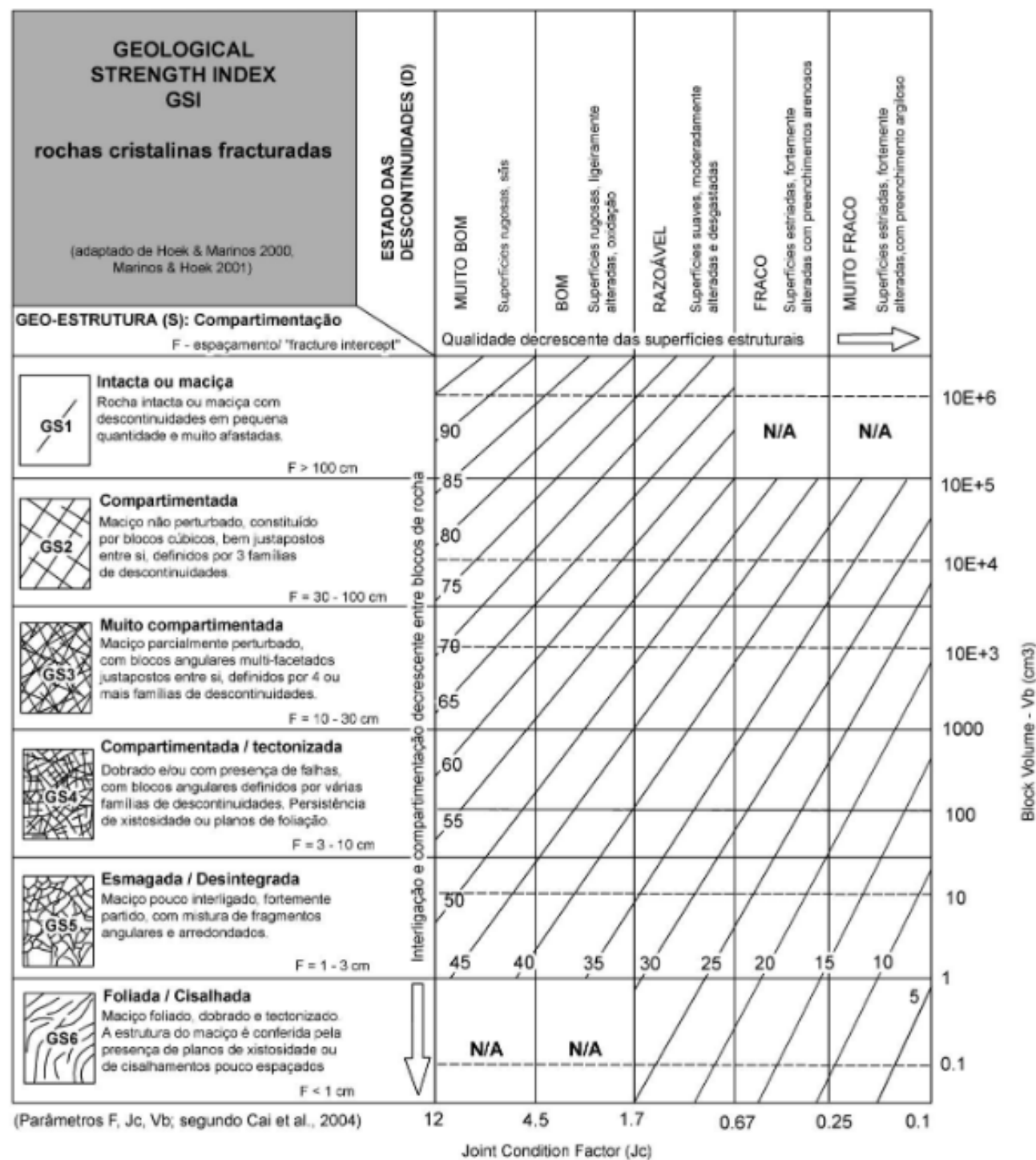


Figura 9- Ábacos para a estimativa do GSI|2000 para rochas cristalinas fraturadas (adaptado de Marinos & Hoek, 2000; Cai et al., 2004; Santa et al., 2019) e quantificação do GSI|2013 através do fator das condições geotécnicas das descontinuidades (Jcond) e RQD (adaptado de Hoek et al., 2013; Santa et al., 2019).

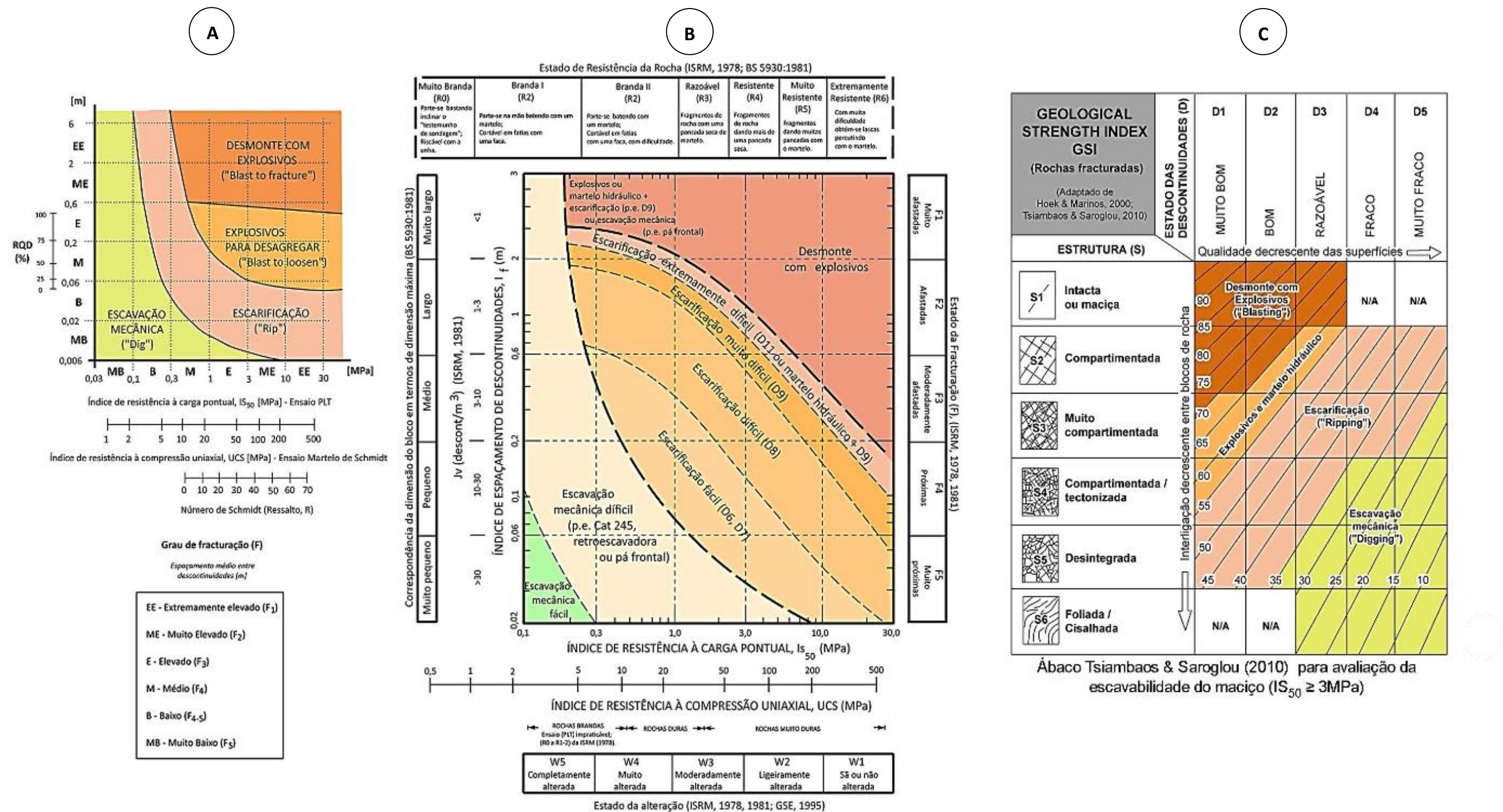


Figura 10- Inter-relação dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos para a escavabilidade de um dado maciço rochoso (Revisto e adaptado: A) Franklin et al., 1971; B) Pettifer & Fookes, 1994; C) Tsiambaos & Saroglou, 2010). Segundo Galiza et al.(2011a,b).

2.2. Desmonte de maciços rochosos com recurso a explosivos

O desmonte de maciços rochosos com recurso a explosivos, de forma simplificada, consiste no destaque de uma determinada porção de material rochoso.

Como mencionado anteriormente, a exploração de uma pedreira pode ser dividida em duas fases: o desmonte e o processamento. Na Figura 11, apresentam-se as principais operações constituintes do desmonte e do posterior processamento do georrecurso, até que seja obtido o produto final, bem como o peso económico associado a cada uma das operações em todo o processo.

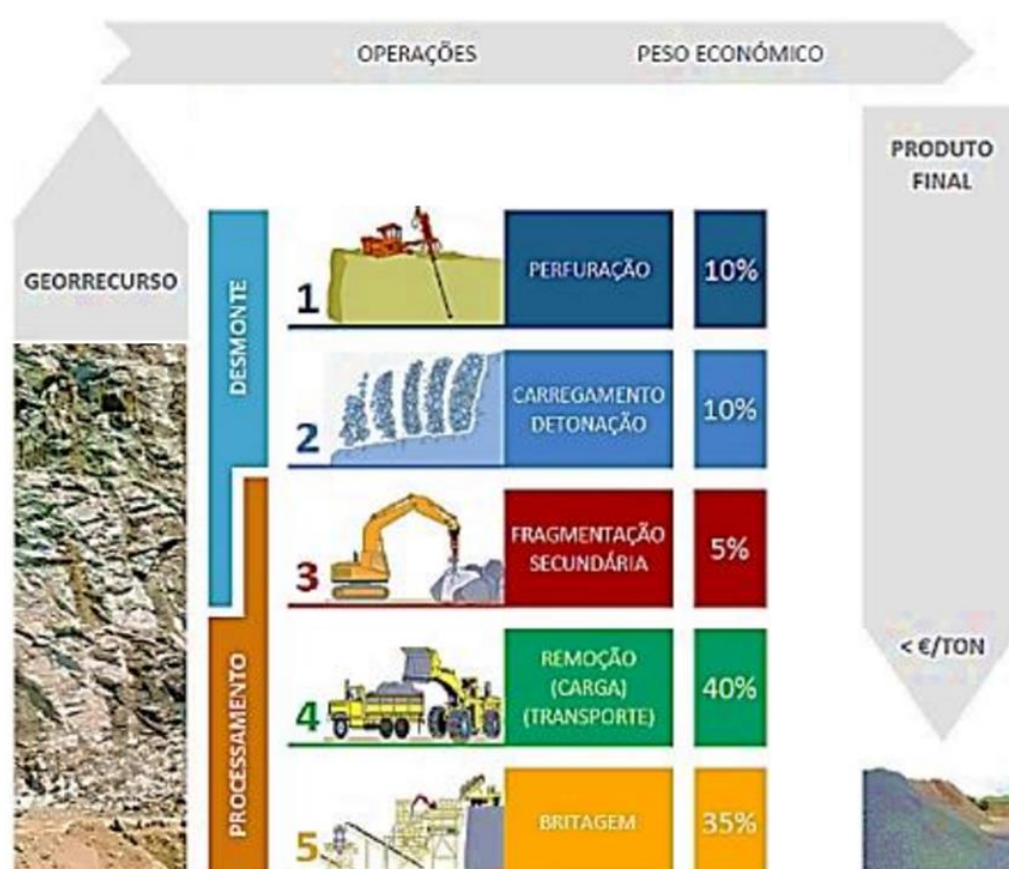


Figura 11- Fluxograma de operações do desmonte e processamento do georrecurso e benefícios de uma perfuração alinhada (adaptado de Ramos, 2022).

As primeiras operações de uma exploração (perfuração, carregamento e detonação), que integram a fase de desmonte, têm um peso económico de 10% cada. Estes 10% são relativamente baixos em comparação com os 40% e 35% das operações de processamento (carga e transporte; britagem). Analisando isoladamente o encargo orçamental associado a cada operação, o desmonte aparenta não ser um processo prioritário nem ter impacto significativo no custo total do processo. No entanto, por se tratar da primeira etapa da exploração, o desmonte adquire especial importância,

já que a qualidade desta operação tem impacto direto na qualidade das operações subsequentes e, por conseguinte, nos custos associados. A título de exemplo, em teoria, a realização de uma perfuração, carregamento e detonação perfeitos produz resultados de desmonte ideais, dispensando a execução de uma fragmentação secundária, o que pode traduzir-se numa redução de até 5% no custo total da exploração.

Assim sendo, importa realçar que a otimização do desmonte não só potencia a qualidade, como também favorece a rentabilidade da exploração de uma pedreira, o que evidencia a importância deste estudo.

Embora reconheça a importância da perfuração, o presente trabalho não se concentrará nesse processo. O objetivo é analisar a influência da utilização de detonadores eletrónicos nos resultados obtidos na operação de desmonte, à luz dos principais parâmetros envolvidos na temporização e na utilização de diferentes detonadores, de modo a compreender as variáveis que influenciam a qualidade do desmonte realizado e, consequentemente, a qualidade das operações de processamento subsequentes.

2.2.1. Estado da fraturação natural do maciço rochoso

A estrutura do maciço rochoso exerce influência significativa na fragmentação resultante do desmonte, uma vez que características como a atitude, a continuidade e o espaçamento das diferentes famílias de fraturas afetam diretamente a qualidade do processo. Estes fatores podem, inclusive, provocar variações substanciais no padrão de fragmentação obtido (Gomes et al, 2007).

A Figura 12 expõe uma representação gráfica de diferentes situações em que o diaclasamento do maciço rochoso exerce maior ou menor influência sobre os calibres resultantes do desmonte.

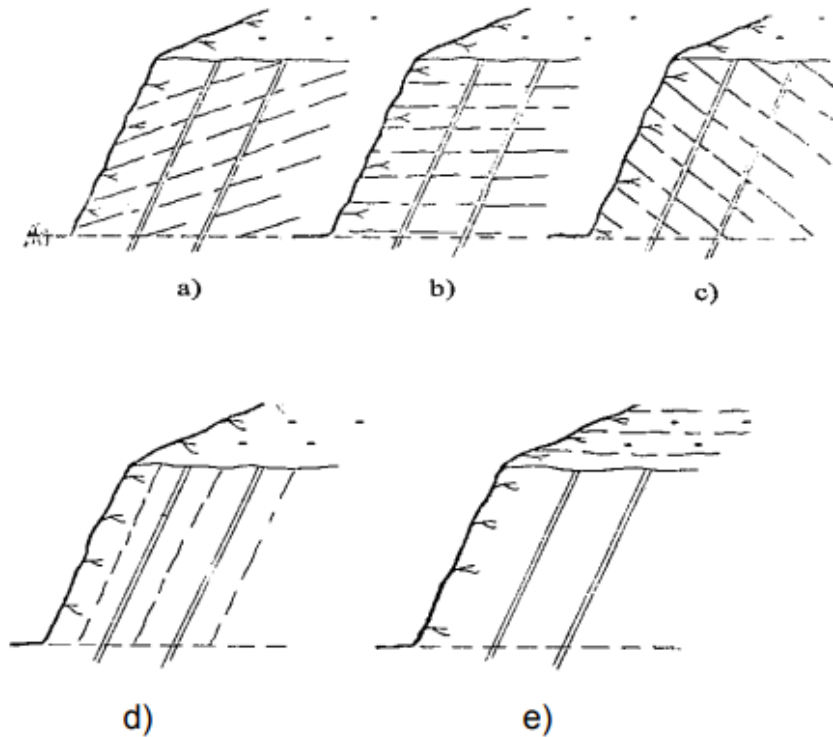


Figura 12- Posicionamento da furação em relação ao diaclasamento do maciço rochoso (adaptado de Gomes et al, 2007).

No caso a) o desmonte ocorre mais facilmente através de deslizamento em blocos, fazendo com que não ocorra um total aproveitamento do poder fragmentador proporcionado pelo explosivo. Por esta razão, é expectável que, no caso a), os calibres sejam superiores quando comparados com os casos b) ou c).

Nos casos em que o maciço rochoso se apresenta muito fraturado, grande parte da energia libertada pelo explosivo está sob a forma de gases, pelo que acaba por se dissipar através das fraturas e, por conseguinte, não provoca a fragmentação do maciço desejada. Nestes casos, o aumento da carga específica não resolve necessariamente o problema, uma vez que o incremento de carga também aumenta o risco de gerar projeções significativas. A diminuição do diâmetro de furação destaca-se, assim, como alternativa adequada, que resultará numa alteração do diagrama de fogo, com uma melhor malha e distribuição do explosivo no maciço rochoso, contribuindo para uma melhor fragmentação. (Gomes, L. et al, 2007)

2.2.2. Diagrama de fogo

Antes da elaboração de um diagrama de fogo, é necessário entender o princípio de funcionamento dos explosivos e da movimentação da rocha detonada.

Os produtos explosivos consistem em compostos químicos ou misturas que, após a sua ativação por meio de uma fonte de energia térmica ou mecânica, podem decompor-se rapidamente e libertar um grande volume de gases a altas pressões e temperaturas (Galiza et al., 2011b). Após a detonação, o desmonte ocorre pela expansão das paredes dos furos onde foi colocado o explosivo, o que provoca a fraturação da rocha envolvente devido à ação combinada da onda de choque compressiva e da pressão dos gases libertados na detonação, como ilustrado na Figura 13.

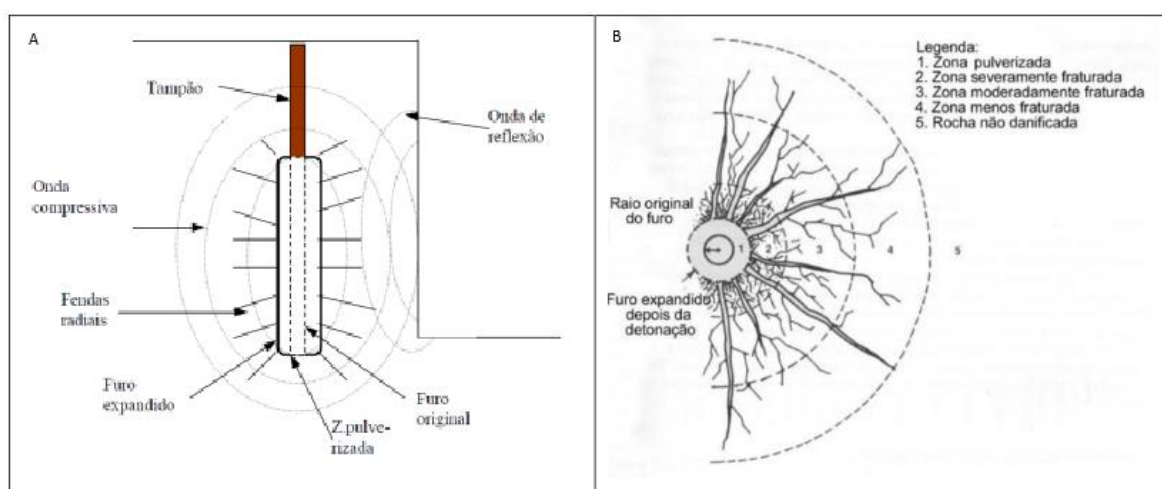


Figura 13- Propagação da onda de choque A) (adaptado de Scott et al., 1996); B) (adaptado de Alonso et al., 2013).

A detonação de uma carga explosiva no interior de um furo no maciço rochoso provoca uma perturbação significativa na porção circundante da rocha. Esta zona de influência pode ser, sob o ponto de vista teórico, delimitada por um cilindro (cilindro de comoção), cujo eixo longitudinal é coincidente com o comprimento do furo. O diâmetro desse cilindro, contudo, é variável e determinado por uma série de fatores, tais como:

- Características mecânicas da rocha;
- Quantidade e características do explosivo;
- Geometria do furo e do carregamento;
- Condições de confinamento.

Em função da relação entre o raio do cilindro de comoção e a distância à frente livre, decorrem três circunstâncias distintas:

- Raio do cilindro de comoção < Distância à frente livre – não se realizará trabalho útil;
- Raio do cilindro de comoção = Distância à frente livre – verifica-se fraturação, mas sem destacamento do material rochoso;
- Raio do cilindro de comoção > Distância à frente livre – verifica-se fraturação, arrancamento do material e maior ou menor projeção;

De acordo com a teoria do rebentamento com explosivos, para que ocorra um desmonte, é essencial que sejam aplicadas tensões de tração. A denotação dos explosivos gera uma onda compressiva que se desloca radialmente em todas as direções e, quando alcança uma superfície de descontinuidade (frente livre da bancada), é refletida, originando as ondas de tração que se propagam para o interior do maciço (Figura 14). Uma vez que a rocha apresenta uma resistência à tração significativamente inferior quando comparada com a resistência à compressão, quando exposta à tensão desta ação, fratura-se e parte (Oliveira, 2009).

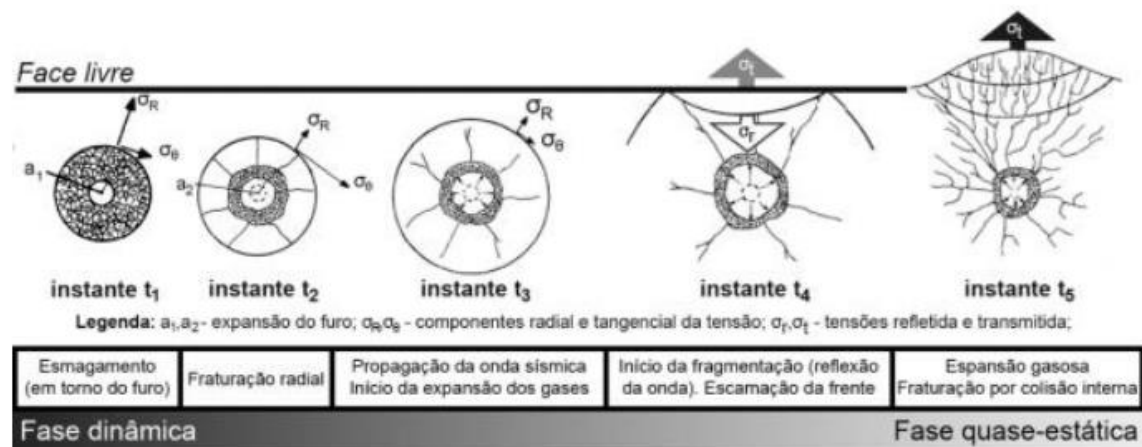


Figura 14- Sequência temporal das fases da detonação em rocha, na vizinhança de uma face livre (Bernardo, 2004).

Os gases resultantes da explosão expandem, penetrando nas fraturas formadas pela onda de compressão, o que impulsiona o material rocha já fragmentado e desmonta parcialmente o maciço rochoso afetado (Oliveira, 2009).

Tendo em conta os motivos previamente expostos e considerando que o diagrama de fogo determina uma ampla variedade de parâmetros fundamentais do desmonte, este constitui-se como um dos principais fatores influenciadores da qualidade do processo. Tal influência deve-se à sua capacidade de integrar e condicionar diversos aspetos operacionais e técnicos, conforme sintetizado na Figura 15.

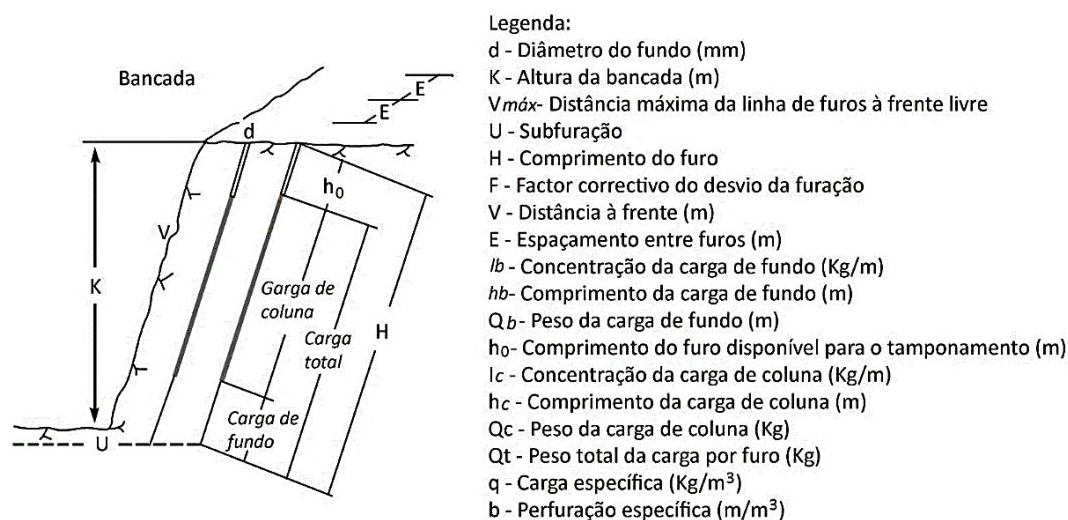


Figura 15- Síntese de parâmetros de um diagrama de fogo (adaptado de Gomes et al, 2007).

É fundamental que o dimensionamento do diagrama de fogo, tanto em relação às cargas de explosivo quanto à geometria do diagrama, seja baseado na caracterização e estudo prévio do maciço rochoso a ser desmontado, nomeadamente dos aspetos geológicos, petrofísicos, geotécnicos e geomecânicos.

É igualmente importante reconhecer que o dimensionamento do diagrama de fogo constitui, em certa medida, um exercício inacabado (e.g., Ramos, 2022), já que a otimização plena e isenta de ajustes ao longo das operações é, na prática, inatingível.

2.2.2.1. Perfuração específica

A perfuração específica, b (m/m³), corresponde ao número de metros necessários perfurar para desmontar 1 m³ de rocha.

A escolha do diâmetro do furo a ser perfurado constitui a primeira etapa na elaboração de um diagrama de fogo.

A perfuração com grandes diâmetros tende, geralmente, a apresentar um custo por m³ inferior ao registado com o uso de pequenos diâmetros. Além disso, os explosivos aplicados em furos de grande diâmetro são, por norma, mais económicos do que os utilizados em furos de menor

diâmetro. Importa ainda referir que, para uma mesma carga específica, o aumento do diâmetro do furo resulta numa redução da perfuração específica.

A utilização de maiores diâmetros resulta em custos de desmonte mais baixos. No entanto, esta economização poderá ser afetada, caso a exigência de calibres menores obrigue à execução de uma operação de rebentamento secundário mais volumosa, com custos significativamente mais elevados e dificilmente controláveis (Gomes et al., 2007).

2.2.2.2. Carga Específica

A carga específica, q (kg/m³), corresponde ao número de quilogramas de explosivo necessários para desmontar 1 m³ de rocha.

O aumento da carga específica leva a uma maior fragmentação, no entanto, este não só potencia a ocorrência de projeções, como o espalhamento do material após o desmonte - aspetos que devem ser tidos em conta.

Este aumento da carga específica deverá ser atingido por meio do aumento da carga de coluna, uma vez que a carga de fundo calculada é suficiente para executar o trabalho de corte pretendido na soleira (Gomes et al., 2007).

2.2.2.3. Variação da relação E/V

Nos diagramas de fogo de pegas com rebentamento de múltiplas fiadas é habitual a aplicação de uma relação entre o valor de E e de V de 1,25, tal como apresentado na Figura 16 (Gomes et al., 2007).

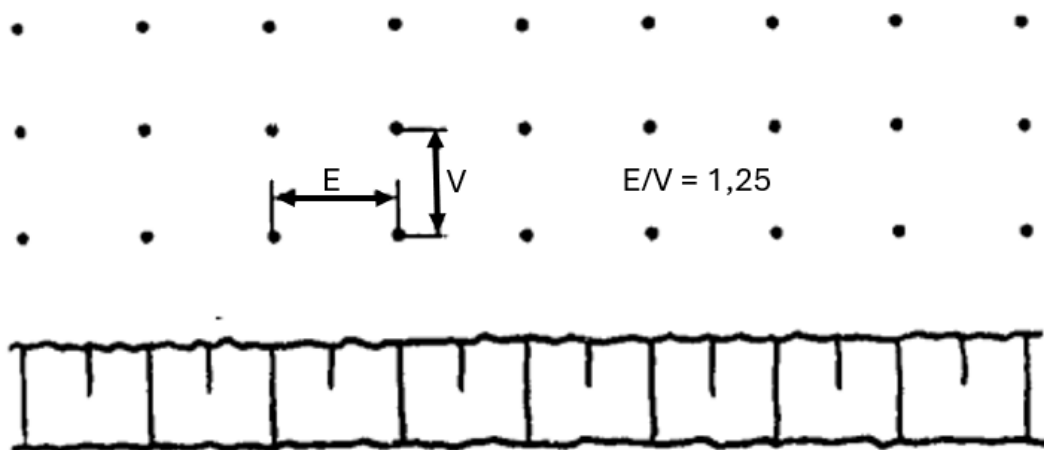


Figura 16- Diagrama de furação com relação $E/V = 1,25$ (adaptado de Gomes et al., 2007).

Caso se pretenda melhorar a fragmentação, tal pode ser alcançado através do aumento da relação E/V até um valor máximo de 8, sem que, para isso, haja alteração da carga específica, mantendo-se, assim, constante o produto entre E e V . Na Figura 17 encontra-se representado um diagrama de furação com uma relação $E/V=5$ (Gomes et al, 2007).

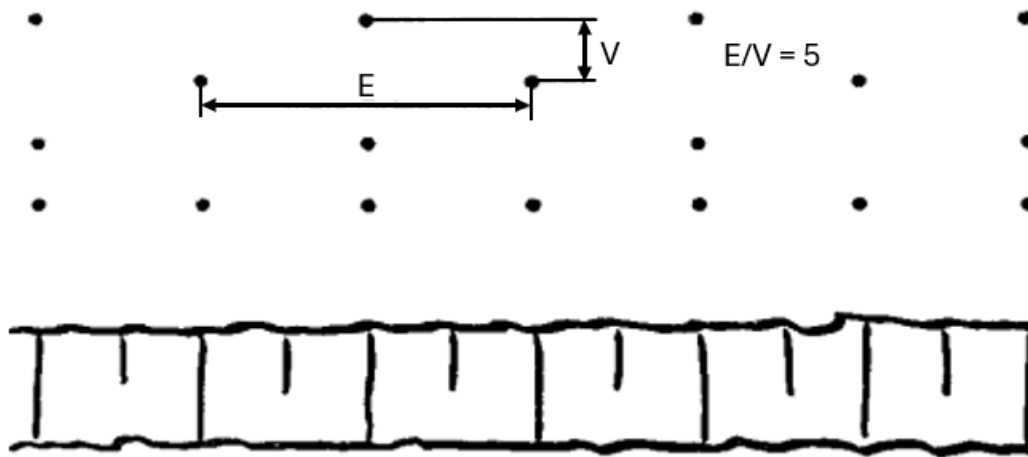


Figura 17- Diagrama de furação com relação $E/V = 5$ (adaptado de Gomes et al, 2007).

Caso se pretenda obter uma fragmentação mais graúda, ou seja, com mais quantidade de blocos de maiores dimensões, deve reduzir-se a relação entre os valores de E e V , o que, muitas vezes, atinge uma relação de $E/V=0,5$ (Gomes et al., 2007).

2.2.3. Perfuração

A perfuração, tal como mencionado anteriormente, é a primeira operação mecânica do desmonte, pelo que influencia diretamente todas as operações subsequentes.

Os principais parâmetros de uma furação são: diâmetro do furo; comprimento do furo; inclinação do furo.

Além de limitar o explosivo que pode ser aplicado, o diâmetro do furo influencia diretamente o custo da perfuração por m^3 .

O comprimento do furo está diretamente ligado à medida de subfuração (U), medida essa que permite posicionar o centro de massa da carga de fundo no nível da soleira, garantindo um corte mais regular. O valor de subfuração é dimensionado em função de $V_{\max}$, tal como apresentado na Figura 18.

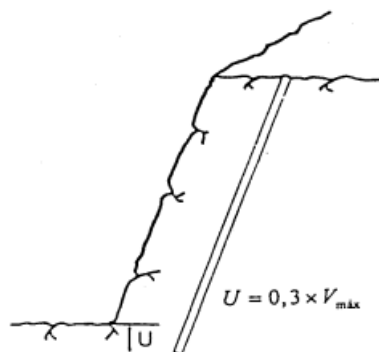


Figura 18– Subfuração (adaptado de Gomes et al., 2007).

A inclinação dos furos, geralmente de 1:3 (Figura 19), não só permite reduzir a quebra à retaguarda, como também a possibilidade de formação de blocos de maiores dimensões oriundos da cabeça da bancada (Gomes et al., 2007).



Figura 19– Inclinação da furação (adaptado de Gomes et al, 2007).

O aproveitamento da energia para fragmentar a rocha na zona superficial e diminuir as vibrações transmitidas para o solo na zona da soleira são, igualmente, vantagens associadas à execução de uma perfuração inclinada, tal como ilustrado na Figura 20 (Gomes et al., 2007).

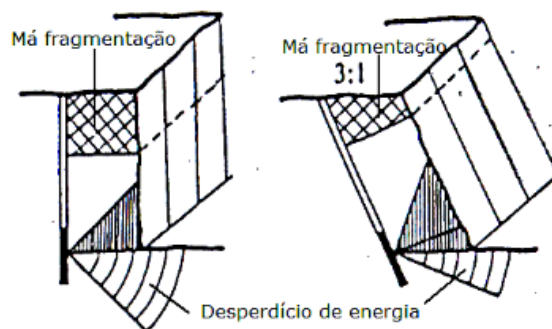


Figura 20- Aproveitamento de energia na perfuração inclinada (adaptado de Gomes et al., 2007).

Durante a execução da perfuração, quer devido à presença de um material mais resistente do que o previsto, quer em consequência dos elevados comprimentos de furação, podem ocorrer desvios na perfuração. A precisão na perfuração é, por isso, determinante para o resultado final da pega: a falta de rigor na execução pode originar distâncias à frente irregulares e, consequentemente, levar à formação de blocos de grandes dimensões e a projeções indesejadas (Gomes et al., 2007).

2.2.4. Temporização

De seguida, será apresentado um enquadramento histórico dos acessórios de iniciação, complementado por uma breve descrição dos sistemas atualmente utilizados, com foco nos detonadores não elétricos e eletrónicos, por se tratar dos elementos centrais deste estudo. Assim, será abordada a influência da temporização na qualidade do desmonte, bem como a importância da sua correta aplicação.

2.2.4.1. Enquadramento histórico dos acessórios de iniciação

A partir de 1940, o desenvolvimento tecnológico dos acessórios de iniciação impulsionou melhorias significativas na fragmentação das rochas, na precisão dos tempos de retardo, nos níveis de segurança, na facilidade de manuseamento e na mitigação dos impactos ambientais. Da continuidade desta fase de progresso resultam também os sistemas de iniciação não elétricos, desenvolvidos por Dyno Nobel em 1960, que utilizavam ondas de choque como fonte de iniciação (Dozolme, 2025). Mais recentemente, surgem os detonadores eletrónicos, que oferecem um maior grau de precisão e controlo das detonações, além de recursos avançados como programação remota e monitorização em tempo real (Orica, 2025).

2.2.4.2. Sistemas de iniciação

Para que ocorra a detonação, é necessário ativar o explosivo, pelo que os detonadores são dispositivos essenciais nesse processo. A ativação dá-se, geralmente, pelo contacto direto entre o detonador e a carga explosiva, o que exige uma instalação correta, ou seja, os fios do detonador devem ser atados ao cartucho com um duplo laço, conforme ilustrado na Figura 21 e na Figura 22. Quando acionado, o detonador transmite uma onda de choque à carga, provocando, assim, a sua detonação.



Figura 21– O detonador deve ser colocado no cartucho com a parte explosiva orientada no sentido da detonação (adaptado de Gomes et al, 2007).



Figura 22– Exemplo de detonador devidamente colocado e atado ao cartucho.

Existem diferentes tipos de detonadores, cada um com características específicas, vantagens e desvantagens próprias. De seguida, apresenta-se uma breve caracterização dos principais detonadores utilizados na indústria extrativa.

2.2.4.2.1. Detonadores de mecha ou pirotécnicos

O detonador de mecha (Figura 23) é constituído por uma cápsula de alumínio que contém uma pequena carga explosiva, dividida em dois tipos: carga primária (carga de iniciação muito sensível ao choque) e carga secundária (carga explosiva no fundo). É iniciado por calor induzido por intermédio de um rastilho (ENAEX, 2024).

O detonador pirotécnico é um acessório de detonação instantânea que oferece elevada eficiência na iniciação de cargas explosivas com sensibilidade a este tipo de detonador, aliada a uma aplicação simples. Para a sua iniciação, é feita a ligação a uma mecha de segurança, introduzida pelo extremo aberto do detonador – uma operação que, por segurança, deve ser realizada apenas aquando do carregamento. A principal desvantagem deste tipo de detonador é a sua elevada sensibilidade a pancadas, faíscas e fogo (Moura Silva & Filhos, S.A., 2020).



Figura 23- Detonador de mecha
(fonte:
https://www.mourasilvaexplosivos.com/produtos.php?cat=2&sub_cat=6)

2.2.4.2.2. Detonadores elétricos

Os detonadores elétricos recorrem a uma corrente elétrica para ativar o sistema de iniciação de pega. Embora esta tenha sido a tecnologia mais utilizada no final do século XX, a sua importância tem vindo a esbater-se, fruto da introdução dos sistemas não elétricos e eletrónicos. Segundo ISEE Blaster's Handbook (1998), os detonadores elétricos não só permitem executar com segurança um rebentamento com um elevado número de furos, como apresentam um prazo de validade alargado, dada a quase inexistente alteração ou degradação dos detonadores.

No que toca à sua constituição, são compostos por três partes principais que se encontram protegidas por um invólucro de metal, como detalha a Figura 24.

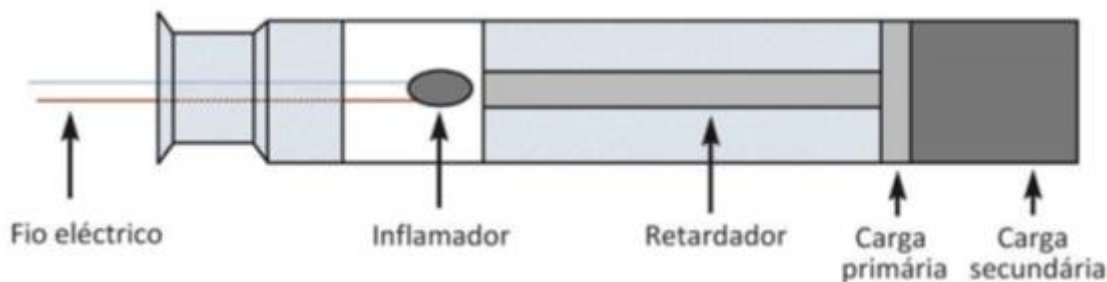


Figura 24- Constituição de um detonador elétrico (adaptado de Góis et al, 2011).

Segundo ISEE Blaster's Handbook (1998), é na parte superior que se encontra a parte elétrica. Esta é constituída por fios condutores de diferentes cores, que podem ser um meio de identificar o tipo de detonador em função da sua sensibilidade, e por uma resistência coberta com uma substância explosiva (normalmente permanganato de potássio ou antimónio em pó), responsável pela propagação da parte retardadora (Jimeno et al., 2003).

A parte retardadora apenas existe em detonadores temporizados - situa-se no centro do detonador e entra em combustão quando o filamento incandescente aquece. O tempo de queima da parte retardadora define o tempo do retardo do detonador (Caldeira, 2016).

A componente explosiva deste tipo de detonador encontra-se na zona inferior e é composta por duas cargas. Uma carga primária, constituída por um explosivo sensível (normalmente nitrato de chumbo ou fulminato de mercúrio) que, após receber o calor da combustão do retardador, explode e aciona uma carga secundária, constituída por um explosivo potente (TNT, tetril, ácido pícrico), tratando-se da última parte do detonador a explodir (Jimeno et al., 2003).

Os detonadores elétricos podem ser classificados em função de suas características, de acordo com o campo de aplicação, a sensibilidade à corrente elétrica e o tempo de detonação (Daniel, 2000).

Tendo em consideração o campo de aplicação, os detonadores elétricos podem ser classificados da seguinte forma:

- Cápsula de alumínio - mais usualmente utilizada;
- Cápsula de cobre - utilizada em ambientes inflamáveis;
- Sísmicos - com tempos de reação inferiores a 1 milissegundo;
- Herméticos - indicados para trabalhos com altas pressões de água.

A sensibilidade à corrente elétrica por parte de um detonador elétrico é um indicador do seu nível de segurança, sendo a sensibilidade inversamente proporcional ao grau de segurança. Para cada tipo de detonador, há diferentes intensidades de corrente elétrica recomendáveis para a sua detonação (Daniel, 2000).

Tendo em consideração a intensidade de corrente elétrica necessária para iniciar os detonadores, estes podem ser classificados da seguinte forma:

- Sensíveis - intensidade de corrente de segurança de 0,18 A;
- Insensíveis - intensidade de corrente de segurança de 0,45 A;

- Muito insensíveis - intensidade de corrente de segurança de 3 A;
- Altamente insensíveis - intensidade de corrente de segurança de 4 A.

Na execução de pegas com um número elevado de furos, é recomendável aplicar o faseamento das detonações, de modo a otimizar a fragmentação da rocha e minimizar as vibrações no solo. Esta divisão temporal é possibilitada pelo recurso a detonadores retardados, cujo funcionamento foi explicado anteriormente (Daniel, 2000).

Tendo em consideração o tempo entre a iniciação e a detonação, estes podem ser classificados da seguinte forma:

- Instantâneos - não possuem parte retardadora, logo a detonação dá-se instantaneamente com a combustão do filamento incandescente;
- Retardados - retardo de 500 milissegundos;
- Micro-retardados - retardo de 20 milissegundos.

2.2.4.2.3. Detonadores não elétricos

Uma das principais desvantagens dos detonadores elétricos é a incapacidade de operar em ambientes húmidos, além de serem suscetíveis a correntes elétricas parasitas e a eletrostática. Para enfrentar estas desvantagens, foi desenvolvido um novo tipo de detonador, denominado detonador não-elétrico, também conhecido como “nonel” (Real, 2019). Além das vantagens já enunciadas, a utilização do detonador não elétrico destaca-se como preferencial em circunstâncias nas quais os fios elétricos podem sofrer danos e/ ou quando é necessária aplicar grandes comprimentos de fio (Caldeira, 2016).

Segundo Jimeno et al. (2003), os sistemas não elétricos recorrem a um tubo de plástico para transferir o sinal para o detonador, sendo este também conhecido como tubo de transmissão. Dado que este tubo é de natureza não elétrica, o mesmo não pode ser iniciado por ondas de radiofrequência, correntes parasitas, eletricidade estática, choque ou impactos naturais aquando do carregamento das pegas. No interior do tubo, a parede é revestida por um pó reativo constituído por HMX (substância altamente explosiva) e alumínio.

O tubo possui 3 mm de diâmetro e pesa 5,5 g/m, dos quais 0,02 g/m correspondem ao revestimento explosivo. No instante em que o pó reativo é inflamado, origina-se uma onda de choque que se desloca no interior do tubo, com velocidade entre 1830 e 2130 m/s, na direção do detonador (ISEE Blaster's Handbook, 1998).

A constituição dos detonadores não elétricos está representada na Figura 25.

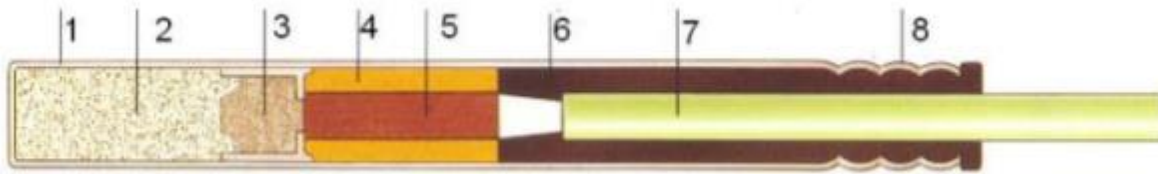


Figura 25- Constituição de um detonador não-elétrico - Cápsula de alumínio (1); Carga secundária (2); Carga primária (3); Tubo do retardador (4); Elemento de retardo (5); Recetáculo isolador (6); Tubo de propagação da onda de choque (7); Elemento fixador (8). (adaptado Sandvik Tamrock, 1999)

A iniciação destes detonadores pode ser realizada de duas formas: a primeira, através de um detonador elétrico; a segunda, com recurso ao "explosor" - um equipamento devidamente calibrado para realizar a iniciação de forma segura (Real, 2019).

O principal diferencial do detonador não-elétrico é a possibilidade de produzir um atraso duplo (o atraso do furo, juntamente com o atraso à superfície). Contrariamente ao atraso único do detonador elétrico, o atraso duplo do detonador não-elétrico oferece inúmeras combinações de temporizações, o que é especialmente vantajoso para o desmonte. Existem diferentes tipos de detonadores não elétricos, sendo os seguintes os mais comuns:

- MS (Milisecond) - sistema de iniciação convencional com intervalos de 25 ms, indicado para desmonte de pequenas bancadas. Contudo, quando as bancadas são grandes, é aconselhável o uso de dois detonadores no furo (Jimeno et al., 2003).
- LP (Long Period) - sistema de iniciação semelhante ao MS, mas com intervalos de tempo muito superiores, desenvolvido para uso em desmontes subterrâneos (Jimeno et al., 2003).

Cada detonador apresenta diferentes temporizações, sendo estas distinguidas por um código de cores, como exemplificam os detonadores MS, fornecidos pela empresa Dyno Nobel, apresentados na Figura 26 e Tabela 2.



Figura 26- Detonador não-elétrico MS (adaptado de Dyno Nobel,2025a).

Tabela 2- Retardos dos detonadores não elétricos comercializados e respectivas cores de identificação (adaptado de Dyno Nobel,2025a).

Tempo de atraso (ms)	Cor do atraso	Tempo de atraso (ms)	Cor do atraso
0	Laranja	150	Roxo
25	Vermelho	175	Cinza
50	Bronze	200	Azul Claro
75	Verde	225	Branco
100	Azul	250	Vermelho
125	Laranja	275	Branco

Os atrasos à superfície são obtidos através de ligações feitas na superfície com ligadores não elétricos com retardos que vão dos 9 ms até aos 200 ms, tal como é possível observar na Figura 27 e Tabela 3.

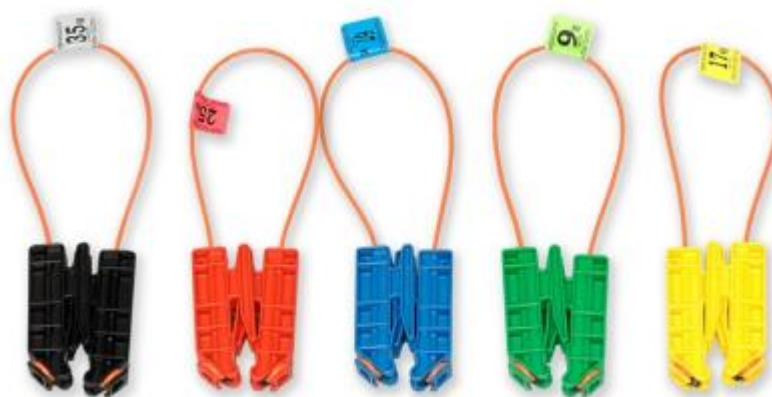


Figura 27- Ligadores não elétricos (adaptado de Dyno Nobel,2025a).

Tabela 3- Retardos dos ligadores não elétricos comercializados e respectivas cores de identificação (adaptado de Dyno Nobel,2025a).

Tempo de atraso (ms)	Cor do atraso	Tempo de atraso (ms)	Cor do atraso
9	Verde	65	Roxo
17	Amarelo	67	Azul
25	Vermelho	100	Rosa
35	Preto	109	Preto
42	Branco	200	Azul
50	Laranja		

Estes detonadores podem ser utilizados com qualquer tipo de explosivo, em qualquer tipo de desmonte, o que constitui uma característica particularmente relevante (Jimeno et al., 2003).

2.2.4.2.4. Detonadores eletrônicos

Os detonadores eletrônicos (Figura 28) são o resultado de décadas de desenvolvimento orientado para uma maior precisão no desmonte de maciços rochosos, com o objetivo de melhorar a qualidade da fragmentação, aumentar a segurança e assegurar um controlo mais eficaz das vibrações e projeções associadas (Caldeira, 2016).



Figura 28- Exemplo de detonador eletrônico.

Estes detonadores possuem tempos de retardo mais precisos, pelo que facilitam a criação de novas metodologias de rebentamento, que permitem uma maior adaptação à tipologia do maciço e suas características intrínsecas e, por conseguinte, facilitam o controlo da fragmentação da rocha e a redução, até valores mínimos, das vibrações geradas pelo desmonte. Devido à grande precisão

destes detonadores, a sua aplicação permite a realização de desmontes com um número de furos muito superior ao habitual. Tendo em consideração os possíveis ajustes, em termos de temporizações, a considerar no diagrama de fogo, podem ser ligados cerca de 500 detonadores a um único desmorte (Hustulid, 1999).

Estes detonadores, além de altamente precisos, são extremamente seguros, uma vez que são insensíveis a tempestades, eletricidade estática e correntes parasitas (Daniel, 2000). Ademais, são equipados com um mecanismo de proteção contra sobretensões, no qual pequenas voltagens são dissipadas por circuitos de segurança internos, enquanto tensões mais elevadas são controladas por meio da queima de um fusível, o que impede a detonação por sua própria desativação (Hustulid, 1999).

Estes equipamentos são colocados no furo, ainda sem estar ativados e sem temporização definida. A temporização é definida individualmente para cada detonador, com recurso a um aparelho denominado “scanner”. Uma vez programada a temporização em todos os detonadores instalados, utiliza-se um equipamento denominado “Test box” para testar a operacionalidade de todos os detonadores e verificar o estado do circuito elétrico, garantindo sua funcionalidade. Por motivos de segurança, este aparelho possui energia reduzida e não é capaz de ativar os detonadores, sendo, para isso, necessário utilizar outro equipamento denominado “Blast Box” (Caldeira, 2016).

Outro motivo que contribui para o Elevado grau de segurança dos detonadores eletrónicos é o facto de não poderem ser acionados por qualquer pessoa, já que requerem introdução de uma chave digital única no respetivo explosor, também designado por “Blast Box” - unidade central de controlo responsável pela gestão de todo o sistema de iniciação e pela ativação dos detonadores (Hustulid, 1999) (Bernardo, 2014).

Relativamente à estrutura interna deste tipo de detonadores, destaca-se a presença de uma componente eletrónica - elemento que os diferencia dos modelos anteriormente apresentados, como já referido e ilustrado na Figura 29.

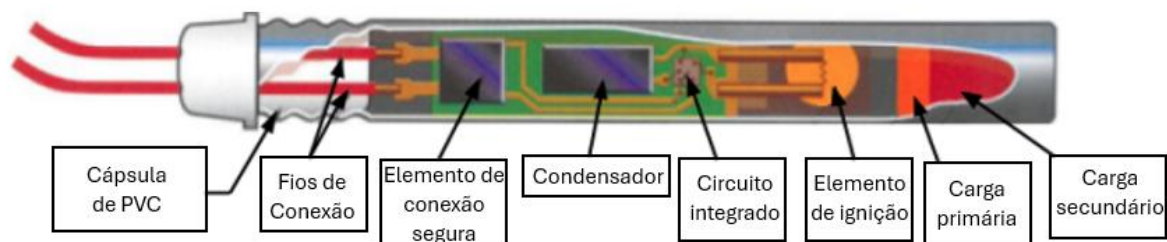


Figura 29- Estrutura interna de um detonador eletrônico (adaptado de ISEE Blasters'Handbook, 2011).

Embora possua um temporizador eletrônico, este tipo de detonador pode ser conectado da mesma forma que um detonador elétrico (Real, 2019). A análise da Figura 29, aliada à informação anteriormente apresentada sobre a necessidade de uma chave digital única para ativar o chip do detonador, permite compreender o elevado grau de segurança deste equipamento. Sem a presença do componente eletrônico, não é possível transferir energia ao elemento de ignição, o que impede a ativação das cargas explosivas do detonador.

Em comparação com os anteriormente apresentados, este tipo de detonador destaca-se sobretudo pelo elevado grau de segurança que oferece, aliado a uma alta precisão nos resultados obtidos. Este aumento da segurança do sistema como um todo é obtido porque, tal como já explicado anteriormente: os detonadores eletrônicos podem ter os seu tempos de ativação programados individualmente, com grande precisão do tempo de disparo face ao programado; a utilização e verificação do estado das ligações elétricas do circuito é facilitada; o sistema apenas pode ser ativado por uma “Blast Box” específica e esta necessita de uma chave digital única para funcionar, criando assim uma grande camada de proteção contra ativações acidentais ou realizadas por terceiros.

A principal desvantagem destes detonadores diz respeito ao seu preço unitário e aos custos associados à formação específica dos operadores, pois, embora sejam de fácil utilização, não dispensam a capacitação dos operadores, o que acarreta gastos adicionais. Em suma, o elevado custo dos detonadores eletrônicos, em comparação com alternativas mais antigas e menos precisas, constitui uma desvantagem significativa quando a sua precisão não é devidamente aproveitada para reduzir consumos específicos, como os associados à furação e à carga explosiva.

Segundo Caldeira J. (2016), é expectado que a utilização de detonadores eletrônicos resulte numa melhoria tanto nas vibrações geradas pelo desmonte, como na granulometria resultante que, por sua vez, representará também uma melhoria a nível financeiro, com a diminuição dos custos inerentes ao desmonte secundário e de carga e transporte desse material.

2.2.4.3. Influência da temporização no desmonte

A temporização possui um grande impacto na qualidade do desmonte, seja na movimentação da massa rochosa como nas vibrações geradas. Mas antes de aprofundar a influência da temporização no desmonte é importante apresentar como é realizada a temporização quando se utilizam detonadores não elétricos ou detonadores eletrônicos.

Quando se utilizam detonadores não elétricos, estes possuem a sua temporização realizada à superfície, isto é, na carga de fundo de cada um dos furos utiliza-se um detonador de 500 ms e a temporização é realizada à superfície, tal como na Figura 30.

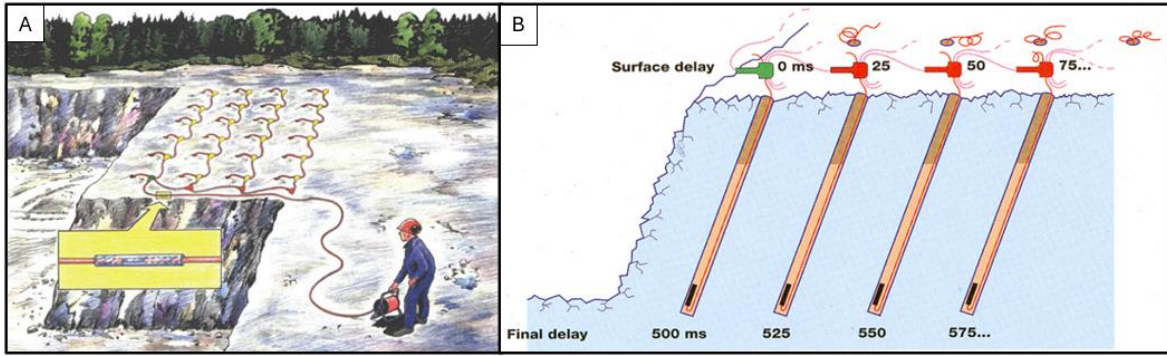


Figura 30- Temporização com detonadores não elétricos A) (adaptado de Orica, 2007a); B) (adaptado de Orica, 2007b).

No caso de se utilizar detonadores eletrónicos, a ligação é feita por meio de um circuito elétrico, podendo-se fazer ligações em série, em paralelo ou mistas, tal como acontece com os detonadores elétricos. A grande diferença nos detonadores eletrónicos é que, normalmente, os detonadores são instalados no furo por ativar e sem temporização definida, sendo esta posteriormente definida através de programação com um ordenador (Figura 31(Gomes et al., 2007).

Por se estarem a ativar circuitos eletrónicos, é essencial uma qualidade superior tanto no contacto quanto no isolamento entre os diferentes condutores (Gomes et al., 2007).



Figura 31- Ordenador de detonadores eletrónicos.

O modelo do ordenador e do explosor utilizados no desmonte acompanhado neste estudo é equipado com um mecanismo de confirmação e de segurança, que permite realizar um teste e verificar se todos os detonadores se encontram ligados corretamente, se existem sobreposições de disparos ou qualquer outro problema antes de se poder iniciar a detonação.

2.2.4.3.1. Movimento da massa rochosa

O último estágio do processo do rebentamento consiste no movimento da massa rochosa. Nesta fase, embora a maior parte da fragmentação já tenha ocorrido - devido às tensões de compressão

e tração, à pressurização dos gases (flexão da rocha), ou à combinação destes mecanismos -, pode ainda verificar-se alguma fragmentação residual, resultante da colisão entre partículas em voo e do choque do material com o solo. Tendencialmente, quanto maior a altura da bancada, maior será o impacto do material no solo e, conseqüentemente, mais significativa será a fragmentação resultante (Gomes et al., 2007).

Em desmontes em bancada com múltiplas fiadas, é essencial que a temporização seja corretamente aplicada não só entre fiadas, mas também entre os furos de cada fiada, de modo a controlar as projeções, reduzir as vibrações transmitidas ao solo e otimizar a fragmentação. (Gomes, L. et al, 2007)

Uma pega deve ser planeada de forma que a primeira fiada se desloque aproximadamente um terço da largura da bancada antes da detonação da fiada seguinte - o que corresponde, por norma, a um intervalo de tempo entre fiadas de 10 a 30 ms/ metros de frente. Para otimizar os resultados do desmonte, é recomendável que os furos da mesma fiada tenham um intervalo entre si de 5 a 10 ms por metro de espaçamento (Gomes et al., 2007).

Na Figura 32 é possível observar a representação esquemática de uma correta sequência de rebentamento da rocha num desmonte em bancada.

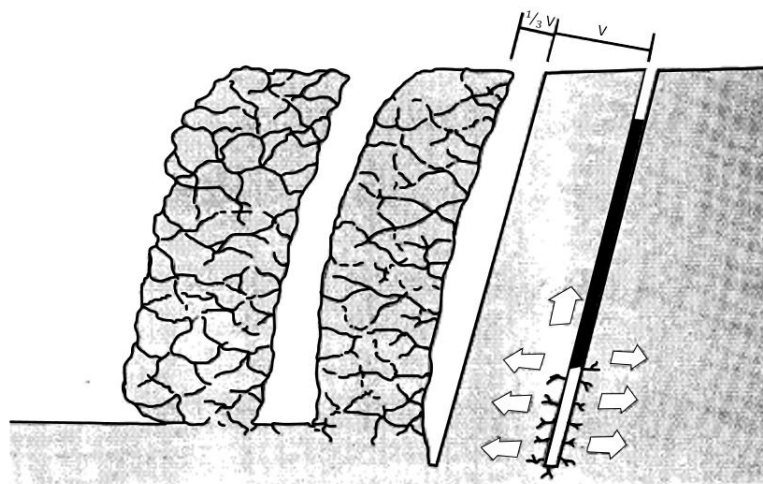


Figura 32- Sequência do rebentamento de rocha no desmonte em bancada (adaptado de Gomes et al, 2007).

Com recurso a programas de análise e fotografias de alta velocidade foi possível desenvolver a Equação 5 e a Equação 6, cuja aplicação permite determinar a velocidade inicial da rocha e o intervalo de tempo entre fiadas, respetivamente, e garantir um deslocamento de cerca de $\frac{1}{3}$ da largura da bancada pela primeira fiada antes de se iniciar a detonação da fiada seguinte.

Equação 5- Cálculo da velocidade inicial da rocha (adaptado de Gomes et al, 2007).

$$v_0 = \frac{K}{V^{1,17}} \times l^{1,17}$$

Onde:

- v_0 – Velocidade inicial da rocha (m/s)
- K – [15;33] (constante, dependente da resistência da rocha. 15 para rocha branda e 33 para rocha dura)
- V – Distância à frente (m)
- l – Concentração da carga no furo (Kg/m)

Equação 6- Cálculo do intervalo de tempo entre fiadas (adaptado de Gomes et al, 2007).

$$\Delta t_{fiadas} = \frac{1000}{v_0} \times \frac{1}{3} \times V$$

Onde:

- Δt_{fiadas} – Intervalo de tempo entre fiadas (ms)
- V – Distância à frente (m)
- v_0 – Velocidade inicial da rocha (m/s)

De acordo com as recomendações de temporização para desmonte em bancada apresentadas anteriormente, é possível aplicar diferentes diagramas de temporização, cada um com resultados distintos. Consoante o objetivo pretendido, podem ser adotados inúmeros esquemas de temporização, alguns dos quais encontram-se representados na Figura 33.

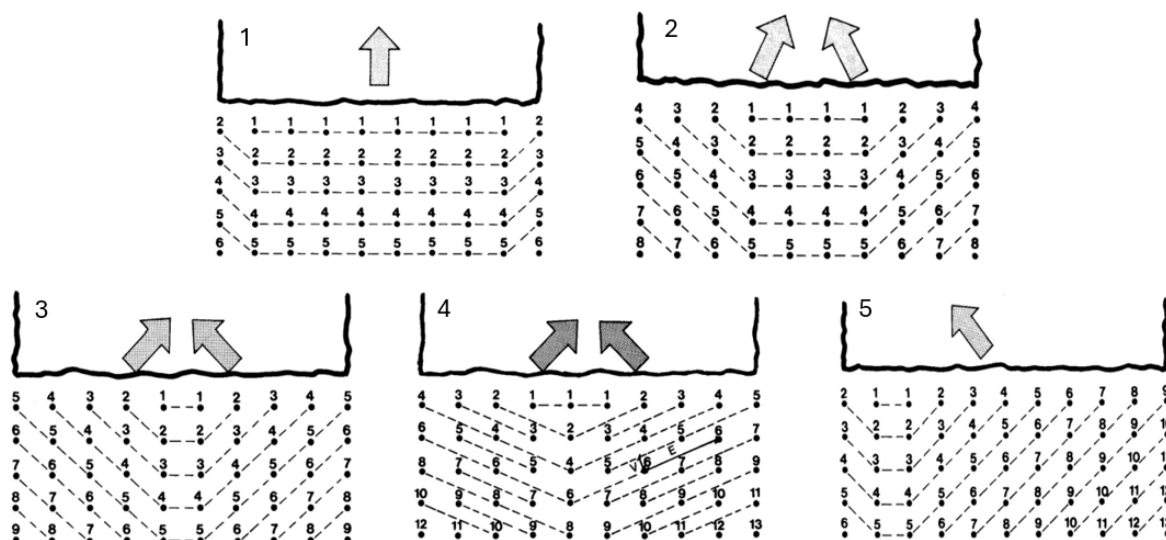


Figura 33- Exemplos de diagramas de temporização (adaptado de Gomes et al, 2007).

O exemplo 1 (Figura 33) representa o diagrama de temporização mais simplista, conhecido como rebentamento por fiadas, onde os furos do contorno são disparados com um tempo superior aos restantes furos da fiada. Este apresenta a vantagem de proporcionar um bom efeito de corte na base, facilitando a carga do escombro. No entanto, provoca uma menor fragmentação do maciço, resultando em blocos de maiores dimensões.

O exemplo 2 (Figura 33) representa um diagrama de temporização mista (por fiada e em diagonal), no qual é assegurado um melhor controlo. Este também proporciona uma melhor concentração da pilha de escombro, facilitando a posterior remoção. Embora a linha de desmonte continue paralela, verifica-se uma modificação na relação E/V, o que contribui para a melhoria da fragmentação. A fragmentação também pode ser favorecida pelo efeito de choque em duas direções convergentes, despoletado por este diagrama.

Os exemplos 3 e 4 (Figura 33) representam um diagrama de temporização em V que, para além dos efeitos já conhecidos, permite ainda contrariar o efeito da fragmentação, devendo, neste caso, o ângulo ser escolhido de acordo com a formação rochosa. O exemplo 4 apresenta um aumento na relação E/V, em comparação com o 3, geralmente levando a uma melhor fragmentação do maciço.

Finalmente, o exemplo 5 (Figura 33) representa um diagrama de temporização em ângulo, onde este ângulo relativamente à frente livre de desmonte além de movimentar a rocha desmontada numa determinada direção, também pode contrariar o efeito da fragmentação do maciço.

2.2.4.3.2. Vibrações

Como já foi sendo reforçado, a atividade mineira é indispensável á sociedade, independentemente da época e região. No entanto, a realização deste tipo de operações implica inevitavelmente a

geração de impactes ambientais, cuja expressão tende a intensificar-se nas zonas próximas de centros urbanos, o que exige a sua mitigação ou, quando viável, a sua eliminação.

De acordo com Bernardo (2004), durante a detonação são gerados diversos impactes ambientais, que se apresentam de seguida por ordem decrescente de risco - entendido como o produto entre a magnitude do impacto e a probabilidade da sua ocorrência:

- Instabilidade ao maciço remanescente;
- Projeção de fragmentos;
- Produção de poeiras;
- Onda aérea;
- Vibrações.

Entre estes impactes, as vibrações assumem particular relevância. Apesar de apresentarem um potencial relativamente baixo para provocar danos graves, as vibrações são praticamente inevitáveis quando ocorrem detonações, em resultado da energia transferida aos maciços rochosos. Quando não é aplicado um plano de fogo adequado, estas vibrações propagam-se pelo terreno e podem conduzir a consequências graves, causando incómodo à população e danos em estruturas nas proximidades. (Bernardo, 2004; Lima, 2014)

Sempre que é detonado um explosivo, são transferidas vibrações para todas as direções do maciço em que o explosivo se encontrava inserido. São vários os fatores que influenciam a quantidade de vibrações transferidas:

- **Diâmetro da perfuração** – utilizando a mesma técnica e num mesmo maciço, quanto maior for o diâmetro do furo, maiores serão as vibrações geradas pelo rebentamento (Gomes et al., 2007);
- **Altura da bancada** – a altura da bancada é um fator que influencia significativamente a quantidade de carga explosiva utilizada. O aumento das dimensões da carga, particularmente o diâmetro e o comprimento, leva a um crescimento do volume desmontado e, conseqüentemente, do peso da carga de explosivo aplicada (Q), a mesma que, sendo proporcional à velocidade vibratória no maciço, aumenta a amplitude da energia sísmica que é transmitida e propagada pelo solo (Bernardo, 2004);

- **Afastamento** – o afastamento trata-se de um dos parâmetros que apresenta uma maior influência quando se fala da concepção de vibrações, uma vez que é através deste que se consegue maximizar o aproveitamento da energia libertada pela carga explosiva para a fragmentação da rocha e, conseqüentemente, reduzir a quantidade de energia que é propagada sob a forma de vibrações (energia sísmica), tal como apresentado na Figura 34 (Bernardo, 2004);

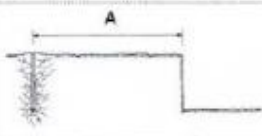
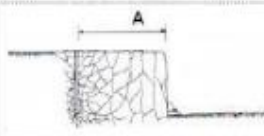
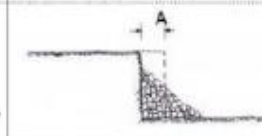
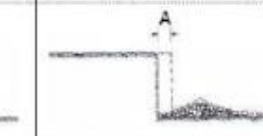
$A \gg 60\varnothing_f$	$A \approx 60\varnothing_f$	$25\varnothing_f < A < 40\varnothing_f$	$A < 20\varnothing_f$
			
Intensidade de vibração <u>muito significativa</u> . Sem desmonte, e com fragmentação localizada nas imediações do furo	Intensidade de vibração <u>significativa</u> . Sem desmonte, mas com intensa fragmentação entre o furo e a face livre	Intensidade de vibração <u>pouco significativa</u> . Com desmonte, da rocha entre o furo e a face livre, equilibrado e bem deslocado	Intensidade de vibração <u>insignificante</u> . Desmonte, da rocha entre o furo e a face livre, sobre-fragmentado e deslocado
Sobredimensionado		Correcto	Subdimensionado

Figura 34– Influência do afastamento na formação de vibrações (adaptado de Bernardo, 2004).

- **Inclinação da perfuração** – com uma perfuração inclinada ocorre um melhor aproveitamento da energia para a fragmentação da rocha na zona da soleira que, por sua vez, reduz a quantidade de vibrações transmitidas para o maciço, tal como é possível observar na Figura 20 (Gomes et al, 2007);
- **Qualidade da perfuração** – uma perfuração de menor qualidade e com desvios pode levar a uma maior quantidade de vibrações transmitidas para o terreno;
- **Tamponamento** – se for aplicado um tamponamento excessivo, além de surgirem problemas na fragmentação, aumentará o confinamento das cargas, o que pode levar á formação de maiores níveis de vibração;
- **Dimensão do desmonte** – trata-se de um parâmetro que normalmente se encontra limitado, por um lado, pela demanda de produção e, por outro, pelas cargas máximas operantes previamente definidas nos estudos vibratórios com base nas leis de propagação, na proximidade das estruturas a proteger e em parâmetros característicos dos fenómenos perturbadores (Jimeno, 2004).

Como mencionado anteriormente, após a detonação de uma carga explosiva, a energia subitamente libertada sofre uma propagação radial, sob a forma de ondas volumétricas e superficiais, que atinge pessoas e estruturas nas proximidades. A amplitude das ondas, segundo Dinis da Gama (2003), varia consoante os seguintes fatores:

- Quantidade de energia libertada no fenómeno;
- Distância entre origem e ponto de registo;
- Propriedades transmissoras e dissipadores dos terrenos envolvidos;
- Resistência dinâmica das estruturas e dos componentes mais frágeis.

A ocorrência de rutura da rocha, por via de ação dinâmica, requer velocidades vibratórias entre 700 e 1000 mm/s (Lima, 2014). Pode, assim, deduzir-se que os impactos das vibrações associadas à exploração de maciços rochosos são fundamentalmente inerentes ao desmonte por meio de explosivos. Por comparação, as vibrações geradas pelos equipamentos são menos relevantes. (Bernardo, 2004)

As vibrações geradas durante a exploração de maciços rochosos e os problemas a elas associados tornam-se mais significativos à medida que diminui a distância entre a fonte da vibração e as áreas urbanas. Segundo Bernardo (2004), os efeitos destas vibrações podem ser classificados em três grupos, organizados por ordem crescente de severidade e irreversibilidade dos danos que provocam:

- Impacto no funcionamento normal de equipamentos e/ou instrumentos de elevada sensibilidade (são exemplo aparelhos hospitalares ou de laboratórios técnicos e científicos);
- Incómodo gerado na população (ao sentir as vibrações é criado um sentimento de receio que pode levar a queixas relativamente às mesmas);
- Danos estruturais (particularmente em monumentos e edifícios altos ou antigos) e nos maciços remanescentes das ações de desmonte.

De modo a reduzir as vibrações geradas e os seus impactos nas estruturas envolventes, foram realizadas múltiplas tentativas de modelar as respostas das estruturas às vibrações. No entanto, estas têm-se mostrado ineficazes, sobretudo devido à elevada variabilidade e complexidade dos parâmetros intrínsecos à propagação das vibrações. Por este motivo, os critérios de dano estrutural são, por norma, quantificados com base em dados experimentais (Bernardo, 2004).

Atualmente, vários autores como Hustrulid (1999) reconhecem que a equação mais utilizada para definir a lei da atenuação das vibrações nos terrenos, oriundas por detonação de cargas explosivas, é a Equação 7, apresentada por Johnson em 1971:

Equação 7- Fórmula de Johnson (adaptado de Bernardo, 2004).

$$V = aQ^bD^c$$

Onde:

- V – velocidade vibratória de pico da partícula (mm/s);
- D – distância entre pontos de solicitação e monitorização (m);
- Q – peso da carga explosiva detonada em cada instante (kg);
- a, b, c – características do local e dos desmontes.

Conhecendo a distância à estrutura que se pretende proteger, bem como o valor máximo de velocidade vibratória estabelecido pela norma vigente, a fórmula de Johnson permite estimar as vibrações sentidas numa determinada estrutura a essa distância.

Com recurso aos parâmetros estabelecidos pela Norma NP-2074:2015 (Tabela 4), sabe-se qual o limite máximo de vibrações para que as estruturas não sejam danificadas. Com este limite, é possível também calcular o limite de carga instantânea máxima, isto é, a carga máxima a ser detonada por instante, para garantir a segurança das estruturas afetadas pelas vibrações geradas.

Tabela 4- Parâmetros da Norma NP-2074:2015.

Tipo de Estrutura	$f \leq 10\text{Hz}$	$10\text{Hz} < f \leq 40\text{Hz}$	$f > 40\text{Hz}$
Sensíveis	1,5	3,0	6,0
Correntes	3,0	6,0	12,0
Reforçadas	6,0	12,0	40,0

Num desmorte com recurso a explosivos, a energia libertada pelos explosivos, que não é aproveitada para a fragmentação da rocha, acaba por ser transmitida ao maciço rochoso. Assim sendo, pode afirmar-se que a direção oposta ao deslocamento do material rochoso durante o desmorte corresponde à direção que mais será afetada pelas vibrações.

No tópico relativo ao movimento de massa rochosa, foi demonstrado que diferentes diagramas de temporização (Figura 33) podem induzir direções distintas na movimentação do material fragmentado. Reconhecendo que a direção mais afetada pelas vibrações tende a ser oposta à da movimentação do material fragmentado, e considerando que esta pode ser modificada através do diagrama de temporização, conclui-se que é possível controlar a propagação das vibrações e, assim, proteger estruturas sensíveis nas proximidades do desmorte.

Capítulo III

Caso de Estudo

[página propositadamente em branco]

3. Caso de estudo

Este capítulo pretende apresentar os diferentes desmontes acompanhados e analisados ao longo deste estudo, bem como avaliar os respetivos resultados, tanto na granulometria como nas vibrações, em cada desmonte.

Atendendo ao objetivo deste trabalho, a análise da influência da utilização de detonadores eletrónicos no desmonte de rocha, comparativamente com os detonadores não elétricos, foram estudados cinco dos desmontes realizados na Pedreira do Facho durante o período de estágio.

Para um melhor entendimento de possíveis variáveis influenciadoras nos resultados, antes de desenvolver o caso de estudo e expor os resultados obtidos nos desmontes estudados, é necessário explicar um pouco o funcionamento do carregamento “a granel”, pois todos os desmontes estudados foram carregados dessa forma.

Este carregamento é realizado com recurso a um camião cisterna especializado (Figura 35), que transporta, separadamente, emulsão, nitrato de amónio e uma solução química de ativação. No local do desmonte, estes três componentes formam uma mistura (normalmente com 89,10% de emulsão, 10% de nitrato de amónio e 0,9% de solução química de ativação) que é posteriormente injetada, com uma mangueira (Figura 36), em cada furo da malha de fogo. De referir que esta mistura pode sofrer ajustes na percentagem da solução química de ativação consoante a temperatura da emulsão.



Figura 35- Camião cisterna especializado para o carregamento e aplicação da mistura explosiva.



Figura 36- Injeção de mistura explosiva com mangueira específica para o efeito.

A principal particularidade do carregamento “a granel”, em comparação com o carregamento encartuchado, é o facto de a mistura apenas se tornar ativada no local. Após a junção dos componentes transportados no camião, ocorre uma reação química entre eles que torna a mistura explosiva. Este estado é confirmado e controlado através da evolução da densidade e da expansão da mistura. O controlo da mistura é realizado através da pesagem, em intervalos de 15 minutos, de um volume predefinido, neste caso o volume dos copos presentes na Figura 37.



Figura 37- Copos com mistura explosiva e balança de medição.

Após a sua pesagem e determinação da sua massa volúmica, recorre-se à tabela de massas volúmicas (Tabela 5) para verificar se a mistura já se encontra explosiva ou não.

Tabela 5- Massas Volúmicas MEMU – Gemugranel (Céu aberto).

		Tabela de Massas Volúmicas MEMU - Gemugranel Céu aberto		Código: TMV 10 Data: 2024/11/15 Edição: 3 Aprovação: Alexandra Silva
Massas Compreendidas	Massa Volúmica	Massas Compreendidas	Massa Volúmica	
1285.4 a 1296.5	0.71	1723.7 a 1734.9	1.10	
1296.6 a 1307.7	0.72	1735.0 a 1742.5	1.11	
1307.8 a 1319.0	0.73	1742.6 a 1757.3	1.12	
1319.1 a 1330.2	0.74	1757.4 a 1768.6	1.13	
1330.3 a 1341.5	0.75	1768.7 a 1779.8	1.14	
1341.6 a 1352.7	0.76	1779.9 a 1791.1	1.15	
1352.8 a 1363.9	0.77	1791.2 a 1802.3	1.16	
1364.0 a 1375.2	0.78	1802.4 a 1813.5	1.17	
1375.3 a 1386.4	0.79	1813.6 a 1824.8	1.18	
1386.5 a 1397.6	0.80	1824.9 a 1836.0	1.19	
1397.7 a 1408.9	0.81	1836.1 a 1847.3	1.20	
1409.0 a 1420.1	0.82	1847.4 a 1858.5	1.21	
1420.2 a 1431.4	0.83	1858.6 a 1869.7	1.22	
1431.5 a 1442.6	0.84	1869.8 a 1881.0	1.23	
1442.7 a 1453.9	0.85	1881.1 a 1892.2	1.24	
1454.0 a 1465.1	0.86	1892.3 a 1903.5	1.25	
1465.2 a 1476.3	0.87	1903.6 a 1914.7	1.26	
1476.4 a 1487.6	0.88	1914.8 a 1925.9	1.27	
1487.7 a 1498.8	0.89	1926.0 a 1937.2	1.28	
1498.9 a 1510.1	0.90	1937.3 a 1948.4	1.29	
1510.2 a 1521.3	0.91	1948.5 a 1959.7	1.30	
1521.4 a 1532.5	0.92	1959.8 a 1980.9	1.31	
1532.6 a 1543.8	0.93	1981.0 a 1982.1	1.32	
1543.9 a 1555.0	0.94	1982.2 a 1993.4	1.33	
1555.1 a 1566.3	0.95	1993.5 a 2004.6	1.34	
1566.4 a 1577.5	0.96	2004.7 a 2015.9	1.35	
1577.6 a 1588.7	0.97	2016.0 a 2027.1	1.36	
1588.8 a 1600.0	0.98	2027.2 a 2038.3	1.37	
1600.1 a 1611.3	0.99	2038.4 a 2049.5	1.38	
1611.4 a 1622.6	1.00	2049.6 a 2060.8	1.39	
1622.7 a 1633.8	1.01	2060.9 a 2072.1	1.40	
1633.9 a 1644.9	1.02	2072.2 a 2083.3	1.41	
1645.0 a 1656.2	1.03	2083.4 a 2094.5	1.42	
1656.3 a 1667.4	1.04	2094.6 a 2105.8	1.43	
1667.5 a 1678.7	1.05	2105.9 a 2117.0	1.44	
1678.8 a 1689.9	1.06	2117.1 a 2128.3	1.45	
1689.0 a 1701.1	1.07	2128.4 a 2139.5	1.46	
1701.2 a 1712.4	1.08	2139.6 a 2150.7	1.47	
1712.5 a 1723.6	1.09	2150.8 a 2162.0	1.48	

Zona A: Emulsão gaseificada

Zona B: Emulsão base oxidante

- Tempo de gaseificação de 15-30 min para T ≥ 13 °C.

- Tempo de gaseificação de = 45 min para 0 °C ≤ T < 13 °C

Análise: ■ Muito Bom ■ Médio ■ Muito Mau (Não continuar)

Copo 495 g

Pag. 1 / 1 Mod. 04.70/3

3.1. Cartografia e zonamento geotécnico da pedra do Facho (Penafiel)

3.1.1. Enquadramento regional e local da pedra do Facho

3.1.1.1. Enquadramento geográfico

A Pedreira do Facho, explorada pela empresa Reistradas - Revitalização de Estradas do Norte, Lda., desenvolve a sua atividade no âmbito da indústria extrativa e transformadora de rocha, em

particular na produção de agregados com finalidade a obras públicas e à construção civil (Guedes, 2024).

A pedreira encontra-se no lugar do Borbulhão, a nascente da povoação de Marecos, mais precisamente no sul da freguesia de Penafiel, freguesia essa que se trata da agregação das antigas freguesias Marecos, Milhundos, Novelas, Penafiel, Santa Marta, Santiago de Subarrifana. Pertence ao Concelho de Penafiel e ao Distrito do Porto. (Mendes Peixoto SA, 2004; Portal das Freguesias, 2025). A pedreira faz fronteira a Sul com a freguesia de Rans, e a Oeste, com a freguesia de Duas Igrejas.

A freguesia de Penafiel apresenta uma área aproximada de 22,5 Km² e conta com 15.552 habitantes, o que corresponde a uma densidade populacional de 691,2 hab/Km² (Câmara Municipal de Penafiel, 2025).

Já o concelho a que pertence, também Penafiel, engloba um total de 28 freguesias, ocupando uma área de 212,2 Km² do interflúvio formado pelo Douro, Tâmega e Sousa, e possuindo mais de 72.000 habitantes, o que equivale a uma densidade populacional de 338,4 hab./Km². (Soeiro, 2025)

Figura 38, encontra-se uma representação gráfica dos enquadramentos do concelho de Penafiel, da freguesia de Penafiel e da pedreira do Facho.

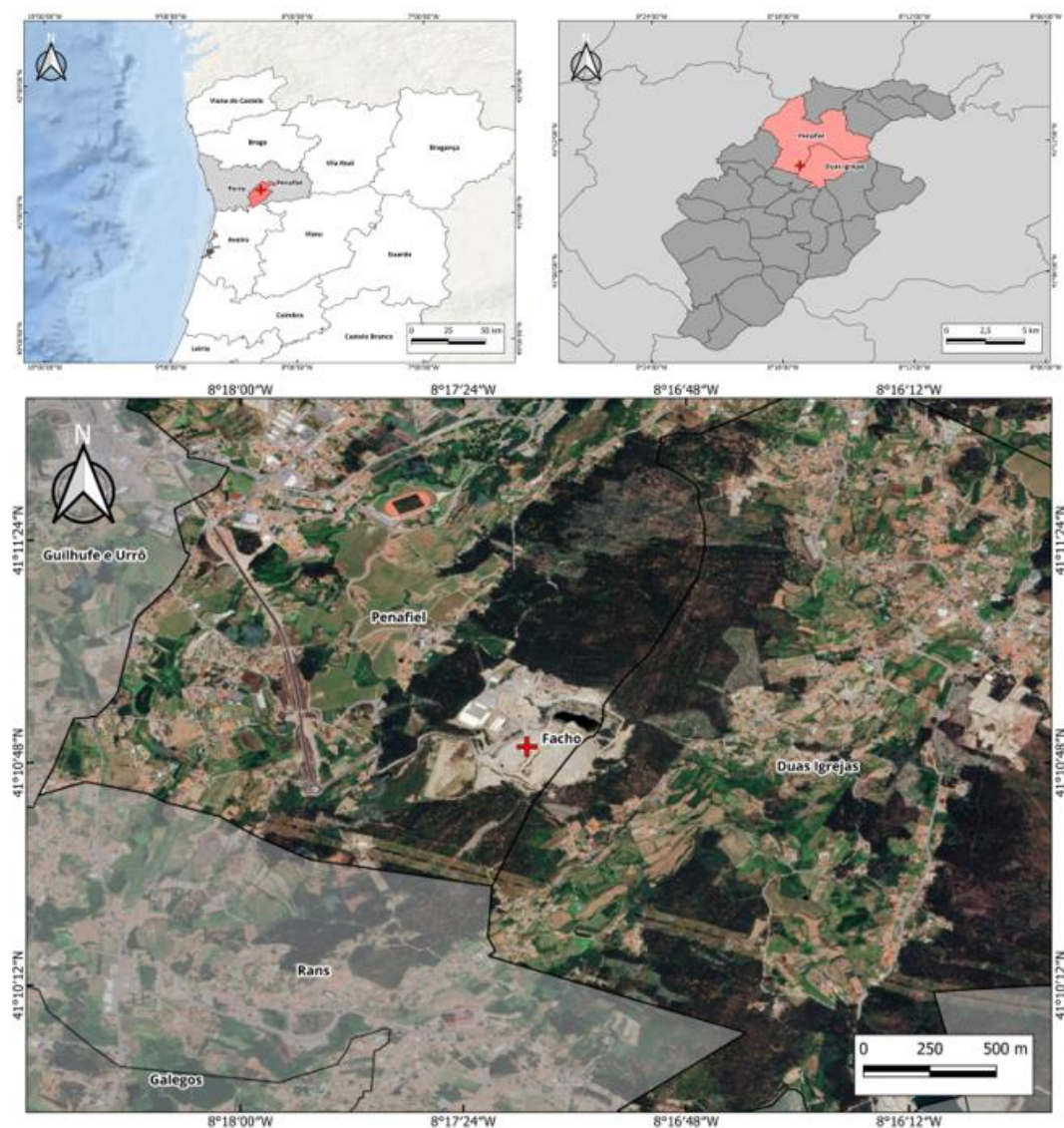


Figura 38- Enquadramento geográfico da Pedreira do Facho.

3.1.1.2. Enquadramento geológico e sísmico-tectónico

Com recurso à folha 09-D da Carta Geológica de Portugal e à notícia explicativa relativa a esta mesma folha (Medeiros et al., 1980; Medeiros et al., 1981), ambas disponíveis no geoPortal do LNEG à data de consulta (13/05/2025), foi possível determinar o enquadramento geológico da pedreira.

A pedra do Facho, tal como apresentado na Figura 39, encontra-se num maciço constituído exclusivamente por uma fácies granítica ($\gamma\pi m$), mais concretamente um granito monzonítico porfiróide, de grão médio, de duas micas, essencialmente biotítico. O maciço insere-se na faixa granítica que se estende desde a Galiza e Minho até às Beiras e Alentejo. Com uma orientação NW-SE, é esperado que na sua matriz se distingam essencialmente quartzo, plagioclase, microclina, biotite e moscovite. (Medeiros et al., 1980; Medeiros et al., 1981)

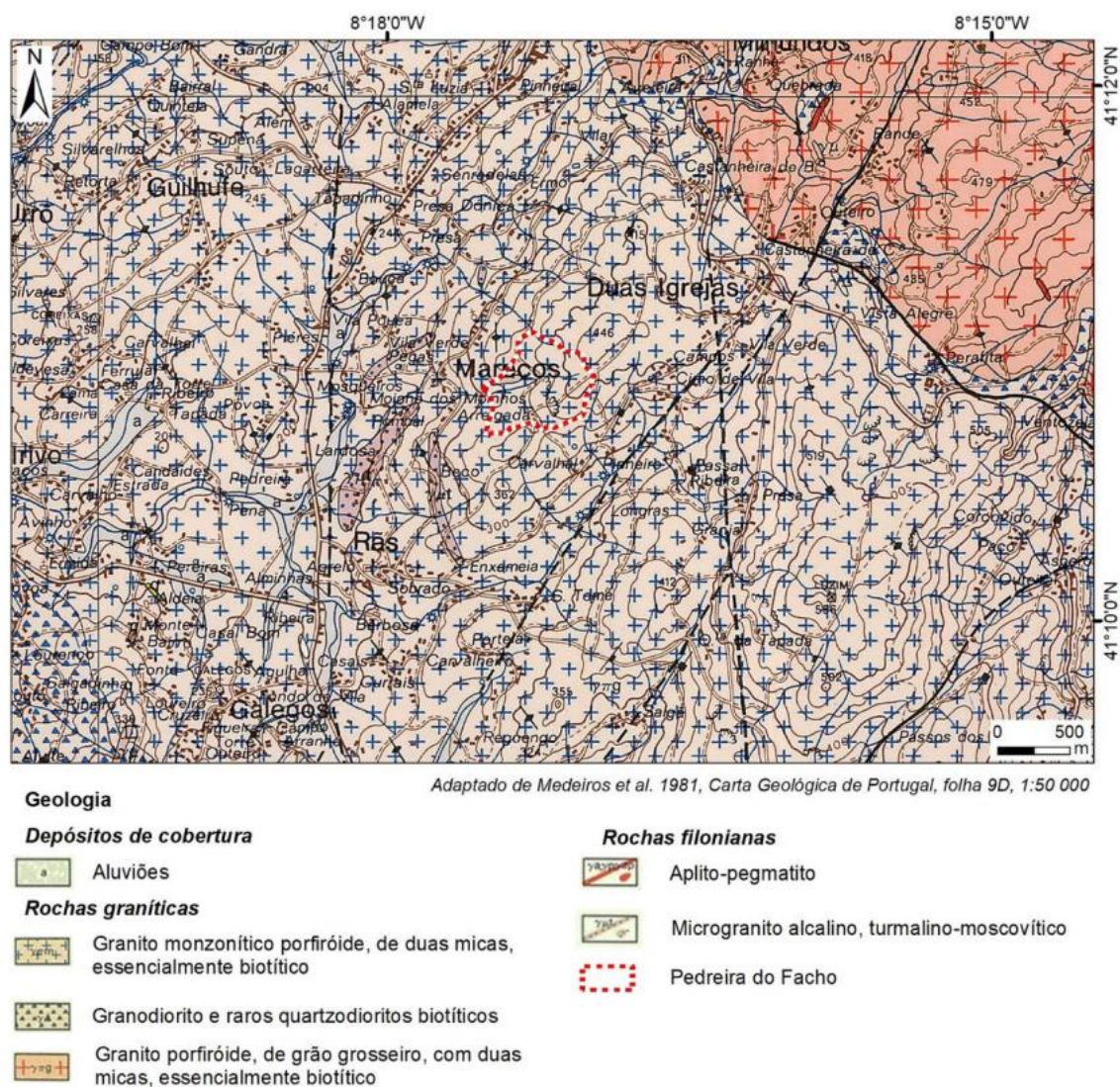


Figura 39- Enquadramento geológico da Pedreira do Facho (adaptado de Medeiros et al., 1981).

Segundo o Plano de Pedreira, o local da Pedreira do Facho encontra-se, nas cartas de previsão sísmica do RSAEEP, numa zona com grande estabilidade tectónica e de risco sísmico reduzido a baixo (Mendes Peixoto SA, 2004).

3.1.1.3. Enquadramento geomorfológico e hidrológico

No aspeto geomorfológico, o substrato rochoso predominantemente granítico condiciona as formas do relevo na região. As litologias graníticas, por serem mais resistentes à erosão, formam

as estruturas mais elevadas. As elevações graníticas e os vales tectónicos com cursos de água constituem as principais unidades da geomorfologia regional. (Mendes Peixoto SA, 2004)

A área da Pedreira do Facho apresenta um relevo algo acidentado, com as cotas mais elevadas (449 metros) a NE, formando um cabeço granítico. As zonas de talvegue próximas registam cotas entre 400 metros nas cabeceiras e perto de 200 metros nas zonas mais baixas. A exploração da pedreira provoca alterações morfológicas contínuas durante a fase de exploração. (Mendes Peixoto SA, 2004)

No aspeto hidrológico, identificam-se águas superficiais e águas subterrâneas. As linhas superficiais de água existentes na pedreira são de carácter torrencial, isto é, a acumulação de água só acontece em períodos de chuva intensa. Relativamente às águas subterrâneas, verifica-se a existência de uma linha sub-superficial nas rochas alternadas dos granitos e outra, mais profunda, nas fraturas das rochas sãs. Segundo o estudo de impactes ambientais realizado no plano de pedreira do Facho, a atividade da pedreira não deverá interferir na hidrogeologia local, visto que as nascentes de circulação profunda não serão afetadas, e a circulação sub-superficial não será impactada pela extração em cotas elevadas. (Mendes Peixoto SA, 2004)

3.1.1.4. Enquadramento hidroclimatológico

Segundo a classificação climática proposta por Köppen-Geiger, a região da pedreira do Facho classifica-se como Csb, sendo isto representativo de um clima mediterrâneo de verão fresco. A análise dos dados climáticos disponibilizados pela “climate-data” (consultado a 25/05/2025) permite afirmar que a região onde se localiza a pedreira do Facho apresenta uma temperatura anual média de 13,9 °C e uma precipitação anual média de 1428 mm. Em 2024, o mês de janeiro registou as temperaturas mais baixas, e as temperaturas mais elevadas do ano foram registadas durante o mês de agosto. Quanto à precipitação, o mês de julho foi o mais seco, e novembro o mês mais chuvoso.

3.1.1.5. Enquadramento legal da exploração e constrangimentos ambientais

A exploração da Pedreira do Facho está sujeita ao procedimento de Avaliação de Impacte Ambiental (AIA) devido à sua dimensão superior a 5 hectares e ao tipo de atividade, conforme o Decreto-Lei nº 69/2000 de 3 de maio. A autoridade de AIA competente é a Comissão de Coordenação e Desenvolvimento Regional – Norte (CCDR-N). O Plano Diretor Municipal (PDM) de Penafiel consagra a área como zona destinada à indústria extrativa e com o licenciamento de pedreiras sob certas condições (fora de REN e com acessos adequados) (Mendes Peixoto SA, 2004).

Em conformidade com o DL nº 69/2000 e a Portaria nº 330/2001 foi levado a cabo um Estudo de Impacte Ambiental (EIA) na pedreira, entre os anos 2004 e 2005. É esperado que EIA identifique e

avaliar distintos constrangimentos e impactos ambientais, que variam ao longo das diferentes fases do projeto (instalação, exploração e recuperação).

O estudo realizado identificou que os impactos considerados mais relevantes ocorrem durante a fase de exploração, estes incidindo sobre diversos descritores ambientais: Geologia e Geomorfologia; Paisagem; Qualidade do ar; Ruído; Vibrações; Solos; Resíduos. Embora muitos deles apresentem um carácter temporário, de baixa magnitude e reversível, não se deve menosprezar a sua importância e atuar para os combater. A minimização destes impactos passa pela aplicação de medidas como: usar barreiras contra erosão, humedecer áreas e caminhos para controlar poeiras, utilizar água das bacias de decantação para rega/aspersão, manter faixa de defesa arbórea, aplicar técnicas no desmonte para minimizar vibrações, modelar e suavizar taludes, plantar vegetação, e, se necessário, impermeabilizar o terreno do aterro.

De um modo geral, os impactos negativos identificados não constituirão um obstáculo à exploração da Pedreira do Facho, pressupondo-se a aplicação das medidas de minimização recomendadas (Mendes Peixoto SA, 2004).

3.1.2. Cartografia de modelação de zonamento geotécnico da pedreira do Facho

De modo a desenvolver uma cartografia e modelação de zonamento geotécnico da Pedreira do Facho, foram realizadas previamente por Guedes (2024), no âmbito da investigação da sua dissertação, levantamentos cartográficos exaustivos a nível geológico e geotécnico com recurso da técnica da amostragem linear (TAL), vulgo “scanlines” (pormenores em Guedes, 2024).

3.1.2.1. Localização das “scanlines”

No quadro 5 encontram-se listadas as “scanlines” realizadas e as suas principais características.

Quadro 5- Características das diferentes ‘scanlines’ realizadas (segundo Guedes, 2024).

Scanline	Patamar	Direção geral da scanline	Comprimento da scanline	Número de descontinuidades	Número de estações geomecânicas
SC1	P-01	N 122° E	40,85 m	71	8
SC2	P-01	N 110° E	52,70 m	60	12
SC3	P-01	N 16° E	79,10 m	80	16
SC4 a)	P-02	N 40° E	39,40 m	27	11
SC4 b)	P-02	N 22° E	36,70 m	34	9
SC5	P-02	N 108° E	39,80 m	56	10
SC6	P-03	N 130° E	43,70 m	44	10
SC7	P-03	N 170° E	35,00 m	41	8
SC8	P-01	N 12° E	25,80 m	26	6
Total:			393,05 m	439	90

As “scanlines” apresentadas no quadro 5 encontram-se georreferenciadas nos elementos cartográficos de seguida apresentados, nomeadamente uma ortofoto da área de exploração da pedreira (Figura 40) e uma fotografia aérea da pedreira (Figura 41).



Figura 40- Ortofotomapa de pormenor para desenvolvimento de um esboço cartográfico de zonamento geotécnico com a localização das diferentes ‘scanlines’ aplicadas para o levantamento dos parâmetros geológico-geotécnicos, captada em abril de 2023 (adaptado de Guedes, 2024).

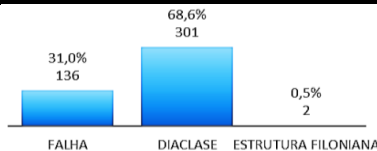
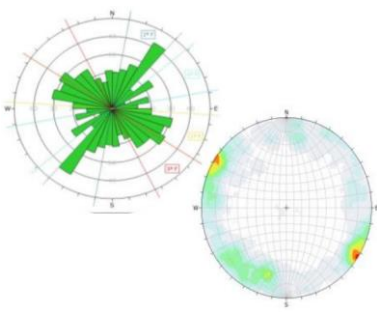
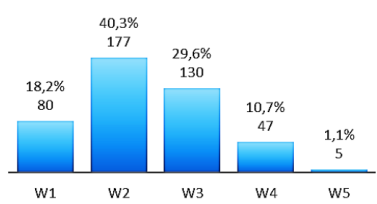
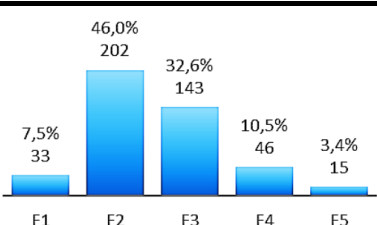
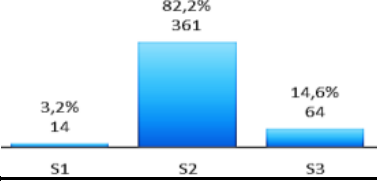
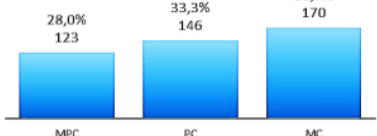


Figura 41- Fotografia aérea da pedreira do Facho com referência às bancadas cartografadas pela Técnica da Amostragem Linear (TAL) / ‘scanlines’, captada em junho de 2023 (adaptado de Guedes, 2024).

3.1.2.2. Parâmetros geológico-geotécnicos e proposta de zonamento geotécnico da pedreira do Facho

Os parâmetros geológico-geotécnicos recolhidos por Guedes (2024) nas diferentes “scanlines” apresentadas anteriormente, encontram-se sintetizados no quadro 6.

Quadro 6- Síntese da análise estatística dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos através da técnica da amostragem linear (Guedes, 2024).

Parâmetro geológico-geotécnico				Qtd.	Perc.	Visualização gráfica
Nº de Descontinuidades				439	100%	-
Litologia	Granito			439	100%	-
Descontinuidade	Falha			136	31,0%	
	Diaclase			301	68,6%	
	Estrutura Filoniana			2	0,5%	
Atitude Geológica (Principais famílias de descontinuidades)	1ª F	N 94-124º E ; 70-80º NE		104	23,7%	
	2ª F	N 10-40º E ; 79-89º NW		99	22,6%	
	3ª F	N 124-154º E ; 76-86º NE		75	17,1%	
	4ª F	N 49-79º E ; 74-84º NE		53	12,1%	
	SUBH 1ª F	N 0-8º E ; 0-10º SE		1	0,2%	
	SUBH 2ª F	N 96-176º E ; 10-20ºSW		4	0,9%	
	Aleatórias			103	23,5%	
Grau de Alteração	W ₁	Sã ou não alterada		64	14,6%	
	W ₂	Ligeiramente alterada		197	44,9%	
	W ₃	Moderadamente alterada		124	28,2%	
	W ₄	Muito alterada		46	10,5%	
	W ₅	Completamente alterada		8	1,8%	
Grau de Faturação	F ₁	Muito afastadas		33	7,5%	
	F ₂	Afastadas		202	46,0%	
	F ₃	Medianamente afastadas		143	32,6%	
	F ₄	Próximas		46	10,5%	
	F ₅	Muito próximas		15	3,4%	
	Espaçamento médio			89,53 cm		
Resistência à Compressão Uniaxial (UCS)	S ₁	Muito elevada		14	3,2%	
	S ₂	Elevada		361	82,2%	
	S ₃	Média		64	14,6%	
	Resistência média			110,6 MPA		
Continuidade	Muito contínua			123	28,0%	
	Pouco contínua			146	33,3%	
	Medianamente contínua			170	38,7%	
	Continuidade média			4,16 m		

Quadro 6- (Cont.) Síntese da análise estatística dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos através da técnica da amostragem linear (Guedes, 2024).

Parâmetro geológico-geotécnico			Qtd.	Perc.	Visualização gráfica
Terminação	Descontinuidade		198	45,1%	
	Obscura		110	25,1%	
	Rocha		131	29,8%	
Curvatura	C ₁₋₂	Plana	318	72,4%	
	C ₃	Algo curva	106	24,1%	
	C ₄₋₅	Muito curva	15	3,4%	
Abertura	Fechada	Muito apertada	173	39,4%	
		Apertada	13	3,0%	
		Parcialmente aberta	23	5,2%	
	Aberta	Aberta	82	18,7%	
		Razoavelmente larga	10	23,7%	
		Larga	0	0,0%	
	Muito aberta	Muito larga	43	9,8%	
		Extremamente larga	1	0,2%	
		Cavernosa	0	0,0%	
	Abertura média		4,9 mm		
Rugosidade	Denteada	Lisa	8	1,8%	
		Algo rugosa	51	11,6%	
		Muito rugosa	3	0,7%	
	Ondulada	Lisa	108	24,6%	
		Algo rugosa	190	43,3%	
		Muito rugosa	68	15,5%	
	Plana	Lisa	1	0,2%	
		Algo rugosa	10	2,3%	
		Muito rugosa	0	0,0%	
Preenchimento	Argila dura		110	25,1%	
	Argila mole		57	13,0%	
	Rocha esmagada		127	28,9%	
	Nenhum		145	33,0%	
Presença de água	Seco		393	89,5%	
	Húmido		43	9,8%	
	Gotejante		3	0,7%	

Um estudo mais aprofundado dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos apresentados na figura 42 permitiu também a definição de zonas geotécnicas, sendo um trabalho exaustivo e executado por Guedes (2024). A proposta de zonamento geotécnico que apresentou à data, em 2023, será aplicada no presente trabalho, tal como ilustra a Figura 42.

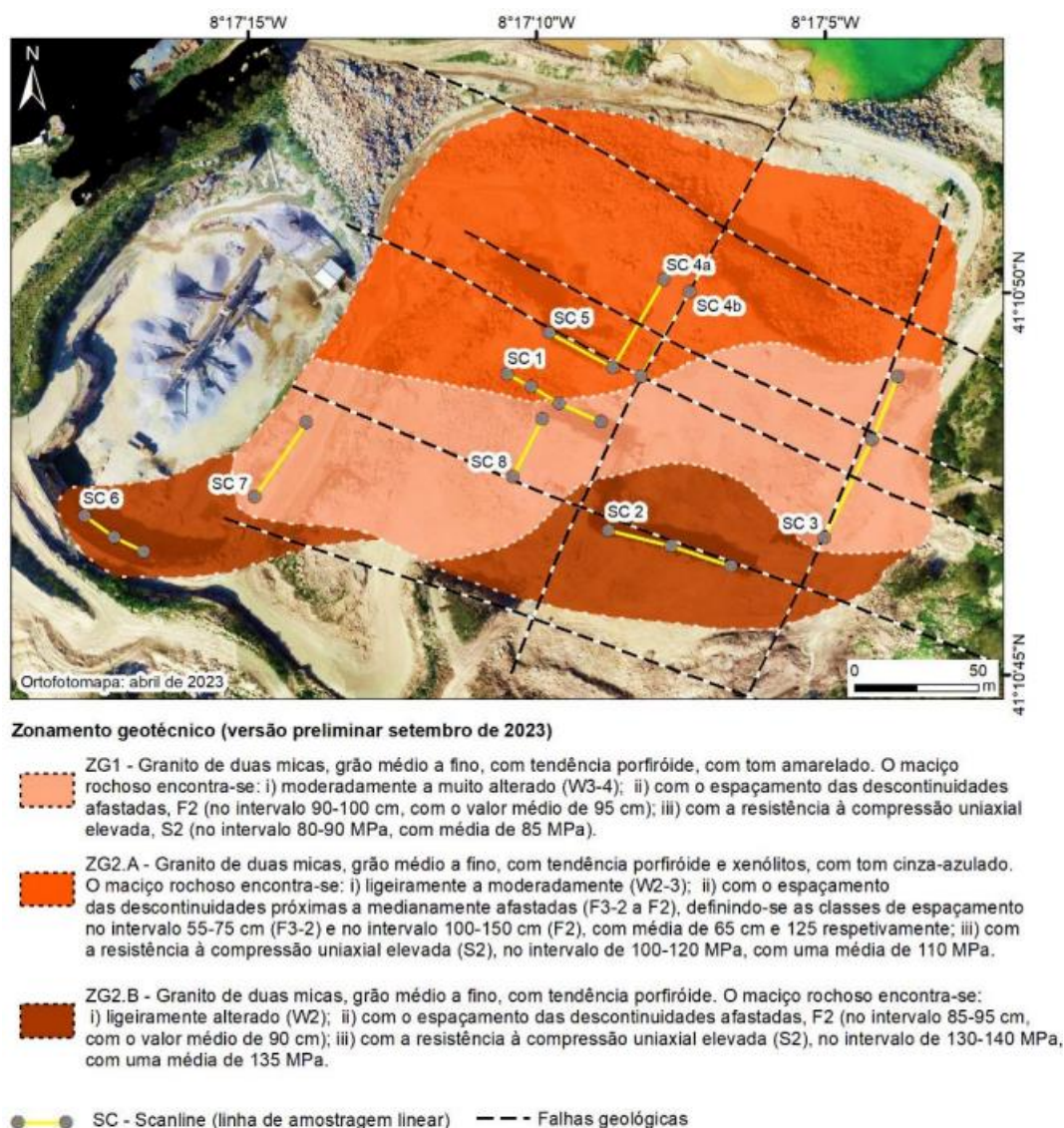


Figura 42- Proposta de cartografia de zonamento geotécnico da Pedreira do Facho (Guedes, 2024).

3.2. Desmontes estudados

Na Tabela 6 estão apresentados os desmontes estudados no presente trabalho, acompanhados da sua data e de um modelo 3D da frente livre do maciço a ser desmontado, assim como de uma sigla atribuída a cada desmonte, de modo a facilitar a sua identificação sempre que forem mencionados ao longo deste trabalho.

Tabela 6- Desmontes estudados no presente trabalho e suas respectivas datas.

	Sigla	Data	Modelo 3D
1º Desmonte	D1	21/05/2025	
2º Desmonte	D2	18/06/2025	
3º Desmonte	D3	17/07/2025	
4º Desmonte	D4	04/08/2025	
5º Desmonte	D5	09/09/2025	

Os desmontes apresentados na Tabela 6, encontram-se de seguida georreferenciados na pedreira consoante apresentado na Figura 43.

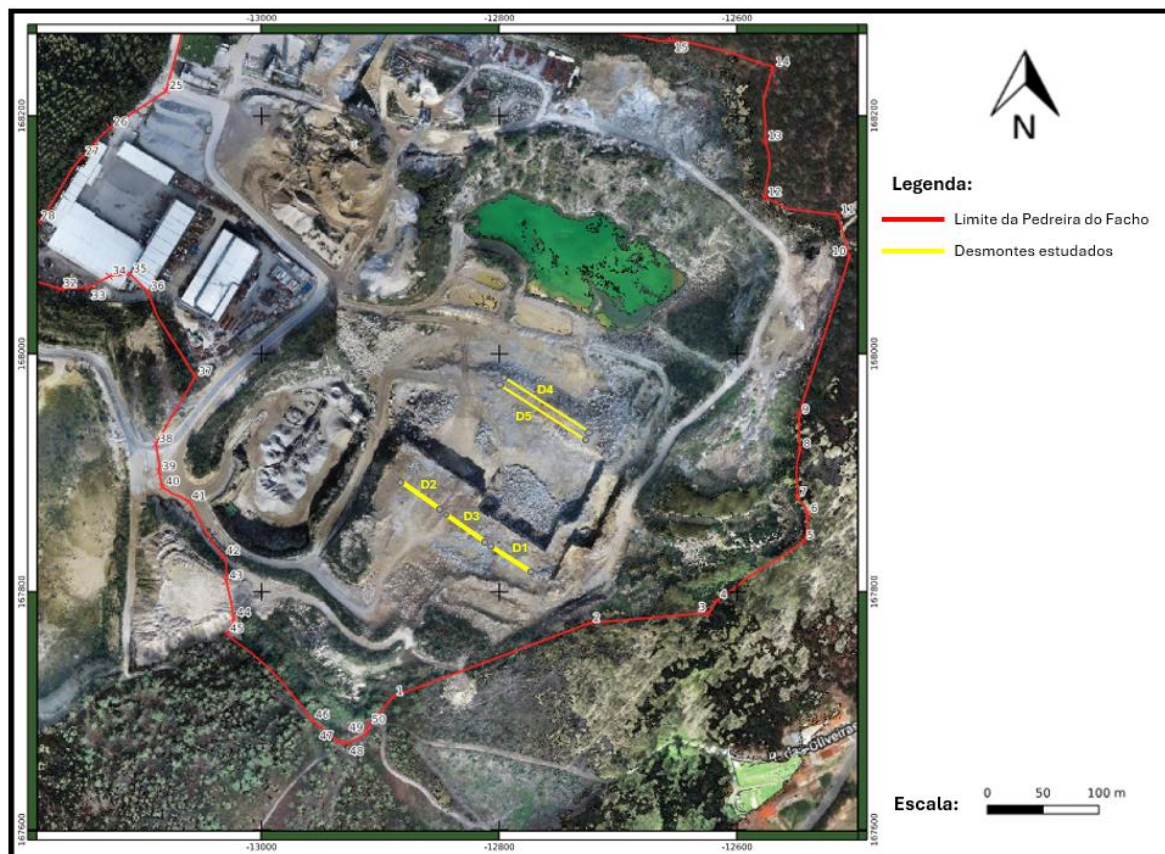


Figura 43- Foto aérea da Pedreira do Facho com os desmontes estudados georreferenciados.

3.2.1. Qualidade do maciço

Para estudar a qualidade do maciço a desmontar recorreu-se, quando possível, à Técnica da Amostragem Linear, também conhecida como “Scanline”, técnica essa que já foi apresentada ao longo deste trabalho.

3.2.1.1. Desmorte D1

Devido a constrangimentos de importância maior, não foi possível realizar a “scanline” da frente livre do desmorte D1. Por este motivo, recorreu-se à proposta de cartografia de zonamento geotécnico da Pedreira do Facho apresentada em (Guedes, 2024) para extrapolar a qualidade do maciço do desmorte D1. Com base na proposta de cartografia de zonamento geotécnico da Pedreira do Facho, o maciço enquadra-se na zona geotécnica ZG2.B: um maciço ligeiramente alterado (W2), com o espaçamento das descontinuidades (F2) e com a resistência à compressão uniaxial elevada (S2).

3.2.1.2. Desmonte D2

Para o desmonte D2 foi aplicada a “scanline”, esta abrangendo 50,80 m e com 28 descontinuidades registradas. No Quadro 7 encontram-se uma síntese dos parâmetros registrados.

Quadro 7- Síntese da análise estatística dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos através da técnica da amostragem linear do desmonte D2.

Parâmetro geológico-geotécnico			Qtd.	Perc.	Visualização gráfica
Nº de Descontinuidades			28	100%	-
Litologia	Granito		28	100%	-
Descontinuidade	Falha		12	43%	
	Diaclase		16	57%	
Atitude Geológica (Principais famílias de descontinuidades)	1ª F	N 40-48º E ; 1-34º NW	8	29%	
	2ª F	N 30-36º E ; 1-10º NW	7	25%	
	Aleatórias		13	46%	
Grau de Alteração	W ₁	Sã ou não alterada	5	18%	
	W ₂	Ligeiramente alterada	14	50%	
	W ₃	Moderadamente alterada	7	25%	
	W ₄	Muito alterada	2	7%	
	W ₅	Completamente alterada	0	0%	
Grau de Faturação	F ₁	Muito afastadas	25	89%	
	F ₂	Afastadas	3	11%	
	Espaçamento médio		970 cm		
Resistência à Compressão Uniaxial (UCS)	S ₁	Muito elevada	4	67%	
	S ₂	Elevada	2	33%	
	Resistência média		240 Mpa		
Continuidade	Muito pouco contínua		23	82%	
	Pouco contínua		4	14%	
	Medianamente contínua		1	4%	
	Continuidade média		12,25 m		

Quadro 7- (Cont.) Síntese da análise estatística dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos através da técnica da amostragem linear do desmonte D2.

Parâmetro geológico-geotécnico			Qtd.	Perc.	Visualização gráfica
Terminação	Descontinuidade (D)		4	14%	
	Obscura (O)		17	61%	
	Rocha (R)		7	25%	
Curvatura	C ₁₋₂	Plana	24	86%	
	C ₃	Algo curva	3	11%	
	C ₄₋₅	Muito curva	1	4%	
Abertura	Fechada	Muito apertada	12	43%	
		Parcialmente aberta	1	4%	
	Aberta	Aberta	4	14%	
		Razoavelmente larga	5	18%	
		Larga	2	7%	
	Muito aberta	Muito larga	4	14%	
	Abertura média		1 mm		
Rugosidade	Denteada	Lisa	1	4%	
	Ondulada	Lisa	14	50%	
		Algo rugosa	13	46%	
Preenchimento	Rocha esmagada		2	7%	
	Nenhum		26	93%	
Presença de água	Seco		28	100%	

3.2.1.3. Desmonte D3

Para o desmonte D3 foi aplicada a “scanline” abrangendo 61,84 m e com 29 descontinuidades registradas. No Quadro 8 encontram-se uma síntese dos parâmetros registrados.

Quadro 8- Síntese da análise estatística dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos através da técnica da amostragem linear do desmonte D3.

Parâmetro geológico-geotécnico			Qtd.	Perc.	Visualização gráfica
Nº de Descontinuidades			29	100%	-
Litologia	Granito		29	100%	-
Descontinuidade	Falha		4	14%	
	Diaclase		25	86%	
Atitude Geológica (Principais famílias de descontinuidades)	1ª F	N 10-20º E ; 6-18º NW	8	28%	
	2ª F	N 20-30º E ; 2-14º NW	6	21%	
	Aleatórias		14	48%	
Grau de Alteração	W ₁	Sã ou não alterada	23	79%	
	W ₂	Ligeiramente alterada	6	21%	
Grau de Faturação	F ₁	Muito afastadas	11	38%	
	F ₂	Afastadas	10	34%	
	F ₃	Medianamente afastadas	4	14%	
	F ₄	Próximas	2	7%	
	F ₅	Muito próximas	2	7%	
	Espaçamento médio		95 cm		
Resistência à Compressão Uniaxial (UCS)	S ₁	Muito elevada	5	71%	
	S ₂	Elevada	2	29%	
	Resistência média		250 Mpa		
Continuidade	Muito pouco contínua		25	86%	
	Pouco contínua		4	14%	
	Continuidade média		5,2 m		

Quadro 8- (Cont.) Síntese da análise estatística dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos através da técnica da amostragem linear do desmonte D3.

Parâmetro geológico-geotécnico			Qtd.	Perc.	Visualização gráfica																					
Terminação	Descontinuidade (D)		8	28%	<table><tr><td>O</td><td>11</td><td>38%</td></tr><tr><td>D</td><td>8</td><td>28%</td></tr><tr><td>R</td><td>10</td><td>34%</td></tr></table>	O	11	38%	D	8	28%	R	10	34%												
	O	11	38%																							
	D	8	28%																							
R	10	34%																								
Obscura (O)		11	38%																							
Rocha (R)		10	34%																							
Curvatura	C ₁₋₂	Plana	20	69%	<table><tr><td>C4-5</td><td>3</td><td>10%</td></tr><tr><td>C3</td><td>6</td><td>21%</td></tr><tr><td>C1-2</td><td>20</td><td>69%</td></tr></table>	C4-5	3	10%	C3	6	21%	C1-2	20	69%												
	C4-5	3	10%																							
	C3	6	21%																							
C1-2	20	69%																								
C ₃	Algo curva	6	21%																							
C ₄₋₅	Muito curva	3	10%																							
Abertura	Fechada	Muito apertada	19	66%	<table><tr><td>Muito larga</td><td>3</td><td>10%</td></tr><tr><td>Razoavelmente larga</td><td>7</td><td>24%</td></tr><tr><td>Muito apertada</td><td>19</td><td>66%</td></tr></table>	Muito larga	3	10%	Razoavelmente larga	7	24%	Muito apertada	19	66%												
	Muito larga	3	10%																							
	Razoavelmente larga	7	24%																							
	Muito apertada	19	66%																							
Aberta	Razoavelmente larga	5	18%																							
Muito aberta	Muito larga	4	14%																							
Abertura média		0 mm																								
Rugosidade	Denteadas	Lisa	2	67%	<table><tr><td>Planar</td><td>R1-2</td><td>1</td><td>100%</td></tr><tr><td rowspan="3">Ondulado</td><td>R4-5</td><td>9</td><td>36%</td></tr><tr><td>R3</td><td>8</td><td>32%</td></tr><tr><td>R1-2</td><td>8</td><td>32%</td></tr><tr><td rowspan="2">Denteadas</td><td>R3</td><td>1</td><td>33%</td></tr><tr><td>R1-2</td><td>2</td><td>67%</td></tr></table>	Planar	R1-2	1	100%	Ondulado	R4-5	9	36%	R3	8	32%	R1-2	8	32%	Denteadas	R3	1	33%	R1-2	2	67%
		Planar	R1-2	1		100%																				
	Ondulado	R4-5	9	36%																						
		R3	8	32%																						
		R1-2	8	32%																						
	Denteadas	R3	1	33%																						
R1-2		2	67%																							
Onduladas	Lisa	8	32%																							
	Algo rugosa	8	32%																							
	Muito rugosa	9	36%																							
Plana	Lisa	1	100%																							
Preenchimento	Rocha esmagada		1	3%	<table><tr><td>s/preenchimento</td><td>28</td><td>97%</td></tr><tr><td>RM</td><td>1</td><td>3%</td></tr></table>	s/preenchimento	28	97%	RM	1	3%															
	s/preenchimento	28	97%																							
RM	1	3%																								
Nenhum		28	97%																							
Presença de água	Seco		29	100%	<table><tr><td>Seco</td><td>29</td><td>100%</td></tr></table>	Seco	29	100%																		
Seco	29	100%																								

3.2.1.4. Desmonte D4

Devido ao material rocha solto, dos desmontes anteriores executados neste local, não foi possível realizar a “scanline” com qualidade nem com segurança da frente livre do desmonte D4. Por este motivo, recorreu-se à proposta de cartografia de zonamento geotécnico da Pedreira do Facho (Guedes, 2024) para extrapolar a qualidade do maciço do desmonte D4. Com base na proposta de cartografia de zonamento geotécnico da Pedreira do Facho o maciço enquadra-se na zona geotécnica ZG1: um maciço moderadamente a muito alterado (W_{3-4}), com o espaçamento das descontinuidades afastadas (F_2) e com a resistência à compressão uniaxial elevada (S_2).

3.2.1.5. Desmonte 5

Para o desmonte D5 foi aplicada a “scanline” esta abrangendo 67,50 m e com 26 descontinuidades registadas. De apontar que, devido ao reduzido grau de segurança, não foi possível aplicar a técnica nos metros finais da frente livre. No Quadro 9 encontram-se uma síntese dos parâmetros registados.

Quadro 9- Síntese da análise estatística dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos através da técnica da amostragem linear do desmonte D5.

Parâmetro geológico-geotécnico			Qtd.	Perc.	Visualização gráfica
Nº de Descontinuidades			26	100%	-
Litologia	Granito		26	100%	-
Descontinuidade	Falha		1	4%	
	Diaclase		25	96%	
Atitude Geológica (Principais famílias de descontinuidades)	1ª F	N 30-40º E ; 2-12º SE	14	54%	
	2ª F	N 20-30º E ; 2-9º SE	4	15%	
	Aleatórias		7	27%	
Grau de Alteração	W ₁	Sã ou não alterada	12	62%	
	W ₂	Ligeiramente alterada	6	23%	
	W ₃	Moderadamente alterada	4	15%	
Grau de Faturação	F ₁	Muito afastadas	11	42%	
	F ₂	Afastadas	10	38%	
	F ₃	Medianamente afastadas	4	15%	
	F ₄	Próximas	1	4%	
	Espaçamento médio		172,50 cm		
Resistência à Compressão Uniaxial (UCS)	S ₁	Muito elevada	2	29%	
	S ₂	Elevada	5	71%	
	Resistência média		180 Mpa		
Continuidade	Muito pouco contínua		24	92%	
	Pouco contínua		2	8%	
	Continuidade média		9,7 m		

Quadro 9- (Cont.) Síntese da análise estatística dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos através da técnica da amostragem linear do desmonte D5.

Parâmetro geológico-geotécnico			Qtd.	Perc.	Visualização gráfica												
Terminação	Descontinuidade (D)		4	15%	<table><tr><td>O</td><td>21</td><td>81%</td></tr><tr><td>D</td><td>4</td><td>15%</td></tr><tr><td>R</td><td>1</td><td>4%</td></tr></table>	O	21	81%	D	4	15%	R	1	4%			
	O	21	81%														
	D	4	15%														
R	1	4%															
Obscura (O)		21	81%														
Rocha (R)		1	4%														
Curvatura	C ₁₋₂	Plana	20	77%	<table><tr><td>C4-5</td><td>2</td><td>8%</td></tr><tr><td>C3</td><td>4</td><td>15%</td></tr><tr><td>C1-2</td><td>20</td><td>77%</td></tr></table>	C4-5	2	8%	C3	4	15%	C1-2	20	77%			
	C4-5	2	8%														
	C3	4	15%														
C1-2	20	77%															
C ₃	Algo curva	4	15%														
C ₄₋₅	Muito curva	2	8%														
Abertura	Fechada	Muito apertada	20	77%	<table><tr><td>Larga</td><td>2</td><td>8%</td></tr><tr><td>Razoavelmente larga</td><td>3</td><td>12%</td></tr><tr><td>Aberta</td><td>1</td><td>4%</td></tr><tr><td>Muito apertada</td><td>20</td><td>77%</td></tr></table>	Larga	2	8%	Razoavelmente larga	3	12%	Aberta	1	4%	Muito apertada	20	77%
	Larga	2	8%														
	Razoavelmente larga	3	12%														
	Aberta	1	4%														
	Muito apertada	20	77%														
Aberta	Aberta	Aberta	1	4%													
		Razoavelmente larga	3	12%													
		Larga	2	8%													
Abertura média		0 mm															
Rugosidade	Ondulada	Lisa	10	38%	<table><tr><td>R4-5</td><td>5</td><td>19%</td></tr><tr><td>R3</td><td>11</td><td>42%</td></tr><tr><td>R1-2</td><td>10</td><td>38%</td></tr></table>	R4-5	5	19%	R3	11	42%	R1-2	10	38%			
		R4-5	5	19%													
		R3	11	42%													
R1-2	10	38%															
Algo rugosa	11	42%															
Muito rugosa	5	19%															
Preenchimento	Rocha esmagada		1	4%	<table><tr><td>S/preenchimento</td><td>25</td><td>96%</td></tr><tr><td>RM</td><td>1</td><td>4%</td></tr></table>	S/preenchimento	25	96%	RM	1	4%						
	S/preenchimento	25	96%														
RM	1	4%															
Nenhum		25	96%														
Presença de água	Seco		26	100%	<table><tr><td>Seco</td><td>26</td><td>100%</td></tr></table>	Seco	26	100%									
Seco	26	100%															

3.2.1.6. GSI e Escavabilidade do maciço rochoso

Após o processamento dos dados recolhidos com a TAL, tornou-se possível realizar uma avaliação geotécnica e geomecânica no panorama do GSI e da escavabilidade do maciço rochoso. Neste caso, esta avaliação foi realizada para os desmontes D2, D3 e D5, tendo-se concluído, que todos os maciços apresentam uma classificação do maciço de boa a muito boa qualidade e uma escavabilidade elevada onde é necessário recorrer a desmonte com explosivos, tal como apoiado pelos ábacos presentes na Figura 45 e Figura 44.

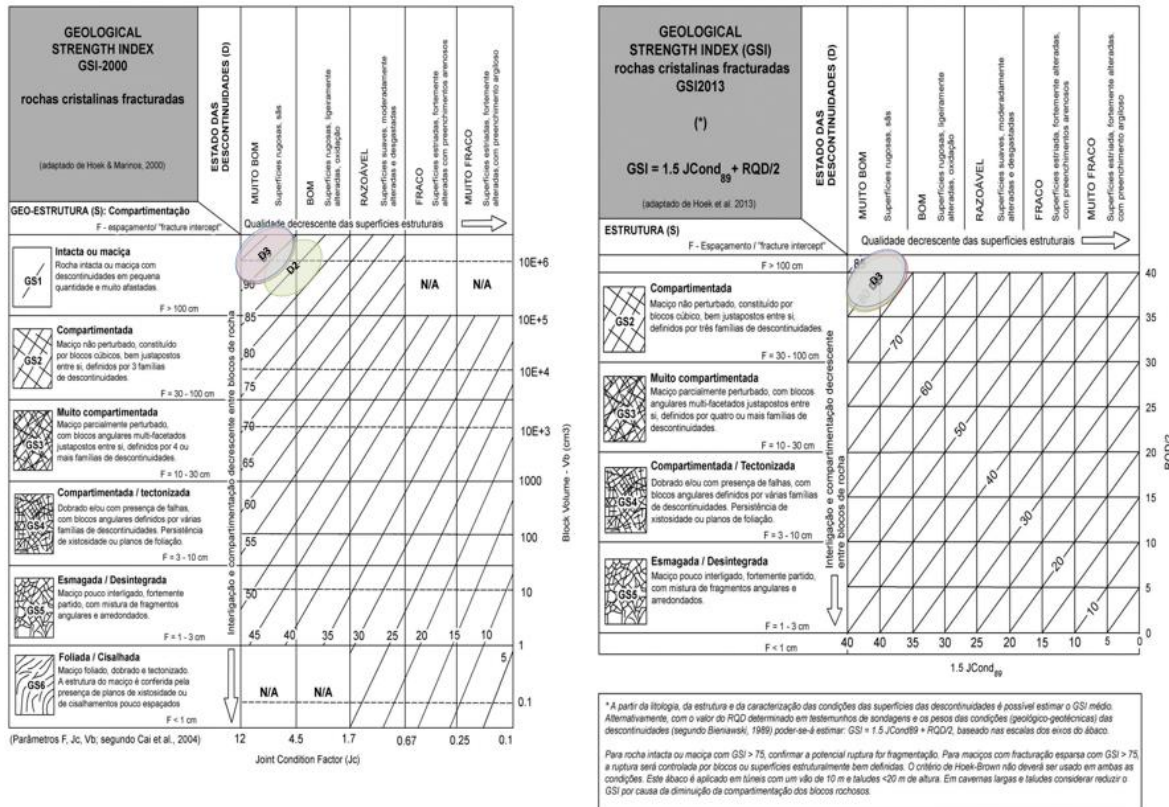


Figura 45- Estimativa do valor de GSI2000 e GSI2013 dos desmontes D2, D3 e D5.

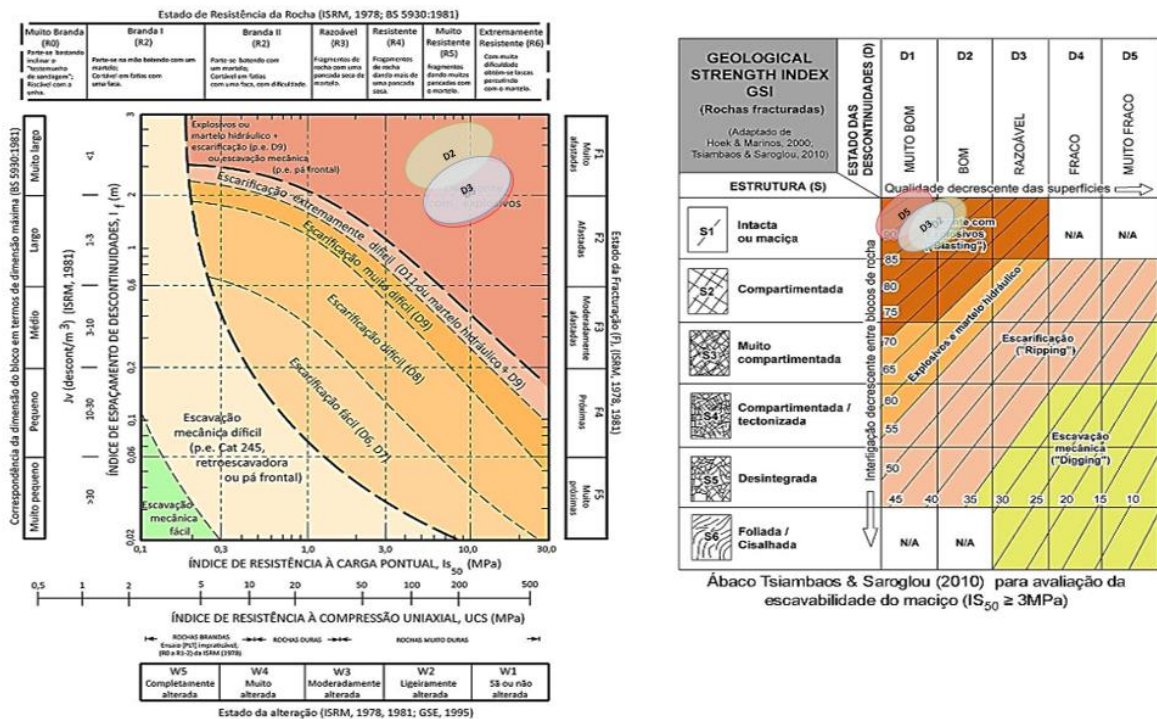


Figura 44- Avaliação da escavabilidade do maciço dos desmontes D2, D3 e D5.

3.2.2. Plano de Fogo

3.2.2.1. Desmorte D1

Este desmorte (D1) apresenta um volume total de rocha de 8.587,50 m³, onde foram perfurados 1.479 m e utilizados 6.925 kg de explosivo. Possui um total de 105 furos, distribuídos em cinco fiadas (a primeira com 3 furos, a última com apenas 1 furo e as restantes três fiadas apresentam 34 furos por fiada) e apresenta duas diferentes malhas: a malha 1 com uma distância à frente de 2,4 m e espaçamento de 2,8 m, resultando numa malha de 6,72 m²; a malha 2 com uma distância à frente de 2,5 m e espaçamento de 3,0 m, resultando numa malha de 7,5 m². Esta divisão das malhas 1 e 2 encontra-se representada na Figura 46.

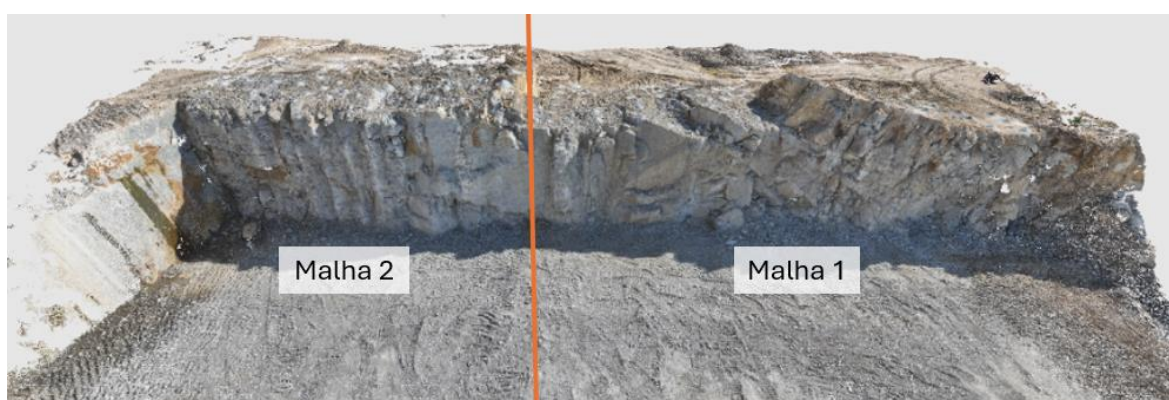


Figura 46- Modelo 3D do maciço do desmorte D1 com divisão dos lados das malhas.

Na Tabela 7 encontra-se apresentados os principais valores associados ao plano de fogo do desmorte D1.

Tabela 7- Valores principais plano de fogo do desmorte D1.

	Mínimo	Médio	Máximo
Diâmetro (mm)	76		
Profundidade (m)	4	13,4	16
Altura de Bancada (m)	11,6	13,3	15
Subfuração (m)	0,7		
Ângulo (°)	0	7,2	16,5
Carga do furo (kg)	11,3	58	71,2
Tampão (m)	1,8		
Nº de furos	105		

Volume total de rocha (m³)	8.587,50
Comprimento perfurado (m)	1.479
Carga total (kg)	6.925

Relativamente à iniciação e temporização, no desmonte D1 utilizaram-se detonadores Nonel (não elétricos) e a sua temporização foi realizada à superfície com retardos de 17 ms e 25 ms entre furos e 17 ms e 42 ms entre fiadas, com exceção da primeira ligação que se utiliza um retardo de 9 ms (uma vez que o desmonte se inicia no meio da pega e, deste modo, evita-se que ocorram sobreposições de tempos), tal como representado no esquema da Figura 47.

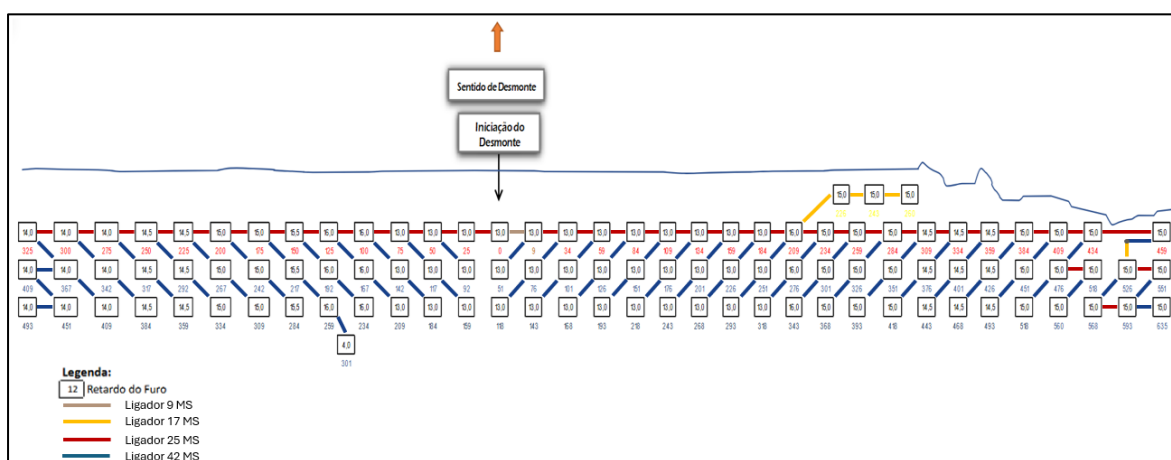


Figura 47- Esquema da temporização do desmonte D1.

3.2.2.2. Desmonte D2

Este desmonte (D2) apresenta um volume total de rocha de 5.121,88 m³, onde foram perfurados 883,50 m e utilizados 4.150 kg de explosivo. Possui um total de 64 furos, distribuídos em 3 fiadas (a primeira e a terceira fiadas com 22 furos por fiada e a segunda com 20 furos), e contém uma malha com uma distância à frente de 2,5 m e espaçamento de 2,5 m, resultando numa malha de 6,25 m².

Na Tabela 8 encontra-se apresentados os principais valores associados ao plano de fogo do desmonte D2.

Tabela 8- Valores principais plano de fogo do desmonte D2.

	Mínimo	Médio	Máximo
Diâmetro (mm)	76		
Profundidade (m)	6	13	14
Altura da bancada (m)	7,7	10,6	13,5

Subfuração (m)	0,7		
Ângulo (°)	2,5	5,9	10,3
Carga do furo (kg)	19,6	54,6	59,5
Tampão (m)	1,5		
Nº de furos	64		
Volume total de rocha (m³)	5.121,88		
Comprimento perfurado (m)	833,7		
Carga total (kg)	3.495,8		

Relativamente à iniciação e temporização, no desmonte D2 utilizaram-se detonadores Nonel (não elétricos) e a sua temporização foi realizada à superfície com retardos de 25 ms entre furos e 17 ms e 42 ms entre fiadas, com exceção da primeira ligação que utiliza um retardo de 9 ms (de modo a evitar que ocorram sobreposições de tempos), tal como representado no esquema da Figura 48.

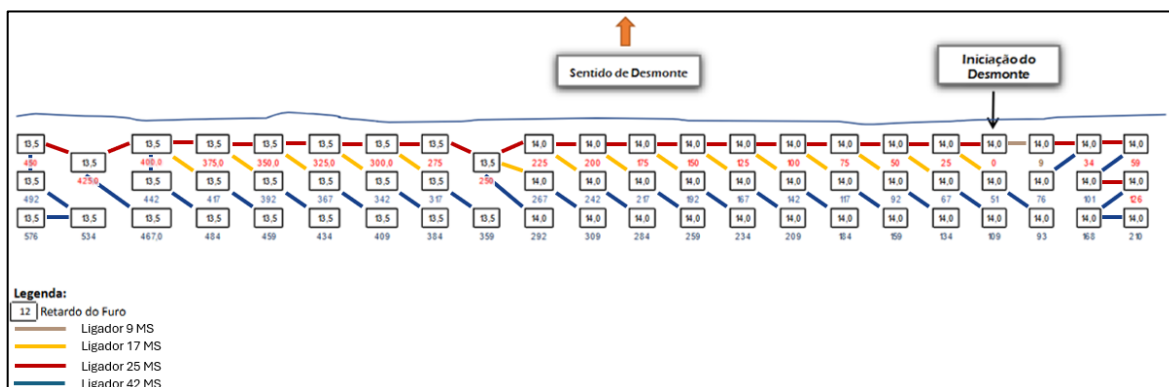


Figura 48- Esquema da temporização do desmonte D2.

3.2.2.3. Desmonte D3

Este desmonte (D3) apresenta um volume total de rocha de 7. 009,38 m³, onde foram perfurados 1.203,50 m e utilizados 5.700 kg de explosivo. Possui um total de 82 furos, distribuídos em 4 fiadas (3 fiadas com 26 furos e uma fiada com 4), e contém uma com uma distância à frente de 2,5 m e espaçamento de 2,5 m, resultando numa malha de 6,25 m².

Na Tabela 9 encontra-se apresentados os principais valores associados ao plano de fogo do desmonte D3.

Tabela 9- Valores principais plano de fogo do desmonte D3.

	Mínimo	Médio	Máximo
Diâmetro (mm)	76		
Profundidade (m)	10,5	14,3	17
Altura da bancada (m)	9,2	15	16,2
Subfuração (m)	0,7		
Ângulo (°)	0,7	7,3	14,4
Carga do furo (kg)	41,9	60,8	74,4
Tampão (m)	1,5		
Nº de furos	82		
Volume útil (m³)	7. 009,38		
Comprimento perfurado (m)	1.203,50		
Carga total (kg)	5.700		

Relativamente à iniciação e temporização, no desmonte D3 utilizaram-se detonadores Nonel (não elétricos) e a sua temporização foi realizada à superfície com retardos de 17 ms entre furos e 25 ms e 42 ms entre fiadas, com exceção da primeira ligação que utiliza um retardo de 9 ms (de modo a evitar que ocorram sobreposições de tempos), tal como representado no esquema da Figura 49.

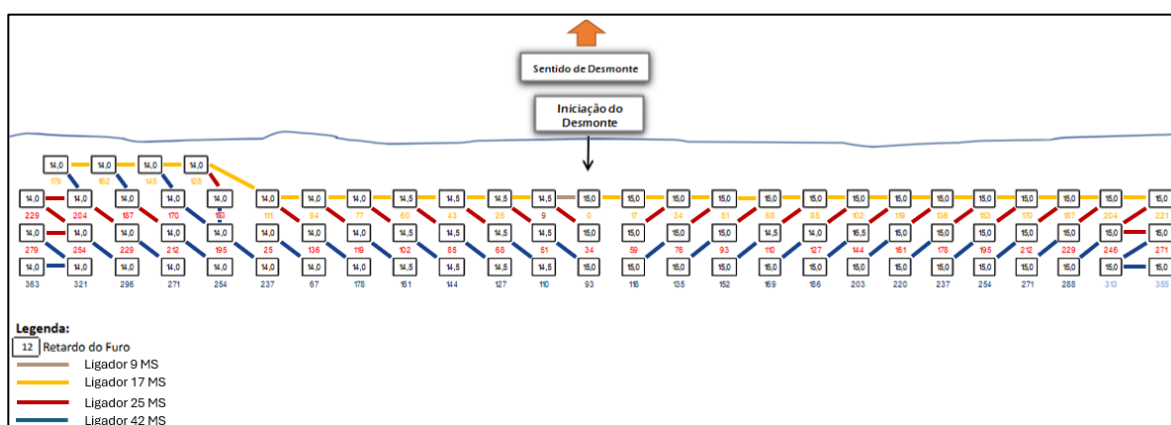


Figura 49- Esquema da temporização do desmonte D3.

3.2.2.4. Desmorte D4

Este desmorte (D4) apresenta um volume total de rocha de 8.394,10 m³, onde foram perfurados 1.549,50 m e utilizados 6.750 kg de explosivo. Possui um total de 165 furos, distribuídos em sete fiadas (a primeira com 16 furos, a segunda com 20 furos, a terceira com 23 furos, a quarta e a sexta com 34 furos cada fiada e a última fiada com 21 furos), e contém uma com uma distância à frente de 2,2 m e espaçamento de 2,6 m, resultando numa malha de 5,72 m².

Na Tabela 10 encontra-se apresentados os principais valores associados ao plano de fogo do desmorte D4.

Tabela 10- Valores principais plano de fogo do desmorte D4.

	Mínimo	Médio	Máximo
Diâmetro (mm)	76		
Profundidade (m)	4	8,9	13,5
Altura da bancada (m)	5,4	8,9	12,6
Subfuração (m)	0,7		
Ângulo (°)	0,7	4,8	12,3
Carga do furo (kg)	9,6	34	56,9
Tampão (m)	1,5		
Nº de furos	165		
Volume total de rocha (m ³)	8.394,10		
Comprimento perfurado (m)	1.549,50		
Carga total (kg)	6.750		

Relativamente à iniciação e temporização, no desmonte D4 utilizaram-se detonadores Nonel (não elétricos) e a sua temporização foi realizada à superfície com retardos de 25 ms entre furos e 17 ms e 42 ms entre fiadas, com exceção da primeira ligação que se utiliza um retardo de 9 ms (de modo a evitar que ocorram sobreposições de tempos), tal como representado no esquema da Figura 50.

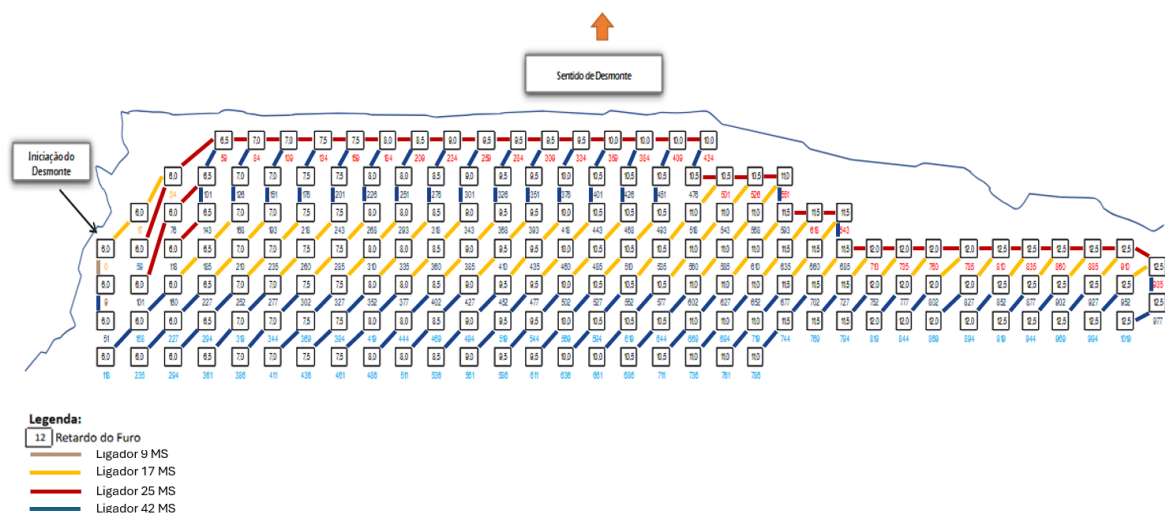


Figura 50- Esquema da temporização do desmonte D4.

3.2.2.5. Desmonte D5

Este desmonte (D5) apresenta um volume total de rocha de 7.613,76 m³, onde foram perfurados 1.269,00 m e utilizados 4.100 kg de explosivo. Possui um total de 136 furos, distribuídos em 5 fiadas (a primeira fiada com 15 furos, as duas seguintes fiadas com 31 furos, uma fiada com 30 e a última com 29 furos), e contém uma malha com uma distância à frente de 2,4 m e espaçamento de 2,8 m, resultando numa malha de 6,72 m².

Na Tabela 11 encontra-se apresentados os principais valores associados ao plano de fogo do desmonte D5.

Tabela 11- Valores principais plano de fogo do desmonte D5.

	Mínimo	Médio	Máximo
Diâmetro (mm)	76		
Profundidade (m)	4	8,5	13
Altura da bancada (m)	1,5	9,8	13
Subfuração (m)	0,7		

Ângulo (°)	0,8	6,5	20,7
Carga do furo (kg)	9,6	31,8	54,5
Tampão (m)	1,5		
Nº de furos	136		
Volume total de rocha (m³)	7.613,76		
Comprimento perfurado (m)	1.269,00		
Carga total (kg)	4.100		

Relativamente à iniciação e temporização, no desmonte D5 utilizaram-se detonadores Nonel (não elétricos) e a sua temporização foi realizada eletronicamente, tendo-se programado, individualmente, todos os detonadores com a temporização apresentada pelo esquema da Figura 51.

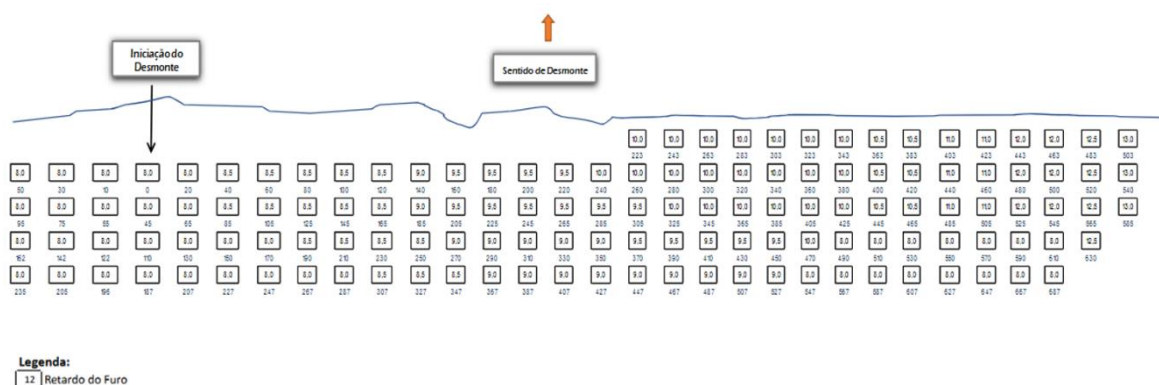


Figura 51- Esquema da temporização do desmonte D5.

3.2.2.6. Vibrações

Durante as detonações, foram medidas, com recurso a um sismógrafo Vibracord DX, as vibrações geradas pelo desmonte na habitação mais próxima, tendo a sua distância variado consoante o desmonte (405m no D1; 520m no D2; 390m no D3; 445m no D4; 430m no D5), tal como representado na Figura 52.

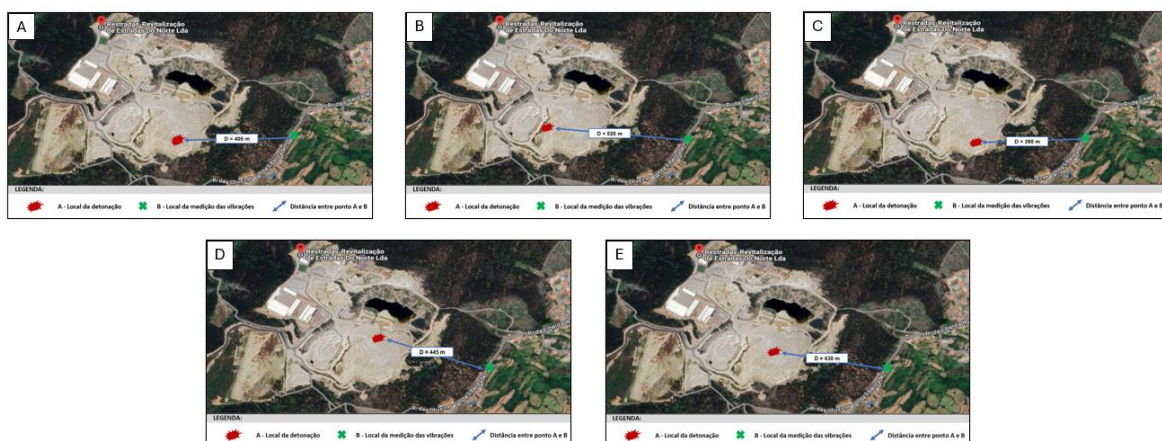


Figura 52- Representação em planta da localização da detonação e do local da medição das vibrações dos diferentes desmontes: A) desmonte D1; B) desmonte D2; C) desmonte D3; D) desmonte D4; E) desmonte D5.

Foram calculadas e estimadas, com recurso à fórmula de Johnson (1971) já anteriormente apresentada, as vibrações a serem geradas pelos diferentes desmontes, tendo-se obtido os seguintes valores: 2,86 mm/s para o desmonte D1; 2,16 mm/s para o desmonte D2; 2,86 mm/s para o desmonte D3; 2,29 mm/s para o desmonte D4; e 2,42 mm/s para o desmonte D5.

Foram registadas vibrações com velocidades de 5,91 mm/s e uma frequência de 8 Hz, velocidades de 2,29 mm/s e uma frequência de 20 Hz, velocidades de 3,72 mm/s e uma frequência de 28 Hz, velocidades de 2,72 mm/s e uma frequência de 22 Hz e velocidades de 2,76 mm/s e uma frequência de 17 Hz, para os desmontes D1, D2, D3, D4 e D5, respetivamente. Estes valores são apoiados pelos registos do sismógrafo apresentados na Figura 53.

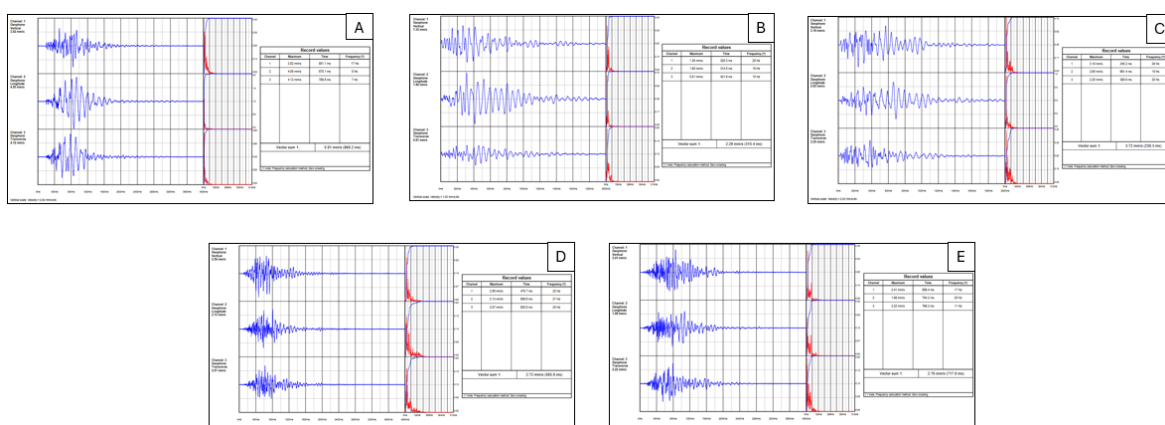


Figura 53- Sismogramas registados para cada um dos desmontes: A) desmonte D1; B) desmonte D2; C) desmonte D3; D) desmonte D4; E) desmonte D5.

Tendo em consideração os parâmetros apresentados na norma NP-2074:2015, é possível afirmar que todos os desmontes, com exceção do desmonte D1, se encontram abaixo do limite estipulado pela norma NP-2074:2015.

Na Tabela 12 encontra-se uma síntese dos valores associados ao estudo das vibrações dos diferentes desmontes.

Tabela 12- Valores associados ao estudo das vibrações dos diferentes desmontes.

Valores \ Desmontes	D1	D2	D3	D4	D5
Distância (m)	405	520	390	445	430
Velocidade (mm/s)	5,91	2,29	3,72	2,72	2,76
Frequência (Hz)	8	20	28	22	17
Limite imposto (norma NP-2075:2015)	3	6	6	6	6
Está dentro do limite?	Não	Sim	Sim	Sim	Sim

3.2.2.7. Granulometria

Após a detonação, com recurso de um drone, foram retiradas fotografias aéreas da pilha do material desmontado e estas foram processadas no *software* WipFrag de modo a estimar a granulometria resultante do desmonte. Este processo repetiu-se para os diferentes desmontes, com excessão do desmonte D1, onde foram realizadas duas análises granulométricas, uma para cada malha presente neste desmonte.

Nas Figura 54, 55, 56, 57, 58 e 59 encontram-se uma foto aérea da pilha do desmonte D1 (com o material desmontado identificado pelo *software* WipFrag) e a curva granulométrica resultante, inerentes à malha 1 e malha 2, respetivamente.

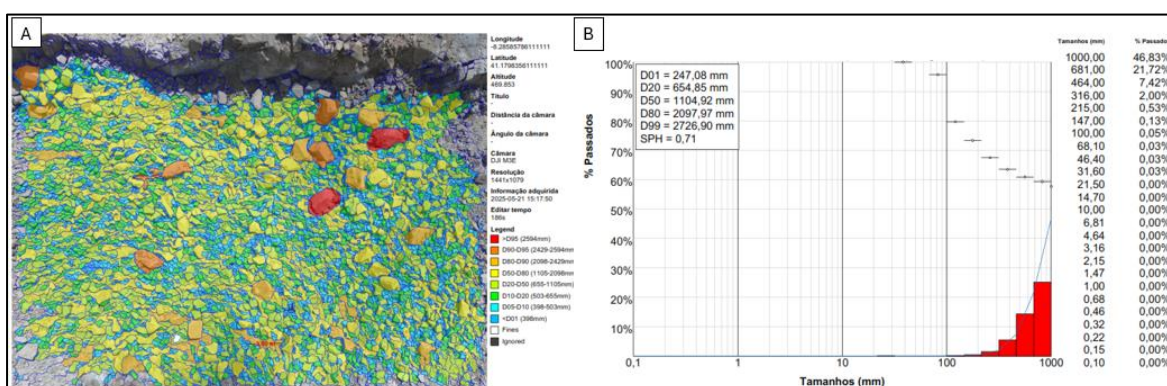


Figura 54- A) Foto aérea da pilha com material identificado pelo software WipFrag, da malha 1 do desmonte D1. B) Curva granulométrica resultante da análise do software WipFrag, da malha 1 do desmonte D1.

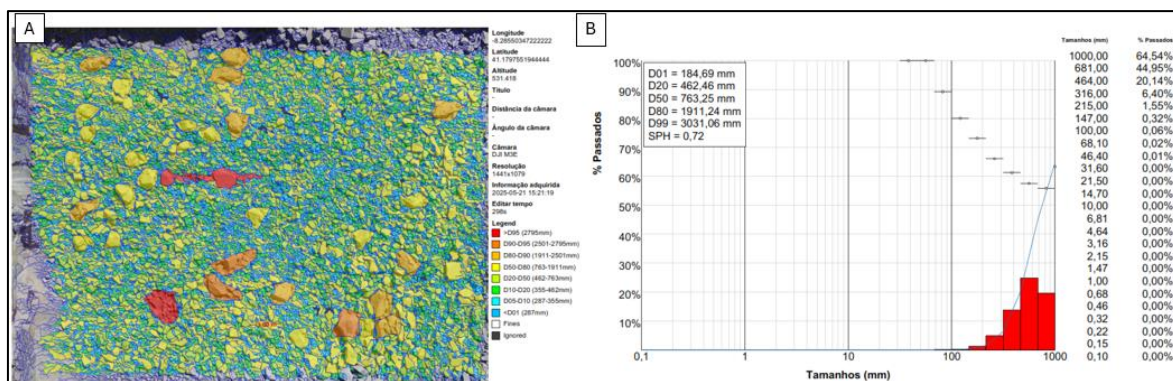


Figura 56- A) Foto aérea da pilha com material identificado pelo software WipFrag, da malha 2 do desmorte D1. B) Curva granulométrica resultante da análise do software WipFrag, da malha 2 do desmorte D1.

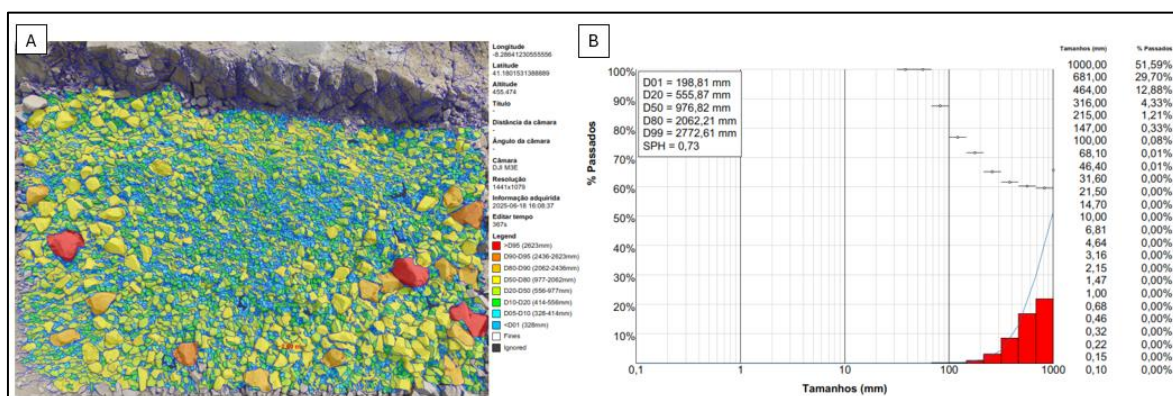


Figura 55- A) Foto aérea da pilha com material identificado pelo software WipFrag, do desmorte D2. B) Curva granulométrica resultante da análise do software WipFrag, do desmorte D2.

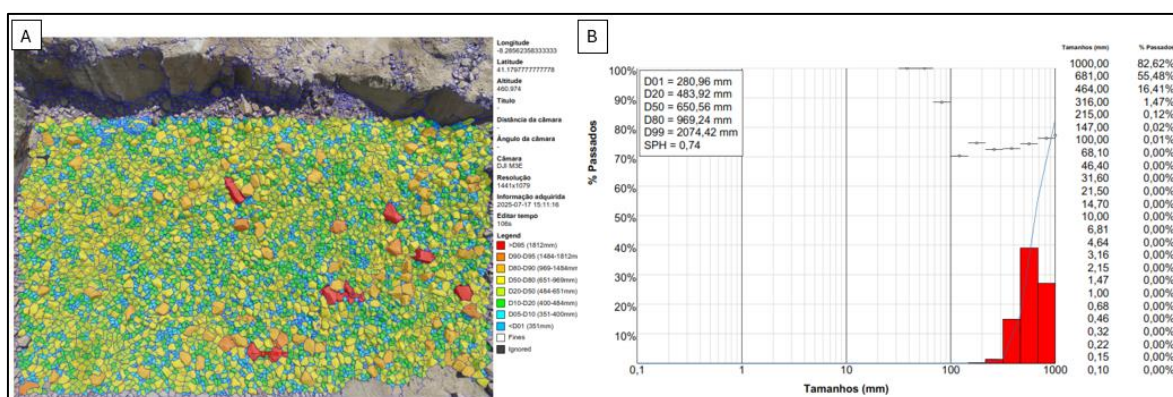


Figura 57- A) Foto aérea da pilha com material identificado pelo software WipFrag, do desmorte D3. B) Curva granulométrica resultante da análise do software WipFrag, do desmorte D3.

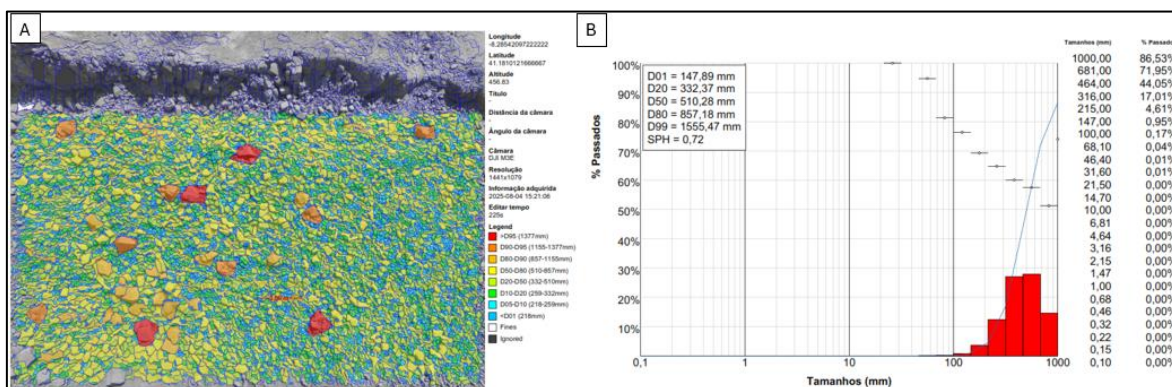


Figura 58- A) Foto aérea da pilha com material identificado pelo software WipFrag, do desmonte D4. B) Curva granulométrica resultante da análise do software WipFrag, do desmonte D4.

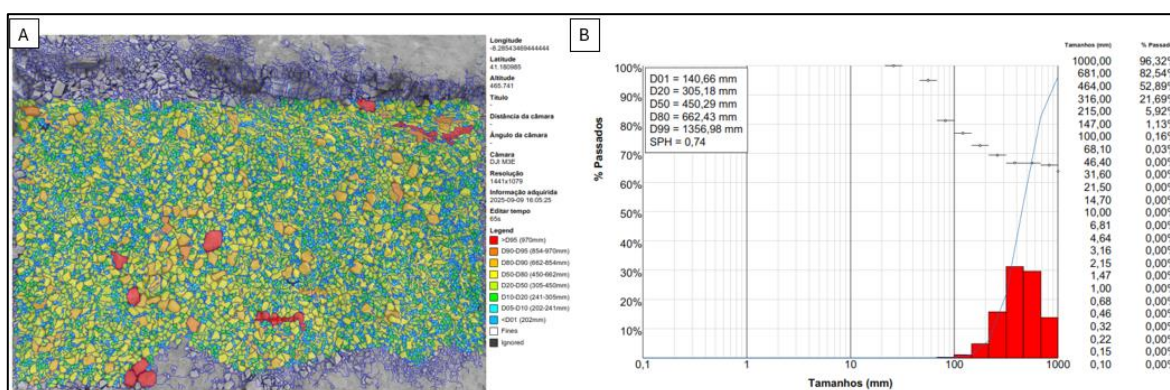


Figura 59- A) Foto aérea da pilha com material identificado pelo software WipFrag, do desmonte D5. B) Curva granulométrica resultante da análise do software WipFrag, do desmonte D5.

3.3. Síntese dos resultados

De modo a facilitar a análise e comparação dos resultados obtidos nos vários desmontes será agora apresentada uma síntese dos valores e gráficos mais importantes.

Antes de apresentar a tabela síntese, é importante apresentar a Tabela 13 com valores de referência de custos associados à operação de desmonte de rocha com explosivo, utilizados para estimar os custos associados a cada desmonte realizado.

Tabela 13- Valores de referência para estimativa de custos dos desmontes.

Item		Custo
Explosivo	Gemulit Extra Rouge	4,07 €
	Gemulit Super 100	3,71 €
	Gblend	2,93 €
Detonadores Não Elétricos	Elétricos Instantâneos 2,0 m	14,84 €
	Nonel U500 - 500MS 4,8 m	7,17 €
	Nonel U475 - 475MS 4,8 m	7,17 €
	Nonel U475 - 475MS 9,0 m	10,11 €
	Nonel U475 - 475MS 12,0 m	11,18 €
	Nonel U475 - 475MS 15,0 m	12,33 €
	Nonel U475 - 475MS 18,0 m	13,89 €
Ligadores	Nonel Conetor – 3,6 m 9 ms	6,09 €
	Nonel Conetor – 3,6 m 17 ms	6,09 €
	Nonel Conetor – 3,6 m 25 ms	6,09 €
	Nonel Conetor – 3,6 m 42 ms	6,09 €
	Nonel Conetor – 3,6 m 67 ms	6,09 €
	Nonel Conetor – 6,0 m 17 ms	7,08 €
Detonadores Eletrônicos	Hitronic 2 - 6,0m	22,35 €
	Hitronic 2 - 12,0m	26,07 €
	Hitronic 2 - 15,0m	36,11 €
	Fio de Ligação M35	0,65 €
Taxa da PSP		0,58 €/kg
Custo da perfuração		6,50 €/m

Na Tabela 14 encontram-se os valores e resultados mais importantes obtidos nos diferentes desmontes, bem como uma estimativa dos custos associados aos desmontes.

Tabela 14- Síntese dos valores-chave associadas a cada um dos diferentes desmontes.

Resultados \ Desmontes		D1Malha 1	D1Malha2	D2	D3	D4	D5
Nº de furos		105		64	82	165	136
Malha	Distância à frente, V (m)	2,4	2,5	2,5	2,5	2,2	2,4
	Espaçamento, E (m)	2,8	3	2,5	2,5	2,6	2,8
Comprimento perfurado (m)		1.479		833,7	1.203,5	1.549,5	1.269
Carga total (kg)		6.925		3.495,8	5700	6.750	4.100
Volume total de rocha (m³)		8.588		5.122	7.009	8.394	7.613
Perfuração específica, b (m/m³)		0,172		0,163	0,172	0,185	0,167
Carga Específica, q (Kg/m³)		0,806		0,683	0,813	0,804	0,539
Vibrações	Limite imposto (norma NP-2075:2015)	3		6	6	6	6
	Velocidade (mm/s)	5,91		2,29	3,72	2,72	2,76
Estimativa de custos (€)		34.951,49		22.249,34	28.816,20	35.924,33	32.075,95
Relação custo/volume (€/m³)		4,07		4,34	4,11	4,28	4,21

Na Figura 60 encontram-se todos sismogramas obtidos, com recurso ao sismógrafo Vibracord DX, durante as detonações dos diferentes desmontes.

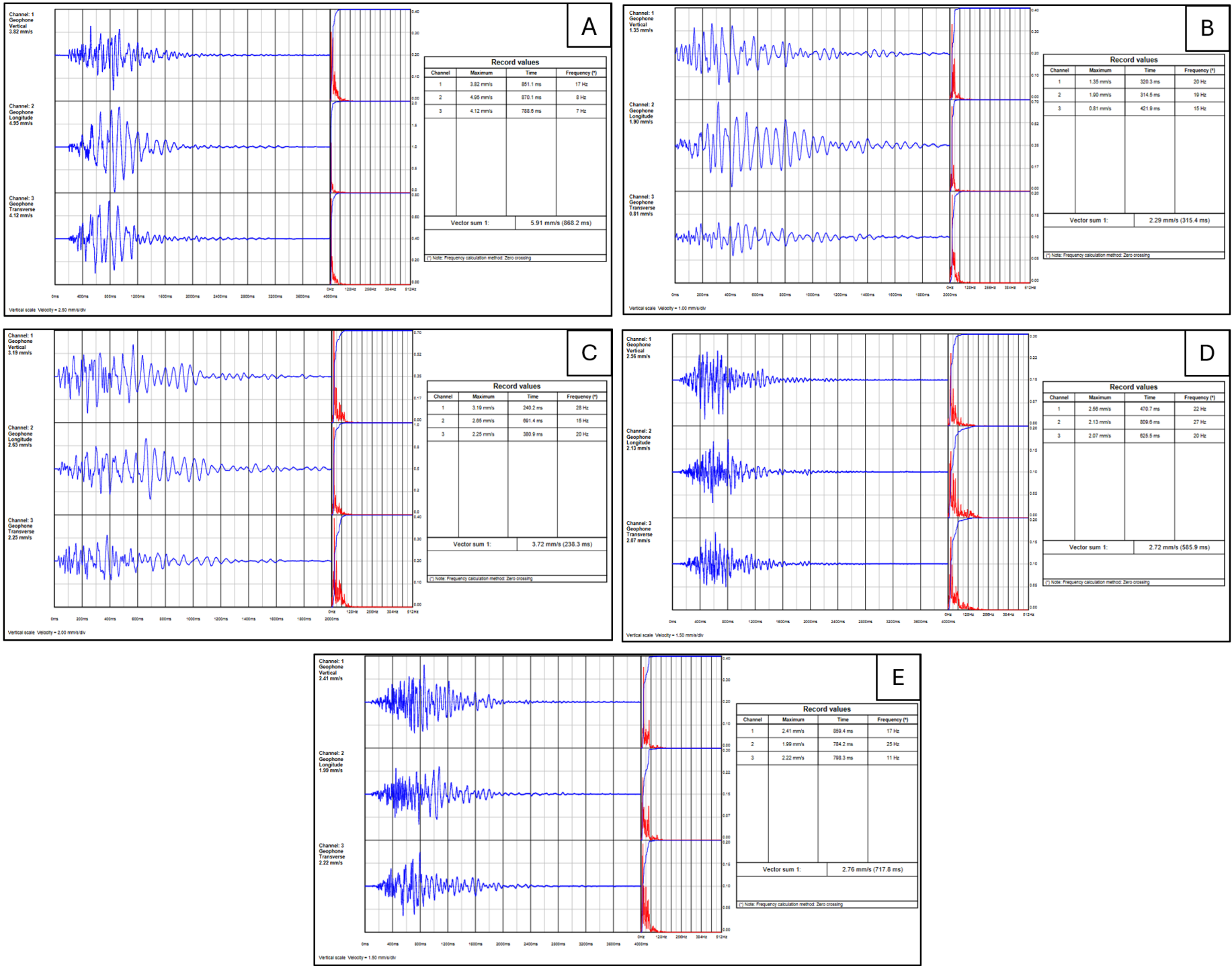


Figura 60- Sismogramas obtidos, com recurso do sismógrafo Vibracord DX, dos diferentes desmontes: A) D1; B) D2; C) D3; D) D4; E) D5.

Na Figura 61 encontram-se as curvas granulométricas, obtidas com recurso ao WipFrag, de cada desmonte.

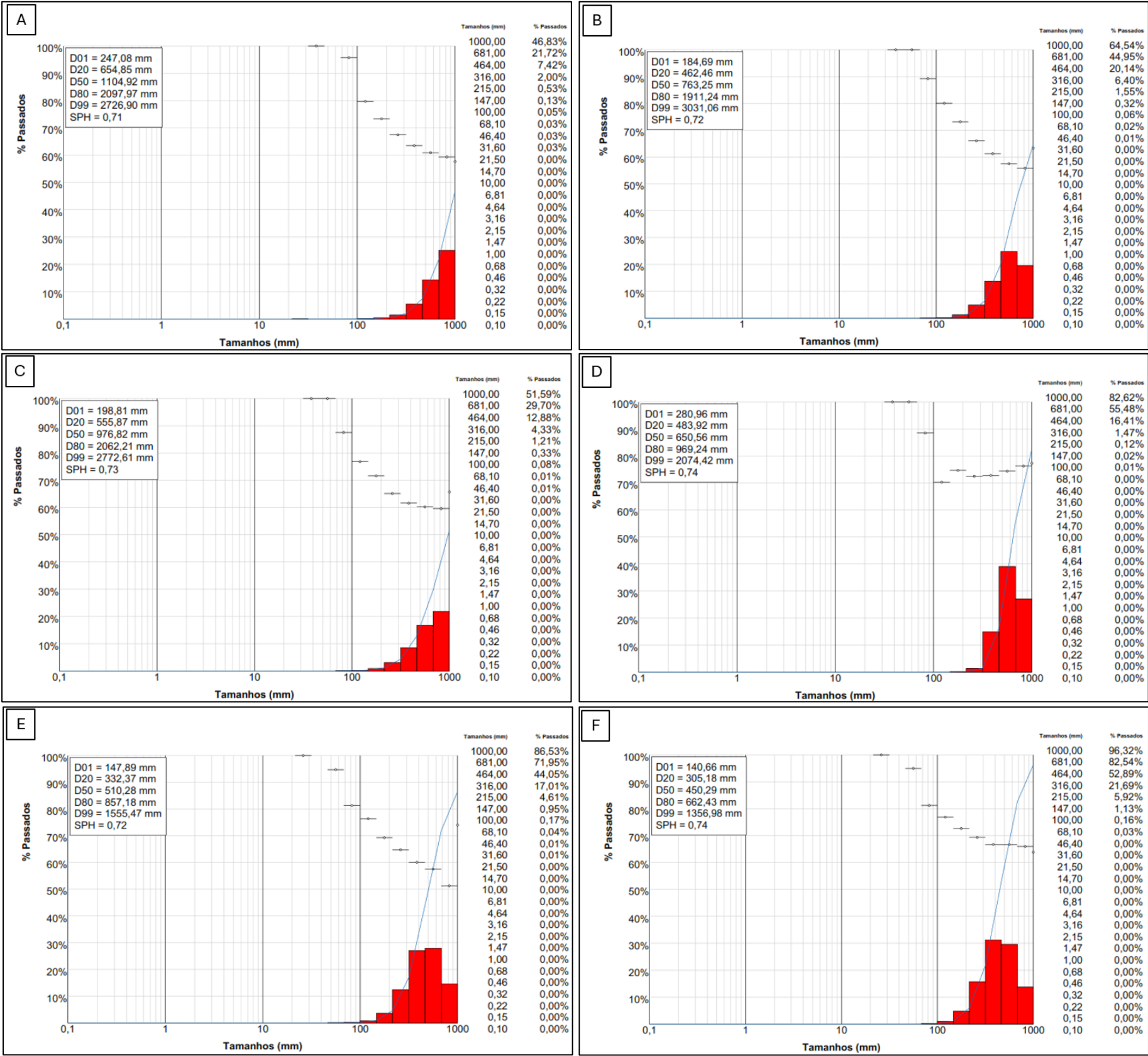


Figura 61- Curvas granulométricas obtidas, com recurso do WipFrag, dos diferentes desmontes: A) D1 com malha 1; B) D1 com malha 2; C) D2; D) D3; E) D4; F) D5.

Capítulo IV

Conclusões

[página propositadamente em branco]

4. Conclusões

A análise dos resultados pode ser realizada de duas formas: uma comparação direta entre os desmontes D4 e D5, por se tratarem de desmontes seguidos um ao outro, onde se extrapola que o maciço não seja distinto entre os desmontes e onde o primeiro desmorte (D4) acabou por gerar a frente livre do segundo desmorte (D5); ou uma comparação entre os todos os desmontes com detonadores não elétricos (D1+D2+D3+D4) e o desmorte com detonadores eletrônicos (D5).

Fazendo a comparação direta entre os desmontes D4 e D5, obtém-se a seguinte Tabela 15.

Tabela 15- Comparação direta entre desmontes D4 e D5.

		D4	D5
Perfuração específica, b (m/m³)		0,185	0,167
Carga Específica, q (Kg/m³)		0,804	0,539
Velocidade das vibrações (mm/s)		2,72	2,76
Relação custo/volume (€/m³)		4,28	4,21
Granulometria (mm)	D ₀₁	147,89	140,66
	D ₂₀	332,37	305,18
	D ₅₀	510,28	450,29
	D ₈₀	857,18	662,43
	D ₉₉	1.555,47	1.356,98

Depois de analisar a Tabela 15, pode-se afirmar que o desmorte D5 (com detonadores eletrônicos) possui melhores resultados que o desmorte D4 (detonadores não elétricos):

- uma redução de 9,7% no valor da perfuração específica e uma redução de 33% na carga específica no desmorte D5, indicando uma necessidade de perfurar menos e de utilizar menos explosivo que, consequentemente, leva a uma redução nos custos associados à

perfuração e carregamento, redução essa que compensa o aumento do valor custo por detonador, pois do D4 para o D5 há uma redução na relação do custo/volume do desmonte de 0,067 €/m³;

- no que toca às vibrações estas apresentam-se muito semelhantes, havendo apenas um aumento de 0,02 mm/s no desmonte D5;
- relativamente à granulometria, é possível afirmar que o desmonte D5 apresenta uma redução de calibre em toda a curva granulométrica, de destacar uma redução de 12,76% do maior calibre detetado e no valor de D₅₀ onde o desmonte D5, ao contrário do desmonte D4 que apresenta um calibre inferior a 500mm. O calibre inferior a 500mm é importante uma vez que na pedreira do Facho é utilizado um britador primário, modelo Metso C110, onde são admitidos calibres máximos de entrada entre 400 e 500 mm. Isto significa, segundo os dados do WipFrag, que no desmonte D5 cerca de 60% do material presente na pilha não necessitará de passar por uma fragmentação secundária antes de entrar no processo de britagem, enquanto que no desmonte D4, cerca de 50% do material necessitará passar por um processo de fragmentação secundária.

Fazendo a comparação entre todos os desmontes com detonadores não elétricos (D1+D2+D3+D4) e o desmonte com detonadores eletrónicos (D5), obtém-se a seguinte Tabela 16.

Tabela 16- Comparação entre os desmontes com detonadores não elétricos (D1+D2+D3+D4) e o desmonte com detonadores eletrónicos (D5).

		D1+D2+D3+D4	D5
Perfuração específica, b (m/m ³)		0,173	0,167
Carga Específica, q (Kg/m ³)		0,777	0,539
Velocidade das vibrações (mm/s)		2,91	2,76
Relação custo/volume (€/m ³)		4,27	4,21
Granulometria (mm)	D ₀₁	210,89	140,66
	D ₂₀	482,71	305,18
	D ₅₀	767,94	450,29
	D ₈₀	1.473,31	662,43
	D ₉₉	2.320,37	1.356,98

De ressaltar que para o cálculo dos valores médios da velocidade das vibrações registadas não foi considerado valor do desmonte D1, por se ter considerado como um valor anormal e que não

representa os valores tipicamente registados nos restantes desmontes, podendo este estar associado a alguma falha ou irregularidade ocorrida no desmonte D1 que acabou por gerar vibrações com uma velocidade tão elevada.

A análise da Tabela 16, permite constatar que o desmonte com detonadores eletrónicos (D5) possui melhores resultados que os desmontes com detonadores não elétricos (D1, D2, D3 e D4):

- uma redução de 3,5% no valor da perfuração específica e uma redução de 30,1% na carga específica no desmonte D5, indicando uma necessidade de perfurar menos e de utilizar menos explosivo que, conseqüentemente, leva a uma redução nos custos associados à perfuração e ao carregamento. Redução essa que é vantajosa, menos do que na análise anterior, tendo em consideração o aumento do valor do custo por detonador, pois dos desmontes com detonadores não elétricos (D1, D2, D3 e D4) para o desmonte com detonadores eletrónicos (D5) há uma redução na relação do custo/volume do desmonte de 0,057 €/m³.
- no que toca às vibrações estas apresentam-se com um melhor resultado, havendo uma redução de 0,15 mm/s no desmonte D5;
- relativamente à granulometria, é possível afirmar que o desmonte com detonadores eletrónicos (D5) apresenta uma redução significativa nos calibres em toda a curva granulométrica, de destacar uma redução de 41,52% do maior calibre detetado e no valor de D₅₀ onde o desmonte com detonadores eletrónicos (D5), ao contrário do desmonte com detonadores não elétricos (D1, D2, D3 e D4) apresenta um calibre inferior a 500mm. Mais uma vez, o calibre inferior a 500 mm é importante devido aos calibres de entrada máximos admitidos para o britador primário em utilização na pedreira do Facho. Isto significa, segundo os dados do WipFrag, que ao contrário do desmonte com eletrónicos (D5) onde cerca de 60% do material presente na pilha não necessitará de passar por uma fragmentação secundária antes de entrar no processo de britagem, no desmonte com detonadores não elétricos (D1, D2, D3 e D4) apenas cerca de 30,79% (obtido através de uma média ponderada das percentagem de passados com calibre 500mm) do material não necessitará passar por um processo de fragmentação secundária.

Segundo Caldeira (2016), é expectável que a aplicação de detonadores eletrónicos resulte numa melhoria significativa em todos os parâmetros que definem a qualidade de um desmonte de rocha com recurso a explosivos. Apesar de se verificar uma melhoria em quase todos os parâmetros analisados, com exceção do custo, quando se comparam os valores dos desmontes que utilizaram

detonadores não elétricos (D1, D2, D3 e D4) e os dos desmontes com detonadores eletrónicos (D5), esta melhoria não se mostra tão significativa como previa a bibliografia.

Uma das limitações deste estudo reside no facto de ter sido considerado apenas um desmonte com a aplicação de detonadores eletrónicos, devido a constrangimentos externos e de agenda que inviabilizaram a inclusão de um número maior de casos. Assim, recomenda-se a continuidade desta investigação em trabalhos futuros, contemplando a realização de desmontes adicionais com detonadores eletrónicos, de modo a reforçar o presente estudo e comprovar de forma mais robusta as melhorias reportadas na literatura relativamente à substituição de detonadores não elétricos por eletrónicos no desmonte de rocha com recurso a explosivos.

Capítulo V

Referências

[página propositadamente em branco]

5. Referências

- Academia de Mineração (2024). A Evolução das Práticas Mineiras ao Longo da História. In: <https://acadmin.com.br/2024/04/a-evolucao-das-praticas-minerais-ao-longo-da-historia/> (consultado em 31 de março de 2025)
- Alonso, J. B., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). Perforación y voladura de rocas en minería. Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas.
- Barton, N. e Quadros, E. (2015). Anisotropy is everywhere, to see, to measure and to model. *Rock Mech Roc Eng* 48:1323–1339.
- Bernardo, P. A. M. (2004). Impactes Ambientais do Uso de Explosivos na Escavação de Rochas com Ênfase nas vibrações. Instituto Superior Técnico de Lisboa.
- Bernardo, P. (2014). Detonadores electrónicos. Análise comparativa de sistemas de iniciação. In: https://www.ordemosengenheiros.pt/fotos/editor2/oe_10042014_pedrobernardo_det_electronicos.pdf (consultado em 5 de abril de 2025)
- 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. (1989). Engineering rock mass classifications. Wiley, New York. 251 pp.
- Bieniawski, Z.T. (1993). Classification of rock masses for engineering: the RMR system and future trends. In: J.A. Hudson (Ed.), *Comprehensive rock engineering: principles, practice, and projects*. Pergamon Press, 33:553-574.
- Caldeira J. (2016). Análise comparativa da qualidade técnico-económica da utilização de detonadores não eléctricos e electrónicos no desmonte de maciços rochosos. Politécnico do Porto (Dissertação de Mestrado). URI: <http://hdl.handle.net/10400.22/9815>
- Câmara Municipal de Penafiel (2025). Penafiel – Câmara Municipal de Penafiel. In: <https://www.cm-penafiel.pt/municipio-de-penafiel/juntas-de-freguesia/penafiel/> (consultado em 12 de maio de 2025)
- Cargill, J.S., Shakoar, A. (1990). Evaluation of empirical methods for measuring the uniaxial compressive strength of rock. *Int J Rock Mech Min Sci & Geomech Abstr*, 53:97-103.
- Celada, B., Tardáguila, I., Rodríguez, A., Varona, P. e Bieniawski, Z.T. (2014). Actualización y mejora del RMR.IGP – InGeoPress, 234: 18-22.
- Celada, B., Bieniawski, Z. T. (2020). Ground characterization and structural analyses for tunnel design. CRC Press, Boca Raton, 454 pp.
- Chaminé, H.I. e 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., Afonso, M.J., Teixeira, J., Ramos, L., Fonseca, L., Pinheiro, R. e 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., Afonso, M.J., Ramos, L. e 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. (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.
- Daniel F. (2000). *Manual de Utilização de Explosivos em Explorações a Céu Aberto*. Divisão de Minas e Pedreiras do IGM, Lisboa. 69pp.
- Decreto-Lei n.º 69/2000, de 3 de maio. *Diário da República*, 1.ª série, n.º 102 (03 de maio de 2000), pp. 1784-1801.
- Deere, D.U. (1963). Technical description of rock cores for engineering purposes. *Felsmechanik und Ingenieurgeologie / Rock Mech Eng Geol* 1(1): 17–22.
- 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 rockmechanics*, Soc. Min. Engrs, Am. Inst. Min. Metall. Petrol. Engrs., p. 237-302.
- Dinis da Gama, C. (1995). Aspectos geotécnicos y de fracturación de las rocas ornamentales. In: C. López Jimeno (Ed.), *Capítulo 10 – Manual de Rocas Ornamentales*. Entorno Gráfico SL, Madrid, p. 231-246.
- Dinis da Gama, C. (2003). *Elementos de Dinâmica das Rochas. 1º Curso Sobre Explosivos para Responsáveis Técnicos de Pedreiras e Obras de Escavação*. Centro de Geotecnia do I. S. T..
- Dozolme P., (2025). Diferentes tipos de detonadores usados na mineração. In: <https://pt.briactly.com/diferentes-tipos-de-detonadores-usados-%E2%80%8B%E2%80%8Bna-mineracao/> (consultado em 31 de março de 2025)
- Dyno Nobel (2025a). TECHNICAL DATA SHEET NONEL MS 1.1B Nonelectric Millisecond Delay Detonator. In: <https://www.dynonobel.com/siteassets/product-hub/tech-info/ms11b.pdf> (consultado em 5 de abril de 2025)
- Dyno Nobel (2025b). TECHNICAL DATA SHEET NONEL LP 1.1B Nonelectric Long Period Delay Detonator. In: <https://www.dynonobel.com/globalassets/dyno-nobel-shared-assets/resource-hub/technical-information/north-america/initiation-systems/nonel/lp11b.pdf> (consultado em 5 de abril de 2025)
- Dyno Nobel (2025c). TECHNICAL DATA SHEET NONEL MS CONNECTOR Nonelectric Surface Delay Detonator. In: <https://www.dynonobel.com/siteassets/assets/dyno/resourcehub/technical-information/north-america/initiation-systems/nonel/msconnector.pdf> (consultado em 5 de abril de 2025)
- ENAEX (2024). Espoleta No8 - Detonadores Convencionais. In: <https://www.enaex.com/br/pt/espoleta-no8/> (consultado em 4 de abril de 2025)

- Franklin, J.A., Broch, E. e Walton, G. (1971). Logging the mechanical character of rock. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, 80: A1-A9.
- Galiza, A.C., Ramos, L., Fonseca, L. e Chaminé, H.I. (2011a). Geotecnia mineira de maciços rochosos fracturados para o controlo da qualidade do desmorte. Revista Ingenium da Ordem dos Engenheiros, 124 (Jul/Agos): 76-80.
- Galiza, A.C., Gomes, C., Chaminé, H., & Bernardo, P. (2011b). Manual do Operador de Produtos Explosivos. Associação Portuguesa de Estudo e Engenharia de Explosivos & Associação Nacional da Indústria Extrativa e Transformadora.
- Góis, J., Vieira, A., Galiza, A., Gomes, C., & Chaminé, H.I. (2011). Manual do operador de produtos explosivos (AP3E, Ed.) Associação Portuguesa de Estudos e Engenharia de Explosivos, AP3E. In: <https://ap3e.pt/wp-content/uploads/2021/03/Manual-Operador-de-Produtos-Explosivos-versao-divulgacao.pdf> (consultado em 10 de setembro de 2025)
- Gomes, L., Galiza A. e Vieira A.R. (2007). Desmorte de maciços rochosos I e II. Instituto Superior de Engenharia do Porto, ano lectivo 2007/2008, ISEP, Porto. (Policopiado).
- Gonzalez de Vallejo, L.I. e Ferrer, M. (2011). Geological engineering. CRC Press, Taylor-Francis group, 725 pp.
- Guedes, I.R. (2024). Otimização da granulometria do desmorte de maciços rochosos cartografia de zonamento geotécnico vs. Índice de dispersão volumétrica. Politécnico do Porto (Dissertação de Mestrado). URI: <http://hdl.handle.net/10400.22/26606>
- Hoek, E. (1994). Strength of Rock and Rock Masses. ISRM News Journal, 2, 4-16.
- Hoek, E. e Brown, E.T. (1980a). Empirical strength criterion for rock masses. J. Geotech. Engng Div., ASCE106(GT9), 1013-1035.
- Hoek, E. e Brown, E.T. (1980b). Underground excavations in rock. Institution of Mining and Metallurgy, London.
- Hoek, E. e Brown, E.T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech.Abstr., 34: 1165-1186.
- Hoek, E., Marinos, P., 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.
- Hoek, E. (2007). Practical rock engineering. RocScience: Hoek's Corner, 342 p.
- Hoek, E., Carter, T.G., Diederichs, M.S. (2013). Quantification of the Geological Strength Index chart. In: <https://www.rocsience.com/assets/resources/learning/hoek/2013-Quantification-of-the-GSI-Chart.pdf> (consultado 10 de agosto de 2025)
- Hustrulid, W. A. (1999). Blasting principles for open pit mining. Balkema.
- ISEE (1998). Blasters' Handbook. 17th Edition. International Society of Explosives Engineers, Cleveland. 743 pp.
- ISEE (2011). "Blasters' Handbook, 18th Edition" Chapter 13 - Explosive Products. Cleveland, Ohio, U.S.A.: ISEE.
- 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 (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 (1985). Suggested method for determining point load strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts*, 22: 51-60.
- Jimeno C. L., Jimeno E. L., García Bermúdez P. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. U. D. Proyectos, Madrid, 780 pp.
- Jimeno, C. L. et al. (2004). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*, 2. ed., Madrid, España, Instituto Tecnológico Geominero de España.
- Kim, B.H., Cai, M., Kaiser, P. e Yang, H. (2007). Estimation of Block Sizes for Rock Masses with Non-persistent Joints. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 40: 169-192.
- Kolymbas, D. (2005). *Tunnelling and Tunnel Mechanics: A Rational Approach to Tunnelling*. Springer-Verlag. (p. 444).
- Lima, F.V. (2014). *Controle de vibrações no desmonte de rocha com explosivos*. Catalão.
- Marinos, P. e Hoek, E. (2000). GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In: *Proceedings GeoEng2000 on Geotechnical and Geological Engineering* (Melbourne, Victoria, Australia). Technomic Publishers, Lancaster, PA, pp. 1422-1442.
- Medeiros, A. C.; Pereira, E., Moreira, A. (1980). *Notícia explicativa da Carta Geológica de Portugal, à escala 1/50000, folha 9-D (Penafiel)*. Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa.
- Medeiros, A., Pereira, E., Moreira, A. (1981). *Carta Geológica de Portugal, à escala 1/50000, folha 9-D (Penafiel)*. Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa.
- Mendes Peixoto SA (2004). *Plano de Pedreira – Ampliação. Reestradas - Revitalização de Estradas do Norte Lda (Relatório Inédito)*
- Mendes Peixoto SA (2004). *Estudo de Impacte Ambiental – Relatório Síntese. Reestradas - Revitalização de Estradas do Norte Lda (Relatório Inédito)*
- Mendes Peixoto SA (2004). *Estudo de Impacte Ambiental – Resumo Não Técnico. Reestradas - Revitalização de Estradas do Norte Lda (Relatório Inédito)*
- Miller, R.P. (1965). *Engineering classification and index properties for intact rock*. University of Illinois, 282 pp (Tese de doutoramento). URI: <https://apps.dtic.mil/sti/citations/tr/AD0646610>
- Moura Silva & Filhos, S.A. (2020). *Produtos | Moura Silva & Filhos, SA..* In: https://www.mourasilvaexplosivos.com/produtos.php?cat=2&sub_cat=6 (consultado em 4 de abril de 2025)
- Oliveira, J. (2009). *Desmonte de Rocha a Céu Aberto com Recurso a Explosivos*. Universidade de Aveiro.
- Orica (2007a). *Blating machine for Nonel*. In: <https://www.oricaminingservices.com/Download.ashx?File=%2F1%2FTD+DynoStart+-+en+June+2007.pdf> (consultado em 10 de setembro de 2025)
- Orica (2007b). *Nonel System*. In: <https://www.oricaminingservices.com/Download.ashx?File=%2F1%2FTD+DynoStart+-+en+June+2007.pdf> (consultado em 10 de setembro de 2025)
- Orica (2025). *Sistemas Eletrônicos de Detonação*. In: https://www.oricaminingservices.com/br/pt/section/products_and_services/electronic_blasting_systems (consultado em 10 de setembro de 2025)
- Palmström, A. (1995). *RMi: a rock mass characterization system for rock engineering purposes*. University of Oslo, 400 p. (Tese de doutoramento).

- Palmström, A. (2005). Measurements of and Correlations between Block Size and Rock Quality Designation(RQD). *Tunnels and Underground Space Technology*: 362-377.
- Pells, P.J., Bieniasz, Z.T., Hencher, S.R. e Pells, S.E. (2017). Rock quality designation (RQD): time to rest in peace. *Canadian Geotechnical Journal*, 54: 825-834.
- Pettifer, G.S. e Fookes, P.G. (1994). A revision of the graphical method for assessing the excavability of rock. *Quarterly Journal of Engineering Geology*, 27: 145-164.
- Pimental B., (2022). História e evolução dos explosivos civis aplicados à mineração. In: https://www.passeidireto.com/arquivo/111936649/aula-2-historia-e-evolucao-dos-explosivos-civis-aplicados-a-mineracao?q=Aula%20%20-%20Hist%C3%B3ria%20e%20evolu%C3%A7%C3%A3o%20dos%20explosivos%20civis%20aplicados%20a%20miner%C3%A7%C3%A3o&t=1&utm_source=chatgpt.com (consultado em 31 de março de 2025)
- Pita A. (2017). Ferramentas Informáticas Para Avaliar a Influência da Qualidade da Perfuração no Desmonte de Rocha Com Explosivos. *Politécnico do Porto*. URI: <http://hdl.handle.net/10400.22/10876>
- Portal das Freguesias (2025). Marecos – Portal das Freguesias. In: <https://www.freguesias.pt/freguesia.php?cod=131118> (consultado em 10 de maio de 2025)
- Portaria n.º 330/2001, de 2 de abril. *Diário da República*, 1.ª série (02 de abril de 2001), pp. 1915-1923.
- Priest, S.D. e Hudson, J.A. (1976). Discontinuity spacing in rock. *Int. Journ. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 13: 135-148.
- Priest, S.D. (1993). *Discontinuity analysis for rock engineering*. Kluwer Academic Publishers, 473p.
- Ramos, L. (2022). Metodologias interdisciplinares em geotecnia mineira para a qualidade do desmonte de maciços rochosos. *Faculdade de Ciências e Tecnologia, Universidade de Coimbra, Coimbra (Tese de doutoramento)*. URI: <https://hdl.handle.net/10316/100395>
- Real, G.E.R.V. (2019). A análise do poder disruptivo de explosivos civis. *Instituto Superior Técnico. (Dissertação de Mestrado)*.
- 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.
- Sandvik Tamrock, 1999. *Rock excavation handbook for civil engineering*. GB, 363 pp.
- Schmidt, E. (1951). A non-destructive concrete tester. *Concrete*, 59 (8): 34-35.
- Scott, A., Cocker, A., Djordjevic, N., Higgins, M., La Rosa, D., Sarma, K. S., & Wedmaier, R. (1996). *Open pit blast design-Analysis and Optimisation*. JKMR Monograph Series in Mining and Mineral Processing.
- Soeiro T. (2025). Apresentação do Concelho – Câmara Municipal de Penafiel. In: <https://www.cm-penafiel.pt/visitar-penafiel/apresentacao-do-concelho/> (consultado em 12 de maio de 2025)
- Tsiambaos, G. e Saroglou, H. (2010). Excavability assessment of rock masses using the Geological Strength Index (GSI). *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 69:13-27.
- Watkins, H., Bond, C.E., Healy, D. e Butler, R.W.H. (2015). Appraisal of fracture sampling methods and a new workflow to characterise heterogeneous fracture networks at outcrop. *Journal of Structural Geology* 72:67–82.

[página propositadamente em branco]

DECLARAÇÃO DE INTEGRIDADE

Eu, **RODRIGO RIBEIRO DA CUNHA GOMES**, N.º CC: 15024317,

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 ainda que pontualmente recorri a ferramentas de inteligência artificial (IA) — texto, imagem, vídeo ou outro formato — apenas para fins académicos de pesquisa avançada de tópico específico e ainda fiz devida citação deste recurso sem colocar em causa os direitos de autor ou uso indevido de informações ou falsificação de conteúdos.

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.

ISEP, Porto, 26 de setembro de 2025

RODRIGO RIBEIRO DA CUNHA GOMES