



**Instituto Superior de Engenharia do Porto**

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

## **Análise comparativa da qualidade técnico-económica da utilização de detonadores não eléctricos e electrónicos no desmonte de maciços rochosos**

**João Filipe Neves Caldeira**

**isep** Instituto Superior de  
Engenharia do Porto



**P. PORTO**

**2016**





**Instituto Superior de Engenharia do Porto**

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

**Análise comparativa da qualidade técnico-económica da  
utilização de detonadores não eléctricos e electrónicos no  
desmonte de maciços rochosos**

**João Filipe Neves Caldeira**

**1100517**

*Projecto apresentado ao Instituto Superior de Engenharia do Porto para cumprimento dos requisitos necessários à obtenção do grau de **Mestre em Engenharia Geotécnica e Geoambiente**, realizada sob a orientação do Prof. Doutor José Augusto Abreu Peixoto Fernandes, Professor Coordenador do Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP.*



***Dedico esta tese a todos os que colaboraram comigo  
para a sua realização.***



## **Júri**

### **Presidente**

Doutor Helder Gil Iglésias de Oliveira Chaminé

*Professor Coordenador com Agregação, Instituto Superior de Engenharia do Porto*

Doutor José Augusto de Abreu Peixoto Fernandes

*Professor Coordenador, Instituto Superior de Engenharia do Porto*

Doutor João Paulo Meixedo dos Santos Silva

*Professor Adjunto, Instituto Superior de Engenharia do Porto*

Doutor Fernando Pedro Ortega de Oliveira Figueiredo

*Professor Auxiliar, Faculdade de Ciências e Tecnologia, Universidade de Coimbra*

Mestre Luís Filipe Santos Fonseca

*Director de Produção, Elevo Agregados (Grupo Elevo SA), Porto*

---

A tese de *mestrado em engenharia geotécnica e geoambiente (MEGG)* foi apresentada e defendida em prova pública, pelo Licenciado **João Filipe Neves Caldeira**, no Auditório de Geotecnia do Departamento de Engenharia Geotécnica (ISEP) em 14 de Novembro de 2016 mediante o júri nomeado, em que foi atribuída, por unanimidade, a classificação final de **16 (dezassexis) valores**, cuja fundamentação se encontra em acta. Todas as correções pontuais determinadas pelo júri, e só essas, foram efectuadas.

---

## Agradecimentos

São devidos agradecimentos a todos os que me acompanharam ao longo da elaboração desta tese de mestrado.

Aos meus orientadores, pelo apoio, aconselhamento e supervisão durante a realização deste trabalho, tanto no “campo” como no gabinete. Ao Prof. Doutor José Augusto Fernandes (DEG-ISEP) pelas palavras de aconselhamento numa altura de decisão importante e pela sugestão do tema desta tese. Agradecer também o apoio que deu na cedência de elementos bibliográficos. Ao Eng.º Luís Fonseca (*Elevation, S.A.*) por todo o apoio que deu durante a realização deste trabalho quer na sua presença no “campo” e acompanhamento dos trabalhos realizados, quer na revisão das diversas versões do manuscrito, quer na cedência de bibliografia. A sua visão sobre as questões da geo-engenharia, o seu interesse nas matérias desta área e a sua capacidade de trabalho foram muito motivadoras.

Um agradecimento aos diretores dos Laboratórios do DEG-ISEP, Prof. Doutor Hélder Iglésias Chaminé (LABCARGA) e ao Prof. Doutor José Augusto Fernandes (LGMC), pela cedência de material e utilização de recursos dos laboratórios imprescindíveis para a realização desta tese e ao Prof. Doutor João Paulo Meixedo (DEG-ISEP) pela disponibilização do equipamento para a realização do ensaio de refração sísmica.

Ao Eng.º Luis Ramos (*Elevation, S.A.*) pela cedência de material de trabalho que em muito contribuíram para os resultados e conclusões obtidos nesta tese e pela ajuda no debate de ideias e soluções. Ao Eng.º Celso Midão (*Elevation, S.A.*) pela ajuda prestada no “campo” e pela pronta disponibilidade na troca de dados de trabalho e informações. Ao Eng.º Pedro Batista (*Orica Mining Services, S.A.*) pelas explicações relativas aos ensaios *laser* e de desvios de perfuração e pela preocupação de me enviar pessoalmente os valores registados.

Ao Prof. Doutor Fernando Pedro Figueiredo (DCT-UC) pelas explicações dadas relativas ao procedimento para a realização do ensaio de refração sísmica e pela sua disponibilidade e prontidão nas respostas às perguntas que lhe fui colocando.

À empresa *SkyCam*, na pessoa de Jorge Sousa um grande agradecimento pela disponibilidade em realizar o registo fotográfico dos trabalhos acompanhados, e pela ajuda no processo extenuante do tratamento e modelação dos dados que levaram a resultados importantes no âmbito do estudo realizado nesta tese.

À *Elevation, S.A.* por todo o apoio institucional prestado.

À minha família, em especial aos meus pais, avós e irmã, pelo amor, pela formação, pelos valores, pela compreensão, pelo interesse e ajuda que também me deram para a realização da tese e, especialmente, por sempre me apoiarem no meu percurso académico e fazerem com que nunca desistisse.

À Raquel por me ter acompanhado nesta aventura, pela sua presença e apoio nos levantamentos geológico-geotécnicos e geomecânicos no campo, pela sua incansável ajuda durante a realização desta tese, pelo companheirismo, pelo interesse, pela paciência, pelo amor e por ter estado sempre lá com uma palavra de conforto e encorajamento.

Ao meu amigo e colega de curso, Daniel Oliveira, pela ajuda prestada na execução dos ensaios geomecânicos e na interpretação dos valores obtidos.

A todos os meus amigos sem exceção pelo companheirismo, pelos laços de amizade e pelas vivências e ensinamentos ao longo destes anos. A todos os colegas com os quais cruzei o mesmo percurso académico e àqueles com quem cheguei até aqui.



## **Palavras-chave**

*Maçiços Rochosos, Fragmentação, Detonadores, Análise, Técnico-económicas*

## **Resumo**

O estudo realizado pretende avaliar as características técnico-económicas relativas à utilização de dois diferentes tipos de detonadores, não elétricos e eletrónicos, verificando o seu desempenho no âmbito dos trabalhos de desmonte em tipologias muito semelhantes de maciço rochoso.

A fragmentação obtida, no âmbito de exploração de agregados, é o resultado final da realização do desmonte. A obtenção dos calibres pretendidos é um fator fulcral para o sucesso do mesmo, e tem influência direta em termos logísticos e financeiros nos consequentes trabalhos de carga, transporte e britagem. O objetivo deste trabalho é, num ambiente o mais aproximado possível em termos de características geológicas, utilizando os mesmos processos de trabalho, e na tentativa de utilizar os mesmos equipamentos e os mesmos recursos humanos, avaliar os resultados relativos à utilização dos dois tipos de detonadores, traçando uma avaliação à fragmentação obtida em ambos os casos, com o expectável em termos teóricos e entre si, realizando uma análise aos processos procedentes e aos custos totais. A avaliação da perturbação provocada por ambas as técnicas na envolvente, designadamente vibrações, é igualmente um objetivo pretendido.

A área de exploração de agregados, Pedreira de Serdedelo, situada em Ponte de Lima, no Noroeste de Portugal, foi a selecionada para a realização deste estudo. Para a avaliação do maciço foram utilizadas técnicas de geotecnia, geomecânica e geologia. Como complemento deste estudo foi utilizado *software* geoinformático para refinação de dados. Para avaliação de técnicas, foram acompanhados os trabalhos de conceção e melhoramento do diagrama de fogo, perfuração, ensaios de desvio de perfuração e registo de vibrações. Para avaliação de resultados foi feito o acompanhamento das operações de desmonte secundário, carga, transporte e primeiro estágio de britagem relativo ao material desmontado e utilizado *software* de tratamento de imagem para cálculo de granulometrias resultantes.



**Keywords**

*Rock Masses, Fragmentation, Detonators, Analysis, Technical Economic*

**Abstract**

This work aims to evaluate the technical and economic characteristics for the use of two different types of detonators, non-electric and electronic; verifying their performance on rock blasting work in very similar types of rock mass.

The fragmentation obtained, in aggregates production, is the final result of rock blasting. Obtaining the desired gauge is a key factor for its success, and has direct influence on logistical and financial terms in subsequent load, transport and crushing works. The objective of this work is, in the closest possible environment in terms of geological features, using the same work processes, and trying to use the same equipment and human resources, evaluate the results on the use of both types of detonators, tracing an evaluation of the obtained fragmentation in both cases, the expected in theory and each other, making an analysis of the proceeding processes and the total costs. The evaluation of the disturbance caused by both techniques in the environment, including vibration, is also a desired goal.

The aggregates explored area, Serdedelo quarry, located in Ponte de Lima, in the northwest of Portugal, was the selected for this study. For the evaluation of the rock mass, there were used geotechnical, geomechanics and geological techniques. In addition to this study it was used a specific software for data refining. For the technical evaluation, the blasting design and its improvement, the drilling and and drilling shift assays and vibration record. For the evaluation of results, it was made the monitoring of the secondary fragmentation, load and hauling operations, as well as, the first crushing stage, and used image processing software for particle size calculation result.





# Índice

1.	Introdução .....	3
1.1.	Enquadramento geral.....	3
1.2.	Enquadramento do tema .....	3
1.3.	Objetivos a cumprir .....	5
1.4.	Metodologias.....	6
2.	Enquadramento do tema na indústria de exploração de maciços rochosos .....	11
2.1.	Variáveis não controláveis.....	13
2.2.	Variáveis controláveis.....	15
2.2.1.	Diâmetro do furo .....	16
2.2.2.	Distância máxima da linha de furos à frente livre ( $V_{m\acute{a}x}$ ) .....	17
2.2.3.	Subfuração (U).....	18
2.2.4.	Comprimento do furo (H).....	19
2.2.5.	Distância prática à frente (V).....	19
2.2.6.	Espaçamento entre furos (E).....	20
2.2.7.	Perfuração específica (b).....	20
2.2.8.	Peso carga de fundo ( $Q_b$ ).....	20
2.2.9.	Tamponamento ( $h_0$ ).....	21
2.2.10.	Peso carga de coluna ( $Q_c$ ) .....	21
2.2.11.	Peso da carga total ( $Q_t$ ).....	21
2.2.12.	Carga específica (q) .....	22
2.3.	Perfuração .....	22
2.3.1.	Acessórios de perfuração .....	23
2.4.	Explosivos .....	25
2.5.	Tipologia de explosivos e sua caracterização.....	26
2.6.	Fragmentação.....	31

2.6.1.	Estado de fraturação natural do maciço .....	31
2.6.2.	Caraterísticas físico-mecânicas do maciço .....	32
2.6.3.	Perfuração específica e carga específica .....	33
2.6.4.	Sequência de iniciação .....	33
2.6.5.	Diagrama de fogo .....	34
2.6.6.	Inclinação da perfuração .....	36
2.6.7.	Desvios da perfuração .....	37
2.6.8.	Dimensão da pega .....	38
2.6.9.	Desmorte secundário .....	38
2.6.10.	Comparação entre fragmentações.....	39
2.7.	Caracterização dos diferentes detonadores utilizados no desmorte de maciços rochosos com explosivos .....	40
2.7.1.	Detonadores pirotécnicos .....	40
2.7.2.	Detonadores elétricos .....	41
2.7.3.	Detonadores não-elétricos.....	43
2.7.4.	Detonadores eletrônicos.....	45
2.8.	Sistemas de iniciação de explosivos em desmorte de maciços rochosos .....	47
2.9.	Iniciação de explosivos com detonadores em desmorte de maciços rochosos.....	48
2.9.1.	Iniciação com detonadores elétricos .....	48
2.9.2.	Iniciação com detonadores não elétricos .....	51
2.9.3.	Iniciação com detonadores eletrônicos .....	52
2.10.	Vibrações.....	53
3.	Caso de estudo .....	57
3.1.	Enquadramento geográfico.....	57
3.2.	Enquadramento regional (geomorfologia, geotectónica, hidrogeologia) .....	58
3.3.	Descrição geológica, geotécnica e geomecânica do local.....	60
3.3.1.	Composição do material rochoso.....	60
3.3.2.	Levantamento geológico-geotécnico e geomecânico.....	61

3.3.3.	Tipo de descontinuidade .....	63
3.3.4.	Grau de alteração .....	64
3.3.5.	Grau de fraturação .....	64
3.3.6.	Abertura .....	65
3.3.7.	Tipo de preenchimento .....	66
3.3.8.	Rugosidade .....	66
3.3.9.	Continuidade .....	67
3.3.10.	Terminação.....	67
3.3.11.	Curvatura.....	68
3.3.12.	Presença de Água .....	68
3.4.	Definição do sistema de famílias de descontinuidades .....	69
3.5.	Definição do bloco unitário tipo.....	70
3.6.	Ensaio de resistência.....	72
3.6.1.	Ensaio com esclerómetro portátil (Martelo de Schmidt) .....	72
3.6.2.	Ensaio de carga pontual (Point Load Test).....	73
3.7.	Zonamento geotécnico.....	76
3.8.	Descrição e análise técnica dos trabalhos de dimensionamento .....	78
3.8.1.	Diagrama de fogo teórico.....	79
3.8.2.	Fragmentação esperada.....	86
3.8.3.	Marcação da malha de furos.....	89
3.8.4.	Ensaio de laser scan.....	89
3.8.5.	Perfuração .....	93
3.8.6.	Ensaio de desvio de perfuração (Boretrak system).....	94
3.9.	Avaliação dos trabalhos acompanhados e resultados obtidos .....	102
3.9.1.	Diagrama de fogo .....	102
3.9.1.1.	Pega com detonadores não elétricos.....	102
3.9.1.2.	Pega com detonadores eletrónicos.....	105
3.9.2.	Fragmentação obtida .....	110

3.9.2.1.	Modelo 3D pega com detonadores não elétricos.....	111
3.9.2.2.	Modelo 3D pega com detonadores eletrônicos.....	112
3.9.2.3.	Resultados obtidos .....	114
3.9.3.	Vibrações.....	115
3.9.3.1.	Valores obtidos e análise geral .....	116
3.9.4.	Tempos de operação e custos associados .....	118
4.	Conclusões finais e perspectivas futuras .....	131
5.	Referências bibliográficas .....	137
Anexos	.....	143

## Índice de figuras

Figura 1 – Ciclo de trabalhos de uma exploração de agregados (Sandvik Tamrock, 1999) .....	3
Figura 2 - Método de desmonte em bancada em desmonte de maciços rochoso em pedreira .....	11
Figura 3 – Diferentes valores de distância à frente e seu resultado no desmonte (adaptado de Jimeno, 2003) .....	12
Figura 4 – Cilindro de comoção e representação da dispersão da energia do explosivo (adaptado de Olofsson, 1988) .....	12
Figura 5 – Parâmetros geométricos de um diagrama de fogo tipo (adaptado de Sandvik Tamrock, 1999).....	15
Figura 6 – Relação entre volume da pá carregadora e o diâmetro do furo (adaptado de Sandvik Tamrock, 1999).....	16
Figura 7 – Relação entre altura da bancada e o diâmetro do furo (adaptado de Sandvik Tamrock, 1999).....	17
Figura 8 – Roc de perfuração a realizar trabalhos de perfuração em bancada (Atlas Copco, 2013)22	
Figura 9 – Varas com rosca macho-fêmea (Sandvik Tamrock, 1999).....	23
Figura 10 – Diferentes tipos de bits de botões ( <a href="http://www.aggbusiness.com/categories/breaking-drilling-blasting/features/drill-choice-critical-to-maximise-production/">http://www.aggbusiness.com/categories/breaking-drilling-blasting/features/drill-choice-critical-to-maximise-production/</a> ) .....	24
Figura 11 – Explosivo tipo ANFO (fonte: <a href="http://www.orica-nitro.com.tr/217-exan-(anfo)&amp;lang=2&amp;a=1">http://www.orica-nitro.com.tr/217-exan-(anfo)&amp;lang=2&amp;a=1</a> ).....	27
Figura 12 – Cartuchos de explosivo do tipo emulsão (fonte: <a href="http://www.oricaminingservices.com/pt/pt/product/products_and_services/packaged_explosives/page_packaged_explosives/senatel_pulsar/221">http://www.oricaminingservices.com/pt/pt/product/products_and_services/packaged_explosives/page_packaged_explosives/senatel_pulsar/221</a> ) .....	28
Figura 13 – Exemplo de dois tipos de pólvoras (fonte: <a href="http://fogoseartificios.blogspot.pt/2010/10/polvora-sem-fumo.html">http://fogoseartificios.blogspot.pt/2010/10/polvora-sem-fumo.html</a> ) .....	30
Figura 14 – Rebentamento de fiadas com intervalos de tempo de detonação curtos (Olofsson, 1988).....	33
Figura 15 – Rebentamento de fiadas com intervalos de tempo de detonação mais longos (Olofsson, 1988) .....	34
Figura 16 – Diagrama de fogo com rebentamento por fiadas (Olofsson, 1988).....	34
Figura 17 – Diagrama de fogo com rebentamento por temporização mista (Olofsson, 1988) .....	35
Figura 18 – Diagrama de fogo com rebentamento em V (Olofsson, 1988) .....	36
Figura 19 – Diagrama de fogo com rebentamento em ângulo (Olofsson, 1988).....	36
Figura 20 – Diferentes tipos de inclinação de furos (Olofsson, 1988) .....	37

Figura 21 – Relação entre parâmetros geométricos e de carga explosiva com os desvios na perfuração (adaptado de Sandvik Tamrock, 1999) .....	37
Figura 22 – Movimento de material entre fiadas (Olofsson, 1988) .....	38
Figura 23 – Execução de desmonte secundário num bloco de grandes dimensões com recurso a meios mecânicos (fonte: <a href="http://revista.webpesados.com.br/rompedor-hidraulico-aumenta-seguranca-e-productividade-no-desmonte/">http://revista.webpesados.com.br/rompedor-hidraulico-aumenta-seguranca-e-productividade-no-desmonte/</a> ) .....	39
Figura 24 – Detonadores pirotécnicos (fonte: <a href="http://mariomontez-explosivos.pt/pt/ms/ms/produtos-6430-111-meda/ms-90051398-p-4/">http://mariomontez-explosivos.pt/pt/ms/ms/produtos-6430-111-meda/ms-90051398-p-4/</a> ) .....	40
Figura 25 – Constituição de um detonador elétrico - Carga secundária (1); Carga primária (2); Parte retardadora (3); Parte explosiva (4); Parte elétrica (5); Filamento incandescente (6); Tampão (7); Fios condutores de ligação à corrente elétrica (8) (adaptado Sandvik Tamrock, 1999) .....	41
Figura 26 - 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 de choque (7); Elemento fixador (8) (Sandvik Tamrock, 1999) .....	43
Figura 27 – Retardadores para utilização em pega com detonadores não elétricos e exemplo de sua utilização .....	44
Figura 28 – Detonador eletrónico tipo utilizado para desmonte de maciços rochosos com explosivos .....	45
Figura 29 – Constituição de um detonador eletrónico (Carga secundária (1); Carga primária (2); Cabeça fusível (3); Condensador (4); Microchip (5); Condensador (6); Fios ligadores (7); Vedante (8) (Hustrulid, 1999) .....	46
Figura 30 - Scanner .....	52
Figura 31 – Test Box .....	52
Figura 32 – Representação da propagação das vibrações no solo e no ar (adaptado de Sandvik Tamrock, 1999) .....	53
Figura 33 – Localização da pedreira de Serdedelo a nível nacional e concelhio (fonte: <a href="http://geneall.net/pt/mapa/254/ponte-de-lima/">http://geneall.net/pt/mapa/254/ponte-de-lima/</a> ) .....	57
Figura 34 – Enquadramento geológico regional de Ponte de Lima (adaptado da Carta Geológica de Portugal, escala 1/50000, folha 5-A - Viana do Castelo) .....	58
Figura 35 – Enquadramento geográfico da Pedreira de Serdedelo (adaptado da Carta Militar de Portugal, escala 1/25000, folha 28 - Ponte de Lima) .....	59
Figura 36 – Flanco de encosta de exploração atual (NE) da pedreira de Serdedelo com detalhe para a bancada estudada (tracejado amarelo) .....	62
Figura 37 – Diagrama de contorno estrutural (estereograma) relativo ao tratamento estatístico das 125 descontinuidades medidas no painel levantado .....	69

Figura 38 – Diagrama de rosetas relativo às 125 descontinuidades medidas no painel levantado	69
Figura 39 – Provetes do ensaio de PLT para o ponto nº1	74
Figura 40 – Provetes do ensaio de PLT para o ponto nº2	75
Figura 41 – Pedreira de Serdedelo – esboço de zonamento geotécnico geral (adaptado de Fonseca, 2008)	76
Figura 42 – Petrograma com dados referentes ao grau de alteração, grau de fraturação e classe de resistência ao longo da extensão da bancada	77
Figura 43 – Identificação das zonas de trabalhos na frente de exploração da Pedreira de Serdedelo	79
Figura 44 – Exemplo de crista de talude danificada (Fonseca, 2008)	80
Figura 45 – Diâmetro de furo em relação a altura de bancada para diagrama de fogo teórico (adaptado de Sandvik Tamrock, 1999)	81
Figura 46 – Relação entre velocidade de propagação sísmica no maciço e consumo específico de explosivo na fragmentação do material rochoso (adaptado de Jimeno et al., 2003)	82
Figura 47 – Equipamento Seistronix RAS-24 preparado para realização do ensaio de refração sísmica	82
Figura 48 - Realização de ensaio de refração sísmica (disposição da linha de tiro e colocação de geogones)	83
Figura 49 - Perfil de ensaio de refração sísmica (tiro direto)	83
Figura 50 - Perfil de ensaio de refração sísmica (tiro inverso)	84
Figura 51 – Marcação dos furos das pegas para diagrama de fogo teórico	89
Figura 52 – Realização do ensaio laser scan com o equipamento Quarryman Pro, Renishaw	90
Figura 53 – Posicionamento de todos os furos teóricos na bancada	90
Figura 54 – Exemplos de perfis de furos obtidos com o ensaio laser	91
Figura 55 - Malha total de furos com incrementação de furos de apoio (AP) e nomenclatura atribuída a todos os furos	92
Figura 56 - Malha total de furos definitiva sem os furos de apoio retirados após remarcação de furos	92
Figura 57 - Realização da perfuração dos furos da malha final delineada	93
Figura 58 – Equipamento de perfuração Atlas Copco Roc D7	93
Figura 59 – Realização do ensaio de desvio de perfuração com o equipamento Renishaw Boretrak Borehole-deviation Measurement System	94
Figura 60 - Exemplos de perfis de furos obtidos com o ensaio de desvio de perfuração	95
Figura 61 – Exemplo de desvio de perfuração no eixo vertical (y)	96
Figura 62 – Exemplo de desvios de perfuração no eixo horizontal (x)	96

Figura 63 – Desvios na perfuração e áreas de influência dos furos na sua detonação (adaptado de Sandvik Tamrock, 1999) .....	100
Figura 64 - Aspeto da bancada antes de se realizar o desmonte com detonadores não elétricos	103
Figura 65 – Malha de furos pega com detonadores não elétricos .....	103
Figura 66 – Diagrama de fogo realizado para pega com detonadores não elétricos .....	103
Figura 67 – Aspeto da bancada após a realização do desmonte com detonadores não elétricos e fragmentação de material obtida .....	104
Figura 68 - Aspeto da bancada antes de se realizar o desmonte com detonadores eletrónicos ..	106
Figura 69 – Malha de furos pega com detonadores eletrónicos .....	106
Figura 70 - Diagrama de fogo realizado para pega com detonadores eletrónicos .....	107
Figura 71 – Várias fases do desmonte realizado com detonadores eletrónicos .....	109
Figura 72 - Aspeto da bancada depois de se realizar o desmonte com detonadores eletrónicos	109
Figura 73 – Bolas de borracha utilizadas como elemento de escala para conceção do modelo tridimensional .....	110
Figura 74 – Modelo 3D do flanco de exploração da Pedreira de Serdedelo elaborado com recurso ao software Agisoft Photoscan destaque para o resultado da pega com detonadores não elétricos .....	111
Figura 75 – Picagem de pontos (pontos azuis e amarelos) para análise granulométrica do material desmontado relativo à pega com detonadores não elétricos .....	112
Figura 76 - Modelo 3D do flanco de exploração da Pedreira de Serdedelo elaborado com recurso ao software Agisoft, destaque para o resultado da pega com detonadores eletrónicos.....	113
Figura 77 - Picagem de pontos (pontos azuis e amarelos) para análise granulométrica do material desmontado relativo à pega com detonadores eletrónicos .....	114
Figura 78 – Excerto dos quadros de análise granulométrica para os dois desmontes .....	115
Figura 79 – Posicionamento dos sismógrafos em relação ao local da primeira pega na Pedreira de Serdedelo (adaptado Google Earth, 2016).....	116
Figura 80 - Posicionamento dos sismógrafos em relação ao local da primeira pega na Pedreira de Serdedelo (adaptado Google Earth, 2016).....	117

## Índice de quadros

Quadro 1 - Fator corretivo relativo a inclinação de furo (Olofsson, 1988) .....	18
Quadro 2 – Fator corretivo relativo a tipo de maciço (Olofsson, 1988) .....	18
Quadro 3 – Aplicabilidade dos diferentes tipos de bit de botões nos vários tipos de maciços (adaptado Sandvik Tamrock, 1999).....	24
Quadro 4 – Tipos de botões existente e sua aplicabilidade nos diferentes tipos de maciço (adaptado Sandvik Tamrock, 1999).....	25
Quadro 5 – As densidades de vários tipos de material (adaptado de Lang, 1998).....	32
Quadro 6 – Resumo de metodologias a pôr em prática para obtenção das fragmentações desejadas (adaptado Sandvik Tamrock, 1999).....	39
Quadro 7 – Retardos para detonadores não elétricos EZ TL e sua cor respectiva (adaptado de Jimeno et al., 2003) .....	45
Quadro 8 – Valores de a, b e c para diferentes litologias (Bernardo et al., 2004) .....	54
Quadro 9 - Caraterização micropetrográfica do material rocha de Serdedelo (adaptado NORCONTROLE, 2004).....	60
Quadro 10 – Composição química do material rocha de Serdedelo (adaptado de CICCOPN, 2006) .....	61
Quadro 11 – Identificação das famílias principais e sua representatividade.....	70
Quadro 12 – Classificação do tamanho dos blocos de material-rocha com base no índice volumétrico (ISRM, 1981).....	71
Quadro 13 – Valores aferidos do ensaio de PLT para o ponto nº1 .....	74
Quadro 14 - Valores aferidos do ensaio de PLT para o ponto nº2.....	75
Quadro 15 – Quadro comparativo dos valores referentes aos ensaios de esclerómetro portátil e PLT .....	75
Quadro 16 – Produção prevista (m <sup>3</sup> e ton) de material para o diagrama de fogo teórico .....	81
Quadro 17 – Parâmetros de dimensionamento do diagrama de fogo teórico.....	85
Quadro 18 – Parametrização dos valores para calibres esperados .....	86
Quadro 19 – Dados relativos às propriedades da maciço para aplicação do método de Kuz-Ram. 86	
Quadro 20 – Dados relativos à fraturação do maciço rochoso para aplicação do método de Kuz-Ram.....	87
Quadro 21 – Dados relativos à geometria da pega para aplicação do método de Kuz-Ram.....	87
Quadro 22 – Dados relativos à energia de detonação para aplicação do método de Kuz-Ram.....	87
Quadro 23 - Quantidades percentuais teóricas para os calibres expectáveis .....	88

Quadro 24 - Valores de desvio horizontal e vertical obtidos nos furos da pega com detonadores não elétricos.....	97
Quadro 25 - Valores de desvio horizontal e vertical obtidos nos furos da pega com detonadores eletrónicos.....	97
Quadro 26 – Desvios medidos para os eixos horizontal (x) e vertical (y) para a pega com detonadores não elétricos .....	98
Quadro 27 - Desvios medidos para os eixos horizontal (x) e vertical (y) para a pega com detonadores eletrónicos .....	99
Quadro 28 – Valor médio dos desvios medidos para as duas pegas .....	99
Quadro 29 – Furos alvo de correções e os ajustes neles efetuados .....	101
Quadro 30 – Coeficiente do tipo de maciço (K) (adaptado de Sadvik Tamrock, 1999) .....	108
Quadro 31 - Valores registados nos sismógrafos após pega com detonadores não elétricos e eletrónicos.....	117
Quadro 32 – Parâmetros da Norma Portuguesa NP-2074 (1983) .....	118
Quadro 33 – Comparação dos valores registados relativos a vibrações nas duas pegas por sismógrafo.....	118
Quadro 34 – Valores de custos para explosivos, acessórios de tiro e taxas para pega com detonadores não elétricos .....	119
Quadro 35 - Valores de custos para explosivos, acessórios de tiro e taxas para pega com detonadores eletrónicos .....	120
Quadro 36 – Tempos de operação e valores de custos para desmonte secundário para pega com detonadores não elétricos .....	121
Quadro 37 - Tempos de operação e valores de custos para desmonte secundário para pega com detonadores eletrónicos .....	121
Quadro 38 - Tempos de operação e valores de custos de carga para pega com detonadores não elétricos.....	122
Quadro 39 - Tempos de operação e valores de custos de carga para pega com detonadores eletrónicos.....	123
Quadro 40 - Tempos de operação e valores de custos de transporte de material para pega com detonadores não elétricos .....	123
Quadro 41 - Tempos de operação e valores de custos de transporte de material para pega com detonadores eletrónicos .....	124
Quadro 42 - Tempos de operação e valores de custos em britagem (primário) para pega com detonadores não elétricos .....	125

Quadro 43 - Tempos de operação e valores de custos em britagem (primário) para pega com detonadores eletrónicos .....	125
Quadro 44 – Análise geral aos trabalhos e consequentes tempos de operação e custos associados .....	126
Quadro 45 – Fator de carga aferido para os dois desmontes estudados .....	126



## Índice de gráficos

Gráfico 1 - Tipo de descontinuidade e sua representatividade .....	63
Gráfico 2 – Grau de alteração e sua representatividade .....	64
Gráfico 3 – Grau de fraturação e sua representatividade.....	65
Gráfico 4 – Tipo de abertura e sua representatividade .....	65
Gráfico 5 – Tipo de enchimento e sua representatividade .....	66
Gráfico 6 – Tipo de rugosidade e sua representatividade .....	66
Gráfico 7 – Tipo de continuidade e sua representatividade .....	67
Gráfico 8 – Tipo de terminação e sua representatividade .....	67
Gráfico 9 – Tipo de curvatura e sua representatividade .....	68
Gráfico 10 – Tipo de presença de água e sua representatividade .....	69
Gráfico 11 – Classes de resistência e sua representatividade.....	73
Gráfico 12 – Classes de resistência ao longo da extensão do maciço.....	73
Gráfico 13 – Curva granulométrica expectável para o material desmontado .....	88



## Índice de equações

Equação 1 - Cálculo da distância à frente ( $V_{m\acute{a}x}$ ), Olofsson (1988).....	17
Equação 2 - Cálculo da distância à frente ( $V_{m\acute{a}x}$ ), Olofsson (1988).....	17
Equação 3 - Cálculo da distância à frente ( $V_{m\acute{a}x}$ ), Olofsson (1988).....	17
Equação 4 - Cálculo de fator corretivo R3, Olofsson (1988).....	18
Equação 5 - Cálculo da subfuração, Olofsson (1988).....	18
Equação 6 - Cálculo do comprimento do furo, Olofsson (1988).....	19
Equação 7 - Cálculo comprimento do furo para inclinações diferentes de 3:1, Olofsson (1988).....	19
Equação 8 - Cálculo de fator corretivo de desvios de perfuração, Olofsson (1988).....	19
Equação 9 - Cálculo de distância prática à frente, Olofsson (1988).....	19
Equação 10 - Cálculo do espaçamento entre furos, Olofsson (1988).....	20
Equação 11 - Cálculo da perfuração específica, Olofsson (1988).....	20
Equação 12 - Cálculo do peso da carga de fundo, Olofsson (1988).....	20
Equação 13 - Cálculo do comprimento da carga de fundo, Olofsson (1988).....	20
Equação 14 - Cálculo do tamponamento, Olofsson (1988).....	21
[Equação 15 - Cálculo do peso da carga de coluna, Olofsson (1988).....	21
Equação 16 - Cálculo do comprimento da carga de coluna, Olofsson (1988).....	21
Equação 17 - Cálculo do peso da carga total, Olofsson (1988).....	22
Equação 18 - Cálculo da carga específica, Olofsson (1988).....	22
Equação 19 - Cálculo da resistência total dos detonadores circuitos em série, ISEE Blaster's Handbook (1998).....	49
Equação 20 - Cálculo da resistência da linha de corrente circuitos em série, ISEE Blaster's Handbook (1998).....	49
Equação 21 - Cálculo da resistência total do circuito circuitos em série, ISEE Blaster's Handbook (1998).....	49
Equação 22 - Cálculo da resistência da linha circuitos em paralelo, ISEE Blaster's Handbook (1998).....	50
Equação 23 - Cálculo da resistência total dos detonadores circuito em paralelo, ISEE Blaster's Handbook (1998).....	50
Equação 24 - Cálculo da resistência total dos detonadores circuito misto, ISEE Blaster's Handbook (1998).....	50
Equação 25 - Cálculo da resistência de cada série circuito misto, ISEE Blaster's Handbook (1998).....	51

Equação 26 - Cálculo da resistência linha de corrente circuito misto, ISEE Blaster's Handbook (1998).....	51
Equação 27 - Cálculo da resistência total dos detonadores circuito misto, ISEE Blaster's Handbook (1998).....	51
Equação 28 - Cálculo da velocidade de propagação de onda, Johnson (1971).....	54
Equação 29 - Cálculo do índice do tamanho do bloco, ISRM (1978).....	71
Equação 30 - Cálculo do parâmetro $J_v$ , ISRM (1978).....	71
Equação 31 - Equação para cálculo da temporização entre fiadas, Olofsson (1988).....	107
Equação 32 - Equação para cálculo da velocidade inicial da rocha, Olofsson (1988).....	108



---

## ***1. Introdução***

---



## 1. Introdução

### 1.1. Enquadramento geral

Este documento enquadra-se no âmbito da unidade curricular de *Dissertação/Projeto/Estágio* do Curso de Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente, lecionada no 2º ano deste curso pelo Departamento de Engenharia Geotécnica (DEG), do Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP), para conclusão do ciclo de estudos no corrente ano letivo 2015/2016. Esta tese tem como formato Projeto, resultante de um protocolo entre o DEG-ISEP e a empresa *Evolution Engenharia S.A.*

### 1.2. Enquadramento do tema

O desmorte de maciços rochosos é uma atividade desenvolvida pelo Homem e tem como objetivo a exploração de matéria-prima mineral para tratamento e valorização comercial para satisfação da demanda da sociedade civil e industrial (Figura 1). Este procedimento pode também ter como finalidade a criação de condições topográficas e geométricas, sempre que necessárias, para a possibilitação de realização de obras de Engenharia Civil.

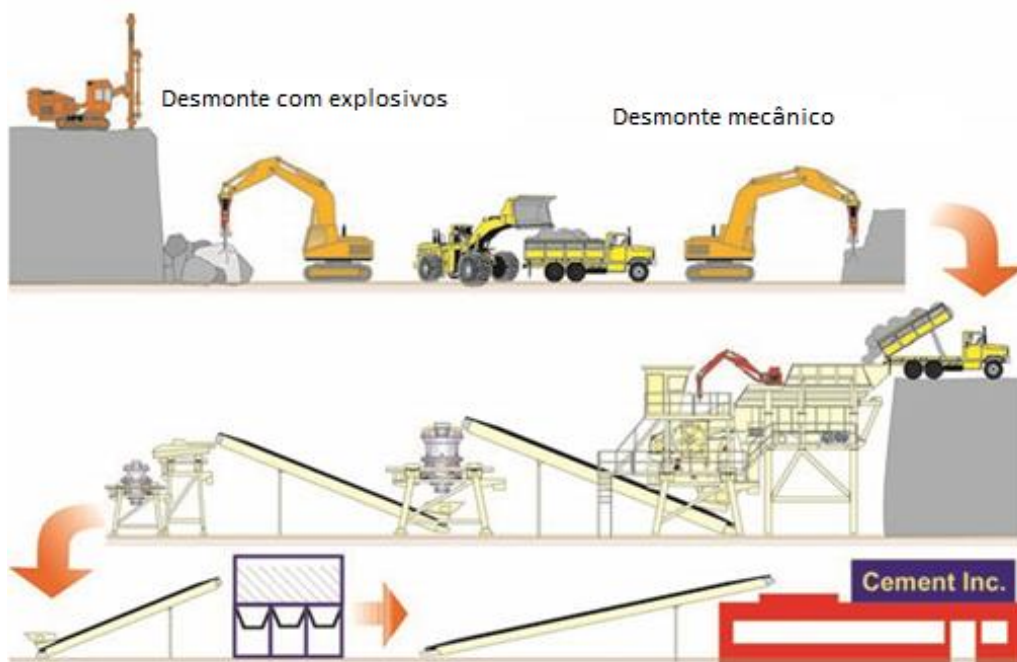


Figura 1 – Ciclo de trabalhos de uma exploração de agregados (Sandvik Tamrock, 1999)

Como se pode constatar na Figura 2, existem sobretudo duas opções de metodologia passível de ser utilizada para o desmonte de maciços, designadamente o desmonte mecânico e/ou o desmonte com explosivos. É difícil criar um critério para se definir qual a melhor metodologia de desmonte, mas um bom conhecimento das características e a estrutura do maciço a explorar, como a dureza, abrasividade, atitude, diaclasamento e xistosidade, permitirá definir a melhor metodologia a ser utilizada (Martinho, 2012). Alguns problemas do foro ambiental, tais como ruído, vibrações, projeções e poeiras provocadas pela utilização de explosivos, têm também grande peso na escolha de metodologia, especialmente se o local da obra se encontra em meio urbano, ou se pelos mais variados motivos, especialmente por razões de preservação e segurança local, o uso de explosivos seja desaconselhado. Fica a cargo do responsável decidir a melhor metodologia a aplicar, baseando-se nas características do maciço, das possíveis condicionantes locais e ambientais, assim como, os objetivos e níveis de produtividade pretendidos.

O caso de estudo aqui apresentado surgiu do acompanhamento dos trabalhos de extração do maciço rochoso na pedreira de Serdedelo, em Ponte de Lima. Dada a natureza granítica do material e a demanda comercial do mesmo, o desmonte do maciço é realizado com recurso a explosivos. Para que estes detonem, e cumpram o seu propósito, é necessário existir um método de iniciação para os mesmos, que seja seguro e competente. O objetivo deste trabalho é estudar os trabalhos atreitos ao desmonte de maciços, direcionando o foco mais especificamente para a parte da iniciação dos explosivos. Das técnicas utilizadas nos dias de hoje, foram selecionadas para estudo, a iniciação com detonadores não elétricos e eletrónicos. A primeira metodologia de iniciação foi concebida ainda no século XX e é comumente utilizada nos dias de hoje para este tipo de trabalhos. A segunda metodologia, não sendo embrionária, é ainda pouco utilizada, mas é vista como o sistema de iniciação de explosivos do futuro.

Este trabalho foi desenvolvido em duas fases complementares, sendo a primeira destinada à recolha e análise dos dados de caracterização geológico-geotécnica e geomecânica do maciço e a segunda onde ambas as técnicas de iniciação foram aplicadas no terreno sendo recolhido e analisado o resultado do seu trabalho, mais concretamente a nível da qualidade técnico-económica. Com isto pretende-se traçou-se um perfil de comparação entre elas e estabelecer um plano de fraquezas e vantagens de ambas.

A análise e avaliação do resultado do trabalho destes dois sistemas de iniciação passou pela monitorização da fragmentação originada por ambos, sendo avaliados igualmente os trabalhos secundários associados a cada um, e a consequente contabilização dos custos associados. Para salvaguardar o máximo de coerência do estudo, tentou-se controlar o máximo de variáveis que

pudessem afetar a avaliação, sendo que se tentou aproximar ao máximo as características de terreno e de geometria de pega presentes em ambos os estudos das metodologias, de forma a ser possível uma análise o mais direta e simplificada possível, para que não houvesse necessidade de tratamentos estatísticos mais complexos e para se chegar a indicadores e conclusões o mais claras possíveis.

### **1.3. Objetivos a cumprir**

Os principais objetivos foram:

- Reconhecimento geomorfológico, geológico, inspeção visual e cartográfica do maciço rochoso da Pedreira de Serdedelo (Ponte de Lima) e envolvente;
- Aplicação da técnica de amostragem linear em superfícies expostas do maciço para caracterização geológica e geotécnica e para avaliação do grau de compartimentação do maciço rochoso;
- Realização de ensaios geomecânicos “in situ” (esclerómetro portátil ou Martelo de *Schmidt*) e laboratoriais (PLT - *Point Load Test*) para estimar a resistência do maciço em estudo;
- Proposta de zonamento geotécnico global pela análise de estudos anteriores e caracterização do maciço de forma particular por meio dos estudos enumerados anteriormente.
- Estabelecimento de duas zonas para aplicação de duas metodologias de iniciação de pega: por detonadores não elétricos e por detonadores eletrónicos;
- Acompanhamento dos trabalhos de conceção dos diagramas de fogo para as duas pegas e dos trabalhos de marcação, perfuração, ajustes nos diagramas pela realização de ensaios *laser* e de desvio de perfuração e carregamento a eles associados;
- Definição da fragmentação esperada nos desmontes acompanhados;
- Registo de valores de vibrações causadas pelas duas pegas;
- Recolha de imagens aéreas para tratamento de informação e construção de modelo tridimensional da bancada desmontada para determinar a fragmentação produzida;
- Acompanhamento dos trabalhos de desmonte secundário, de carga e transporte de material e primeiro estágio de britagem e registo dos tempos de operação a si associados.

#### 1.4. Metodologias

O estudo realizado começou, na primeira fase, pelo reconhecimento e análise do local e sua envolvente, através da consulta da Carta Militar de Portugal, IGeoE, folha 28 à escala de 1/25000 e do software *Google Earth Pro* (imagem de satélite captada em 2013). De seguida, passou-se ao reconhecimento de campo do maciço rochoso a ser estudado, de forma a analisar as particularidades exteriores, visíveis a olho nu, passíveis de serem quantificadas e qualificadas. Foi utilizada a técnica de amostragem linear em superfícies expostas do maciço rochoso “*Scanline Sampling Technique*” (Dinis da Gama, 1995; Chaminé & Gaspar, 1995; Brady & Brown, 2004 e Martins et al., 2006) para levantamento e definição dos parâmetros geológico-geotécnicos. Para a avaliação das características geomecânicas do maciço, foram realizados ensaios de resistência com recurso a esclerómetro portátil, também conhecido como martelo de Schmidt e ensaios de carga pontual (PLT – *Point Load Test*).

Depois da recolha dos dados geológico-geotécnicos e geomecânicos referentes ao reconhecimento do maciço em estudo, na segunda etapa, procedeu-se ao tratamento estatístico e à interpretação dos dados do maciço, segundo as indicações da ISRM – *International Society for Rock Mechanics* (ISRM 1978, 1982, 2007), da GSE – *Geological Society Engineering Group Working Party Report* (GSE, 1995) e com o recurso a uma base de dados *ScanData* – BGD (*Basic Geotechnical Description of Rock Masses*) desenvolvida por Ramos & Fonseca (2008) e pelo software *Dips* da *Rocscience* que permitiram a compilação de toda a informação recolhida e o cruzamento da mesma para análise e interpretação dos dados geológico-geotécnicos e geomecânicos obtidos, essenciais para a qualificação do maciço em estudo e determinação de uma proposta de caracterização do mesmo. A partir dos dados recolhidos “*in situ*”, foram estabelecidos os parâmetros relativos à geometria e à carga explosiva a serem aplicados nos diagramas de fogo teóricos a realizar, sendo estabelecidas duas zonas distintas para aplicação dos dois sistemas de iniciação de pega.

Na terceira etapa, foram acompanhados os trabalhos relacionados com a execução dos diagramas de fogo teóricos projetados na fase anterior. O primeiro trabalho passou pela marcação dos furos a realizar na bancada. Uma vez realizada esta marcação, foi realizado um ensaio *laser* de varrimento, sendo avaliado o posicionamento dos furos e o seu comprimento, inclinação e distância à frente espectáveis, permitindo o melhoramento da geometria da malha de furos da pega. A perfuração dos furos foi o próximo trabalho acompanhado. Após a conclusão destes trabalhos, foi acompanhada a realização de um ensaio de desvio de perfuração (*Boretrak System*)

para aferir a ortogonalidade dos furos da malha e proceder-se a medidas correctivas, caso necessárias.

Na quarta etapa, foram acompanhados os trabalhos relativos ao carregamento e desmonte das duas zonas do maciço rochoso, já estabelecidas. Foi igualmente recolhida uma significativa quantidade de material fotográfico do maciço, antes e depois da realização dos desmontes, que foi sujeita a análise, através do *software Agisoft Photoscan*, para análise da fragmentação final do material rochoso.

Por fim, foram também registados os tempos gastos no carregamento da pega, em desmonte secundário, em carga e em transporte do material desmontado, assim como, os tempos gastos em britagem no primeiro estágio da britagem, para aferir os tempos de manobra e os custos associados a estas operações.



---

***2. Enquadramento do tema  
na indústria de exploração  
de maciços rochosos com  
explosivos***

---



## 2. Enquadramento do tema na indústria de exploração de maciços rochosos

Os principais objetivos do desmonte de maciços rochosos com explosivos são a exploração de recursos geológicos, seja esta realizada em pedreiras ou em exploração mineira subterrânea e a criação de condições topográficas e geométricas para a realização de obras de engenharia.

Para desmontar um dado volume de rocha, é necessária uma determinada quantidade de explosivo. Esta correlação tem a designação de carga específica, um conceito que permite ter uma percepção sobre a apetência do maciço a ser desmontado. O método de desmonte em bancada (Figura 2) é a prática mais usual de desmontes com explosivos utilizada em pedreiras, minas a céu aberto, abertura de estradas, terraplanagens e abertura de trincheiras (valas). Mesmo em desmonte subterrâneo, na realização de grandes escavações é muitas vezes utilizado.

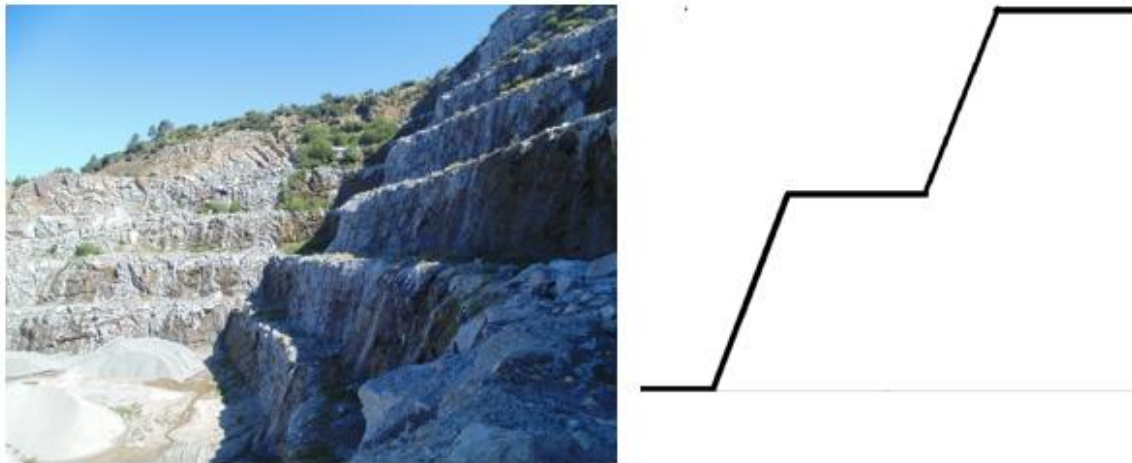


Figura 2 - Método de desmonte em bancada em desmonte de maciços rochosos em pedreira

Segundo Sandvik Tamrock (1999), para o desmonte de um determinado volume de rocha é necessária a boa distribuição de cargas dentro do maciço, o que implica a realização de um certo número de furos com um dado comprimento e diâmetro, previamente calculado. Para além disto, os furos devem ser paralelos à frente livre de desmonte e dispostos a uma dada distância, de acordo com a carga de explosivos carregados (Figura 3 – c). Isto permite que se instalem no maciço as tensões de tração originadas pela reflexão da onda de compressão causada pela explosão. Caso a distância à frente de desmonte seja muito grande, o rebentamento apenas causará deformações das paredes dos furos e fraturas radiais na zona envolvente (Figura 3 – a, b); caso contrário (Figura 3 - d), o resultado poderá originar fragmentação excessiva do maciço, arrancamento e grandes projeções de material (Jimeno *et al.*, 2003).

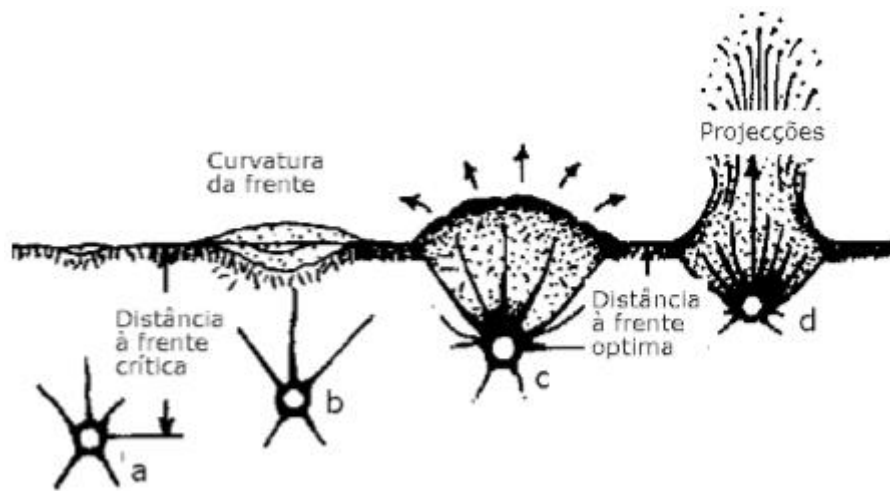


Figura 3 – Diferentes valores de distância à frente e seu resultado no desmonte (adaptado de Jimeno, 2003)

Compreende-se com isto, que a detonação de uma determinada carga explosiva dentro de um furo, cria a perturbação de um dado volume de maciço que o envolve (Hustrulid, 1999). Segundo o mesmo autor, esta perturbação toma uma forma geométrica teoricamente cilíndrica, de nome cilindro de comoção (Figura 4).

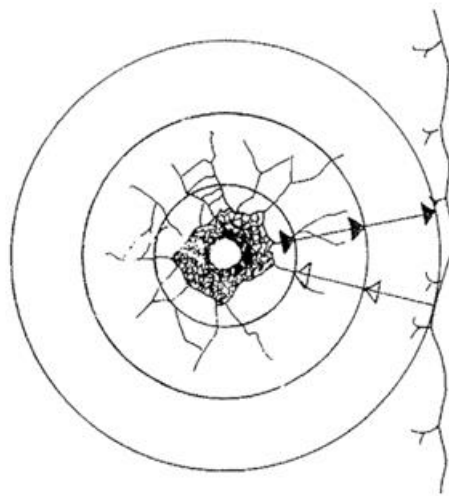


Figura 4 – Cilindro de comoção e representação da dispersão da energia do explosivo (adaptado de Olofsson, 1988)

Para uma melhor percepção do trabalho a realizar e dos resultados a obter, é necessária a compreensão de conceitos relativos ao desmonte de maciços:

- Propriedades do maciço;
- Propriedades do explosivo;

- Geometria da pega;
- Perfuração;
- Iniciação da pega;

## 2.1. Variáveis não controláveis

Segundo Jimeno *et al.* (2003), os maciços rochosos têm certas características físicas que resultam dos processos geológicos que sofreram e que definem o seu ambiente geológico *in situ*, resultando em litologias com dadas heterogeneidades e descontinuidades (planos de estratificação, fraturas, diaclases) e um estado de tensão característico. Serão de seguida enunciadas, segundo os mesmos autores, as propriedades das rochas que mais influenciam o desmonte e a sua caracterização:

**Densidade:** a densidade e a resistência têm boa correlação, pelo que uma rocha pouco densa rompe com uma energia mais baixa, enquanto que as rochas duras necessitam de mais energia para o seu desmonte. Nas rochas de alta densidade, para que a ação dos gases seja adequada, deve-se aumentar a pressão no furo através do aumento do seu diâmetro, reduzir a malha da pega de fogo, melhorar o tamponamento e aplicar explosivos com grande energia.

**Resistência dinâmica da rocha:** as resistências dinâmicas à compressão e à tração da rocha indicam a apetência da rocha para o desmonte. Têm de ser consideradas as resistências dinâmicas, pois estas aumentam com o índice de carga, podendo atingir valores entre 5 e 13 vezes superiores às resistências estáticas. Quando a onda de choque ultrapassa a resistência dinâmica à compressão, ocorre a pulverização da rocha em torno do furo.

**Porosidade:** existem dois tipos de porosidade, a de formação intergranular e a de formação póstuma. A primeira, cuja distribuição no maciço é considerada uniforme, causa perdas de energia de detonação do explosivo e a redução da resistência dinâmica à compressão, aumentando a trituração e a percentagem de finos. A segunda é formada pela carsificação do maciço causada por componentes químicos da água subterrânea, criando cavidades no maciço. Estas cavidades causam dificuldades na realização da perfuração e no carregamento dos furos.

**Fricção interna:** as rochas não constituem um meio elástico e, como tal, parte da energia da onda de tensão que através delas se propaga, transforma-se em calor através de diversos processos,

que tomam o nome de fricção interna. Estes processos definem a capacidade de as rochas atenuarem a onda de tensão gerada pela detonação do explosivo. A fricção interna aumenta com a porosidade, permeabilidade, as diaclases e a presença de água no maciço.

**Condutividade elétrica:** maciços rochosos com componentes de carácter magnético e/ou químicos, tais como enxofre, podem causar desvios de corrente para os detonadores dependentes de energia elétrica, o que por sua vez pode levar à não detonação de detonadores, o que prejudica grandemente o resultado de uma pega.

**Composição mineralógica:** certos minerais, suscetíveis à ação da água, tendem a meteorizar-se em contacto com a água subterrânea existente no maciço, o que afeta as propriedades químicas dos minerais que constituem as rochas presentes no maciço, diminuindo a sua coerência, o que pode afetar o resultado da pega.

**Presença de água:** este parâmetro pode, por um lado, ser desvantajoso pelos seguintes motivos:

- Obriga à escolha de explosivos resistentes à água;
- Dificulta a perfuração inclinada;
- Dificulta o carregamento dos furos com os explosivos.

Em contrapartida, também tem algumas vantagens, a saber:

- Aumenta a velocidade de propagação das ondas elásticas em terrenos porosos;
- Reduz a resistência das rochas à compressão e à tração.

**Litologia:** desmontes em zona de mudança litológica (zona de mudança da resistência do maciço) obrigam a mudanças no diagrama de desmonte da pega. Estas alterações passam pela:

- Criação de diagramas iguais para os dois tipos de litologia variando apenas a carga específica;
- Criação de um diagrama adaptado a cada unidade litológica e ambos com a mesma carga específica.

Nos casos em que as alterações acontecem a nível estratigráfico podem ser aplicadas as seguintes medidas:

- Colocação de material granular nos locais onde se encontra o material com comportamento plástico;
- Diminuição da carga explosiva.

**Fraturação:** característica inerente a qualquer maciço rochoso existente. Descontinuidades, micro e microfissuras existentes nos maciços influenciam as propriedades físicas e mecânicas das rochas, o que, por sua vez, influencia muito no resultado de um desmonte, por serem locais por onde a energia se escapa e definem planos de fratura da rocha aquando do desmonte. As descontinuidades podem ser:

- Falhas;
- Diaclases;
- Foliações;
- Estruturas filonianas

Estas podem ser fechadas, abertas, muito abertas, podendo ou não ter preenchimento.

## 2.2. Variáveis controláveis

A conceção de um diagrama de fogo pode ter várias possibilidades de execução, consoante a metodologia escolhida. Para a realização deste trabalho, foi adotada a proposta de Langefors & Kihlstrom (1967) in *“The Modern Technique of Rock Blasting”* revista por Olofsson (1988) in *“Applied Explosives Technology for Construction and Mining”*. Segundo estes autores, para elaborar um diagrama de fogo, são calculadas diversas variáveis relativas à sua geometria e carregamento com explosivos. Para melhor compreensão dos conceitos que irão ser abordados, apresenta-se de seguida a Figura 5, onde se encontram ilustrados a grande parte dos parâmetros a calcular relativos à geometria e carregamento dos furos, segundo Olofsson (1988). É importante referir que a conceção teórica pode ser alvo de mudanças relativamente ao diagrama de facto aplicado, por situações deparadas no “campo” que possam requerer alterações de última hora.



Figura 5 – Parâmetros geométricos de um diagrama de fogo tipo (adaptado de Sandvik Tamrock, 1999)

### 2.2.1. Diâmetro do furo

A escolha deste parâmetro depende essencialmente do volume de material que se pretende desmontar. Existem alguns fatores a ter em consideração aquando da escolha deste parâmetro:

- Fragmentação pretendida;
- Controlo de vibrações;
- Controlo de projeções;
- Altura da bancada.

Relativamente à fragmentação, o tamanho dos blocos fragmentados tende a aumentar quando a relação entre comprimento e o diâmetro do furo é inferior a 60 (Sandvik Tamrock, 1999). Normalmente, o valor para a fragmentação pretendida advém de algumas condicionantes técnicas, tais como o calibre de admissão na tolva do circuito de britagem e dimensões do primário e o volume máximo da pá carregadora (Figura 6).

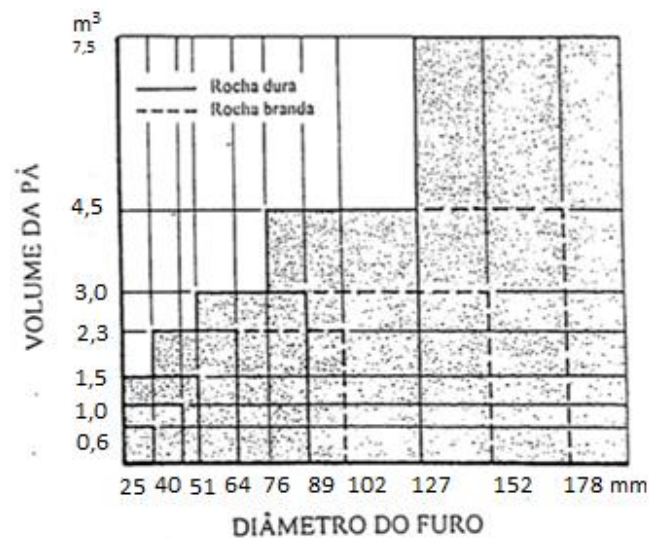


Figura 6 – Relação entre volume da pá carregadora e o diâmetro do furo (adaptado de Sandvik Tamrock, 1999)

A altura de bancada também influencia o diâmetro do furo (Figura 7), na medida que para bancadas com pouca altura estão associados diâmetros mais pequenos e vice-versa. Normalmente, alturas de bancada superiores a 12 m são já consideradas muito elevadas. A escolha do calibre do explosivo (diâmetro x comprimento) faz-se a partir do valor de diâmetro do furo.

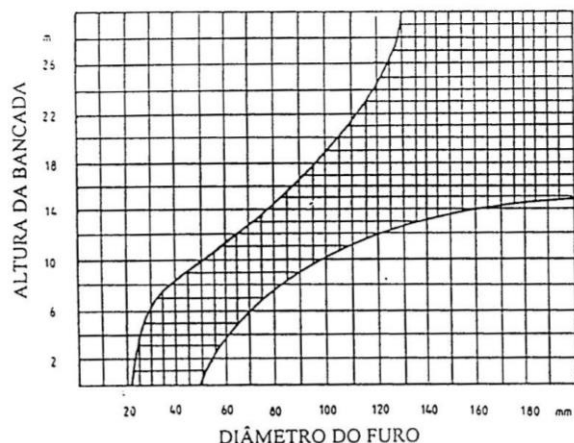


Figura 7 – Relação entre altura da bancada e o diâmetro do furo (adaptado de *Sandvik Tamrock*, 1999)

Em questão de controlo de vibrações, com características semelhantes de terreno e de sistema de iniciação, a diâmetros de furo de maior dimensão estão associadas maiores vibrações.

Este princípio funciona da mesma maneira para possíveis projeções, na medida em que quanto maior for o diâmetro do furo, maior o calibre do explosivo e maior é a concentração de carga no furo, o que propicia eventuais projeções, mais ainda se existirem desvios de furação e tamponamentos mal executados.

### 2.2.2. Distância máxima da linha de furos à frente livre ( $V_{m\acute{a}x}$ )

Este parâmetro é calculado para aferir a distância máxima entre o fundo do furo e a frente livre do talude (Equação 1, 2 e 3). O cálculo deste parâmetro depende da força de peso do explosivo usado, da concentração de carga ( $lb$ ), da inclinação do furo ( $R1$ ) e do tipo de maciço ( $R2$ ).

$$V_{m\acute{a}x} = 1,47 * \sqrt{lb} * R1 * R2 \text{ [m] para dinamite}$$

[Equação 1: Cálculo da distância à frente ( $V_{m\acute{a}x}$ ), Olofsson (1988)]

$$V_{m\acute{a}x} = 1,45 * \sqrt{lb} * R1 * R2 \text{ [m] para emulsão}$$

[Equação 2: Cálculo da distância à frente ( $V_{m\acute{a}x}$ ), Olofsson (1988)]

$$V_{m\acute{a}x} = 1,35 * \sqrt{lb} * R1 * R2 \text{ [m] para ANFO}$$

[Equação 3: Cálculo da distância à frente ( $V_{m\acute{a}x}$ ), Olofsson (1988)]

A concentração de carga (lb) obtém-se através da relação entre o peso e o comprimento do explosivo escolhido para o desmorte. Os fatores corretivos R1 e R2 são relativos à inclinação dos furos e ao tipo de maciço (C), respetivamente, e encontram-se explicitados nos Quadros 1 e 2 apresentados de seguida.

Quadro 1 - Fator corretivo relativo a inclinação de furo (Olofsson, 1988)

Inclinação	Vertical	10:1	5:1	3:1	2:1	1:1
R1	0,95	0,96	0,98	1,00	1,03	1,10

Quadro 2 – Fator corretivo relativo a tipo de maciço (Olofsson, 1988)

C	0,3 (Calcário)	0,4 (Granito)	0,5 (Situações adversas)
R2	1,15	1,00	0,90

Existe ainda um fator corretivo R3 nos casos em que a altura da bancada é inferior ou igual ao dobro da distância máxima à frente livre, e que é calculado através da Equação 4.

$$R3 = 1,16 - \left(0,16 * \frac{K2}{K1}\right)$$

[Equação 4: Cálculo de fator corretivo R3, Olofsson (1988)]

Onde K1 é a altura da bancada atual e K2 a altura da nova bancada. Este fator, caso seja necessário calcular, multiplica-se na fórmula juntamente com os outros fatores corretivos.

### 2.2.3. Subfuração (U)

A subfuração é um comprimento de furo acrescido realizado abaixo da base da bancada que permite posicionar o centro de massa da carga de fundo ao nível da soleira, possibilitando assim, um corte mais regular, evitando que pelos sucessivos rebentamentos, a soleira suba. Este parâmetro é calculado através da Equação 5.

$$U = 0,3 * Vmáx \text{ [m]}$$

[Equação 5: Cálculo da subfuração, Olofsson (1988)]

#### **2.2.4. Comprimento do furo (H)**

O comprimento de furo é calculado pela soma da altura da bancada (K) e o valor da subfuração (U) (Equação 6).

$$H = K + 0,05 * (K + U) \text{ [m]}$$

[Equação 6: Cálculo do comprimento do furo, Olofsson (1988)]

O valor de 0,05 é um fator corretivo relativo a possíveis erros de furação, que alteram o valor da inclinação. A Equação 6 é utilizada para furos com inclinação 3:1 (inclinação mais frequente). Para diferentes inclinações ( $\alpha$ ) é utilizada a Equação 7.

$$H = \left( \frac{K+U}{\cos \alpha} \right) \text{ [m]}$$

[Equação 7: Cálculo comprimento do furo para inclinações diferentes de 3:1, Olofsson (1988)]

#### **2.2.5. Distância prática à frente (V)**

A distância prática à frente é a distância entre uma fiada e a frente livre de desmonte. Para calcular este parâmetro, primeiramente, tem de ser calculado o fator corretivo relativo aos desvios de perfuração (F), Equação 8. Esta equação, segundo Olofsson (1988), relaciona o erro de emboquilhamento e o erro de alinhamento de furos que toma o valor de 0,03 m/m com o comprimento do furo. Nos dias de hoje, com a possibilidade de execução de ensaios de desvios de perfuração, é possível fazer ajustes ao diagrama, tornando este fator de erro quase diminuto.

$$F = \frac{d}{1000} + 0,03 * H$$

[Equação 8: Cálculo de fator corretivo de desvios de perfuração, Olofsson (1988)]

Após aferido o fator corretivo, a distância prática à frente é calculada pela diferença entre a distância máxima à frente livre e o fator corretivo calculado anteriormente, através da Equação 9.

$$V = V_{\text{máx}} - F \text{ [m]}$$

[Equação 9: Cálculo de distância prática à frente, Olofsson (1988)]

### **2.2.6. Espaçamento entre furos (E)**

O espaçamento entre furos da mesma fiada é calculado pela Equação 10.

$$E = 1,25 * V \text{ [m]}$$

[Equação 10: Cálculo do espaçamento entre furos, Olofsson (1988)]

A relação entre o espaçamento entre furos (E) e a distância à frente (V) pode variar, sendo o resultado dessa relação superior ou inferior a 1,25. A relação inferior a 1,25, está por norma, relacionada a fragmentações mais finas enquanto que a uma relação superior se associa maiores calibres de rocha desmontada.

### **2.2.7. Perfuração específica (b)**

Este parâmetro mede a perfuração necessária para rebentar 1 m<sup>3</sup> de rocha e relaciona o número de furos realizados (n), comprimento do furo (H), espaçamento entre furos (E), distância à frente (V) e altura de bancada (K) (Equação 11).

$$b = \frac{n*H}{n*E*V*K} \text{ [m/m}^3\text{]}$$

[Equação 11: Cálculo da perfuração específica, Olofsson (1988)]

### **2.2.8. Peso carga de fundo (Qb)**

O peso da carga de fundo mede a quantidade, em massa, de explosivo necessário para servir de carga de fundo, carga iniciadora do rebentamento. A Equação 12 permite o cálculo deste parâmetro.

$$Qb = lb * hb \text{ [Kg]}$$

[Equação 12: Cálculo do peso da carga de fundo, Olofsson (1988)]

O valor de concentração de carga (lb) é o mesmo utilizado para o cálculo da distância máxima à frente (Vmáx), e que vem da escolha do explosivo a utilizar. O comprimento da carga de fundo (hb) é calculado pela Equação 13.

$$hb = 1,3 * Vmáx \text{ [m]}$$

[Equação 13: Cálculo do comprimento da carga de fundo, Olofsson (1988)]

### **2.2.9. Tamponamento ( $h_0$ )**

O tamponamento é utilizado para evitar grandes projeções de material. O comprimento associado a este parâmetro dentro de um furo é igual ao valor calculado para a distância à frente ( $V$ ) (Equação 14).

$$h_0 = V \text{ [m]}$$

[Equação 14: Cálculo do tamponamento, Olofsson (1988)]

Quando o tamponamento ( $h_0$ ) é inferior ao valor da distância à frente ( $V$ ), o risco de projeções é mais elevado, sendo que quando o valor é superior, a probabilidade de se gerarem blocos maiores de material aumenta (Olofsson, 1988). Segundo o mesmo autor, o material usado para tamponar deve ser preferencialmente gravilha com calibre entre 4 e 9 mm misturada com água para garantir melhor confinamento dos gases explosivos.

### **2.2.10. Peso carga de coluna ( $Q_c$ )**

Quantidade de explosivo a utilizar como carga de coluna, carga secundária para o rebentamento do furo. Segundo Olofsson (1988), o peso da carga de coluna é calculado pela multiplicação da concentração da carga de coluna ( $l_c$ ), cujo valor encontra-se entre 40 a 60% do valor da concentração da carga de fundo ( $l_b$ ) aferida anteriormente e o comprimento da carga de coluna ( $h_c$ ) (Equação 15).

$$Q_c = l_c * h_c \text{ [Kg]}$$

[Equação 15: Cálculo do peso da carga de coluna, Olofsson (1988)]

O comprimento da carga de coluna ( $h_c$ ) é calculado pela subtração do comprimento do furo ( $H$ ) pelo comprimento da carga de fundo ( $h_b$ ) e o tamponamento ( $h_0$ ) (Equação 16).

$$h_c = H - h_b - h_0 \text{ [m]}$$

[Equação 16: Cálculo do comprimento da carga de coluna, Olofsson (1988)]

### **2.2.11. Peso da carga total ( $Q_t$ )**

O peso da carga total é aferido pela soma dos pesos da carga de fundo ( $Q_b$ ) e de coluna ( $Q_c$ ) e apenas é informativo sobre a quantidade total de explosivo a utilizar para o rebentamento (Equação 17).

$$Q_t = Q_b + Q_c \text{ [Kg]}$$

[Equação 17: Cálculo do peso da carga total, Olofsson (1988)]

### 2.2.12. Carga específica ( $q$ )

Este parâmetro é relativo à quantidade de explosivo, em massa, que é necessária para desmontar 1 m<sup>3</sup> de rocha. A carga específica é calculada através da Equação 18.

$$q = \frac{n \cdot Q_t}{n \cdot V \cdot E \cdot H} \text{ [Kg/m}^3\text{]}$$

[Equação 18: Cálculo da carga específica, Olofsson (1988)]

### 2.3. Perfuração

A perfuração para desmonte de maciços rochosos consiste na realização de furos ao longo da extensão que se pretende desmontar.

Existem diversos métodos para realizar os trabalhos de perfuração, mas no âmbito deste trabalho, e na realidade do cotidiano das explorações de agregados, será apenas considerado o método mecânico, realizado com um equipamento de perfuração, comumente designado por *Roc* (Figura 8), que está equipado com um martelo na extremidade do braço.



Figura 8 – Roc de perfuração a realizar trabalhos de perfuração em bancada (Atlas Copco, 2013)

### 2.3.1. Acessórios de perfuração

Para a realização dos furos de um diagrama de fogo são necessários acessórios que transmitam a energia oriunda do martelo para a rocha, de forma a fragmentar o material (Dessureault, 2006). A adequação destes acessórios ao trabalho que se pretende realizar é um fator crucial para o bom resultado do mesmo. Os diâmetros de furo, a resistência do material, a potência do martelo e as condições do maciço são parâmetros a ter em consideração na escolha dos acessórios de perfuração.

Os acessórios de perfuração necessários são:

- **Encabadouro:** responsável pela transmissão da energia do martelo às varas. Os encabadouros podem ter várias configurações geométricas, sendo que, esta configuração tem que estar de acordo com a do martelo, para assegurar a melhor transmissão de energia possível.
- **Varas:** responsáveis pela transmissão da energia do encabadouro à rocha, e é dentro delas que circula o líquido de limpeza. Em perfurações profundas são utilizadas várias varas, sendo utilizadas uniões nos extremos para ligar as varas entre si. Existem, no entanto, varas com rosca macho-fêmea, onde uma das extremidades fica em ligação com outra vara sem haver necessidade de uniões, sendo muito comuns no desmonte em bancada, tendo bons resultados em rochas mais duras (Figura 9).



Figura 9 – Varas com rosca macho-fêmea (Sandvik Tamrock, 1999)

- **Uniões:** são utilizadas para ligar as varas entre si e assegurar que ficam presas, de tal forma que os topos se tocam e que haja boa transmissão de energia.
- **Bits:** é a parte do equipamento que fica em contato com a rocha e a partir da transmissão de energia das varas, promove a fragmentação da mesma. Os *bits* podem ser de botões ou de pastilhas. Este acessório, pode possuir furos laterais e no topo por onde circula o fluido responsável pela limpeza, vindo das varas, que faz com que o material fragmentado seja encaminhado para o exterior. Existem vários tipos de *bit* de botões (Figura 10), dependendo do maciço onde se está a trabalhar, como se pode observar no Quadro 3.



Figura 10 – Diferentes tipos de bits de botões (<http://www.aggbusiness.com/categories/breaking-drilling-blasting/features/drill-choice-critical-to-maximise-production/>)

Quadro 3 – Aplicabilidade dos diferentes tipos de bit de botões nos vários tipos de maciços (adaptado *Sandvik Tamrock, 1999*)

Bit de botões	
Tipo de bit	Tipo de maciço
Standard	Maciços de dureza média a dura
Heavy duty	Maciços duros, de grande desgaste
Extra heavy duty	Maciços extremamente abrasivos
Drop center	Maciços brandos e de dureza média
Drop centre heavy duty	Maciços extremamente abrasivos, não têm furos de limpeza nas laterais
Retrac	Maciços onde os furos são passíveis de colapsar

Dentro do tipo de *bit* com botões, existem três tipos de configuração para melhor adaptação ao trabalho a que se destina (Quadro 4).

Quadro 4 – Tipos de botões existente e sua aplicabilidade nos diferentes tipos de maciço (adaptado *Sandvik Tamrock*, 1999)

Tipo de botões	
<b>Esféricos</b>	Utilizados em rochas abrasivas, têm menor taxa de penetração e menor desgaste
<b>Semi-balísticos</b>	Utilizados em maciços de resistência média, têm taxas de penetração medianas e desgaste moderado
<b>Balísticos</b>	Utilizados em maciços pouco abrasivos, grandes taxas de penetração, permitem melhor limpeza

#### 2.4. Explosivos

O explosivo é o agente responsável pelo desmonte, pois é a energia libertada aquando do seu rebentamento a responsável pela desagregação do maciço. As temperaturas atingidas podem variar entre 3000 e os 4500°C, em ambientes mais confinados, e as pressões alcançadas podem situar-se nas 100000 atm (*ISEE Blaster's Handbook*, 1998). O seu processo de rebentamento passa pela brusca decomposição, quando sujeito à iniciação por uma fonte térmica (calor) ou mecânica (impacto, fricção ou choque), levando à libertação de elevado volume de gases, a alta pressão e temperatura, o qual é responsável por todo o processo que resulta na desagregação da rocha (Jimeno *et al.*, 2003).

A dinamite, desde a sua descoberta em 1866, é o explosivo mais utilizado, até aos dias de hoje, em muitos países. Nas últimas décadas, no entanto, têm sido desenvolvidos explosivos de nova geração, nomeadamente, ANFOS, ANFOS densos, hidrogel e emulsões (Martinho, 2012).

A potência de um explosivo está ligada à sua velocidade de decomposição, sendo que, podem ser enumerados dois grupos de classificação para a tipologia dos explosivos (*ISEE Blaster's Handbook*, 1998):

- **Explosivos deflagrantes:** com velocidade de decomposição compreendida entre 100 e 2.000 m/s, na rocha, não causam onda de choque (Jimeno *et al.*, 2003), sendo que a sua componente de trabalho é a libertação de gases (pólvoras);
- **Explosivos detonantes:** com velocidade de detonação superior a 2000 m/s e até 7000 m/s (emulsões, ANFO, dinamite, hidrogel, explosivos nitratos), são explosivos que provocam onda de choque e libertação de grandes quantidades de gases a alta pressão e temperatura, originando desprendimento e projeção de material rochoso e são aplicados em desmonte de maciços rochosos, para obtenção de melhor fragmentação, sendo as emulsões as mais utilizadas. Este tipo de explosivo pode ainda ser dividido em explosivos iniciadores e explosivos secundários, sendo estes últimos, os utilizados para o desmonte de maciços rochosos, com menos sensibilidade que os primeiros, mas com mais força de trabalho (Martinho, 2012).

## 2.5. Tipologia de explosivos e sua caracterização

Desde a descoberta da dinamite, tem vindo a assistir-se nas últimas décadas, sobretudo na segunda metade do séc. XX, a um desenvolvimento na indústria dos explosivos industriais, inicialmente com o fabrico do ANFO e do hidrogel e a partir dos anos 70, com a primeira utilização das emulsões e com a mistura destas com o ANFO (ANFO denso) (*ISEE Blaster's Handbook*, 1998).

Hoje em dia, existe uma grande oferta de produtos para quase todas as situações de desmonte. Os explosivos para o uso civil podem ser divididos em dois grupos:

- **Explosivos secos:** não têm água na sua composição, sendo que o nitrato de amónio é o fator comum entre eles. O nitrato de amónio ( $\text{NH}_4\text{NO}_3$ ) é um sal inorgânico, branco, com grande solubilidade em água, no fabrico de explosivos toma por forma esferas porosas (entre 1 e 3 mm) de densidade aproximadamente  $0,8 \text{ g/cm}^3$ , e que se torna explosivo quando é misturado com determinada quantidade de substância combustível rica em carbono (Jimeno *et al.*, 2003). Este tipo de explosivos não têm, salvo algumas exceções, componentes explosivos na sua constituição. Assim, indicam-se os seguintes:

- **ANFO:** o seu nome vem do inglês *Ammonium Nitrate Fuel Oil* (Figura 11) e tem na sua constituição 94% de nitrato de amónio e 6% de combustível, normalmente gasóleo, o que resulta também na produção de grande quantidade de gases (Jimeno *et al.* 2003). A densidade do ANFO influencia bastante o seu desempenho. Por norma, este explosivo tende a ter menor velocidade de detonação, visto que esta relaciona-se com a densidade, e para boas detonações são aconselháveis densidades baixas na ordem dos 0,8 a 0,85 g/cm<sup>3</sup>. Este tipo de explosivo tende a ser bastante insensível, sendo que normalmente é usada a dinamite, a emulsão ou cordão detonante para a sua iniciação (Jimeno *et al.*, 2003).



Figura 11 – Explosivo tipo ANFO (fonte: [http://www.orica-nitro.com.tr/217-exan-\(anfo\)&lang=2&a=1](http://www.orica-nitro.com.tr/217-exan-(anfo)&lang=2&a=1))

- **ALANFO:** dadas as baixas densidades do ANFO, para obtenção de melhores resultados, a energia de explosão por unidade de comprimento do furo é baixa. O ALANFO foi criado em 1968, como uma melhoria à falta de energia do ANFO. Esta melhoria prende-se pela adição de alumínio cuja elevada condutividade térmica funciona como catalisador de energia, sendo que, verificam-se melhorias na energia produzida, pela presença de até 25% deste constituinte na composição do ALANFO (Jimeno *et al.*, 2003).
- **Hidrogel:** conhecido como *slurry*, este tipo de explosivo caracteriza-se por ser uma solução aquosa saturada em nitrato de amónio com a adição de outros oxidantes (nitrato de sódio e/ou de cálcio) e aditivos espessantes e gelatinosos (alumínio, borrachas, amido). O hidrogel caracteriza-se também por não ter na sua constituição nenhum produto explosivo, sendo que, a sua explosão se deve à reação dos seus componentes entre si. Muito resistentes à água, devido à sua

constituição, são excelentes para serem utilizados em meios muito húmidos. A sua potência é dependente da sua formulação, sendo que esta pode mudar consoante as necessidades, podendo a sua densidade ser alterada igualmente. O facto de na sua composição não existirem agentes explosivos ou ricos em carbono, faz com que o hidrogel produza fumos menos nocivos aquando da sua explosão, comparativamente com outros tipos de explosivo, e que seja muito seguro na sua fabricação, transporte e manuseamento (Jimeno *et al.*, 2003).

- **Emulsão:** Segundo Jimeno *et al.* (2003), a emulsão é um explosivo de última geração, são a evolução dos hidrogéis, e com estes partilham a não existência de componentes explosivos na sua constituição, e em relação aos seus ascendentes, as emulsões, apresentam melhorias relativamente à resistência à água e força de explosão. Em termos de composição, as emulsões, são dispersões estáveis de um líquido noutro, do tipo *água-óleo*, sendo a fase aquosa (94% da mistura) composta de uma dispersão de sais inorgânicos oxidantes dissolvidos em água e a fase oleosa (6% da mistura) uma dispersão de combustível líquido imiscível (gasóleo, parafinas) com água hidrocarbonada. Segundo o mesmo autor, as emulsões, conforme as necessidades de trabalho, podem ser fabricados com diversas forças de explosão, variando o seu calibre e sensibilidade. Atualmente, o uso das emulsões tem vindo a crescer no desmonte de maciços rochosos, devido à grande segurança que oferece no seu fabrico e manuseamento, elevadas velocidades de detonação (4000 a 5000 m/s), possibilidade de obter densidades entre 1 e 1,45 g/cm<sup>3</sup>, fator importante em furos com água para o explosivo ficar compactado no furo e garantir boa distribuição da carga, o preço mais reduzido, a criação de poucos gases tóxicos, possibilidade de carregamento mecânico e ao aumento de vida útil em armazenamento, para além da já referida boa resistência à água e força de explosão que aumenta a fragmentação do maciço (Figura 12).



Figura 12 – Cartuchos de explosivo do tipo emulsão (fonte: [http://www.oricaminingsservices.com/pt/pt/product/products\\_and\\_services/packaged\\_explosives/page\\_packaged\\_explosives/senatfel\\_pulsar/221](http://www.oricaminingsservices.com/pt/pt/product/products_and_services/packaged_explosives/page_packaged_explosives/senatfel_pulsar/221))

- **ANFO denso:** o ANFO possui vazios intersticiais que podem ser preenchidos para atuar como matriz energética (Jimeno *et al.*, 2003). O ANFO denso nasce da mistura entre emulsão, usada como combustível líquido para preencher os vazios e o ANFO propriamente dito, preparado a partir de nitrato de amónio e alumínio. Embora dependentes das quantidades da mistura, as vantagens do ANFO denso prendem-se pela grande resistência à água, grande energia e pressão de detonação promovida pelos constituintes de alumínio e melhores características de sensibilidade (Marinho, 2012). Assim, são explosivos de grande potência, de relativo baixo custo e que abrem uma nova perspectiva no campo dos explosivos.
- **Explosivos convencionais:** ao contrário dos explosivos secos, estes têm na sua constituição substâncias explosivas que servem igualmente como sensibilizadores dos mesmos.
  - **Explosivos gelatinosos:** também conhecidos como dinamite, é uma gelatina explosiva, aquando da sua descoberta por Alfred Nobel em 1875, constituída por 92% de nitroglicerina e 8% de nitrocelulose (Marinho, 2012). Esta composição foi sendo alterada, por questões de melhorias de rentabilidade industrial e controlo da energia produzida, pela adição de substâncias combustíveis e comburentes, sendo que, atualmente a percentagem de nitroglicerina e nitrocelulose representa entre 30 a 35% da constituição das dinamites. O mesmo autor diz que este tipo de explosivo ainda continua a ser muito utilizado nos dias de hoje, e este caso de longevidade de sucesso deve-se à sua grande potência, altas densidades (1,2 a 1,5 g/cm<sup>3</sup>), grandes velocidades de detonação (5000 a 6000 m/s) e grande resistência à água. A dinamite tem como contrariedades a pouca segurança na sua fabricação e manuseamento, para além da nitroglicerina provocar dores de cabeça e baixas tensões a quem as manuseia. É muito utilizada no desmonte de rochas muito duras, desmonte submerso e é também usada como carga de fundo em qualquer tipo de desmonte.
  - **Explosivos pulverulentos:** misturas com grandes quantidades de nitrato de amónio e nitroglicerina, com percentagem inferior ou igual a 15% e com aspeto granular. Caraterizam-se por terem potências inferiores aos explosivos gelatinosos, velocidades de detonação entre 3000 e 4500 m/s e densidades entre

0,9 e 1,2 g/cm<sup>3</sup>. Estes explosivos têm muito pouca resistência à água e são mais adequadas como carga de coluna para desmonte de rochas brandas.

- **Explosivos de segurança:** também conhecidos como explosivos permissíveis, são especialmente formulados para serem usados em minas de carvão com ambientes inflamáveis. O que os distingue é a sua baixa temperatura de explosão, por terem cloreto de sódio na sua composição, potência média a baixa, velocidades de detonação entre 2000 e 4500 m/s, densidades entre 1 e 1,5 g/cm<sup>3</sup> e má resistência à água.
- **Pólvoras:** explosivo granular composto por nitrato de potássio (75%), enxofre (10%) e carvão (15%), as pólvoras (Figura 13) têm velocidades de detonação muito baixas, sempre inferiores a 2000 m/s, e muito pouca potência (Jimeno *et al.*, 2003). Apresentam fraca resistência à água, geram muita quantidade de fumos tóxicos e é necessário algum cuidado no seu tratamento. Atualmente são utilizadas na extração de rocha ornamental.



Figura 13 – Exemplo de dois tipos de pólvoras (fonte: <http://fogoseartificios.blogspot.pt/2010/10/polvora-sem-fumo.html>)

- **Explosivos binários:** combinação de dois constituintes não explosivos, normalmente nitrato de amónio e nitrometano. Estes explosivos utilizam-se quando são necessárias poucas quantidades de explosivos para trabalhos mais pequenos de nivelações, demolições e abertura de valas (Jimeno *et al.*, 2003).

## **2.6. Fragmentação**

A fragmentação da rocha resultante de uma pega determina o seu sucesso, sendo que dependendo do fim a que o material desmontado se destina, maior ou menor poderá ser a fragmentação requerida. Este parâmetro pode ainda influenciar futuros trabalhos no tratamento do material, caso haja limitações técnicas que obriguem a tal.

Em termos de rendimento de trabalhos, calibres menores de material contribuem para maiores rendimentos dos equipamentos de carga e transporte, uma vez que a sua capacidade está relacionada com o volume de carga e não com a dimensão do material que estes podem transportar (Sandvik Tamrock, 1999).

A fragmentação, no desmonte de maciços com recurso a explosivos, é influenciada pelos fatores seguidamente apresentados (Correia, 2011):

- Estado de fraturação natural do maciço;
- Características físico-mecânicas do maciço;
- Carga específica;
- Perfuração específica;
- Diagrama de fogo;
- Sequência de iniciação;
- Inclinação da furação;
- Desvios da furação;
- Dimensão da pega.

### **2.6.1. Estado de fraturação natural do maciço**

A estrutura do maciço, observada durante a campanha de prospeção, é muito importante. É através dos parâmetros aí retirados como a atitude, continuidade e espaçamento das famílias de descontinuidades que se pode adaptar o posicionamento dos equipamentos, parâmetros de perfuração, o diagrama de fogo e a carga de explosivo. A inclinação com que é feita a perfuração é muito influenciada pelas descontinuidades do maciço, sendo que uma perfuração feita com inclinação solidária com a das diáclases do maciço, poderá originar maiores desvios dos furos. Da

mesma maneira, o desmonte pode ser feito mais facilmente quando são aproveitadas as diáclases naturais do maciço, promovendo o deslizamento de blocos (Jimeno *et al.*, 2003). Segundo o mesmo autor, quando o maciço se encontra muito fraturado existem grandes desperdícios de energia libertada na explosão, uma vez que esta escapa pelas fraturas. Nestes casos, a redução da malha do diagrama de fogo ajuda para uma melhor fragmentação (Olofsson, 1988).

### 2.6.2. Características físico-mecânicas do maciço

Uma rocha com maior densidade normalmente é mais difícil de desmontar do que uma com menor densidade. É a partir da densidade da rocha (Quadro 5) que se pode aferir a velocidade de propagação do som no maciço, sendo que o produto da velocidade de propagação do som no maciço pela densidade da rocha (impedância do maciço) deverá ser aproximadamente igual ao produto da velocidade de detonação pela densidade do explosivo (impedância do explosivo) (Sandvik Tamrock, 1999). Esta é uma propriedade muito importante no processo de controlo de fragmentação e ajuda a escolher de forma mais adequada os explosivos e temporizações a utilizar nos desmontes (Jimeno *et al.*, 2003).

Quadro 5 – As densidades de vários tipos de material (adaptado de Lang, 1998)

Material	Densidade (g/m <sup>3</sup> )
Basalto	2.8 - 3.0
Carvão	1.3
Diorito	2.8 - 3.0
Dolomite	2.8 - 2.9
Terra vegetal (seca)	1.6 - 1.8
Terra vegetal (molhada)	2
Gnaisse	2.6 - 2.9
Granito	2.6 - 2.7
Minério de ferro	4.5 - 5.3
Galena	7.5
Calcário	2.3 - 2.7
Mármore	2.4 - 2.7
Mica	2.5 - 2.9
Quartzite	2.6 - 2.8
Riólito	2.4 - 2.6
Sal gema	2.1 - 2.2
Arenito	2.2 - 2.8
Xisto	2.4 - 2.8
Talco	2.6 - 2.8

### **2.6.3. Perfuração específica e carga específica**

Relativamente à perfuração específica, este é um parâmetro relacionado com o diâmetro dos furos e cujo peso é muito importante na parte financeira. O custo de perfuração com grandes diâmetros é mais reduzido do que com pequenos diâmetros, uma vez que, quanto maior o diâmetro, menor será a perfuração específica para uma dada carga específica (Jimeno *et al.*, 2003). Aliado a isto, os explosivos usados para diâmetros maiores são mais baratos, o que faz com que esta seja uma solução mais barata a nível económico. Com a realização destes grandes diâmetros, existem maiores probabilidades de criação de grandes blocos de material (Jimeno *et al.*, 2003).

Cargas específicas maiores conduzem a maiores fragmentações de material. Em contrapartida, existem riscos maiores de projeções de material e maior espalhamento do material depois do desmonte.

### **2.6.4. Sequência de iniciação**

Na conceção do diagrama de fogo, devem ser considerados intervalos de tempo entre os detonadores da mesma fiada e entre fiadas. Estes tempos devem ser suficientemente grandes para que cada rebentamento de fiada, seguido de movimento de material, crie espaço para o material desmontado da próxima fiada. Segundo Olofsson (1988), o movimento de rocha de cada rebentamento deve ser próximo a  $1/3$  da distância à frente, para que se dê o próximo rebentamento. Se o intervalo de tempos for muito curto (Figura 14), há a possibilidade do material da parte superior da segunda fiada se projete na vertical, devido ao confinamento.

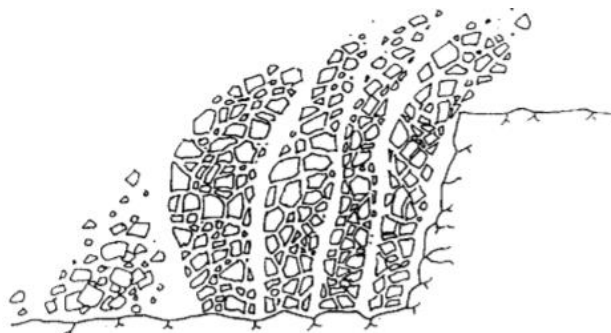


Figura 14 – Rebentamento de fiadas com intervalos de tempo de detonação curtos (Olofsson, 1988)

Em contrapartida, intervalos de tempo mais longos (Figura 15) poderão provocar projeções frontais, uma vez que o rebentamento das restantes fiadas da pega terá um comportamento semelhante ao da primeira fiada (Olofsson, 1988).

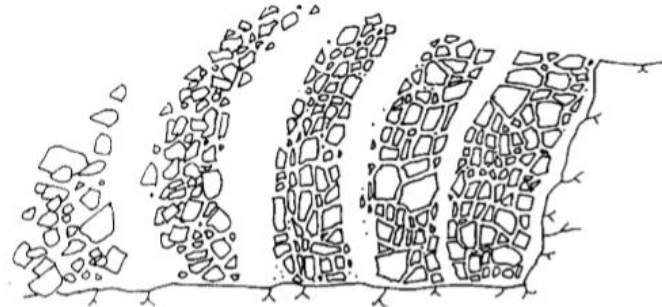


Figura 15 – Rebentamento de fiadas com intervalos de tempo de detonação mais longos (Olofsson, 1988)

Este autor sugere que intervalos de tempo entre fiadas devem variar entre 10 e 30 ms por metro de distância à frente e, entre furos da mesma fiada, o intervalo deve variar entre 5 a 10 ms/m. Assim, é possível conseguir-se uma boa fragmentação e reduzir a possibilidade de ocorrerem projeções e limitar as vibrações transmitidas ao solo.

### 2.6.5. Diagrama de fogo

O desenho dos diagramas de fogo influencia muito a granulometria a obter. O diagrama mais simplista é o de rebentamento por fiadas com os furos de contorno disparados, com temporização superior (Figura 16).

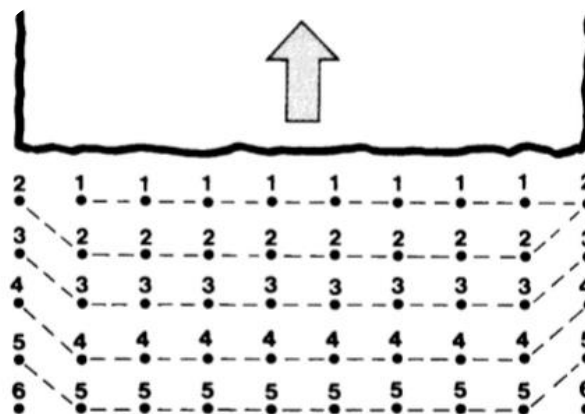


Figura 16 – Diagrama de fogo com rebentamento por fiadas (Olofsson, 1988)

Este tipo de diagrama favorece a diminuição do confinamento dos furos de contorno e provoca menos danos na rocha, mas promove pouca fragmentação no maciço, originando blocos de maior dimensão. É por este motivo que este tipo de desenho é usado quando se pretende a produção de material com maior granulometria.

Outro tipo de diagrama utilizado é o rebentamento por temporização mista (Figura 17).

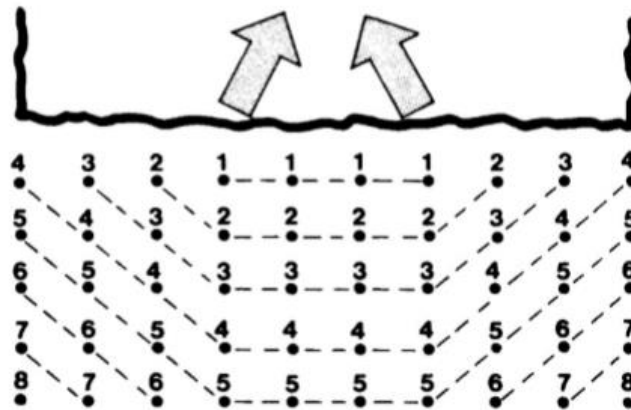


Figura 17 – Diagrama de fogo com rebentamento por temporização mista (Olofsson, 1988)

Pela observação da Figura 17, pode-se aferir que este diagrama gera duas direções convergentes de desmonte. As fiadas, embora se mantenham paralelas entre si, geram um esquema de rebentamento que faz com que a relação da distância à frente e o espaçamento se altere, criando um efeito de choque convergente do material aquando do rebentamento (Olofsson, 1988). Por este efeito de choque convergente, a fragmentação originada tende a melhorar, fazendo com que a criação de blocos de grande dimensão seja mais reduzida. Este desenho promove igualmente um melhor controlo das projeções e proporciona a criação de uma pilha de escombros mais concentrada, o que facilita muito o trabalho de carga e transporte de material.

O diagrama de rebentamento em V (Figura 18), tem como vantagem o melhoramento do controlo da fragmentação e a concentração da pilha de escombros. O ângulo utilizado neste tipo de diagrama depende da tipologia do maciço onde se trabalha e/ou da fragmentação que se pretende. Normalmente, o aumento da relação entre a distância à frente e o espaçamento entre furos, favorece a criação de melhor fragmentação.

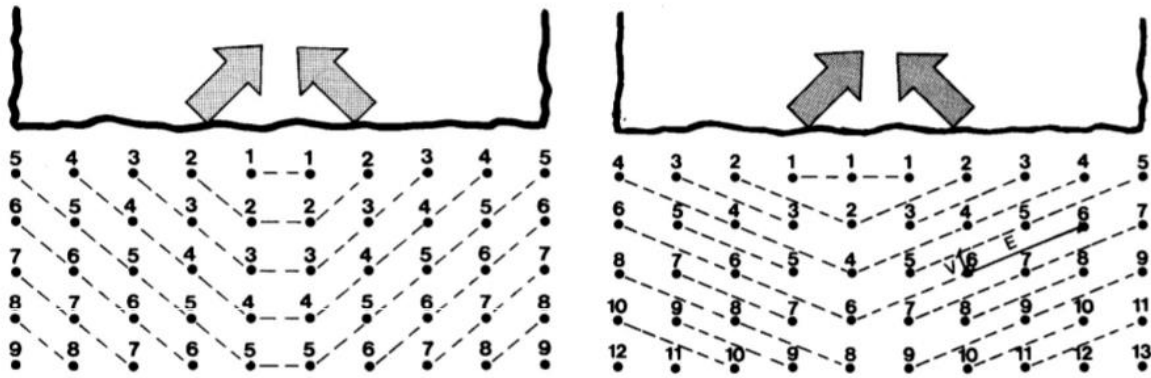


Figura 18 – Diagrama de fogo com rebentamento em V (Olofsson, 1988)

O diagrama de rebentamento em ângulo (Figura 19) é muito utilizado para contrariar a fraturação natural do maciço e favorecer o sentido de desmonte do maciço numa determinada direção. As fiadas mantêm-se paralelas entre si, mas a sequência do desmonte é realizada na diagonal relativamente à frente livre.

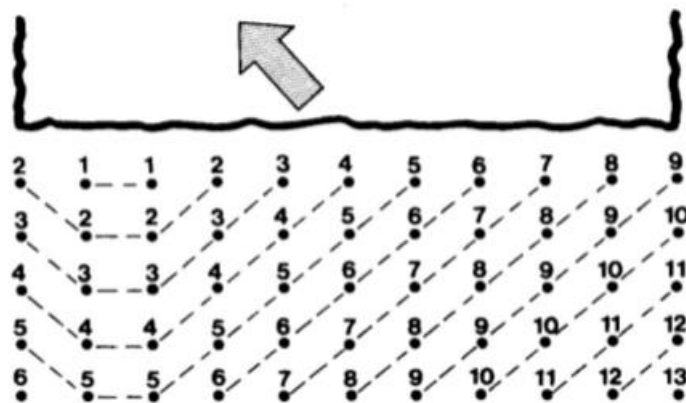


Figura 19 – Diagrama de fogo com rebentamento em ângulo (Olofsson, 1988)

### 2.6.6. Inclinação da perfuração

A realização de furos inclinados (Figura 20) favorece grandemente a boa realização de pega com explosivos em comparação com furos verticais. A inclinação dos furos permite a obtenção de melhor fragmentação e facilita o desprendimento da rocha uma vez que o furo não necessita de tanta carga específica de explosivo (Correia, 2011). A onda choque espalha-se com mais eficiência sendo a energia do explosivo mais bem aproveitada, reduzindo as vibrações e o aparecimento de irregularidades na soleira o que facilita muito os trabalhos de remoção de material. Esta metodologia reduz o efeito de quebra à retaguarda da última fiada desmontada e permite,

igualmente, aumentar o ângulo de projeção de algum material, fazendo com que este não seja projetado de frente, criando novos taludes mais sãos e seguros. Em contrapartida, à realização de furos inclinados, estão associadas maiores dificuldades no posicionamento e emboquilhamento dos equipamentos de perfuração e na utilização desta metodologia os erros de desvio são mais frequentes.

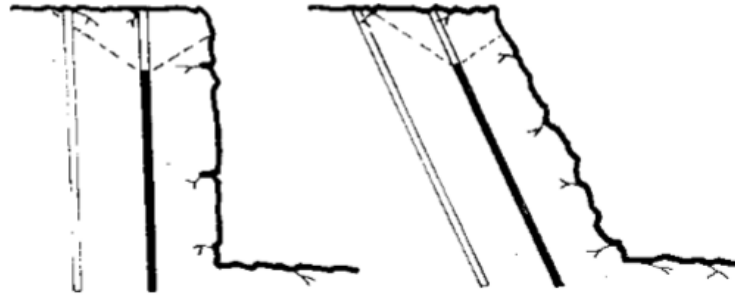
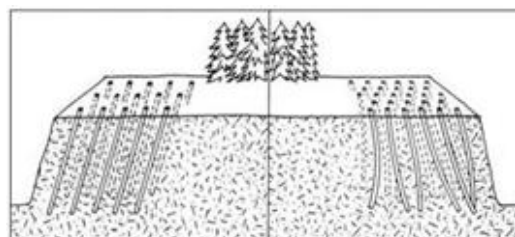


Figura 20 – Diferentes tipos de inclinação de furos (Olofsson, 1988)

### 2.6.7. Desvios da perfuração

A precisão da perfuração na realização dos furos é determinante para o resultado final do desmonte. Os desvios de perfuração aumentam na mesma proporção que a altura da bancada. Grandes desvios na furação originam distâncias à frente muito irregulares o que por promove a formação de blocos muito grandes de material e até projeções de material se o furo ficar muito perto da frente livre. Pela análise dos dados presentes na Figura 21, maiores desvios de furos, originam mais metros de perfuração e maiores cargas específicas (Sandvik Tamrock, 1999).



	Unidades	Desvio	Reto
Diâmetro de furo	mm	115	115
Altura da bancada	m	20	20
Desvio do furo	cm/m	2,5	1
Distância à frente	m	3,3	3,6
Espaçamento	m	4,1	4,5
Perfuração específica	drm/m <sup>3</sup>	0,078	0,065
Carga de coluna	kg	155	155
Carga específica	kg/m <sup>3</sup>	0,58	0,49

Figura 21 – Relação entre parâmetros geométricos e de carga explosiva com os desvios na perfuração (adaptado de Sandvik Tamrock, 1999)

### 2.6.8. Dimensão da pega

Em termos de dimensão da pega, esta deve ser planeada, como já foi anteriormente referido, para que o movimento de cada fiada seja conseguido em  $1/3$  da largura da distância à frente antes da detonação da próxima fiada (Figura 22). Por causa do atrito da deslocação do volume desmontado nos encontros laterais e na base da bancada, o número de fiadas de uma pega não deverá ser tal que o comprimento total da pega seja maior do que metade da largura da frente (Olofsson, 1988).

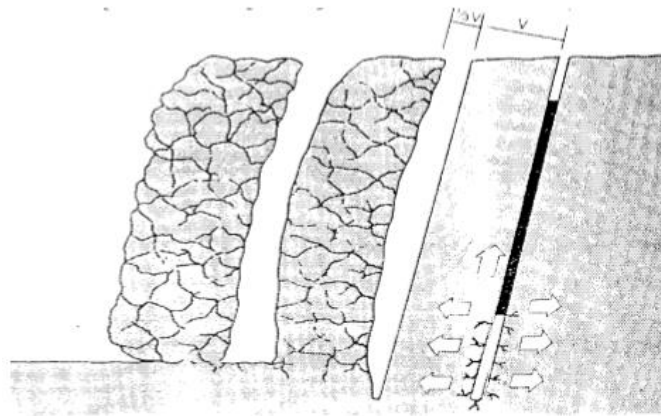


Figura 22 – Movimento de material entre fiadas (Olofsson, 1988)

No desmonte, o movimento do material é a última etapa do processo, sendo que aí a maior parte do processo de fragmentação foi já realizado, seja pela pressurização do gás, pelas tensões de tração e compressão, ou ambos. Existe, no entanto, uma pequena percentagem de fragmentação que é realizada pelo choque entre material durante a respetiva movimentação e quando este cai no chão. Quanto maior for a bancada, maior é a percentagem de ocorrência deste tipo de fragmentação.

### 2.6.9. Desmonte secundário

Operação de redução de dimensão de blocos, também conhecido pela designação de “taqueio” (Figura 23). A necessidade de realização desta operação deve-se sobretudo a inconformidades com os calibres pretendidos com o desmonte efetuado, e a limitações técnicas, mais concretamente no tamanho máximo de admissão da tolva para o fragmentador primário ou limitações de carga no balde da pá carregadora. Esta operação pode ser feita com recurso a

explosivos ou com meios mecânicos, podendo haver certos casos em que são necessários tanto explosivos como meios mecânicos.



Figura 23 – Execução de desmorte secundário num bloco de grandes dimensões com recurso a meios mecânicos (fonte: <http://revista.webpesados.com.br/rompedor-hidraulico-aumenta-seguranca-e-produtividade-no-desmorte/>)

#### 2.6.10. Comparação entre fragmentações

O Quadro 6, apresenta um resumo das metodologias a pôr em prática para obtenção da fragmentação desejada nos desmontes.

Quadro 6 – Resumo de metodologias a pôr em prática para obtenção das fragmentações desejadas (adaptado Sandvik Tamrock, 1999)

Tipo de Fragmentação	
Calibres Menores	Calibres Maiores
Aumento da carga específica	Redução da carga específica
Redução do diâmetro dos furos	Aumento do diâmetro dos furos
Redução da distância à frente mantendo a relação entre espaçamento entre furos (E) e distância à frente (V) constante	Aumento da distância à frente
Uso de micro-retardos	Rebentamento simultâneo de todos os furos
Perfuração inclinada	Frentes verticais
Rebentamento de várias fiadas por pega	Rebentamento de uma só fiada por pega

## 2.7. Caracterização dos diferentes detonadores utilizados no desmonte de maciços rochosos com explosivos

### 2.7.1. Detonadores pirotécnicos

Também conhecidos como detonadores de mecha (Figura 24), são iniciados por calor conduzido por intermédio de um rastilho. Estes detonadores são constituídos por uma cápsula metálica numa das extremidades. No interior da cápsula existe uma pequena quantidade de explosivo constituído por uma carga explosiva no fundo e outra carga de iniciação muito sensível ao choque. A mecha (rastilho) é constituída por um núcleo de pólvora protegido por material resistente e impermeabilizante (Daniel, 2000).

Para se dar a iniciação deste detonador, é introduzida uma mecha no extremo aberto do detonador, operação, que por segurança, deve ser apenas realizada aquando do carregamento. Existem fabricantes que produzem detonadores já com a mecha acoplada o que melhora bastante a segurança de quem trabalha com eles

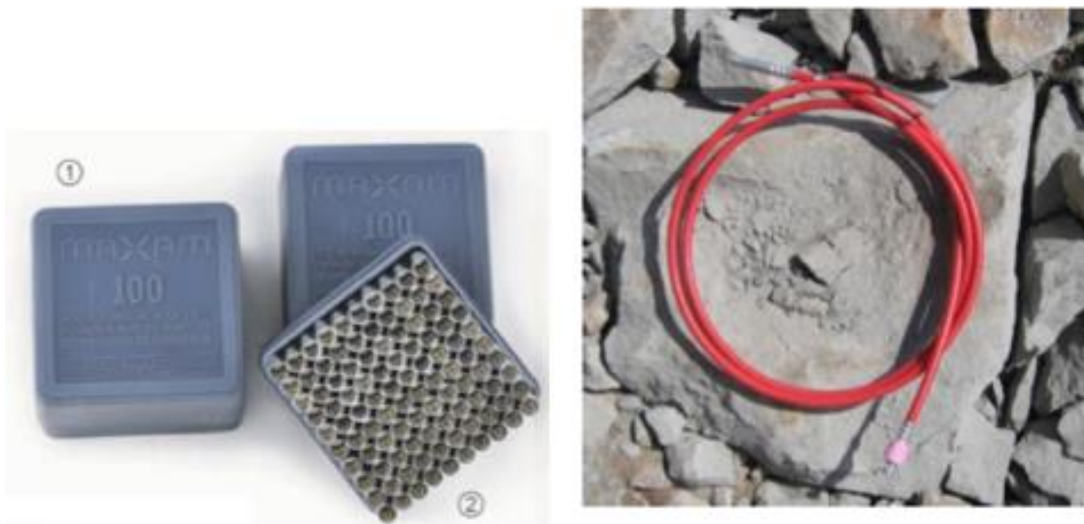


Figura 24 – Detonadores pirotécnicos (fonte: <http://mariomontez-explosivos.pt/pt/ms/ms/produtos-6430-111-meda/ms-90051398-p-4/>)

### 2.7.2. Detonadores elétricos

O sistema de iniciação de pega por detonadores elétricos é iniciado por meio de corrente elétrica. Esta tecnologia foi a mais utilizada nas últimas décadas do século XX, sendo que nos dias de hoje tem vindo a perder a sua importância para os sistemas não elétricos e eletrônicos. Segundo ISEE Blaster's Handbook (1998), este sistema permite realizar o rebentamento de um número elevado de furos com maior segurança e dada a sua quase inexistente alteração ou degradação, os detonadores elétricos possuem um prazo de validade muito grande.

Relativamente à sua constituição, os detonadores elétricos (Figura 25), são compostos por três partes diferenciadas que se encontram protegidas por um invólucro de metal, mais concretamente:

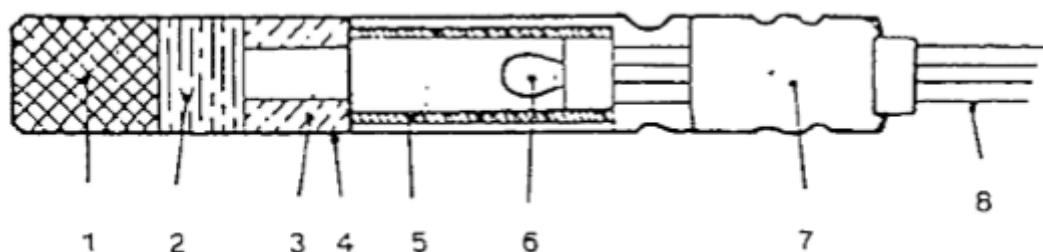


Figura 25 – Constituição de um detonador elétrico - Carga secundária (1); Carga primária (2); Parte retardadora (3); Parte explosiva (4); Parte elétrica (5); Filamento incandescente (6); Tampão (7); Fios condutores de ligação à corrente elétrica (8) (adaptado Sandvik Tamrock, 1999)

Segundo ISEE Blaster's Handbook (1998), a parte elétrica está situada na parte superior, é constituída por fios condutores, sendo que a sua cor pode variar consoante o tipo de detonador, e podem ser identificativos do tipo de detonador em função da sua sensibilidade (conceito mais à frente explicado) e por uma pequena resistência coberta com uma substância explosiva (normalmente permanganato de potássio ou antimónio em pó), responsável pela deflagração da parte retardadora (Jimeno *et al.*, 2003);

A parte retardadora existente apenas em detonadores temporizados, situa-se na parte central do detonador e entra em combustão quando o filamento de incandescente aquece. O tempo que medeia a combustão e o rebentamento do retardador, é o tempo de queima da parte retardadora.

A parte explosiva situada na parte inferior do detonador, é constituída por duas cargas; a primária, constituída por um explosivo sensível (normalmente nitrato de chumbo ou fulminato de mercúrio) que quando recebe o calor da combustão do retardador explode e a carga secundária

constituída por um explosivo muito potente (TNT, tetril, ácido pícrico) e é a última parte do detonador que explode por intermédio da explosão da carga primária (Jimeno *et al.*, 2003).

Os detonadores elétricos podem ser classificados segundo as suas características, de acordo com: campo de aplicação; tempo de detonação; sensibilidade à corrente elétrica, e que serão de seguida especificadas (Daniel, 2000).

Dependendo do campo de aplicação onde os detonadores elétricos são utilizados, pode-se distinguir os seguintes:

- **Cápsula de alumínio** – mais comumente utilizada.
- **Cápsula de cobre** – utilizada em ambiente inflamáveis.
- **Sísmicos** – com tempos de reação inferiores a 1 milissegundo.
- **Herméticos** – indicados para trabalhos com grandes pressões de água (normalmente resistentes até 100 Kg/cm<sup>2</sup>).

Para a realização de pegadas com grande número de furos, é aconselhável o faseamento entre explosões e com isto poder obter melhor fragmentação da rocha e reduzir as vibrações transmitidas ao solo. Esta divisão temporal é possível devido à utilização de detonadores retardados, cujo funcionamento foi já explicado, sendo que o tempo de retardo é proporcional ao tempo de combustão do retardador e conseqüentemente ao seu comprimento. Consoante o tempo decorrido entre a iniciação e o rebentamento, estes podem ser divididos em três grupos distintos (Daniel, 2000):

- **Instantâneos** – não possui parte retardadora, a deflagração dá-se instantaneamente com a combustão do filamento.
- **Retardados** - intervalos de retardo de 500 milissegundos.
- **Micro-retardados** – intervalos de retardo de 20 milissegundos.

Segundo o mesmo autor, o nível de segurança de um detonador elétrico é indicado pela sua sensibilidade à corrente elétrica. Quanto maior a insensibilidade, maior a segurança do equipamento, mas conseqüentemente, este fator, faz com que a intensidade da corrente elétrica necessária para a detonação aumente na mesma proporção. Significa isto que existem intensidades de corrente elétrica recomendáveis para a detonação de cada tipo de detonador. Conforme a intensidade de corrente necessária para a iniciação dos detonadores, dividem-se em:

- **Sensíveis** – intensidade de corrente de segurança 0,18 A;
- **Insensíveis** – intensidade de corrente de segurança 0,45 A;
- **Muito insensíveis** – intensidade de corrente de segurança 3 A;
- **Altamente insensíveis** – intensidade de corrente de segurança 4 A.

Detonadores elétricos de alta insensibilidade revelam vantagens no que a segurança diz respeito, uma vez que, embora necessite de disparadores mais potentes, estes são menos suscetíveis a correntes parasitas (Daniel, 2000).

### 2.7.3. Detonadores não-elétricos

Esta tecnologia foi criada devido à necessidade de obter um produto que pudesse trabalhar em zonas húmidas e não sofresse influência de correntes elétricas parasitas e estáticas. O uso deste tipo de detonador é também preferível quando os fios elétricos se podem danificar ou quando são necessários grandes comprimentos de fio.

Segundo Jimeno *et al.* (2003), o sistema não-elétrico usa um tubo de plástico, também conhecido por tubo de transmissão, para transportar o sinal para o detonador. Este tubo é de natureza não elétrica, não podendo ser iniciado por ondas de radiofrequência, eletricidade estática, correntes parasitas, nem choques ou impactos normais ao carregamento das pegas. A parede interior do tubo é revestida com um pó reativo constituído por HMX (também conhecido como octogeno, substância altamente explosiva) e alumínio. O tubo tem 3 mm de diâmetro e pesa 5,5 g/m, sendo que, o revestimento explosivo assume 0,02 g/m desse valor. Quando o pó reativo é inflamado, origina uma onda de choque, que se desloca no interior do tubo entre 1830 e 2130 m/s em direção ao detonador (ISEE Blaster's Handbook, 1998).

A constituição dos detonadores não-elétricos está indicada na Figura 26.

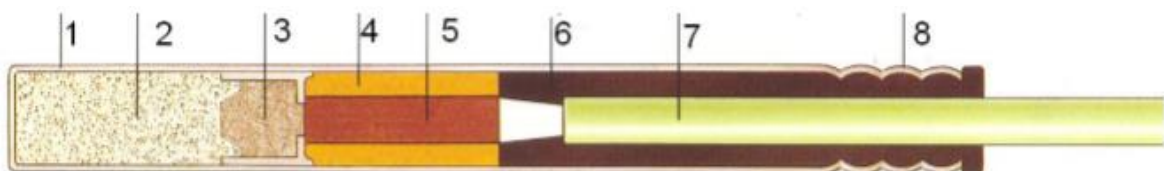


Figura 26 - Constituição de um detonador não-elétrico (Cápsula de alumínio (1); Carga secundária (2); Carga primária (3); Tubo do retardador (4); Elemento de retardo (5) Recetáculo isolador (6) Tubo de propagação de choque (7); Elemento fixador (8) (Sandvik Tamrock, 1999)

Este tipo de iniciação oferece uma combinação ilimitada de temporizações e podem ser usados com qualquer tipo de explosivos em qualquer tipo de desmonte (Jimeno *et al.*, 2003).

As temporizações “furo a furo” e “fiada a fiada” são realizadas pela utilização de retardadores de superfície (Figura 27) e de interior de furo ou por sistemas que combinem estes dois tipos. Os sistemas não elétricos de tubo de choque podem repetir padrões de tempo apenas possíveis pela utilização de detonadores elétricos.

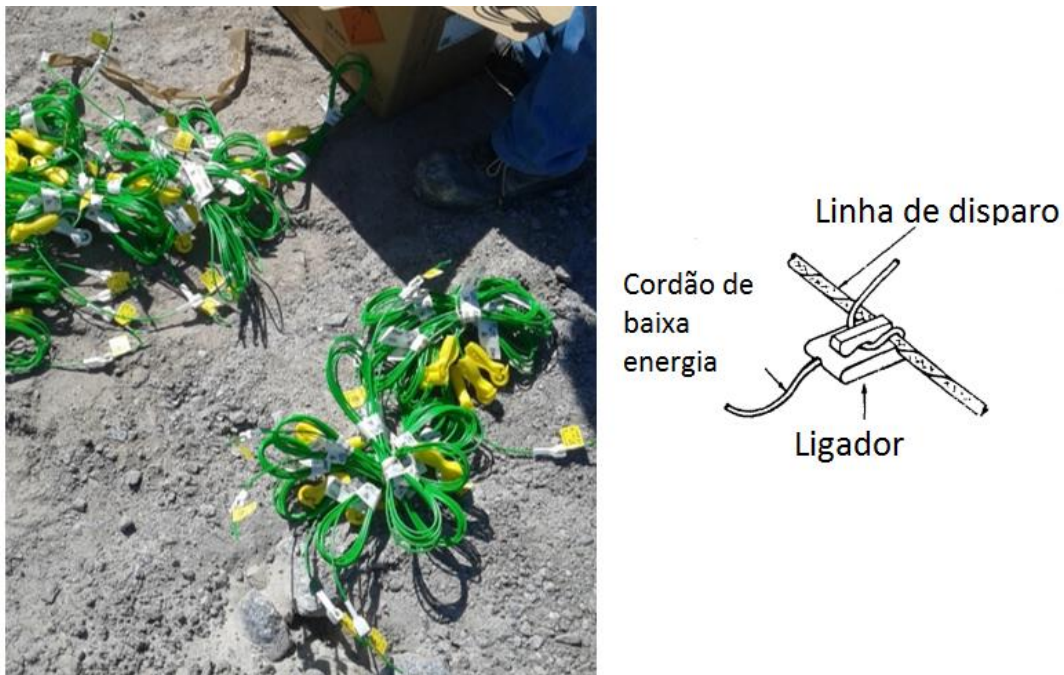


Figura 27 – Retardadores para utilização em pega com detonadores não elétricos e exemplo de sua utilização

Dos diversos tipos de detonadores não elétricos, irão ser apresentadas três variedades:

- **MS (Milisecond):** sistema convencional de iniciação com detonadores temporizados com intervalos de 25 ms, indicado para desmonte de pequenas bancadas, quando estas são grandes é aconselhada a utilização 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 especialmente para o desmonte subterrâneo (Jimeno *et al.*, 2003);
- **EZ TL (EZ Trunkline):** elemento de retardo superficial, acomoda na extremidade oposta do detonador a sistema de iniciação, micro detonador temporizado, alojado num ligador em

plástico (Jimeno *et al.*, 2003). Os ligadores deste tipo podem ser identificados por cores (Quadro 7).

Quadro 7 – Retardos para detonadores não elétricos *EZ TL* e sua cor respectiva (adaptado de Jimeno *et al.*, 2003)

Tempo de retardo (ms)	Cor do encaixe
9	Verde
17	Amarelo
25	Vermelho
42	Branco
67	Preto

#### 2.7.4. Detonadores eletrônicos

Os detonadores eletrônicos (Figura 28) nasceram devido à grande procura, durante as últimas décadas, de detonadores mais precisos para resultados mais satisfatórios sobretudo a nível da fragmentação de rocha em desmontes de maciços rochosos, assim como, melhor controlo nas vibrações e projeções originadas pelos mesmos (Watson, 2004).

A possibilidade de se utilizarem tempos mais precisos na detonação ajuda na criação de novas metodologias de rebentamento que permitem maior adaptabilidade à tipologia do maciço e às suas características intrínsecas garantindo melhores resultados no controlo da fragmentação da rocha e possibilitam ainda reduzir ao mínimo as vibrações originadas pelo desmonte. Com estes detonadores podem ser disparados um número muito maior de furos, tal o arranjo que pode ser feito no diagrama em questão de temporizações, podendo ser associados aproximadamente 500 detonadores a um desmonte (Hustrulid, 1999).



Figura 28 – Detonador eletrônico tipo utilizado para desmonte de maciços rochosos com explosivos

Estes detonadores são igualmente muito seguros, uma vez que são insensíveis a tempestades, eletricidade estática e correntes parasitas (Daniel, 2000). Os detonadores eletrónicos não rebentam sem um código individual de ativação e funcionam apenas quando recebem esse código do explosor (*blasting machine*) máquina de controlo central de todo o sistema de iniciação. Estes estão igualmente equipados com proteção de sobretensão, sendo pequenas voltagens dissipadas por meio de circuitos de segurança internos, tensões mais altas são limitadas por meio de uma abertura de faísca e grandes descargas queimam o fusível que incapacita o detonador impedindo-o de rebentar (Hustrulid, 1999).

A Figura 29 apresenta a constituição de um detonador eletrónico.

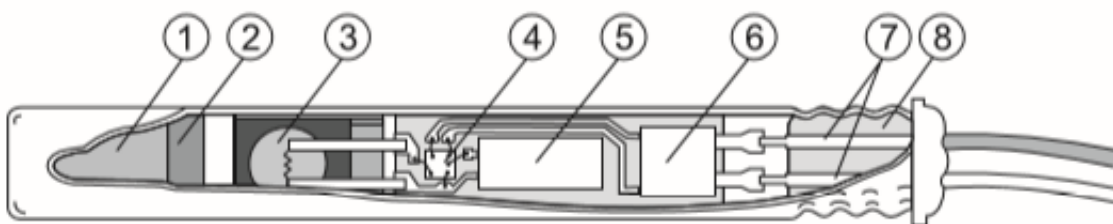


Figura 29 – Constituição de um detonador eletrônico (Carga secundária (1); Carga primária (2); Cabeça fusível (3); Condensador (4); Microchip (5); Condensador (6); Fios ligadores (7); Vedante (8) (Hustrulid, 1999)

Segundo Hustrulid (1999), um detonador eletrônico é constituído por uma carga primária responsável pela iniciação da carga secundária, uma cabeça fusível responsável por iniciar a carga primária, este componente é especialmente concebido para conceber a um curto tempo de iniciação com o mínimo tempo de dispersão. Um *Microchip* com um circuito elétrico incorporado no seu interior é o coração do detonador, uma vez que é responsável por transmitir a informação da parte elétrica do detonador para a parte explosiva e tem associado a si uma exatidão na ordem dos 0,1% do intervalo programado, garantindo assim tempos de retardo muito exatos. Um condensador para armazenamento de energia elétrica e separação de circuitos de segurança na parte de entrada dos fios elétricos, prevenindo sobrecarga elétrica e um vedante para impedir entrada de água ou outros materiais exteriores que podem causar problemas no trabalho do detonador.

Os detonadores eletrónicos não possuem energia iniciadora própria recebendo-a de um explosor, sendo esta energia de iniciação muito baixa, nunca superior a 50 V (Hustrulid, 1999) e são fabricados com uma numeração que representa apenas a ordem pela qual se detonam (número

de período) e não representam o seu retardo, sendo este parâmetro programado pelos operadores e armazenado no explosor, antes do desmonte. Detonadores com menor número de período não podem ter tempos de retardo superiores a detonadores com maior número de período, e para detonadores com números diferentes de período, o retardo tem de ser no mínimo a diferença entre os seus números de período (Hustrulid, 1999).

## **2.8. Sistemas de iniciação de explosivos em desmonte de maciços rochosos**

A ativação do explosivo no desmonte de maciços rochosos é fundamental para que a pega se realize. Existem dois métodos mais convencionais para a ativação do explosivo que passam pela colocação de detonadores ou cordão detonante em contacto com a carga explosiva para que esta realize o seu propósito. Dada a atual grande utilização de explosivos mais insensíveis, tais como o ANFO, o hidrogel e a emulsão, para o desmonte de rocha, houve um grande desenvolvimento nos sistemas de iniciação (Jimeno *et al.*, 2003).

Segundo o mesmo autor, para a iniciação do explosivo são utilizadas algumas técnicas, a saber:

- Iniciação no fundo de furo;
- Iniciação à superfície;
- Iniciação múltipla;
- Iniciação axial.

Relativamente à técnica iniciação no fundo de furo, esta promove uma maior fragmentação do maciço por aproveitar melhor a energia do explosivo, conseguindo também o aumento da deslocação da rocha e na diminuição das projeções. Este aproveitamento maior da energia deve-se ao facto de a direção da detonação ser em direção ao tamponamento do furo, fazendo com que os gases da explosão permaneçam completamente dentro do maciço rochoso até à expulsão do material do tamponamento. Em relação a vibrações, estas são menores uma vez que a onda de choque se desloca para a superfície. A utilização de cordão detonante ao longo da coluna de explosivos produz menos falhas por corte.

Na iniciação à superfície a eficiência do tamponamento é extremamente prejudicada, uma vez que tanto o material usado para tamponar, como a rocha da parte superior começam a movimentar-se alguns milissegundos antes da detonação da parte inferior do furo. Outra desvantagem é a perda de pressão dos gases ao longo da coluna devido ao escape destes nas

zonas superiores, o que origina más fragmentações e, principalmente, mau deslocamento da rocha.

No caso da iniciação múltipla, esta caracteriza-se por iniciar a pega em sítios distintos da coluna, normalmente a iniciação é realizada com um detonador no fundo de furo e outro ao longo da coluna para garantir uma boa detonação. A utilização de mais do que um detonador origina ondas de iniciação que ao chocar criam maiores tensões o que pode conduzir a melhorias na fragmentação produzida.

A iniciação axial dos explosivos é realizada com recurso à utilização de cordão detonante ao longo de toda a coluna. Este método de iniciação é utilizado sobretudo em rochas brandas e muito diaclasadas. É também muito utilizado em cargas de coluna com espaçadores.

## **2.9. Iniciação de explosivos com detonadores em desmonte de maciços rochosos**

Na iniciação com detonadores, previamente ao disparo, é necessário verificar a resistência do circuito elétrico através de um ohmímetro. Esta resistência total deve ser coincidente com a calculada teoricamente (ISEE Blaster's Handbook, 1998).

Para iniciação dos vários tipos de detonadores, temos as seguintes metodologias:

### **2.9.1. Iniciação com detonadores elétricos**

Os detonadores para serem iniciados são ligados entre si formando um circuito elétrico. Para se proceder à iniciação de detonadores elétricos, são necessários equipamentos específicos, responsáveis por fornecerem energia ao circuito, chamados de explosores (Daniel, 2000). A capacidade do explosor tem que ser sempre superior à resistência total da série, sendo que existem três formas diferentes de ligação dos circuitos elétricos: em série, em paralelo e mista. A seleção do tipo de circuito depende do número de detonadores a serem disparados. Em pequenos rebentamentos, de até 50 detonadores, são usados circuitos em série (ISEE Blaster's Handbook, 1998). Circuitos em paralelo são apenas usados em casos especiais. Os componentes elétricos devem estar apertados, limpos e isolados do chão, sendo obrigatória a inspeção e o teste do circuito elétrico antes de qualquer explosão. A linha de corrente de todos os circuitos deve ser calculada e devem ser usados multímetros, ohmímetros ou galvanómetros, próprios para circuitos

elétricos de pegas, para verificar esses cálculos. Não se deve tentar iniciar o circuito se os valores da resistência total obtidos com o ohmímetro não conferirem com os valores teóricos.

#### **2.9.1.1. Circuitos em série**

Na ligação em série, cada detonador é ligado ao anterior e ao seguinte pelos seus terminais. Os terminais livres do primeiro e último detonadores ficam ligados a uma linha de corrente, sendo que esta é mantida em curto-circuito até que os terminais sejam ligados ao explosor (ISEE Blaster's Handbook, 1998).

A resistência total do circuito é calculada pela soma da resistência de todos os detonadores mais a resistência da linha de corrente. A resistência total dos detonadores (RDT) é calculada através da Equação 19.

$$RDT = \text{Número de detonadores} * \text{Resistência/detonador} [\Omega]$$

[Equação 19; Cálculo da resistência total dos detonadores circuitos em série, ISEE Blaster's Handbook (1998)]

A resistência da linha de corrente (RL) é calculada a partir da Equação 20.

$$RL = \text{Comprimento da linha} * \text{Resistência/comprimento} [\Omega]$$

[Equação 20; Cálculo da resistência da linha de corrente circuitos em série, ISEE Blaster's Handbook (1998)]

A resistência total do circuito é dada pela soma destas duas, pela Equação 21.

$$RT = RDT + RL [\Omega]$$

[Equação 21; Cálculo da resistência total do circuito circuitos em série, ISEE Blaster's Handbook (1998)]

### 2.9.1.2. Circuitos em paralelo

A iniciação com circuitos em paralelo é pouco utilizada, dado o risco de falhas ser elevado. Para a utilização deste método, todos os detonadores utilizados têm de ter a mesma resistência e a ligação é feita desde cada detonador à linha de tiro. A resistência da linha de corrente (RL) é calculada a partir da Equação 22.

$$RL = \text{Comprimento da linha} * \text{Resistência/comprimento} [\Omega]$$

[Equação 22; Cálculo da resistência da linha circuitos em paralelo, ISEE Blaster's Handbook (1998)]

O cálculo da resistência total do circuito é realizado segundo a Equação 23.

$$RT = RL + \left( \frac{\text{Resistência/detonador}}{\text{Número de detonadores}} \right) [\Omega]$$

[Equação 23; Cálculo da resistência total dos detonadores circuito em paralelo, ISEE Blaster's Handbook (1998)]

### 2.9.1.3. Circuitos mistos

Nos circuitos mistos, cada série deve ser eletricamente balanceada, tendo cada uma a mesma resistência elétrica. Este balanceamento pode ser conseguido pela utilização do mesmo número de detonadores em cada série. A resistência total é calculada, tal como nos circuitos em série, pelo cálculo da resistência total dos detonadores (RDT) que resulta da multiplicação do número de detonadores pela resistência da resistência dos mesmos, pela Equação 24.

$$RDT = \text{Número de detonadores} * \text{Resistência/detonador} [\Omega]$$

[Equação 24; Cálculo da resistência total dos detonadores circuito misto, ISEE Blaster's Handbook (1998)]

De seguida, é calculada a resistência de cada série ligada à linha de corrente (RS) pela divisão do valor da resistência total dos detonadores pelo número de séries existentes no circuito, segundo a Equação 25.

$$RS = RDT / (\text{Número de detonadores}) [\Omega]$$

[Equação 25; Cálculo da resistência de cada série circuito misto, ISEE Blaster's Handbook (1998)]

O próximo passo é o cálculo da resistência da linha de corrente (RL), multiplicando o comprimento da linha pela resistência por comprimento, Equação 26:

$$RL = \text{Comprimento da linha} * \text{Resistência/comprimento} [\Omega]$$

[Equação 26; Cálculo da resistência linha de corrente circuito misto, ISEE Blaster's Handbook (1998)]

A resistência total (RT) calcula-se pela soma da resistência das séries ligadas à linha de corrente pela resistência desta, segundo a Equação 27:

$$RT = RS + RL [\Omega]$$

[Equação 27; Cálculo da resistência total dos detonadores circuito misto, ISEE Blaster's Handbook (1998)]

### **2.9.2. Iniciação com detonadores não elétricos**

Segundo ISEE Blaster's Handbook (1998), a iniciação do sistema não elétrico pode ser realizada com:

- Detonador elétrico e linha de tiro;
- Detonador pirotécnico e certo comprimento de mecha lenta;
- Detonador não elétrico e tubo de choque suficientemente longo para realizar a iniciação a uma distância segura.

A iniciação do explosivo é realizada com a utilização de detonadores de temporização elevada no primeiro cartucho a ser colocado no furo. A temporização é obtida através da utilização de um detonador de baixa temporização, ligado à superfície a cada um dos detonadores e ao ligador do furo seguinte. Neste sistema não há forma de comprovar o estado de ligação da série nem dos detonadores, por isso, é necessária a inspeção de todos os tubos de choque e a ligação de todos os detonadores antes do disparo (Hustrulid, 1999).

### 2.9.3. Iniciação com detonadores eletrônicos

A iniciação deste tipo de detonador é bastante semelhante à do detonador elétrico, sendo que este também é um circuito elétrico e as metodologias relativas ao tipo de circuito elétrico foram já explicadas. As maiores diferenças entre a iniciação destes dois equipamentos residem no modo e acessórios utilizados para a temporização.

Os detonadores eletrônicos são introduzidos no furo ainda sem estarem ativados e sem temporização definida. Esta é definida posteriormente através de um aparelho chamado *scanner* (Figura 30) e com os dados referentes à temporização da pega. Este processo de atribuição de temporização é feito individualmente a cada detonador. Depois do trabalho de atribuição de temporização aos detonadores, a informação é registada numa *Test Box* (Figura 31) que realiza o teste de operacionalidade a todos os detonadores e garante a sua funcionalidade, para além de verificar o estado do circuito elétrico. Por razões de segurança, este aparelho tem muito pouca energia, sendo necessária a utilização de outro equipamento, uma *Blast Box*, para a ativação dos detonadores.



Figura 30 - Scanner



Figura 31 – Test Box

## 2.10. Vibrações

Quando um desmonte é detonado são gerados diversos impactos ambientais (Figura 32):

- Instabilidade no maciço remanescente;
- Projeções de material;
- Produção de poeiras;
- Onda aérea;
- Vibrações.

As vibrações manifestam-se sempre que se efetuam desmontes com explosivos, devido às energias transmitidas ao maciço rochoso. Estas podem originar alguns incómodos, especialmente em zonas residenciais circundantes dos locais onde se realizam os rebentamentos, podendo em casos mais graves, levar a danos estruturais (Jimeno *et al.*, 2003). O seu registo e análise são importantes para se perceber o efeito que terão.

Em Portugal, é utilizada como referência, a Norma Portuguesa NP-2074 (1983) para a regulamentação dos valores de pico da velocidade vibratória em estruturas.

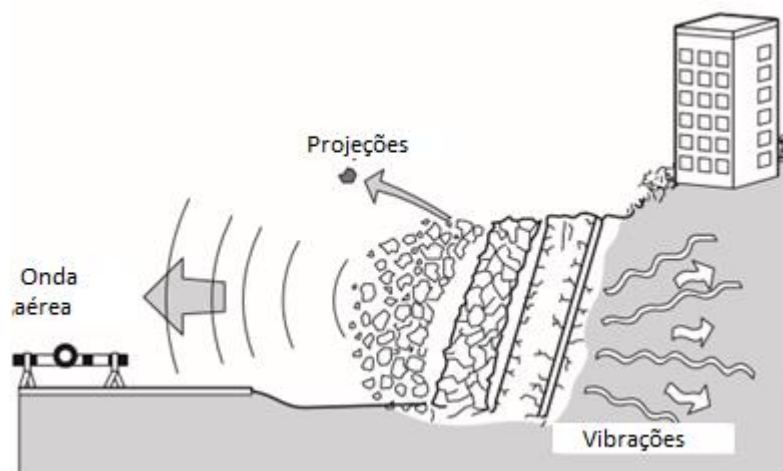


Figura 32 – Representação da propagação das vibrações no solo e no ar (adaptado de *Sandvik Tamrock*, 1999)

Segundo Jimeno *et al.* (2003), a onda de sísmica, em termos de amplitude e frequência, é dependente de fatores como a tipologia do maciço, a quantidade de explosivos utilizados por pega, distância entre a pega e estruturas e o material em que estas se encontram fundadas. As ondas de choque originadas pelo rebentamento podem ser divididas em dois grupos; as volumétricas (primárias e secundárias, que se propagam dentro do maciço) e as de superfície (*Rayleigh* e *Love*) que se propagam à superfície (Jimeno *et al.*, 2003).

Os danos que as vibrações causam nas estruturas e a tolerância humana a estas perturbações no solo foram, ao longo do tempo, estudadas e chegou-se à conclusão que a velocidade de propagação das ondas é o melhor e mais prático indicador para potencial dano na estrutura. Vários autores (Dinis da Gama, 1978; Jimeno *et al.* 1995, Hustrulid, 1999) reconhecem que a equação mais adequada é a denominada fórmula de Johnson (1971), apresentada na Equação 28.

$$V = a Q^b D^c \text{ [mm/s]}$$

[Equação 28; Cálculo da velocidade de propagação de onda, Johnson (1971)]

Nesta equação, (V) é a velocidade vibratória de pico da partícula (mm/s), (D) é a distância entre pontos de detonação e monitorização (m) e (Q) é o peso da carga explosiva detonada por retardo (kg). As constantes a, b e c são características do local e dos desmontes (Bernardo, 2004), presentes no Quadro 8.

Quadro 8 – Valores de a, b e c para diferentes litologias (Bernardo *et al.*, 2004)

Maciço Rochoso	Fonte	a	b	c
Basalto	Dinis da Gama (1997)	2 000	0,7	-1,9
Calcário (tipo não especificado)	Dinis da Gama (1997)	580	0,6	-1,4
Calcário pisolítico	VISA Consultores (1999)	500	0,42	-1,22
Granito, Gnaise, Pegmatito	Holmberg (1982)	700	0,7	-1,5
Hematite	Dinis da Gama (1979)	380	0,73	-1,87
Xisto-Grauváquico	Remísio (1994)	1 598	0,88	-2,06

Segundo Louro (2009), os equipamentos utilizados para registar os dados são os sismógrafos de engenharia que têm como objetivo receber os impulsos sísmicos e registá-los, gerando sismogramas com valores da velocidade vibratória de pico PPV (*Peak Particle velocity*) segundo três componentes ortogonais: L (longitudinal), T (transversal) e V (vertical), e a sua resultante vetorial PVS (*Peak Velocity Sum*), utilizada como o valor máximo da velocidade vibratória que atinge o local de monitorização. O sismograma inclui também as frequências, medidas nos instantes de tempo em que se verificam as amplitudes máximas (Bernardo, 2004).

---

### ***3. Caso de estudo***

---



### 3. Caso de estudo

#### 3.1. Enquadramento geográfico

A pedreira de Serdedelo está localizada na confluência das freguesias de Ribeira e Serdedelo, no concelho de Ponte de Lima, no distrito de Viana do Castelo, Região Norte e sub-região do Minho-Lima (Figura 33).

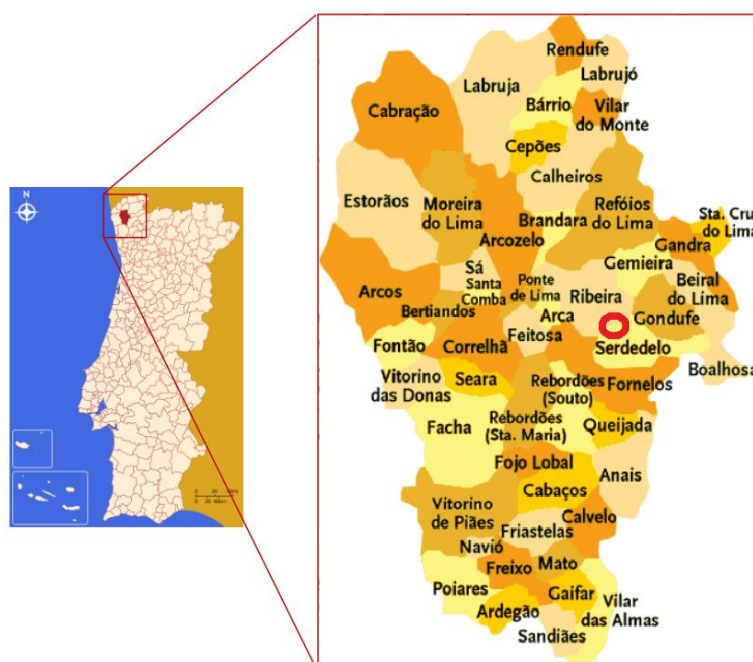


Figura 33 – Localização da pedreira de Serdedelo a nível nacional e concelhio (fonte: <http://geneall.net/pt/mapa/254/ponte-de-lima/>)

Esta pedreira é explorada pela empresa *Elevation – Engenharia S.A.* e tem como principal atividade a extração de rocha de matriz granítica e sua transformação em agregados de várias granulometrias, na sua instalação de britagem e classificação. A finalidade deste material é a sua utilização em obras públicas e na construção civil. A pedreira lavora com licença da Direção Geral de Geologia e Minas nº4441, encontrando-se em exploração há perto de 40 anos. Atualmente, esta ocupa uma área de 17,1 ha (a área de exploração, área de reservas de exploração e área de equipamento) e é da Classe 2. A pedreira tem a sua base a uma cota de 190 m e o seu ponto mais alto a 310 m. A exploração da pedreira de Serdedelo é feita em flanco de encosta a céu aberto, tendo na atualidade 7 bancadas com altura média de 16 m e a direção de desmonte NE. O acesso à pedreira de Serdedelo é feito através da A3 no sentido Ponte de Lima, saindo à direita para a EN203 e de novo no cruzamento à direita para a EM534. A pedreira dista 2,4 km desta interseção.

### 3.2. Enquadramento regional (geomorfologia, geotectónica, hidrogeologia)

A pedreira de Serdedelo, situada no Alto Minho, possui um maciço rochoso constituído por granito biotítico porfiróide de grão grosseiro a médio, segundo a Carta Geológica de Portugal, à escala 1/50000 (folha 5-A (Viana do Castelo) – Teixeira *et al.*, 1972). O maciço rochoso apresenta foliação de fluxo materializada por alinhamento de cristais de biotite, e ocasionalmente, de megacristais de plagioclase, feldspato potássico e quartzo, surgindo sem evidenciarem qualquer simetria à vista desarmada. Será importante referir que na zona envolvente à pedreira estão localizadas formações com rochas metamorizadas tais como xistos e grauvaques com intercalações de xistos grafitosos e liditos, com graptólitos (Figura 34).

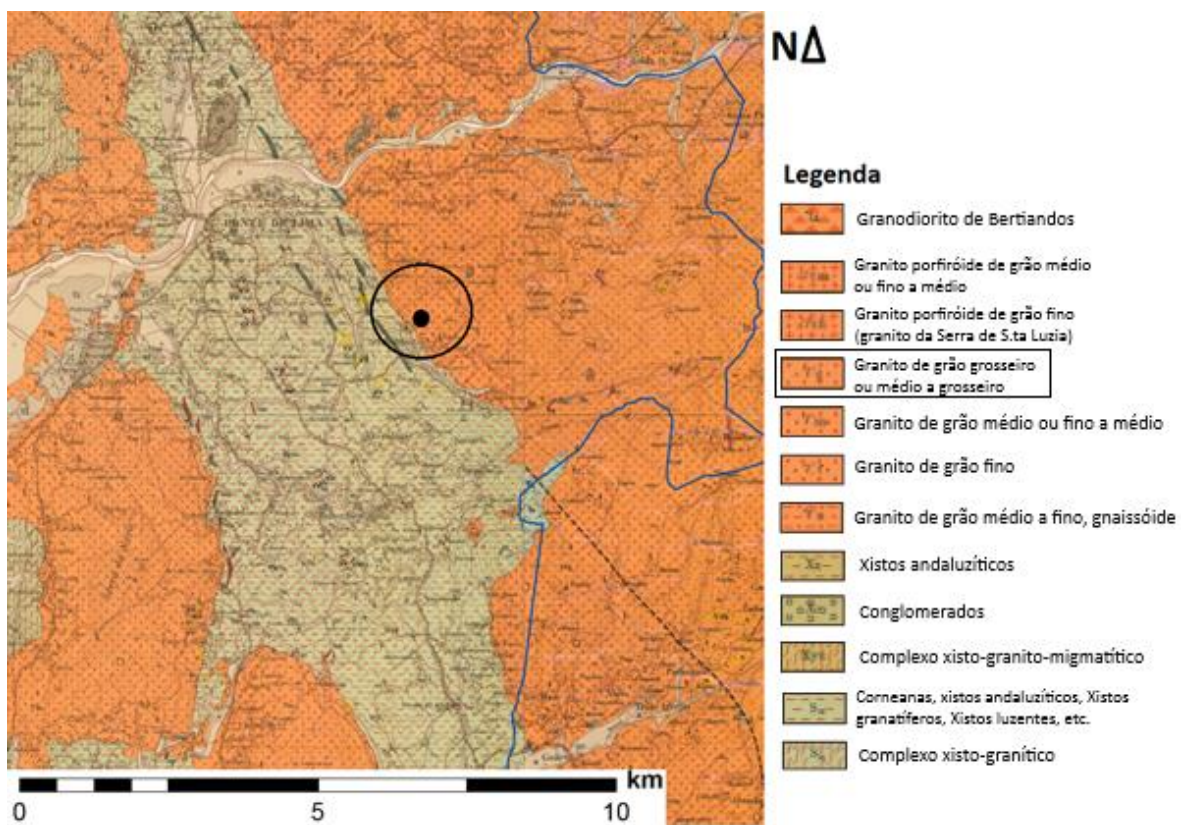


Figura 34 – Enquadramento geológico regional de Ponte de Lima (adaptado da Carta Geológica de Portugal, escala 1/50000, folha 5-A - Viana do Castelo)

O maciço rochoso pertence a uma faixa de granitoides relacionados com a orogenia Varisca (ou Hercínia), com orientação geral NW-SE, que se estende desde o Alto Minho até às Beiras. Estes granitos apresentam intensa fraturação geológica, exibindo uma tonalidade cinza-azulada, pontuada por biotite, o que confere à rocha um tom cinza-escuro (Anexo I).

A nível da geotectónica, o maciço de Serdedelo insere-se na Zona Centro-Ibérica (ZCI) do Maciço Ibérico (e.g, Dias et al., 2000; Ribeiro *et al.*, 2007). Uma importante rede de fraturação regional retalha os granitoides em estudo e fácies graníticas envolventes, obedecendo fundamentalmente, aos seguintes sistemas de fraturação: NW-SE; NE-SW a NE-SW e NE-SW, sendo que o mais antigo, do ponto de vista geológico, e também mais importante, tem orientação geral NW-SE (coincidente com a falha regional de Vigo - Vila Nova de Cerveira – Régua) e o mais recente tem orientação média NE-SE a NE-SW.

A pedra em estudo insere-se na região do Vale do Lima no Alto Minho. Esta zona caracteriza-se por ser um dos locais onde chove mais em Portugal Continental, com precipitação superior a 2800 mm (INMG, 1984) e por ser rica em recursos hídricos superficiais e subterrâneos. Esta está inserida na RH1 Minho e Lima, mais concretamente Bacia Hidrográfica do rio Lima. As linhas de água na envolvente da pedra desaguam na Ribeira de Serdedelo, que por sua vez desagua no Rio Lima. Esta ribeira constitui a ocorrência hídrica mais importante a assinalar na área envolvente. De acordo com a Carta Militar de Portugal, escala 1/25000, folha 28 – Ponte de Lima (Figura 35), é perceptível ver que a área de exploração da pedra é intercetada por uma linha de água cartografada. Entretanto, esta linha de água já foi modificada devido à exploração da pedra, não afetando diretamente a área de exploração.

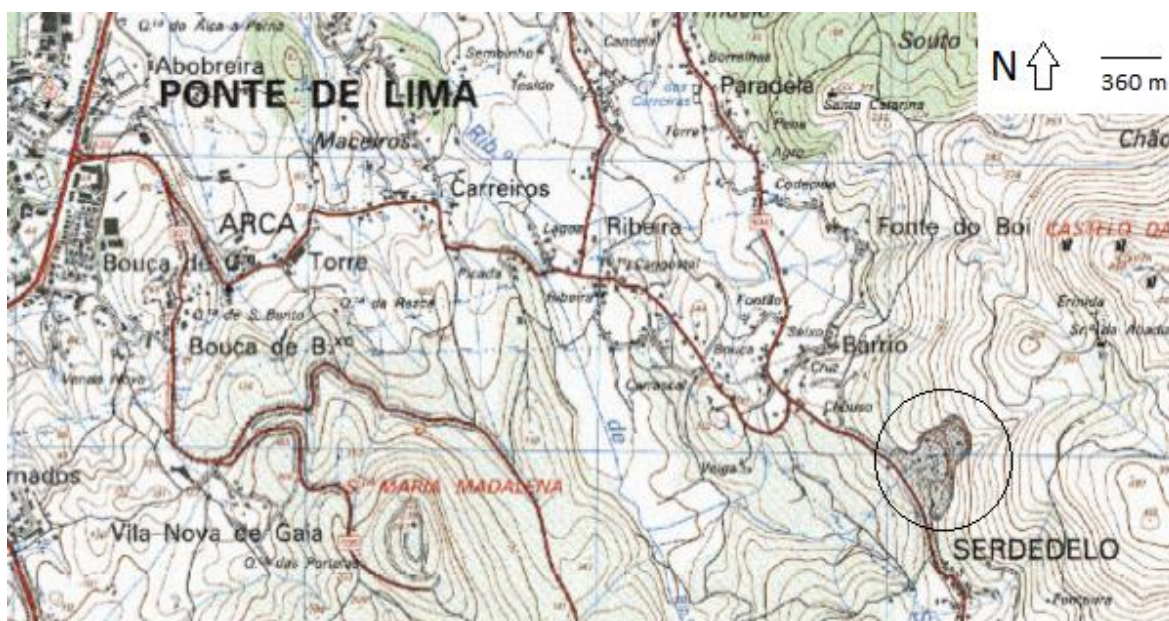


Figura 35 – Enquadramento geográfico da Pedreira de Serdedelo (adaptado da Carta Militar de Portugal, escala 1/25000, folha 28 - Ponte de Lima)

### 3.3. Descrição geológica, geotécnica e geomecânica do local

#### 3.3.1. Composição do material rochoso

Como já foi referido anteriormente, o maciço da pedra de Serdedelo caracteriza-se por ser um granito porfiróide composto por minerais de biotite e quartzo e por vezes megacristais de plagioclase. No Quadro 9 encontram-se dados obtidos de um estudo micropetrográfico (adaptado de NORCONTROLE, 2004) onde se encontram as percentagens de minerais presentes na constituição do material rocha da pedra de Serdedelo.

Quadro 9 - Caracterização micropetrográfica do material rocha de Serdedelo (adaptado NORCONTROLE, 2004)

Parâmetro	Descrição	
Classificação	Granitóide da Pedreira de Serdedelo	
Estrutura	Composta por minerais leucocratas (feldspato e quartzo) e melanocratas (biotites) onde se destacam megacristais de plagioclase.	
Textura	Grosseira a média	
Mineralogia	Feldspato potássico	34%
	Plagiocase	28%
	Quartzo	23%
	Biotite	8%
	Moscovite	4%
	Zircão	<1%
	Apatite	<1%
	Silimanite	<1%

No Quadro 10, encontram-se apresentados os elementos químicos, constituintes do material da pedra, e a sua representatividade percentual (adaptado de CICCOPN, 2006).

Quadro 10 – Composição química do material rocha de Serdedelo (adaptado de CICCOPN, 2006)

Elementos	Composição granítica de referência (Press&Siever, 1998)	Granitóide de Serdedelo
SiO <sub>2</sub>	71,60%	69,47%
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	14,50%	15,52%
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,50%	2,26%
FeO	1,10%	-
MnO	-	0,07%
MgO	<1,00%	0,47%
CaO	2,00%	0,96%
Na <sub>2</sub> O	3,00%	3,27%
K <sub>2</sub> O	4,10%	5,65%
TiO <sub>2</sub>	-	<1,00%
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	<1,00%
H <sub>2</sub> O	<1,00%	2,35%
Outros	<1,00%	-

### 3.3.2. Levantamento geológico-geotécnico e geomecânico

Este trabalho seguiu-se pelas normas, terminologias e procedimentos utilizados para estudos geotécnicos, mais propriamente, as técnicas de campo segundo ISMR (1978), GSE (1995) e pela proposta da ISMR (1981) designada “*Basic Geotechnical Description of Rock Masses*” (BGD) para caracterização geológico-geotécnica da compartimentação de maciços rochosos, com recurso à técnica de amostragem linear em superfícies expostas de descontinuidades do maciço.

Antes de ser efetuado qualquer trabalho de “campo”, houve um breve estudo de reconhecimento e interpretação do local e sua envolvente através da consulta Carta Geológica de Portugal, à escala 1/50000 (folha 5-A (Viana do Castelo) – Teixeira *et al.*, 1972), da Carta Militar de Portugal, IGeoE, folha 7 à escala de 1/25000 e do *software Google Earth Pro* (imagem de satélite captada em 2013).

Após este trabalho de pesquisa, passou-se à observação direta do maciço rochoso em estudo para recolha de dados para a sua caracterização, pela técnica de amostragem linear (ISRM 1978, 1981; Chaminé & Gaspar, 1995). A pedreira de Serdedelo possui três frentes de exploração, sendo que, a frontal já se encontra quase na fase final de exploração e a frente da esquerda (NW) já se encontra no limite da sua exploração, pelo que os trabalhos realizados se desenrolaram na frente direita (NE), mais concretamente na terceira bancada a contar da base da pedreira. A bancada tinha como orientação média de 20°NE, altura média de 16 m e extensão de 121 m (Figura 36).



Figura 36 – Flanco de encosta de exploração atual (NE) da pedreira de Serdedelo com detalhe para a bancada estudada (tracejado amarelo)

Os trabalhos começaram pela colocação de uma fita métrica a 1,60 m do solo, seguido do registo de todas as discontinuidades que interetrassem a fita métrica, fossem diáclases, falhas, foliações, estruturas filonianas. Este registo foi realizado no sentido N-S numa extensão de 121,3 m, onde foram registadas 125 discontinuidades, sendo cada uma alvo de registo e caracterização geométrica (orientação, espaçamento, continuidade) para definir a geometria de compartimentação e a identificação do bloco unitário e caracterização física (rugosidade, abertura, preenchimento e presença de água) para avaliação da percolação de água no maciço e as características mecânicas do maciço rochoso, segundo a proposta pela ISRM (1981) nas fichas de levantamento geológico-geomecânico (Anexo II).

Foram, igualmente, realizados ensaios de resistência à compressão uniaxial, com recurso a uma esclerómetro portátil, vulgo martelo de Schmidt do tipo L. Foram registados valores (segundo a norma proposta pela ISRM, 1978, 1981, 1987, 2007; ASTM, 2001) para 15 estações geomecânicas, ao longo do painel estudado e os valores compilados em fichas geomecânicas disponíveis no Anexo II.

As fichas de levantamento utilizadas foram o modelo de melhoria e atualização propostas, por Fonseca & Ramos (2008), às sugestões básicas, segundo ISMR (1978, 1981, 1985, 2007) dos dados

geológicos, geotécnicos e geomecânicos. Como complemento a este estudo, foram também recolhidas amostras de dois pontos diferentes da bancada para aferir a resistência à carga pontual deste, pelo ensaio de Carga Pontual (Point Load Test, PLT), segundo proposta da ISRM (1985, 2007), cujos valores encontram-se no Anexo IV.

Os dados recolhidos em “campo” foram depois sujeitos a tratamento e posterior análise e interpretação de resultados utilizando à base de dados (*ScanData – BGD versão 001*) desenvolvida por Fonseca & Ramos (2008) contemplados no Anexo III. Foi igualmente utilizado o *software* geoinformático *Dips* da *RocScience* (versão 5.1) como complemento à análise dos dados registados para o estabelecimento das diferentes famílias para o maciço com a elaboração de diagramas geológico-estruturais (diagrama de rosetas e diagrama de contorno estrutural).

### 3.3.3. Tipo de descontinuidade

Após o levantamento do painel foram registadas 125 descontinuidades, sendo que destas, 2 eram falhas, 122 eram diaclases e 1 era estrutura filoniana (Gráfico 1).

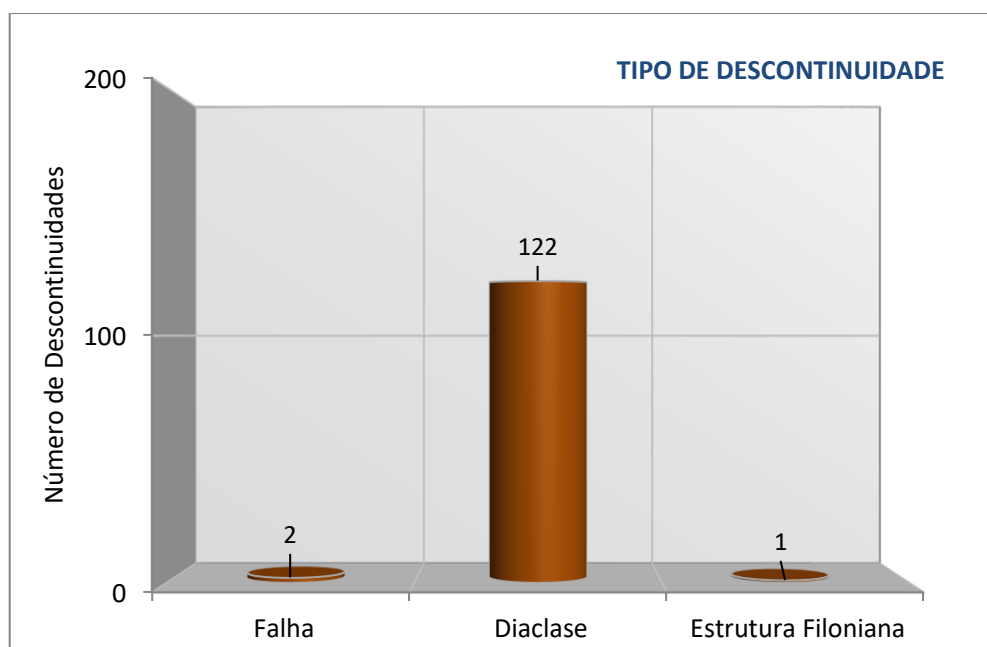


Gráfico 1 - Tipo de descontinuidade e sua representatividade

### 3.3.4. Grau de alteração

Relativamente ao grau de alteração (Gráfico 2), o maciço estudado apresentou com maior expressão o tipo W2 (maciço ligeiramente alterado) com um total de 63 (50%) ocorrências nas descontinuidades estudadas. Os tipos W1 (maciço são) e W3 (maciço moderadamente alterado) são os grupos que se seguem com maior representatividade no maciço analisado, ambos com 31 (25%) ocorrências.

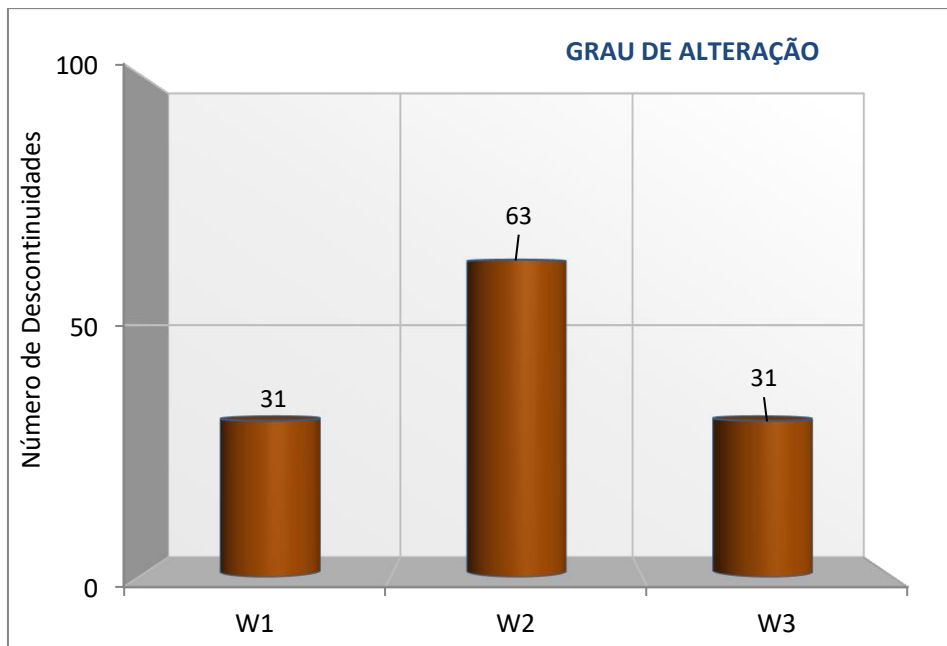


Gráfico 2 – Grau de alteração e sua representatividade

### 3.3.5. Grau de fraturação

O grau de fraturação “*Fracture Intercepted*” contabiliza o espaçamento entre descontinuidades. Este parâmetro influencia o comportamento do maciço, sendo fator condicionante no tamanho dos blocos unitários. Pela interpretação do Gráfico 3, pode-se aferir que a predominância é F2 (descontinuidades afastadas: 0,60 – 2,00 m), com 61 ocorrências, representando 49% das descontinuidades estudadas e o valor médio aferido é de 0,47 m. Seguidamente, tem-se F3 (descontinuidades medianamente afastadas: 0,20 - 0,60 m), com 41 ocorrências e representatividade de 33%. Segue-se F4 (descontinuidades próximas 0,06 – 0,20 m), com 12 ocorrências e 10% de representatividade, F1 (descontinuidades muito afastadas: >2,00 m), com 10 ocorrências e 8% de representatividade e por fim F5 (descontinuidades muito próximas: <0,06 m), com 1% de ocorrência.

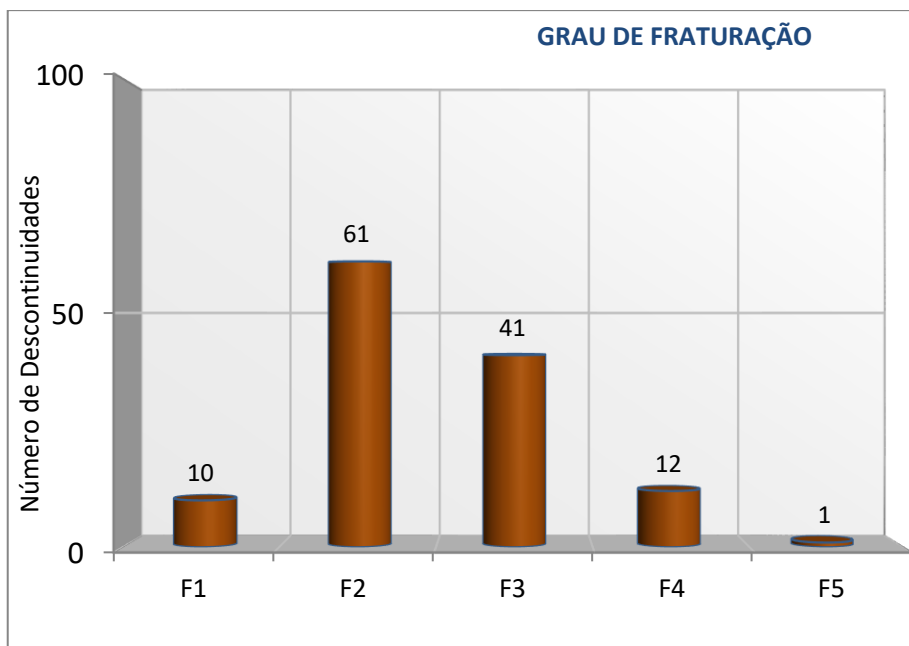


Gráfico 3 – Grau de fraturação e sua representatividade

### 3.3.6. Abertura

Pela interpretação do Gráfico 4, relativo à abertura das descontinuidades, observamos que 83 (66% das descontinuidades) são fechadas (<0,10 e 0,50 mm de abertura), 22 (18% das descontinuidades) são abertas e 20 (16% das descontinuidades) são muito abertas (10,00 a >1000,00 mm de abertura) e o valor médio da abertura cifrou-se nos 10,9 mm.

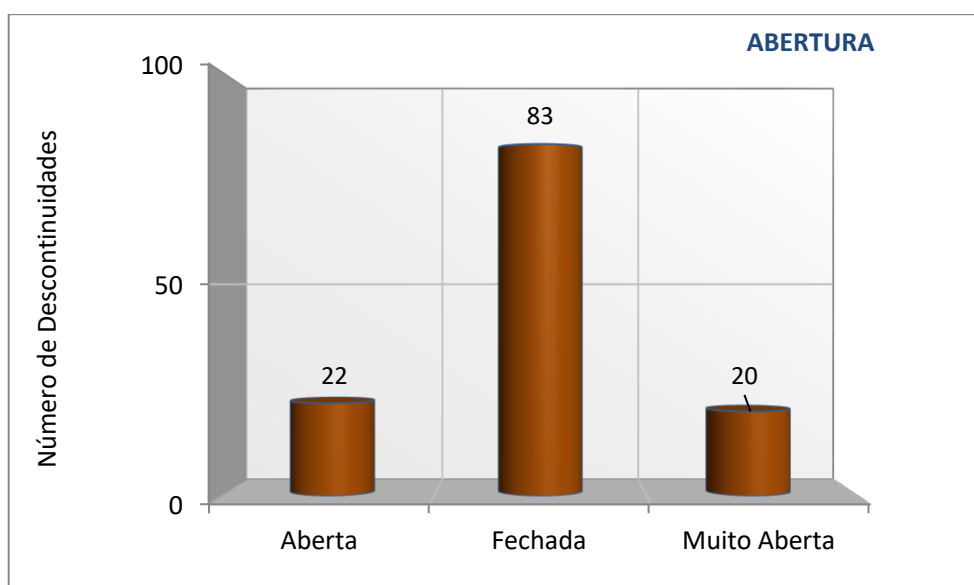


Gráfico 4 – Tipo de abertura e sua representatividade

### 3.3.7. Tipo de preenchimento

Cerca de 68 (54%) das 125 descontinuidades não possui preenchimento. O tipo de preenchimento que se segue com maior incidência é a argila mole com 38 (30%) de ocorrência, seguida da argila dura com 16 (13%) de representatividade. Preenchimento de cataclistos/milonitos e quartzo apresentam apenas ocorrência de 2 (2%) e 1 (1%) respectivamente (Gráfico 5).

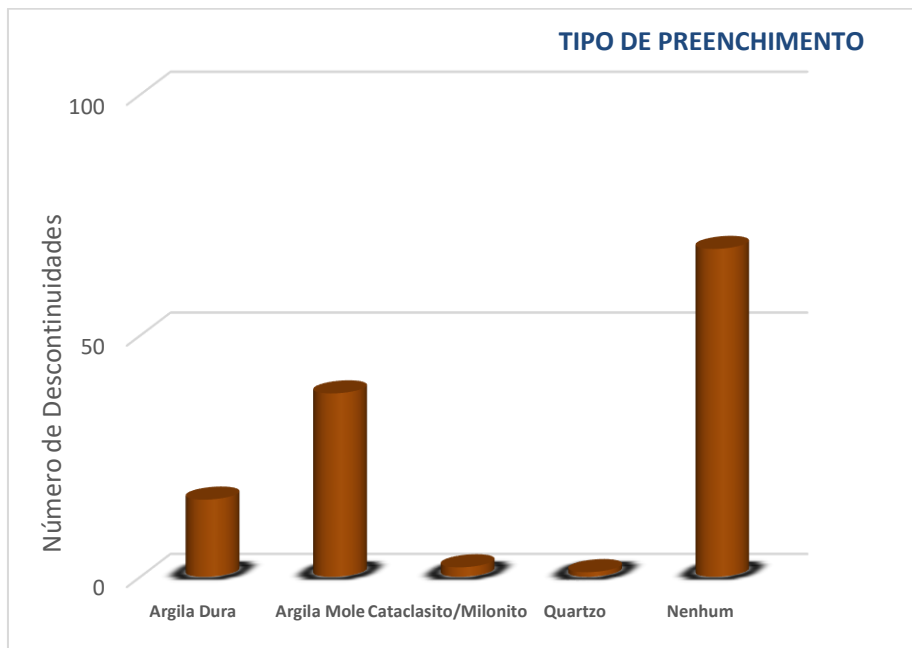


Gráfico 5 – Tipo de enchimento e sua representatividade

### 3.3.8. Rugosidade

Relativamente ao tipo de rugosidade registrada (Gráfico 6), 58 (46%) são do tipo denteadas, 52 (42%) são do tipo planas e 15 (12%) são onduladas.

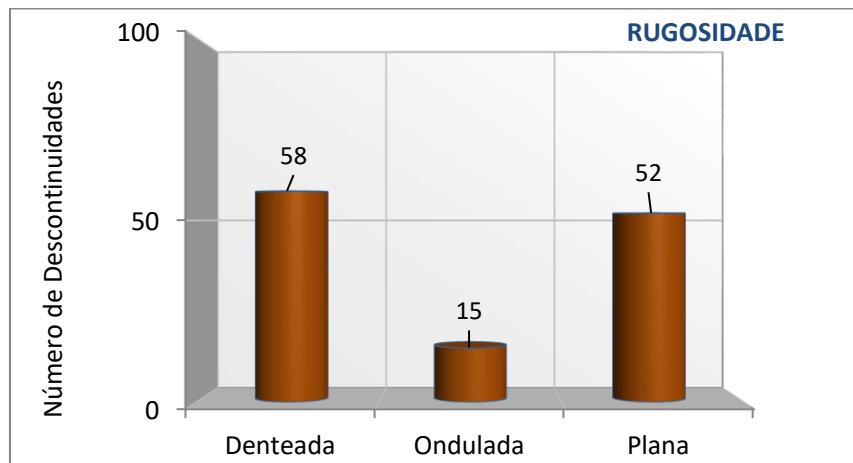


Gráfico 6 – Tipo de rugosidade e sua representatividade

### 3.3.9. Continuidade

As descontinuidades registadas são, na sua maioria, de muito pouco contínuas a pouco contínuas, com representatividade de 62 (50%) e 32 (26%) respetivamente. As restantes descontinuidades representam 31% e classificam-se como medianamente contínuas a contínuas (Gráfico 7).

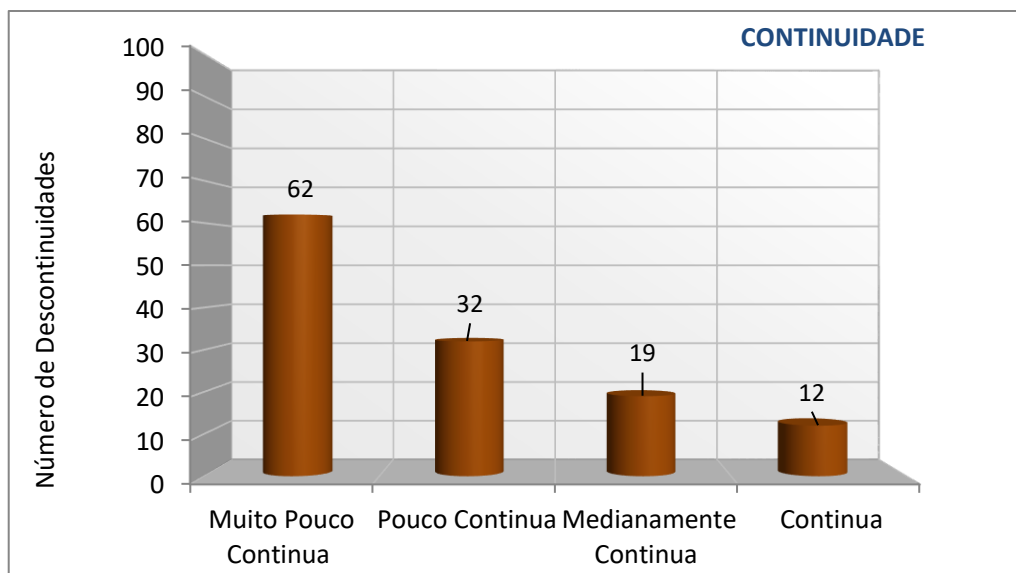


Gráfico 7 – Tipo de continuidade e sua representatividade

### 3.3.10. Terminação

Com 104 (83%) de ocorrência, a terminação em rocha, é o tipo de terminação mais frequente nas descontinuidades registadas. A terminação obscura, onde não é possível identificar a terminação, tem 18 (14%) de ocorrência. Por fim, a terminação noutras descontinuidades é a menos significativa com apenas 3 (2%) de ocorrência (Gráfico 8).

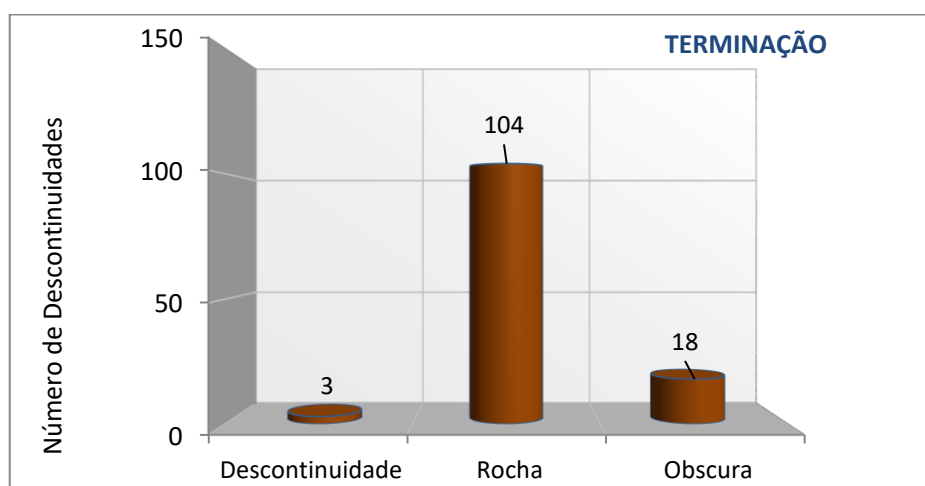


Gráfico 8 – Tipo de terminação e sua representatividade

### 3.3.11. Curvatura

Globalmente, a curvatura apresentada pelas descontinuidades estudadas (Gráfico 9) é do tipo plana a ligeiramente curva ( $C_{1-2}$ ) com 110 (88%) de ocorrência, seguido de descontinuidades do tipo curvas ( $C_3$ ) com 12 (10%) de ocorrência e por fim do tipo muito curvas ( $C_{4-5}$ ) com apenas 2 (2%).

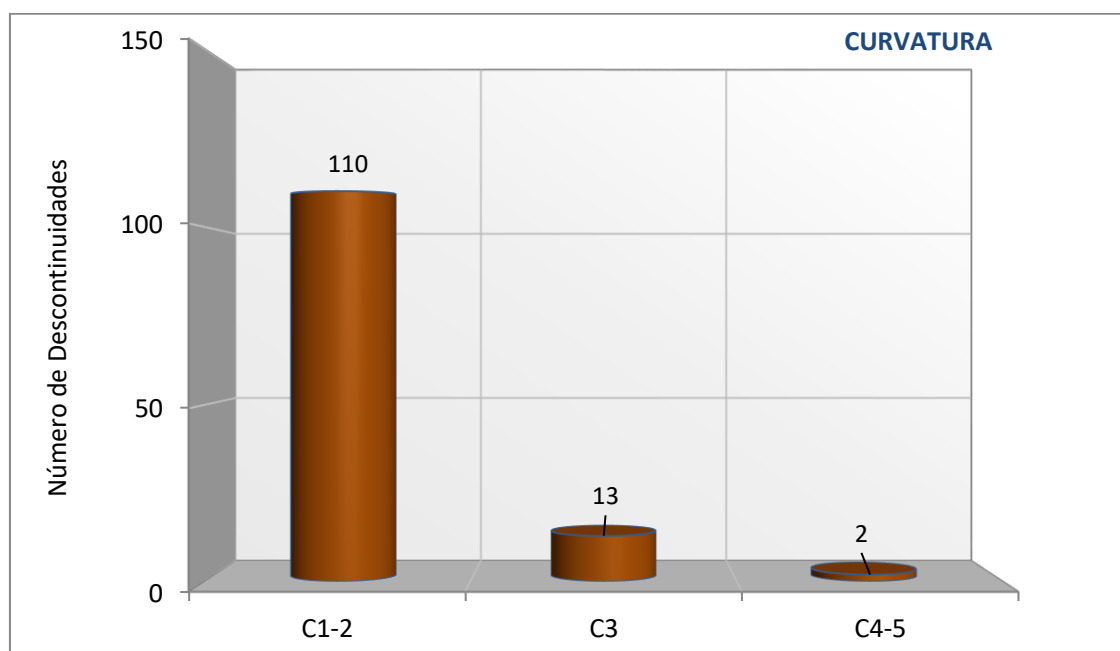


Gráfico 9 – Tipo de curvatura e sua representatividade

### 3.3.12. Presença de Água

Na altura em que ocorreu o levantamento, maio de 2016, das 125 descontinuidades levantadas no maciço, 51 (41%) apresentavam-se secas, 47 (38%) húmidas, 15 (12%) gotejantes e 12 (9%) apresentavam fluxo de água considerável (Gráfico 10).

Dado que a pedra é atravessada por uma linha de água, e dada a alteração do maciço em determinadas zonas, pressupõe-se que em alturas do ano com maior precipitação, a presença de água nas descontinuidades do maciço, e a sua quantidade, seja muito mais representativa.

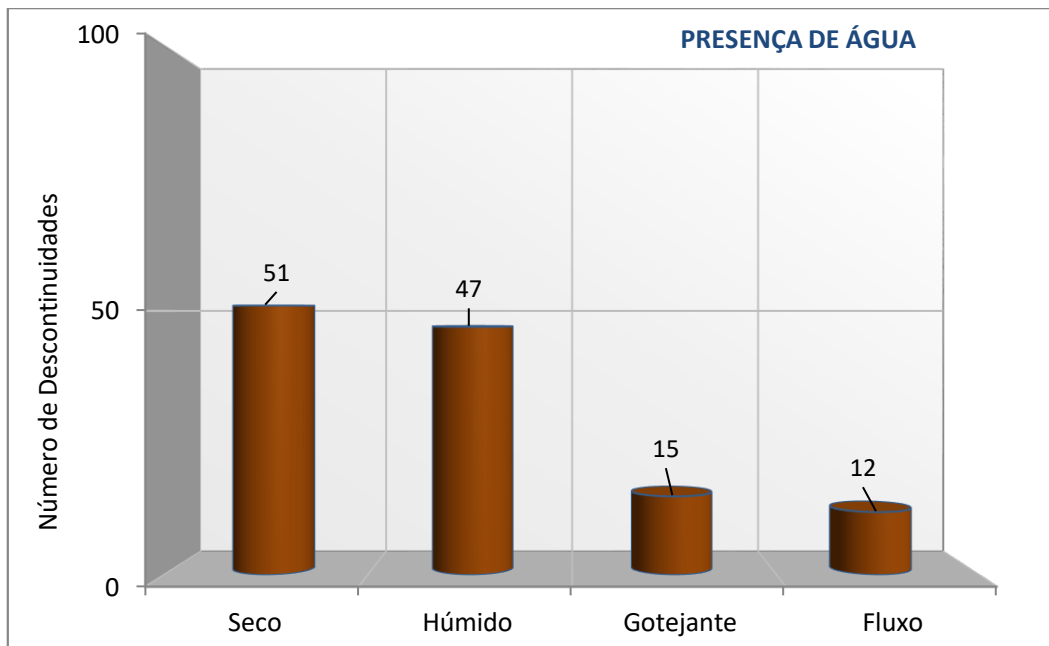


Gráfico 10 – Tipo de presença de água e sua representatividade

### 3.4. Definição do sistema de famílias de descontinuidades

O tratamento dos dados referentes às descontinuidades registadas do maciço e a sua representação gráfica em diagramas geológico-estruturais, rede estereográfica e em diagrama de rosetas (Figuras 37 e 38), ajudam a definir as famílias de descontinuidades presentes no painel levantado, assim como, o intervalo para a direção e as inclinações em que estas se enquadram.

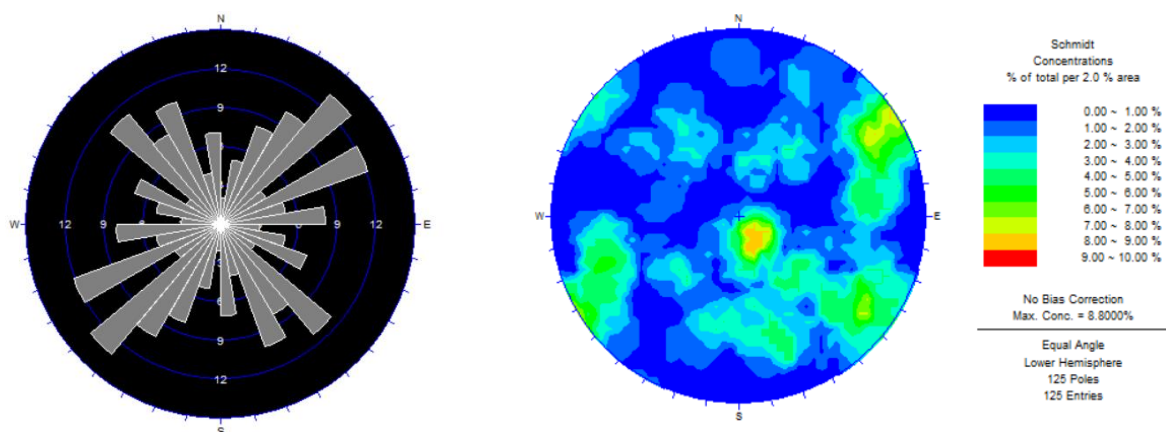


Figura 38 – Diagrama de rosetas relativo às 125 descontinuidades medidas no painel levantado

Figura 37 – Diagrama de contorno estrutural (estereograma) relativo ao tratamento estatístico das 125 descontinuidades medidas no painel levantado

Através da análise dos diagramas geológico-estruturais, e com o complemento da aplicação na base de dados *ScanData* V.001 (Quadro 11), através da qual se consegue melhor refinamento da informação, percebe-se que as descontinuidades se concentram em três famílias principais:

- 1ª Família: N36° - 47°E, com inclinações entre 75° - 85°NW.
- 2ª Família: N60° - 71°E, com inclinações entre 50° - 60°NW;
- 3ª Família: N132° - 143°E, com inclinações entre 80° - 90°SW.

Deste modo conseguiu-se uma representação de 43 descontinuidades (34% do total) nas três famílias estabelecidas.

Quadro 11 – Identificação das famílias principais e sua representatividade

REPRESENTAÇÃO				FAMÍLIA	AMPLITUDE DAS FAMÍLIAS	DIRECÇÃO			DESCONTINUIDADES POR FAMÍLIA	TOTAL		
12%				12%	12	▲	N	36	47		E	15
	23%			11%			N	60	71	E	14	▼
		34%		11%		N	132	143	E	14	▼	
			100%	66%		Restantes	N		-	E	82	▼
NÚMERO DESCONTINUIDADES									125		125	

### 3.5. Definição do bloco unitário tipo

O tamanho do bloco unitário é dos parâmetros mais críticos a determinar no âmbito da caracterização do maciço rochoso. No desmonte de rocha torna-se necessário o conhecimento do bloco unitário, uma vez que, com este parâmetro poder-se-á contribuir para a otimização do diagrama de fogo. Concetualmente, a determinação deste parâmetro pode-se considerar como o produto da: orientação dos sistemas de descontinuidades, do espaçamento real (espaçamento perpendicular entre diaclases da mesma família) e da persistência (Rocha, 1981; Pereira, 1985).

A determinação do tamanho do bloco realiza-se das seguintes formas (ISRM,1978):

- Índice do tamanho do bloco  $I_b$  ("Block Size Index"), que representa as dimensões médias dos blocos tipo medidos no afloramento. Por exemplo, no caso duma rocha sedimentar com planos de estratificação e com famílias de descontinuidades perpendiculares entre si,

o índice  $I_b$  seria definido pela Equação 29, onde o parâmetro  $e$  é o espaçamento médio das famílias de descontinuidades:

$$I_b = (e_1 + e_2 + e_3)/3$$

[Equação 29; Cálculo do índice do tamanho do bloco, ISRM (1978)]

- Parâmetro  $J_v$ , que representa o número total de descontinuidades que intersejam uma unidade de volume ( $1 \text{ m}^3$ ) do maciço rochoso. O valor de  $J_v$  determina-se através de contagem de descontinuidades de cada família que intersejam uma longitude determinada, medindo perpendicularmente a direção de cada uma das famílias (Equação 30).

$$J_v = \sum \frac{n^{\circ} \text{ descontinuidades}}{\text{longitude média}} \text{ [descontinuidades/m]}$$

[Equação 30; Cálculo do parâmetro  $J_v$ , ISRM (1978)]

No Quadro 12, encontram-se as relações entre o valor obtido para este parâmetro e a sua representação científica.

Quadro 12 – Classificação do tamanho dos blocos de material-rocha com base no índice volumétrico (ISRM, 1981)

$J_v$ (descontinuidades/m <sup>3</sup> )	Descrição
<1	Blocos muito grandes
1-3	Blocos grandes
3-10	Blocos médios
10-30	Blocos pequenos
>30	Blocos muito pequenos

Para o painel levantado, como já foi referido, foram definidas três famílias principais. Para o cálculo do índice do tamanho do bloco  $l_b$ , foram aferidos os espaçamentos médios para cada uma das três famílias definidas, através do *software ScanData V.001*:

- 1ª Família: 2,56 m
- 2ª Família: 4,27 m
- 3ª Família: 3,4 m

A partir daqui, foi aplicada a fórmula para o cálculo do índice  $l_b$  (Equação 29), sendo obtido um valor de 3,41 m para as dimensões médias dos blocos.

Para o cálculo do parâmetro  $J_v$ , foi relacionado o número de descontinuidades levantadas em todo o painel (125) pelo comprimento total deste (121 m), sendo obtido um valor de 1,03 descontinuidades/m. Analisando o Quadro 12, para o valor obtido, são esperados blocos grandes.

### **3.6. Ensaios de resistência**

Para melhor caracterização do maciço, é extremamente útil conhecer a resistência à compressão uniaxial do material-rocha (ISRM 1985, 2007). Este parâmetro pode ser avaliado com recurso à determinação da dureza com o esclerómetro portátil (Martelo de Schmidt do tipo L) para estimar o valor da resistência à compressão uniaxial (ISMR, 1985, 2007). Foi igualmente realizado o ensaio de carga pontual (*Point Load Test*, PLT) como complemento aos valores registados em “campo” com o esclerómetro portátil.

#### **3.6.1. Ensaios com esclerómetro portátil (Martelo de Schmidt)**

Foram estabelecidas 15 estações geomecânicas para a realização dos ensaios com o esclerómetro portátil, sendo que dentro destas 15 estações, 13 eram em descontinuidades e 2 eram na face do maciço rochoso. Foram efetuados 10 disparos em cada estação geomecânica, sendo eliminados, de acordo com a proposta ISMR (1978, 1981, 1987, 2007; ASTM 2001) os 5 valores mais baixos do resalto, constatando-se nos Gráficos 11 e 12 que o material presente na bancada a desmontar, classifica-se, na grande maioria, como um S2 (resistência elevada), sendo o valor médio da resistência à compressão uniaxial de 150,38 MPa.

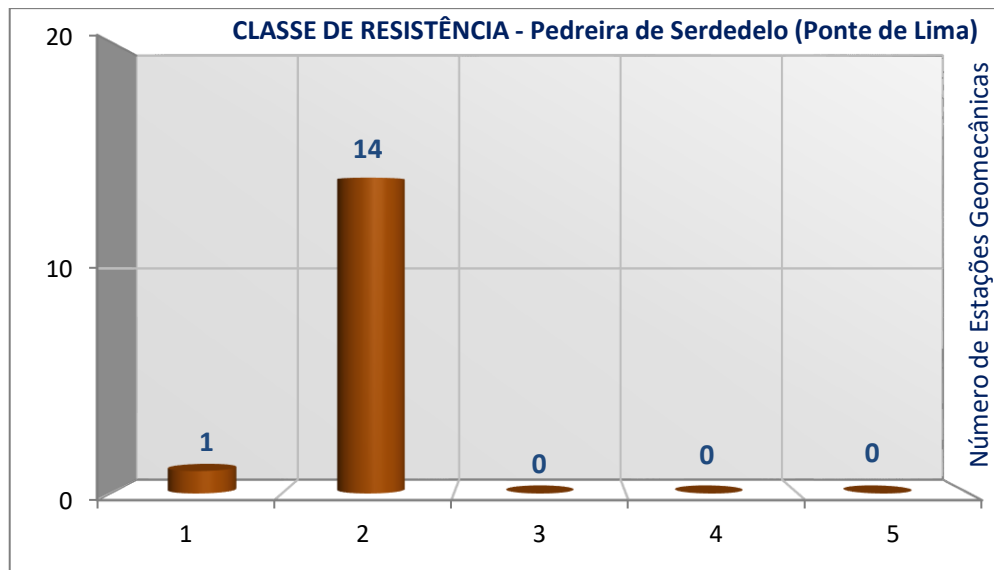


Gráfico 11 – Classes de resistência e sua representatividade

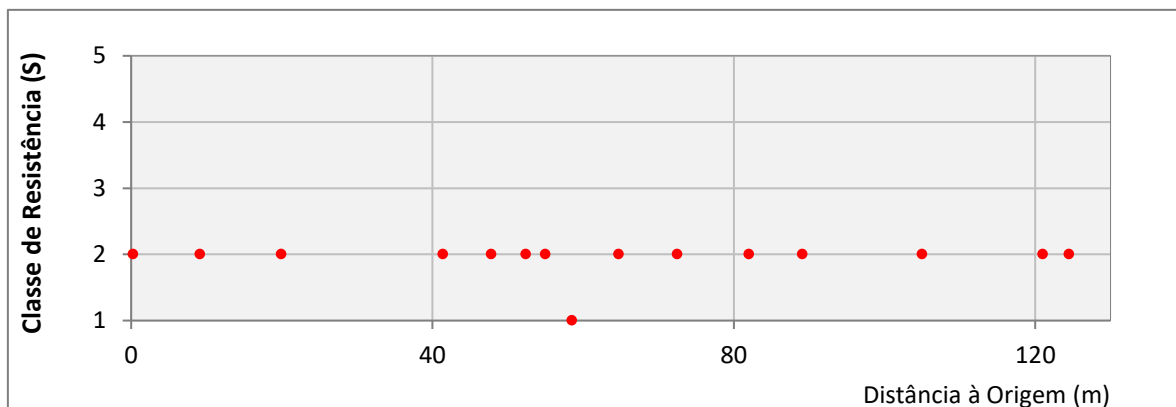


Gráfico 12 – Classes de resistência ao longo da extensão do maciço

### 3.6.2. Ensaios de carga pontual (Point Load Test)

Foram realizados ensaios de carga pontual (PLT) a duas amostras, cada uma com 10 provetes recolhidos no “campo”, para o estudo da resistência do maciço. O ensaio foi efetuado no Laboratório de Geotecnia e Materiais de Construção (LGMC), do ISEP. A primeira amostra foi recolhida no ponto nº 1 aos 12 m em relação à origem e dos 10 provetes ensaiados (Figura 39), todos foram considerados válidos, sendo eliminados, de acordo com a proposta ISMR (1985, 2007) os dois valores mais altos e os dois mais baixos do índice de resistência à carga pontual  $I_{s(50)}$ , para o cálculo da média de  $I_{s(50)}$ , sendo obtido o valor de 5,86 Mpa. A partir deste valor, foi possível determinar a resistência à compressão uniaxial, que se situa no valor de 129 MPa

(Quadro 13), pertencente à classe de resistência S2 (resistência elevada). Os valores retirados deste ensaio encontram-se no Anexo II.



Figura 39 – Provete do ensaio de PLT para o ponto nº1

Quadro 13 – Valores aferidos do ensaio de PLT para o ponto nº1

Amostra	Provete	L	W	D	P	Is	F	Is <sub>(50)</sub>	UCS
		mm	mm	mm	kN	MPa	mm	MPa	MPa
1	1.1	100,67	51,44	50,71	18	5,42	1,07	5,78	128,95
	1.2	100,77	51,6	50,71	20	6	1,07	6,4	
	1.3	101,03	52	51,47	14	4,11	1,07	4,4	
	1.4	98,46	52,15	47,94	16	5,02	1,06	5,31	
	1.5	99,66	48,38	48,24	19	6,39	1,04	6,64	
	1.6	98,36	48,7	47,98	19	6,38	1,04	6,64	
	1.7	101,2	51,3	51,13	21	6,28	1,07	6,71	
	1.8	101,48	51,12	51,13	23	6,91	1,07	7,37	
	1.9	99,78	50,33	50,28	8	2,48	1,06	2,63	
	1.10	100,02	50,11	49,86	10	3,14	1,06	3,32	

A segunda amostra foi recolhida no ponto nº 2 aos 79 m em relação à origem e os 10 provetes ensaiados (Figura 40) foram igualmente válidos para o cálculo da média de Is<sub>(50)</sub>, sendo obtido o valor de 8,72 Mpa e um valor de resistência à compressão uniaxial de 192 MPa (Quadro 14), pertencente à classe de resistência S2 (resistência elevada).



Figura 40 – Provetes do ensaio de PLT para o ponto nº2

Quadro 14 - Valores aferidos do ensaio de PLT para o ponto nº2

Amostra	Provete	L	W	D	P	Is	F	Is <sub>(50)</sub>	UCS
		mm	mm	mm	kN	MPa	mm	MPa	MPa
2	1.1	101,37	51,22	50,71	24	7,25	1,07	7,73	191,93
	1.2	101,1	51,75	51,81	21	6,15	1,07	6,6	
	1.3	99,85	51,84	50,24	31	9,34	1,07	9,96	
	1.4	101,31	51,84	51,36	30	8,85	1,07	9,47	
	1.5	100,94	48,84	47,85	23	7,73	1,04	8,04	
	1.6	100,29	48,38	47,67	24	8,17	1,04	8,47	
	1.7	99,38	49,77	48,45	32	10,42	1,05	10,91	
	1.8	99,84	44,08	47,02	29	10,98	1,01	11,12	
	1.9	100,65	48,83	48,24	25	8,33	1,04	8,68	
	1.10	100,01	49,36	47,86	19	6,31	1,04	6,58	

Dado que os resultados do ensaio PLT são de dois pontos de amostragem específicos, estes devem ser analisados de forma cuidadosa e devem ser comparados com os resultados obtidos pelo esclerómetro portátil para se perceber se existe coerência de valores (Quadro 15).

Quadro 15 – Quadro comparativo dos valores referentes aos ensaios de esclerómetro portátil e PLT

Ensaio	Ponto/EGM	Distância à origem (m)	Is <sub>(50)</sub> (MPa)	UCS (MPa)	Classe de Resistência
PLT	1	12,00	5,86	128,9	S <sub>2</sub>
Schmidt	2	9,15	-	144,8	S <sub>2</sub>
PLT	2	79,00	8,72	191,9	S <sub>2</sub>
Schmidt	11	82,00	-	192,5	S <sub>2</sub>

Assim, constata-se que, quando relacionados os resultados obtidos dos dois pontos do ensaio PLT com os resultados obtidos com o esclerómetro portátil nas estações geomecânicas mais próximas a estes, observamos que estes se corroboram. Em termos de valor científico, todos os pontos se situam na mesma classe de resistência  $S_2$  (resistência elevada).

### 3.7. Zonamento geotécnico

Para uma melhor compreensão da fraturação dominante na compartimentação do maciço rochoso da Pedreira de Serdedelo, foi utilizado um esboço de zonamento geotécnico geral desta mesma pedreira (adaptado de Fonseca, 2008), presente na Figura 41, onde cada zona geotécnica se encontra caracterizada e apresentada consoante a sua cor.



Figura 41 – Pedreira de Serdedelo – esboço de zonamento geotécnico geral (adaptado de Fonseca, 2008)

- **ZG I** – Granito biotítico de grão grosseiro a médio, com megacristais de feldspato, alterado a muito alterado (W4), com espaçamento afastado (F1-2); resistência à compressão uniaxial muito baixa (<20 MPa);
- **ZG II** – Granito biotítico de grão grosseiro a médio, com megacristais de feldspato, medianamente alterado (W3) a pouco alterado (W2), com espaçamento afastado (F2); resistência à compressão uniaxial média a elevada (50 a 80 MPa; S3 a S2);
- **ZG IIIa** – Granito biotítico de grão grosseiro a médio, com megacristais de feldspato, são a pouco alterado (W1-2), com espaçamento afastado a medianamente afastado (F2-3); resistência à compressão uniaxial elevada (100 – 140 MPa; S2); Índice de Carga Pontual Is50 = 6 a 7 MPa;
- **ZG IIIb** – Granito biotítico de grão grosseiro a médio, com megacristais de feldspato, são a muito pouco alterado (W1), com espaçamento afastado (F2); resistência à compressão uniaxial elevada (120 – 160 MPa; S2); Índice de Carga Pontual Is50 = 11 a 12 MPa.

A bancada específica de estudo encontra-se localizada na confluência da zona geotécnica (ZG IIIa) com a zona geotécnica (ZG IIIb), segundo o esboço de zonamento geotécnico apresentado na Figura 39. Para uma melhor compreensão das características dominantes na compartimentação do maciço rochoso no caso específico da bancada estudada, foi elaborado um petrograma (Figura 42) onde são comparados o grau de alteração, grau de fraturação e resistência registados ao longo da extensão da bancada.

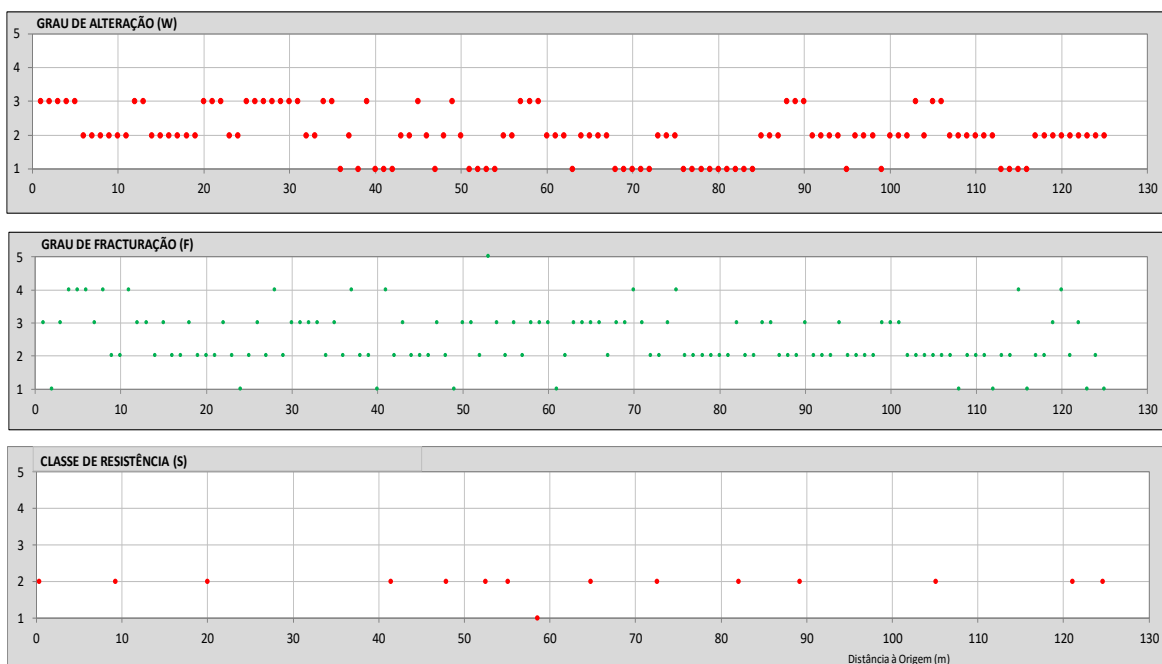


Figura 42 – Petrograma com dados referentes ao grau de alteração, grau de fraturação e classe de resistência ao longo da extensão da bancada

A caracterização geológico-geotécnica e geomecânica da bancada a desmontar foi elaborada com o intuito de averiguar as características físicas e mecânicas do maciço na sua totalidade e tentar averiguar certas particularidades que pudessem ocorrer e influenciar positiva ou negativamente alguma das metodologias a serem estudadas. Findada a caracterização, conclui-se que o painel levantado e correspondente à totalidade da bancada a desmontar apresenta-se bastante homogêneo em termos de características geológico-geotécnicas e geomecânicas, sendo que não se denotam grandes disparidades de valores para os parâmetros levantados.

### **3.8. Descrição e análise técnica dos trabalhos de dimensionamento**

A Pedreira de Serdedelo, na atualidade, encontra-se a ser explorada no flanco NE, sendo esta exploração realizada em sete bancadas em altura. Os trabalhos realizados e acompanhados para a realização deste trabalho tiveram lugar na terceira bancada a contar da base. A escolha desta bancada, para além de motivos de sentido de exploração da pedreira por parte da empresa, deveu-se igualmente à necessidade de cingir todos os trabalhos a um painel contínuo com a maior semelhança possível a nível das características do material rocha e da geometria, podendo assim ser controladas a globalidade das variáveis associadas a locais de desmonte distintos, permitindo assim, melhor interpretação e comparação de metodologias e consequentes resultados.

Dado o objetivo deste trabalho ser a análise e comparação de duas metodologias distintas para iniciação de pega (detonadores), o painel estudado, cuja extensão total se situava nos 121 m, aproximadamente, foi dividido em duas zonas distintas onde cada uma das tecnologias foi aplicada. A primeira zona (representada a azul na Figura 43), com extensão de aproximadamente 55 m, no sentido Sul-Norte desde o limite da bancada, foi destinada à utilização de detonadores não elétricos. Na segunda zona (a vermelho na Figura 43), com aproximadamente a mesma extensão da primeira zona, foram utilizados detonadores eletrónicos.

Neste ponto, serão descritos todos os trabalhos realizados durante a conceptualização de técnicas e a sua aplicação no maciço rochoso para a realização do estudo das tecnologias referidas.

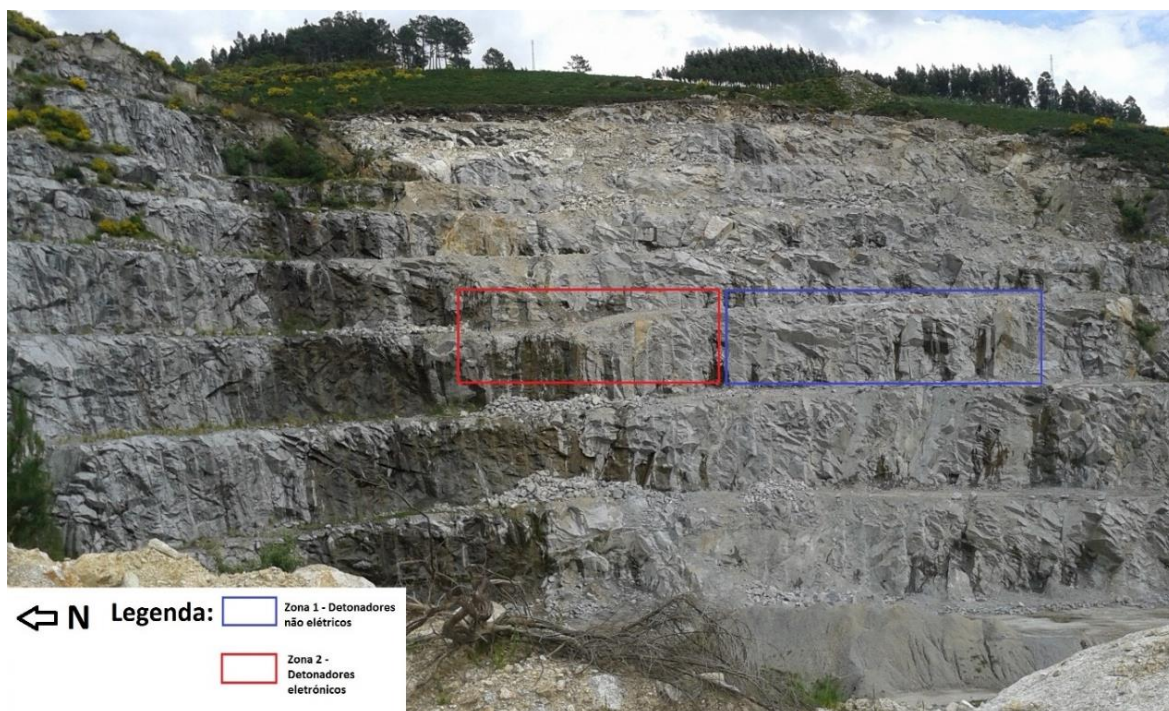


Figura 43 – Identificação das zonas de trabalhos na frente de exploração da Pedreira de Serdedelo

### 3.8.1. Diagrama de fogo teórico

O primeiro trabalho a ser efetuado para realização dos desmontes é a conceptualização dos diagramas de fogo teóricos a serem aplicados. Os restantes trabalhos serão realizados conforme os parâmetros geométricos de pega e de carga explosiva, aferidos neste ponto.

Para a realização do diagrama de fogo teórico, é necessário saber a geometria da bancada a desmontar e/ou as produções/volumes desejados. Um dado importante sobre a geometria da bancada, é o facto de não ter sido utilizada a largura total da mesma, no intuito de salvaguardar uma largura mínima para que os equipamentos de carga e transporte pudessem circular e operar em segurança, quando for necessário carregar o material do desmonte da bancada. Para além disso, quando há desmontes em que a bancada imediatamente abaixo tem pouca largura, o efeito do desmonte da bancada acima, costuma danificar a crista do talude da bancada inferior, seja pelo efeito do explosivo dessa pega (subfuração), seja pela própria queda do material desmontado. Quando isso acontece, provoca situações como a da Figura 44 onde se pode constatar que a crista do talude se encontra danificada, promovendo deslizamentos pelas discontinuidades do maciço. Esta situação faz com que os desmontes seguintes tenham de ter distâncias à frente superiores, o que por sua vez pode tornar os desmontes menos eficientes e originar blocos de material com maiores dimensões, levando à necessidade de execução de

desmonte secundário, aumentando o número de carga e transporte de material, e consequentemente os custos associados.



Figura 44 – Exemplo de crista de talude danificada (Fonseca, 2008)

Embora, teoricamente, estejamos a falar na realização de dois desmontes, foi apenas realizado um diagrama de fogo teórico para toda a extensão da bancada, uma vez que os parâmetros geométricos de dimensionamento se mantêm iguais em ambos os diagramas, mudando apenas o sistema de iniciação.

Relativamente à geometria da bancada efetiva a desmontar, temos que:

- Extensão: 110 m
- Altura: 16 m
- Largura: 5,5 m

Com o parâmetro da altura de bancada, podemos aferir o valor do diâmetro do furo através do ábaco da Figura 45.

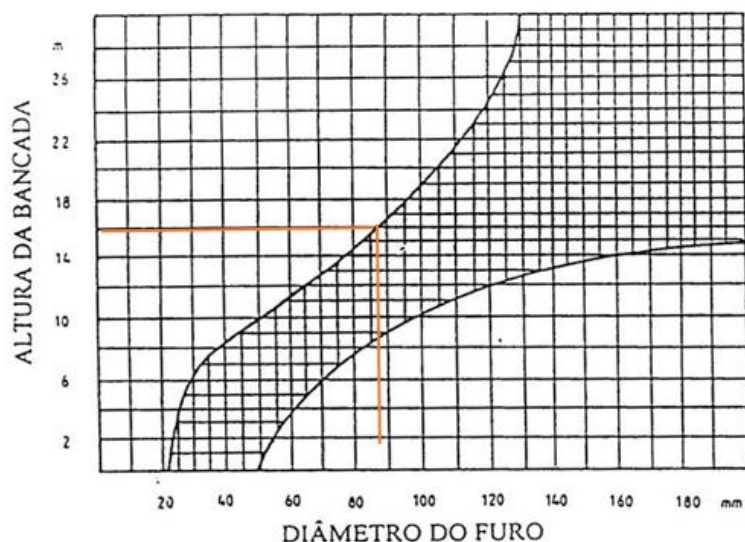


Figura 45 – Diâmetro de furo em relação a altura de bancada para diagrama de fogo teórico (adaptado de Sandvik Tamrock, 1999)

Embora no ábaco da Figura 45, o diâmetro do furo correspondente a uma altura de bancada de 16 m seja de aproximadamente 90 mm, este valor não é exequível de ser praticado, por duas razões. A primeira razão prende-se pelo facto de não existirem, no mercado, bits de 90 mm para que tal seja aplicado. A segunda deve-se à segurança. O elevado diâmetro do furo resulta na utilização de explosivos com maior diâmetro, e, portanto, maior carga por metro linear de furo, o que provoca grandes vibrações e perigo de projecções, e dado a proximidade da pedreira a zonas habitacionais, este fator torna-se um grande inconveniente. Por estas razões, foi adotado o valor de 76 mm para o diâmetro de furo a utilizar.

Ainda com os valores relativos a extensão, altura e largura de bancada pode-se estimar a produção total de material resultante das duas pegas (Quadro 16).

Quadro 16 – Produção prevista (m<sup>3</sup> e ton) de material para o diagrama de fogo teórico

Produção prevista	VOLUME	9680	m <sup>3</sup>
	PESO	25652	ton

Foi realizado um ensaio de refração sísmica com o objetivo de se aferir com precisão a velocidade de propagação das ondas sísmicas do maciço rochoso presente na bancada a desmontar.

Segundo Ilmen *et al.* (2003) as primeiras aplicações da sísmica de refração na conceção de diagramas de fogo, foram realizadas por Broadbent (1974), Heynen e Dimock (1976). Pelo estudo destes autores conseguiu-se correlacionar o consumo específico de explosivo com a velocidade sísmica de refração (Figura 46).

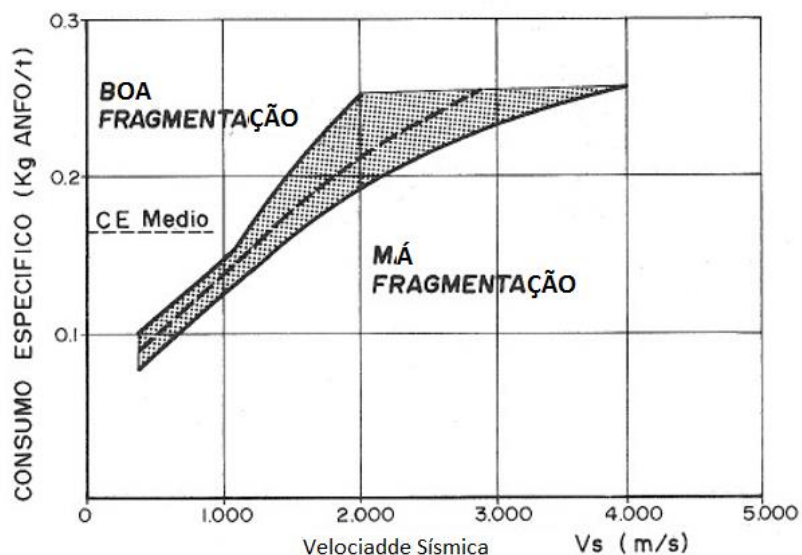


Figura 46 – Relação entre velocidade de propagação sísmica no maciço e consumo específico de explosivo na fragmentação do material rochoso (adaptado de Jimeno *et al.*, 2003)

Pela observação da figura, constata-se que com o aumento da velocidade sísmica é necessário o aumento de energia de detonação para uma fragmentação satisfatória. É amplamente conhecido o critério de impedância (velocidade de propagação x densidade da rocha = velocidade x densidade da detonação) para maximizar a transferência de energia detonação para o maciço rochoso. Este método tem sido bem sucedido em vários desmontes onde se têm vindo a reduzir os custos de perfuração e detonação até 15% (Jimeno *et al.*, 2003).

Este ensaio foi realizado com recurso a um sismógrafo de alta precisão da marca *Seistronix* modelo RAS-24 (Figura 47).



Figura 47 – Equipamento *Seistronix* RAS-24 preparado para realização do ensaio de refração sísmica

O seu procedimento consistiu em estender um cabo, com 5 geofones acoplados com espaçamento de 4 m, disposto longitudinalmente na bancada (Figura 48).

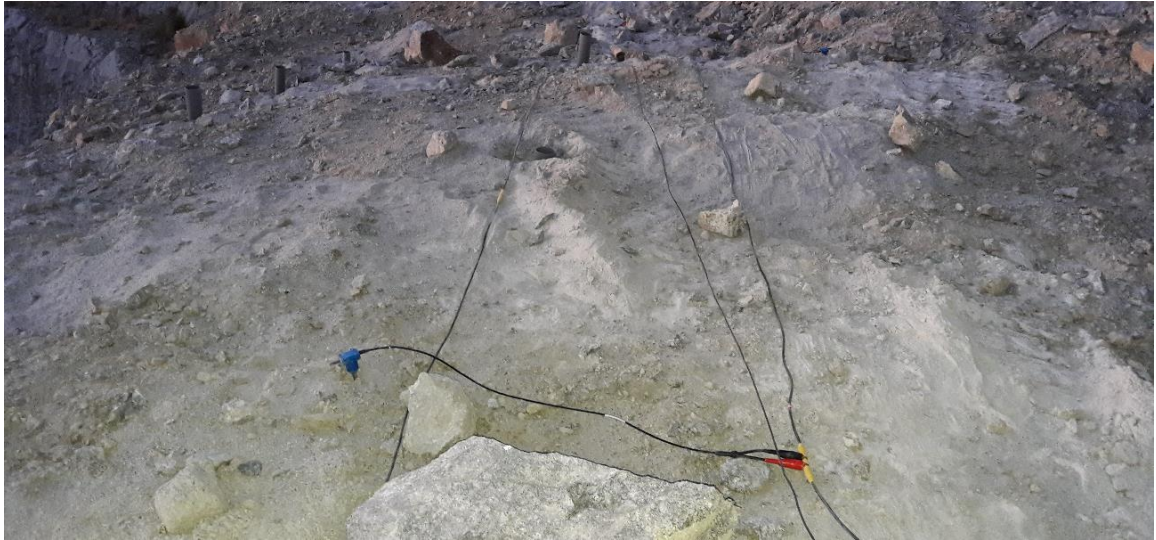


Figura 48 - Realização de ensaio de refração sísmica (disposição da linha de tiro e colocação de geogones)

Como fonte de energia foi utilizada uma marreta de 10 Kg com um gatilho ligado entre esta e o sismógrafo. Foram dados dois tiros nos extremos da ligação (tiro direto e inverso), sendo os valores registados no software específico do equipamento. Deste registo resultaram dois perfis sísmicos (Figura 49 e 50).

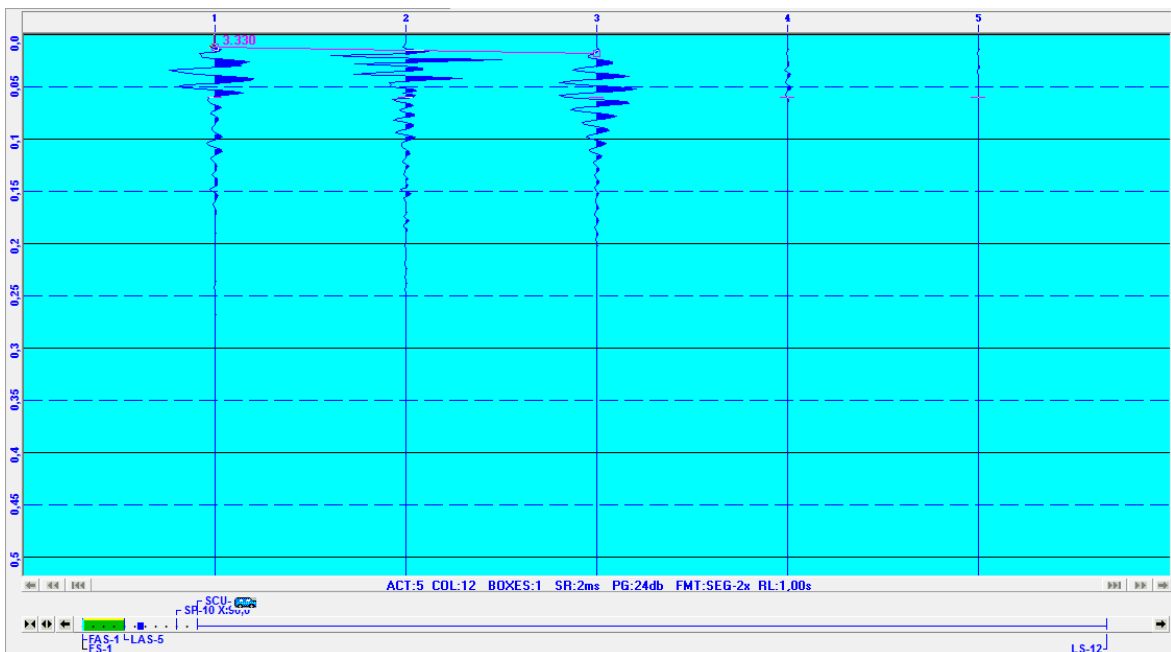


Figura 49 - Perfil de ensaio de refração sísmica (tiro direto)

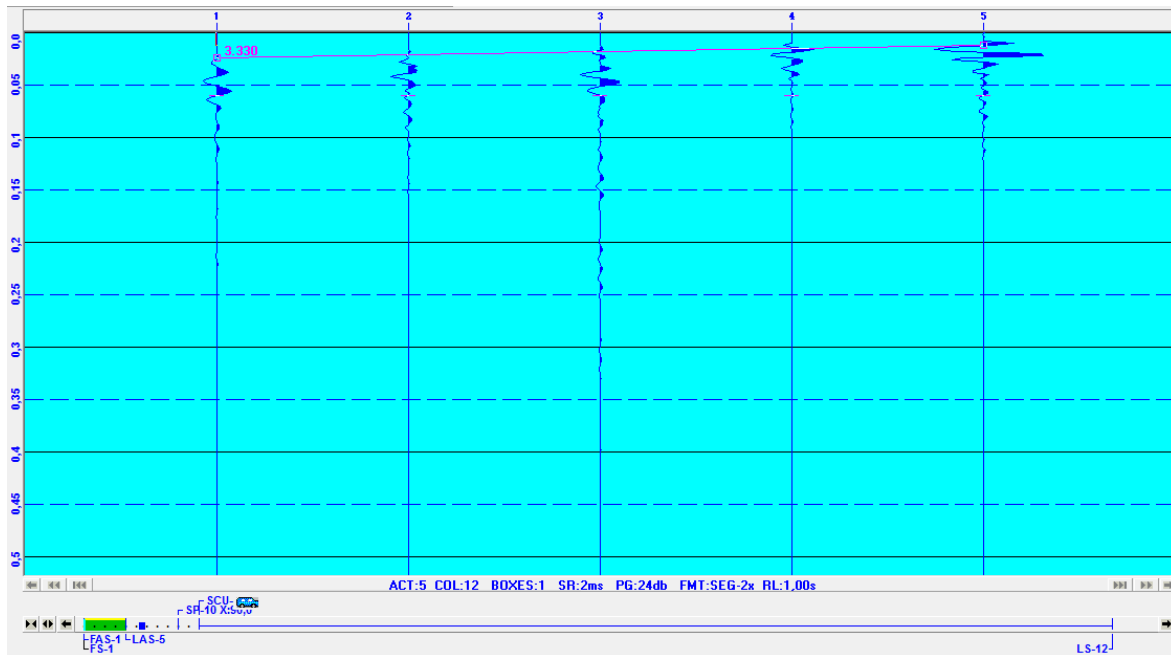


Figura 50 - Perfil de ensaio de refração sísmica (tiro inverso)

Foram obtidos valores idênticos nos perfis relativos ao tiro direto e ao tiro inverso (3300 m/s). Estes valores corroboram o valor médio estipulado de 2700 m/s para velocidade de propagação sísmica no granito e que foi considerado para a conceção do diagrama de fogo teórico.

A pertinência deste ensaio prende-se ao facto de se querer averiguar os valores estipulados para os valores da propagação de onda sísmica nos maciços rochosos.

No Quadro 17, encontram-se os parâmetros calculados relativos ao dimensionamento do diagrama de fogo teórico. A folha de cálculo através da qual estes parâmetros foram aferidos, encontra-se disponível no Anexo V.

Quadro 17 – Parâmetros de dimensionamento do diagrama de fogo teórico

	Incógnita		Valor	Unidade
<b>Dados</b>	Extensão	C	110	m
	Largura	L	5,5	m
	Altura da bancada	K	16	m
	Diâmetro do furo	d	76	mm
<b>Escolha dos explosivos</b>	Impedância do maciço	imp X	7155,00	ton/m <sup>2.s</sup>
	Impedância do explosivo	imp	7260,00	ton/m <sup>2.s</sup>
	Relação impedâncias	i	1,01	-
	Diâmetro explosivo	Ø	60	mm
	Peso do cartucho	-	1,79	kg
	Comprimento do cartucho	-	0,5	m
	Impedância do explosivo	imp	7788,00	ton/m <sup>2.s</sup>
	Relação impedâncias	i	0,92	-
	Diâmetro explosivo	Ø	60,00	mm
	Comprimento do cartucho	-	0,50	m
<b>Geometria da pega</b>	V máx	R1	0,96	-
		R2	1	-
		R3	1	-
		-	2,63	m
	Subfuração	U	0,79	m
	Comprimento do furo	H	17,63	m
	Distância à frente	V	2,63	m
	Nº fiadas	nfi	2,00	fiadas
	Tamponamento	h0	2,63	m
	Espaçamento entre furos	E	3,24	m
	Nº furos/fiada	fifi	35	furos
Nº furos total	f total	70		
<b>Carga de fundo</b>	Concentração carga de fundo	lb	3,57	kg/m
	Comprimento carga fundo	hb	3,42	m
	Peso carga de fundo/furo	Qb	12,21	kg
	Peso carga de fundo total		854,44	
	Nº cartuchos/furo	n	7,00	cartuchos
	Nº cartuchos total		490	
	Comprimento carga fundo corrigido	hb corrigido	3,50	m
	Peso carga de fundo corrigido/furo	Qb corrigido	12,50	kg
Peso carga de fundo corrigido total	874,65			
<b>Carga de coluna</b>	Concentração carga de coluna	lc	1,79	kg/m
	Comprimento carga de coluna	hc	11,50	m
	Peso carga de coluna/furo	Qc	20,52	kg
	Peso carga de coluna total		1436,72	
	Nº de cartuchos/furo	n	12,00	cartuchos
	Nº de cartuchos total		840	
	Comprimento carga de coluna corrigido	hc corrigido	6,00	m
	Peso carga fundo corrigido/furo	Qc corrigido	21,42	kg
Peso carga de coluna corrigido total	1499,4			
<b>Dados finais</b>	Peso da carga total	Qt	2374,05	kg
	Perfuração específica	b	0,13	m/m <sup>3</sup>
	Carga específica	q	0,25	kg/m <sup>3</sup>

Relativamente aos explosivos a utilizar, foram escolhidos explosivos do tipo emulsão, devido à segurança que estes garantem no seu manuseamento. Outro fator de seleção foi a boa relação entre a sua impedância e a do maciço rochoso. E, por fim, as suas dimensões, que se adequam ao diâmetro de furo proposto e o seu bom comportamento em maciços fraturados. Como se pode observar no Quadro 19, para a carga de fundo, foi projetada a utilização de um explosivo de calibre 60x500 cm e para a carga de fundo e de coluna, em todos os furos (21,42 kg/furo) num total de 2306,22 kg.

Foi igualmente idealizada uma malha de furação para o diagrama de fogo teórico, que se encontra apresentada no Anexo V.

### 3.8.2. Fragmentação esperada

A fragmentação esperada dos desmontes foi aferida através do modelo estabelecido por *Kuz-Ram*. Este método, através dos parâmetros relativos a propriedades do maciço rochoso, fraturação do maciço, propriedades do explosivo e a geometria da pega (Quadros 19, 20, 21 e 22) permite fazer uma previsão dos calibres expectáveis, fazendo igualmente a análise percentual da granulometria total que se espera obter (Anexo IX).

Fazendo uma parametrização aos valores expectáveis do desmonte, foi elaborado o Quadro 18 onde foram estabelecidos os valores padrão para a fragmentação ótima, subfragmentada e subfragmentada, esperada após a realização dos dois desmontes. Foi atribuído o valor ótimo de 0,5 m para a dimensão maior dos blocos desmontados, uma vez que o britador primário, *Svedala JM12.11*, tem uma abertura de 1,2 x 1,1 m. O valor de 0,7 m para valor de calibres subfragmentados é o estipulado pela pedreira como valor de referência a partir do qual o operador realiza desmonte secundário, para não haver encravamento do britador primário e 0,03 m para sobrefragmentado, sendo este valor já considerado, de pó, a nível comercial.

Quadro 18 – Parametrização dos valores para calibres esperados

Objetivo para calibres de fragmentação	
Subfragmentado	0,7 m
Ótimo	0,5 m
Sobrefragmentado	0,03 m

No Quadro 19, encontram-se os dados relativos às propriedades do maciço. Neste quadro, podemos observar que são relacionados os valores relativos à densidade da rocha, módulo de elasticidade e resistência do material (aferido na fase de caracterização).

Quadro 19 – Dados relativos às propriedades da maciço para aplicação do método de *Kuz-Ram*

Propriedades do maciço rochoso	
Produção esperada	25652,00 ton
Tipo rocha	Granito
Densidade da rocha	2,65
Módulo de elasticidade	60,00 GPa
UCS	161,00 MPa

No Quadro 20, estão apresentados os dados referentes à fraturação do maciço aferidos na fase de caracterização do mesmo.

Quadro 20 – Dados relativos à fraturação do maciço rochoso para aplicação do método de *Kuz-Ram*

Fraturação do maciço rochoso		
Espaçamento	0,98	m
Orientação	36	°
Inclinação	47	°
Blocos in-situ	0,98	m

No Quadro 21, são apresentados os valores utilizados para o dimensionamento da pega a níveis geométricos.

Quadro 21 – Dados relativos à geometria da pega para aplicação do método de *Kuz-Ram*

Geometria pega		
Desenho malha	1x1	
Diâmetro furo	76,00	mm
Comprimento de Furo	17,65	m
Distância à frente	2,60	m
Espaçamento	3,20	m
Precisão perfuração	0,50	m
Altura bancada	16,00	m
Inclinação bancada	6,00	°
Fator explosivo	0,12	kg/ton
Densidade carga	0,32	kg/m <sup>3</sup>
Peso carga/furo	34,00	kg/furo

No Quadro 22, encontram-se as características dos explosivos utilizados para a detonação, utilizados para a aplicação deste método.

Quadro 22 – Dados relativos à energia de detonação para aplicação do método de *Kuz-Ram*

Explosivos		
Densidade	1,20	
RWS	126%	(% ANFO)
Vel. Det. Nominal	6270,00	m/s
Vel. Det. Efetiva	6270,00	m/s
Força dos explosivos	1,25	

No Gráfico 13, encontra-se a curva granulométrica expectável relativa ao material rochoso resultante das pegas.

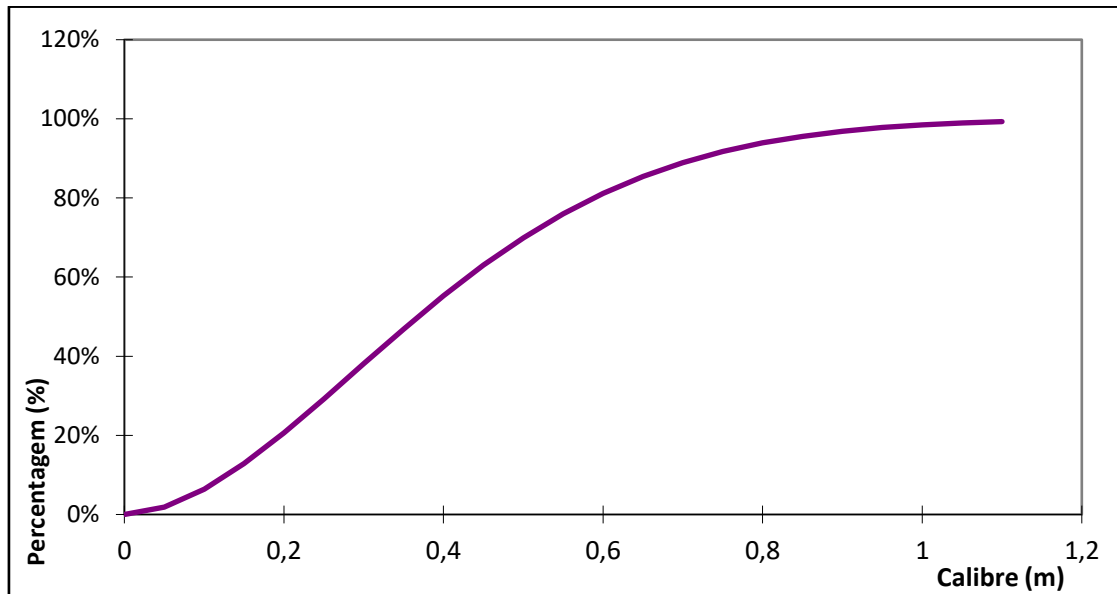


Gráfico 13 – Curva granulométrica expectável para o material desmontado

No Quadro 23, encontram-se, em valor absoluto e percentual, as quantidades teóricas de calibres expectáveis para o material desmontado. A folha de cálculo, através da qual estes parâmetros foram aferidos, encontra-se disponível no Anexo IX.

Quadro 23 - Quantidades percentuais teóricas para os calibres expectáveis

<b>Fragmentação esperada</b>	<b>%</b>	<b>Ton</b>
% subfragmentado	11,10%	2838,86
% ótimo	88,20%	22618,24
% sobrefragmentado	0,80%	194,91
<b>TOTAL</b>	<b>100,00%</b>	<b>25652,00 ton</b>

Pela interpretação do Quadro 23, é esperado que 88,2% do material (22618,24 ton) tenha a dimensão ótima após os desmontes, 11,1% (2838,86 ton) necessitem de desmonte secundário e aproximadamente 1% (194,91 ton) seja material sobrefragmentado.

### 3.8.3. Marcação da malha de furos

A marcação da malha de furos para a realização das duas pegas foi realizada conforme o diagrama de fogo teórico idealizado. Nesta marcação, foram considerados os parâmetros geométricos relativos à distância à frente (V), espaçamento entre furos (E), número de fiadas e número de furos por fiada. Com estes parâmetros calculados e com recurso a fita métrica e tinta *spray*, foi sinalizada a localização dos furos para se realizar a perfuração dos mesmos (Figura 51 -a), b) e c)).



Figura 51 – Marcação dos furos das pegas para diagrama de fogo teórico

### 3.8.4. Ensaio de laser scan

Este ensaio foi realizado com recurso ao equipamento *Quarryman Pro* da marca *Renishaw*, o qual serve para a obtenção de um levantamento tridimensional da bancada. A partir deste levantamento e com a localização dos furos, podem ser obtidos os perfis relativos à geometria dos furos a serem realizados, em três dimensões. O equipamento utilizado (Figura 52) consiste num tripé com aparelho *laser* de varredura incorporado, colocado frontalmente para a bancada e que faz os registos das distâncias entre os furos já marcados com um refletor de sinal *laser*. Com as distâncias entre furos aferidas, e com as inclinações e comprimentos de furo já definidos, são gerados os perfis dos furos da pega.



Figura 52 – Realização do ensaio *laser scan* com o equipamento *Quarryman Pro*, *Renishaw*

Através dos perfis obtidos a partir deste ensaio, pode-se visualizar o futuro posicionamento de todos os furos na bancada (Figura 53). Podem ser igualmente avaliados os comprimentos dos furos na sua totalidade, assim como, as suas distâncias à frente ao longo de todo o comprimento de furo (Anexo VI).

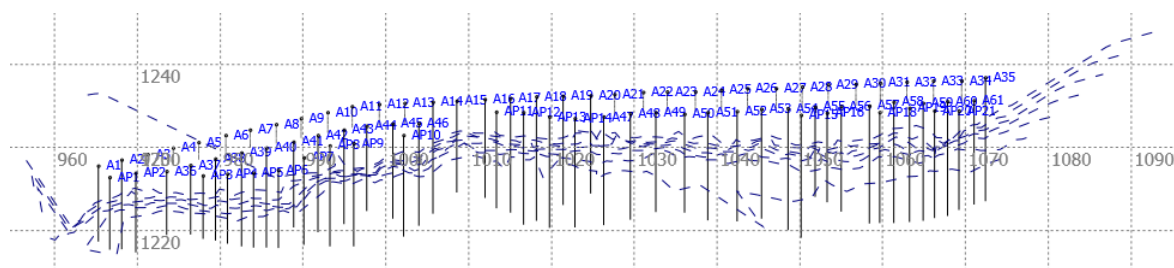


Figura 53 – Posicionamento de todos os furos teóricos na bancada

Este ensaio torna-se muito importante pois permite realizar ajustes à marcação inicial e visualizar certas irregularidades geométricas do talude, que podem desta maneira sofrer medidas corretivas, tais como, melhores distribuições de carga no caso da ocorrência de depressões no talude, como ilustra o perfil da esquerda da Figura 54, que reduzem muito o valor da distância definida do furo à frente e podem vir a originar sobrefragmentação ou projeções indesejadas. Permite, ainda, nos casos em que a distância à frente é superior à definida (Figura 54 - perfil da

direita) e que podem causar um desmonte deficiente, a realização de furos de apoio e/ou ajustes das cargas nos furos.

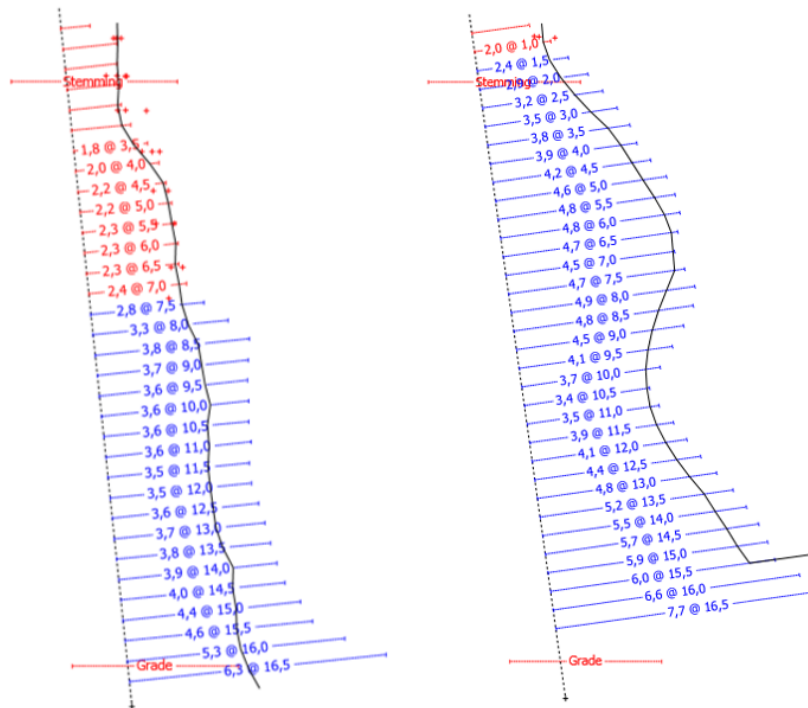


Figura 54 – Exemplos de perfis de furos obtidos com o ensaio *laser*

Com o levantamento 3D da frente da bancada e respetivo posicionamento dos furos, foi possível avaliar a frente livre em cada um dos furos. Em função deste parâmetro, foram feitos ajustes ao diagrama de fogo que passaram pela colocação de furos apoio (AP) e ajustes nas inclinações de alguns furos, obtendo-se assim a malha total de furos (Figura 55). Após a análise de todos os perfis de furo obtidos do ensaio *laser*, passou-se à remarcação da nova malha de furos. Neste processo, verificou-se que os furos de apoio AP15, AP16, AP19, AP20 e AP21 projetados, localizados no lado esquerdo da Figura 55, à frente da primeira fiada, não eram exequíveis de furar, uma vez que se localizavam na crista do talude, em locais onde esta se encontrava danificada, tal como demonstrado na Figura 44, tornando impossível o seu carregamento. Na Figura 56 encontra-se a malha definitiva dos furos a detonar para as duas pegas.

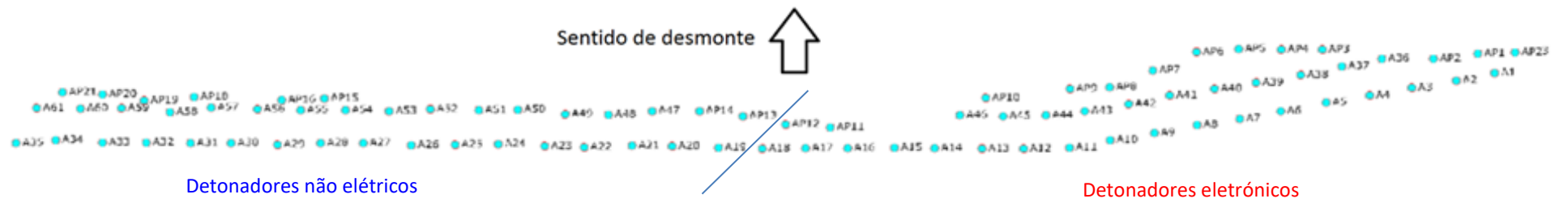


Figura 55 - Malha total de furos com incrementação de furos de apoio (AP) e nomenclatura atribuída a todos os furos

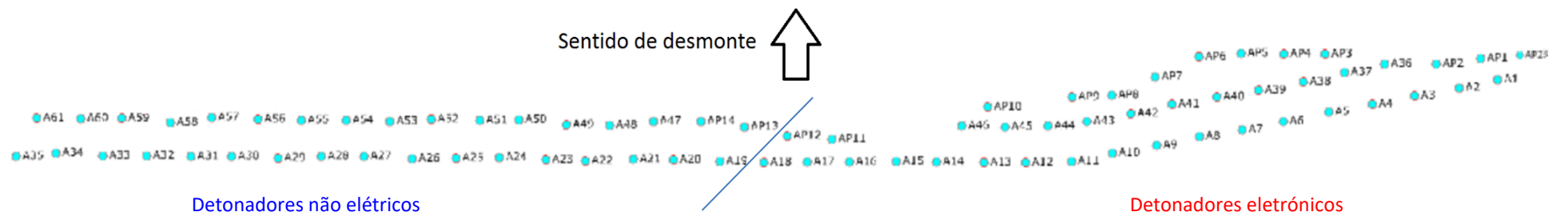


Figura 56 - Malha total de furos definitiva sem os furos de apoio retirados após remarcação de furos

### 3.8.5. Perfuração

Foram acompanhados os trabalhos de perfuração dos furos da malha delineada, como se pode observar pela Figura 57 -a), b) e c). Para a realização dos trabalhos de perfuração, foi utilizado um Roc de perfuração da *Atlas Copco Roc D7*, equipado com martelo COP 1838, varas T45 de 3,66 m e bit T45 de 76 mm, corpo *Retrac*, cabeça *drop center* com botões semi-balísticos (Figura 58). No total, foram realizados 76 furos e utilizada em toda bancada (para as duas pegas) o mesmo equipamento, a mesma gama de acessórios de perfuração (no total 6 varas novas e 5 bits novos) e o mesmo manobrador.



Figura 57 - Realização da perfuração dos furos da malha final delineada



Figura 58 – Equipamento de perfuração *Atlas Copco Roc D7*

### 3.8.6. Ensaio de desvio de perfuração (Boretrak system)

Os desvios de perfuração são frequentes seja pela geologia local, pela qualidade do equipamento, ângulo de perfuração ou experiência do operador. Negligenciar este facto pode levar a atrasos dispendiosos em trabalhos de taqueio, de carga e de transporte. É, portanto, imprescindível a realização de ensaios de desvio de furação (Figura 59), para se obter informação sobre estes desvios e assim poderem ser tomadas as devidas medidas de melhoria (reajuste das cargas ou execução de nova furação), para se obter o melhor resultado possível do processo de desmonte.



Figura 59 – Realização do ensaio de desvio de perfuração com o equipamento *Renishaw Boretrak Borehole-deviation Measurement System*

Para a realização dos desmontes acompanhados na pedreira, foram efetuados ensaios de desvio de furação em cada furo realizado. Foi utilizado o equipamento *Renishaw Boretrak Borehole-deviation Measurement System*, sendo obtidos perfis com o desvio dos furos realizados (Figura 60). Nos furos A16, A17, A18, A32, A35 e A58 não foi possível realizar este ensaio, devido a encravamento do equipamento a certas profundidades dos mesmos, não permitindo o registo dos desvios de perfuração (Anexo VII).

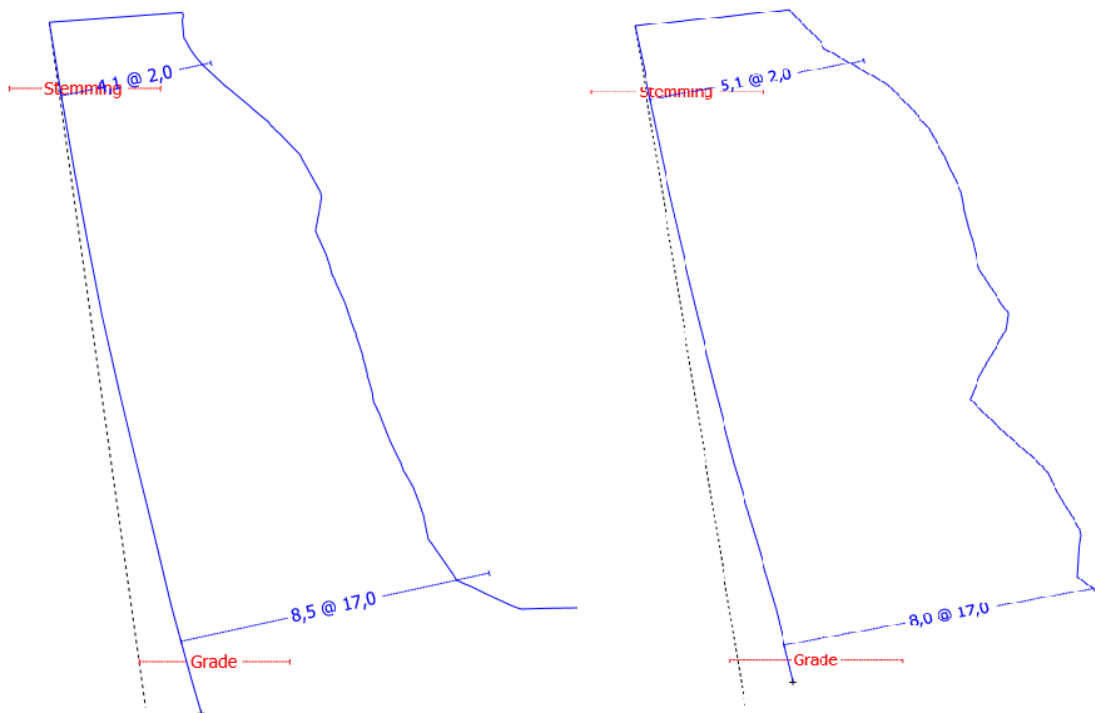


Figura 60 - Exemplos de perfis de furos obtidos com o ensaio de desvio de perfuração

Interpretando a Figura 60, pode verificar-se que os furos projetados, teoricamente retos, representados a tracejado, na realidade adquiriram um formato irregular (linha a azul), desviando do seu posicionamento teórico, e alterando o valor das distâncias à frente ao longo do seu comprimento. Esta situação é transversal a todos os furos e, necessita, portanto, de análise atenta de todos os perfis obtidos, de forma a serem feitos ajustes ao diagrama de fogo. Neste caso em concreto, os ajustes passaram pela readaptação de cargas explosivas em determinados furos.

### **3.8.7. Análise de desvios de perfuração**

Com os perfis dos desvios de perfuração obtidos, foi realizada uma análise estatística aos desvios medidos. Considerando os furos realizados enquadrados num eixo xOy, a análise efetuada, avalia os desvios no eixo vertical (Figura 61) e no eixo horizontal (Figura 62) para cada uma das duas pegas (Anexo VIII).

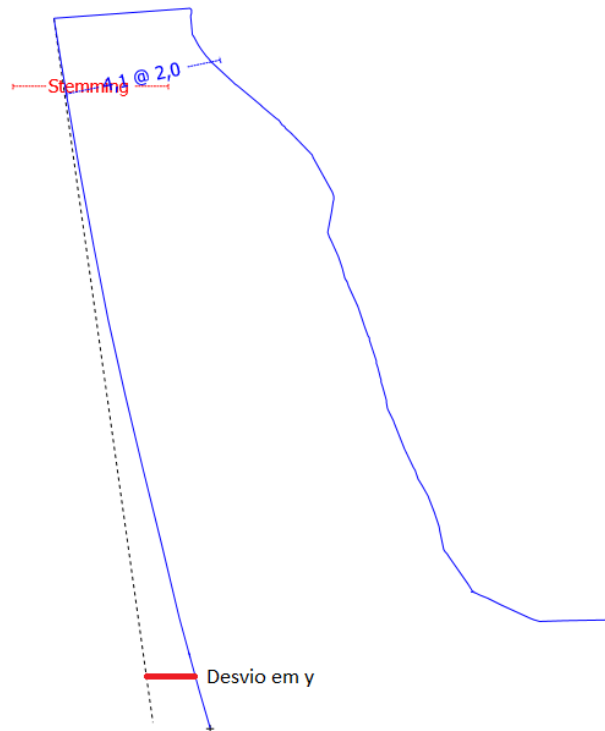


Figura 61 – Exemplo de desvio de perfuração no eixo vertical (y)

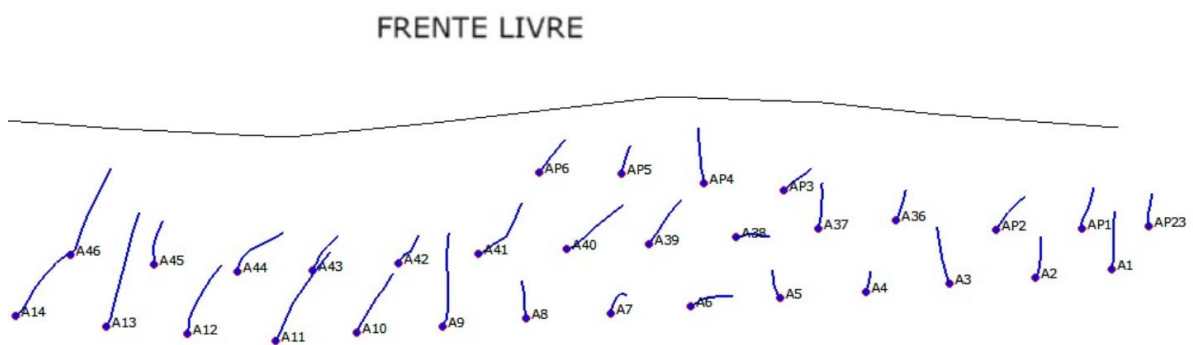


Figura 62 – Exemplo de desvios de perfuração no eixo horizontal (x)

Para a realização da análise foi comparado o desvio registado no fundo de furo com o comprimento do mesmo, estabelecendo-se um desvio médio por furo medido em centímetros por metro.

Os valores dos desvios nos eixos vertical e horizontal dos furos, relativos às pegas realizadas com detonadores não elétricos e eletrônicos, foram registados e encontram-se apresentados nos Quadros 24 e 25, respetivamente.

Quadro 24 - Valores de desvio horizontal e vertical obtidos nos furos da pega com detonadores não elétricos

<b>DESMONTE 1   PEGA NONEL</b>		
<b>NF</b>	<b>Desvio em x</b>	<b>Desvio em y</b>
A19	1,52 m	2,20 m
A20	1,75 m	2,15 m
A21	1,57 m	1,91 m
A22	0,21 m	1,16 m
A23	0,80 m	2,21 m
A24	1,56 m	1,78 m
A25	1,73 m	1,10 m
A26	0,60 m	1,56 m
A27	1,75 m	2,35 m
A28	0,45 m	0,58 m
A29	0,24 m	1,22 m
A30	0,19 m	1,47 m
A31	0,41 m	1,06 m
A33	2,23 m	0,95 m
A34	0,85 m	0,87 m
A47	1,30 m	0,12 m
A48	0,10 m	0,93 m
A49	1,57 m	1,38 m
A50	0,82 m	0,07 m
A51	0,96 m	0,23 m
A52	1,11 m	0,35 m
A53	0,93 m	0,34 m
A54	1,42 m	0,54 m
A55	0,22 m	0,59 m
A56	1,44 m	4,74 m
A57	0,60 m	0,56 m
A59	0,95 m	0,40 m
A60	0,48 m	0,18 m
A61	0,38 m	2,37 m
AP13	0,39 m	0,61 m
AP14	0,75 m	1,18 m
<b>Desvio Médio</b>	<b>0,94 m</b>	<b>1,20 m</b>

Quadro 25 - Valores de desvio horizontal e vertical obtidos nos furos da pega com detonadores eletrônicos

<b>DESMONTE 2   PEGA ELECTRÓNICOS</b>		
<b>NF</b>	<b>Desvio em x</b>	<b>Desvio em y</b>
A1	0,16 m	0,02 m
A2	0,02 m	0,64 m
A3	0,73 m	0,16 m
A4	0,06 m	1,31 m
A5	0,43 m	1,09 m
A6	1,53 m	1,72 m
A7	0,51 m	1,30 m
A8	0,36 m	0,98 m
A9	0,25 m	1,18 m
A10	1,08 m	0,16 m
A11	1,55 m	1,12 m
A12	0,90 m	0,25 m
A13	0,60 m	1,96 m
A14	1,71 m	0,23 m
A15	0,20 m	0,35 m
A36	0,21 m	0,39 m
A37	0,07 m	0,51 m
A38	1,29 m	2,08 m
A39	1,00 m	0,37 m
A40	1,89 m	0,37 m
A41	1,33 m	0,18 m
A42	0,62 m	1,01 m
A43	0,81 m	0,96 m
A44	1,54 m	0,81 m
A45	0,13 m	0,55 m
A46	1,03 m	1,66 m
AP1	0,24 m	0,08 m
AP2	0,93 m	0,21 m
AP3	0,93 m	0,75 m
AP4	0,52 m	0,40 m
AP5	0,20 m	0,57 m
AP6	0,80 m	0,32 m
AP23	0,03 m	0,95 m
<b>Desvio Médio</b>	<b>0,72 m</b>	<b>0,75 m</b>

Após o registo dos valores dos desvios dos furos, apresentados nos Quadros 24 e 25, foi realizada a relação entre esses valores e os respetivos comprimentos de furo. Através dessa relação, foi aferido o desvio médio dos furos nos dois eixos, como se pode constatar no Quadro 26, neste caso, para os furos da pega, com detonadores não elétricos.

Quadro 26 – Desvios medidos para os eixos horizontal (x) e vertical (y) para a pega com detonadores não elétricos

DESMONTE 1   PEGA NONEL				DESMONTE 1   PEGA NONEL			
NF	Desvio em x	Comp. Furo	Desvio	NF	Desvio em y	Comp. Furo	Desvio
A19	152,00 cm	18,28 m	8,32 cm/m	A19	220,00 cm	18,28 m	12,04 cm/m
A20	175,00 cm	18,27 m	9,58 cm/m	A20	215,00 cm	18,27 m	11,77 cm/m
A21	157,00 cm	17,37 m	9,04 cm/m	A21	191,00 cm	17,37 m	11,00 cm/m
A22	21,00 cm	17,53 m	1,20 cm/m	A22	116,00 cm	17,53 m	6,62 cm/m
A23	80,00 cm	17,33 m	4,62 cm/m	A23	221,00 cm	17,33 m	12,75 cm/m
A24	156,00 cm	17,39 m	8,97 cm/m	A24	178,00 cm	17,39 m	10,24 cm/m
A25	173,00 cm	17,51 m	9,88 cm/m	A25	110,00 cm	17,51 m	6,28 cm/m
A26	60,00 cm	17,51 m	3,43 cm/m	A26	156,00 cm	17,51 m	8,91 cm/m
A27	175,00 cm	17,59 m	9,95 cm/m	A27	235,00 cm	17,59 m	13,36 cm/m
A28	45,00 cm	15,74 m	2,86 cm/m	A28	58,00 cm	15,74 m	3,68 cm/m
A29	24,00 cm	17,61 m	1,36 cm/m	A29	122,00 cm	17,61 m	6,93 cm/m
A30	19,00 cm	18,54 m	1,02 cm/m	A30	147,00 cm	18,54 m	7,93 cm/m
A31	41,00 cm	17,63 m	2,33 cm/m	A31	106,00 cm	17,63 m	6,01 cm/m
A33	223,00 cm	17,78 m	12,54 cm/m	A33	95,00 cm	17,78 m	5,34 cm/m
A34	85,00 cm	17,90 m	4,75 cm/m	A34	87,00 cm	17,90 m	4,86 cm/m
A47	130,00 cm	17,80 m	7,30 cm/m	A47	12,00 cm	17,80 m	0,67 cm/m
A48	10,00 cm	18,91 m	0,53 cm/m	A48	93,00 cm	18,91 m	4,92 cm/m
A49	157,00 cm	18,86 m	8,32 cm/m	A49	138,00 cm	18,86 m	7,32 cm/m
A50	82,00 cm	17,83 m	4,60 cm/m	A50	7,00 cm	17,83 m	0,39 cm/m
A51	96,00 cm	18,80 m	5,11 cm/m	A51	23,00 cm	18,80 m	1,22 cm/m
A52	111,00 cm	14,85 m	7,47 cm/m	A52	35,00 cm	14,85 m	2,36 cm/m
A53	93,00 cm	18,83 m	4,94 cm/m	A53	34,00 cm	18,83 m	1,81 cm/m
A54	142,00 cm	17,83 m	7,96 cm/m	A54	54,00 cm	17,83 m	3,03 cm/m
A55	22,00 cm	15,90 m	1,38 cm/m	A55	59,00 cm	15,90 m	3,71 cm/m
A56	144,00 cm	18,81 m	7,66 cm/m	A56	474,00 cm	18,81 m	25,20 cm/m
A57	60,00 cm	18,87 m	3,18 cm/m	A57	56,00 cm	18,87 m	2,97 cm/m
A59	95,00 cm	17,73 m	5,36 cm/m	A59	40,00 cm	17,73 m	2,26 cm/m
A60	48,00 cm	17,84 m	2,69 cm/m	A60	18,00 cm	17,84 m	1,01 cm/m
A61	38,00 cm	18,99 m	2,00 cm/m	A61	237,00 cm	18,99 m	12,48 cm/m
AP13	39,00 cm	18,76 m	2,08 cm/m	AP13	61,00 cm	18,76 m	3,25 cm/m
AP14	75,00 cm	18,67 m	4,02 cm/m	AP14	118,00 cm	18,67 m	6,32 cm/m
		<b>Desvio Médio</b>	<b>5,30 cm/m</b>			<b>Desvio Médio</b>	<b>6,67 cm/m</b>

O mesmo exercício foi feito para os furos da pega com detonadores eletrónicos, estando apresentados os valores aferidos, no Quadro 27.

Quadro 27 - Desvios medidos para os eixos horizontal (x) e vertical (y) para a pega com detonadores eletrónicos

DESMONTE 2   PEGA ELECTRÓNICOS				DESMONTE 2   PEGA ELECTRÓNICOS					
NF	Desvio em x	Comp. Furo	Desvio	NF	Desvio em y	Comp. Furo	Desvio/m		
A1	16,00 cm	15,84 m	1,01 cm/m	A1	2,00 cm	15,84 m	0,13 cm/m		
A2	2,00 cm	15,91 m	0,13 cm/m	A2	64,00 cm	15,91 m	4,02 cm/m		
A3	73,00 cm	15,84 m	4,61 cm/m	A3	16,00 cm	15,84 m	1,01 cm/m		
A4	6,00 cm	14,98 m	0,40 cm/m	A4	131,00 cm	14,98 m	8,74 cm/m		
A5	43,00 cm	14,95 m	2,88 cm/m	A5	109,00 cm	14,95 m	7,29 cm/m		
A6	153,00 cm	16,91 m	9,05 cm/m	A6	172,00 cm	16,91 m	10,17 cm/m		
A7	51,00 cm	14,96 m	3,41 cm/m	A7	130,00 cm	14,96 m	8,69 cm/m		
A8	36,00 cm	16,94 m	2,13 cm/m	A8	98,00 cm	16,94 m	5,79 cm/m		
A9	25,00 cm	16,56 m	1,51 cm/m	A9	118,00 cm	16,56 m	7,13 cm/m		
A10	108,00 cm	16,27 m	6,64 cm/m	A10	16,00 cm	16,27 m	0,98 cm/m		
A11	155,00 cm	17,54 m	8,84 cm/m	A11	112,00 cm	17,54 m	6,39 cm/m		
A12	90,00 cm	17,73 m	5,08 cm/m	A12	25,00 cm	17,73 m	1,41 cm/m		
A13	60,00 cm	17,39 m	3,45 cm/m	A13	196,00 cm	17,39 m	11,27 cm/m		
A14	171,00 cm	17,69 m	9,67 cm/m	A14	23,00 cm	17,69 m	1,30 cm/m		
A15	20,00 cm	17,84 m	1,12 cm/m	A15	35,00 cm	17,84 m	1,96 cm/m		
A36	21,00 cm	14,95 m	1,40 cm/m	A36	39,00 cm	14,95 m	2,61 cm/m		
A37	7,00 cm	15,90 m	0,44 cm/m	A37	51,00 cm	15,90 m	3,21 cm/m		
A38	129,00 cm	16,45 m	7,84 cm/m	A38	208,00 cm	16,45 m	12,64 cm/m		
A39	100,00 cm	15,85 m	6,31 cm/m	A39	37,00 cm	15,85 m	2,33 cm/m		
A40	189,00 cm	16,77 m	11,27 cm/m	A40	37,00 cm	16,77 m	2,21 cm/m		
A41	133,00 cm	16,78 m	7,93 cm/m	A41	18,00 cm	16,78 m	1,07 cm/m		
A42	62,00 cm	16,93 m	3,66 cm/m	A42	101,00 cm	16,93 m	5,97 cm/m		
A43	81,00 cm	16,91 m	4,79 cm/m	A43	96,00 cm	16,91 m	5,68 cm/m		
A44	154,00 cm	17,83 m	8,64 cm/m	A44	81,00 cm	17,83 m	4,54 cm/m		
A45	13,00 cm	16,03 m	0,81 cm/m	A45	55,00 cm	16,03 m	3,43 cm/m		
A46	103,00 cm	12,62 m	8,16 cm/m	A46	166,00 cm	12,62 m	13,15 cm/m		
AP1	24,00 cm	15,91 m	1,51 cm/m	AP1	8,00 cm	15,91 m	0,50 cm/m		
AP2	93,00 cm	15,90 m	5,66 cm/m	AP2	21,00 cm	15,90 m	1,32 cm/m		
AP3	93,00 cm	16,44 m	5,87 cm/m	AP3	75,00 cm	16,44 m	4,56 cm/m		
AP4	52,00 cm	15,85 m	3,16 cm/m	AP4	40,00 cm	15,85 m	2,52 cm/m		
AP5	20,00 cm	16,45 m	1,22 cm/m	AP5	57,00 cm	16,45 m	3,47 cm/m		
AP6	80,00 cm	16,41 m	4,88 cm/m	AP6	32,00 cm	16,41 m	1,95 cm/m		
AP23	3,00 cm	15,94 m	0,19 cm/m	AP23	95,00 cm	15,94 m	5,96 cm/m		
			<b>Desvio médio</b>	<b>4,35 cm/m</b>				<b>Desvio médio</b>	<b>4,65 cm/m</b>

No Quadro 28, encontram-se compilados os valores médios relativos aos desvios registados nos dois eixos estudados, para os furos de cada pega.

Quadro 28 – Valor médio dos desvios medidos para as duas pegas

	x	y
PEGA NONEL	5,30 cm/m	6,67 cm/m
PEGA ELECTRÓNICOS	4,35 cm/m	4,65 cm/m

Interpretando os valores presentes no Quadro 28, conclui-se, que em média, os furos da pega com detonadores não elétricos, apresentam um desvio, em ambos os eixos, ligeiramente superior aos dos furos da pega com detonadores eletrónicos.

### 3.8.8. Correções ao diagrama de fogo

A caracterização dos desvios é importante como fator de comparação entre as pegas estudadas. No entanto, sendo este um fator essencial, mais importante é perceber as áreas de influência de cada furo (Pinto, 2013). Na Figura 63 encontra-se exemplificado este conceito.

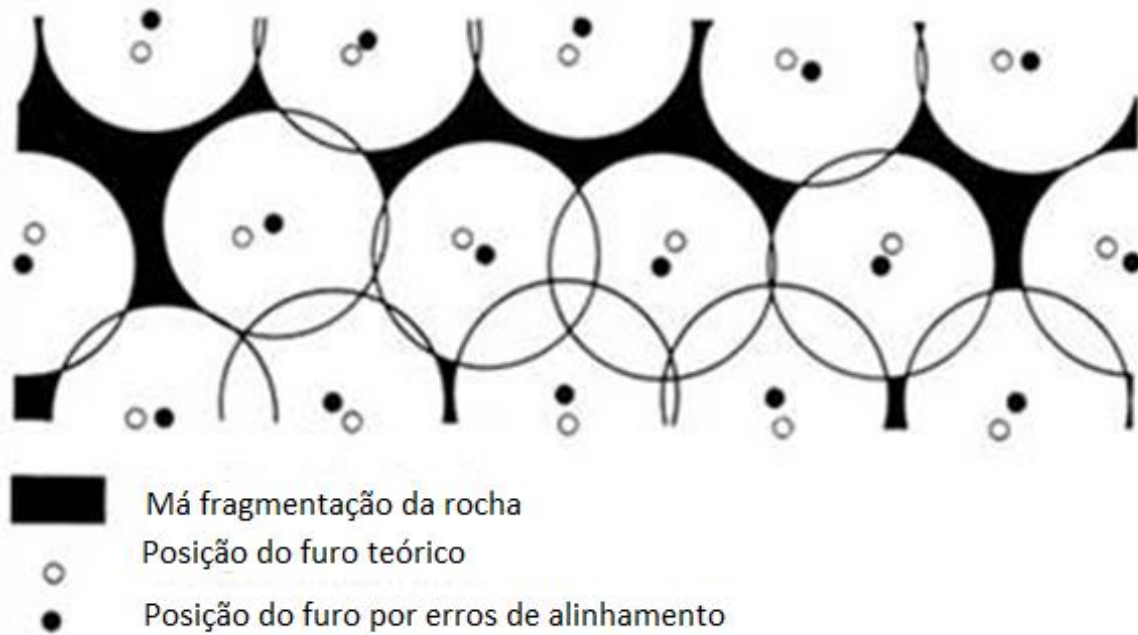


Figura 63 – Desvios na perfuração e áreas de influência dos furos na sua detonação (adaptado de Sandvik Tamrock, 1999)

Neste sentido, foram feitas um conjunto de alterações às cargas pelos responsáveis pelo dimensionamento da pega, no sentido de equilibrar no espaço as cargas explosivas, devido aos desvios existentes. No dimensionamento teórico do diagrama de fogo, foi projetada a utilização de explosivos com calibre de 60x500 cm tanto na carga de fundo como na carga de coluna de todos os furos. Este dimensionamento foi seguido para o carregamento dos mesmos, excetuando os 19 furos enunciados no Quadro 29, onde se encontram apresentados os furos que sofreram correções e quais os ajustes neles efetuados.

Quadro 29 – Furos alvo de correções e os ajustes neles efetuados

Furo	Correções
A61	As correções foram efetuadas na carga de coluna. Dada a curta distância à frente registada a partir dos 3,7 m, num furo com 18,2 m de profundidade, resolveu-se utilizar explosivos com calibre 50x500 cm até ao tamponamento localizado 1,7 m.
A59	Num furo com 17 m a partir dos 2,5 m, verificou-se que devido à curta distância à frente, seria melhor utilizar cartuchos com calibre de 50x500, na carga de coluna até ao tamponamento a 1,97 m.
A50	Dada a pouca distância à frente, num furo de 17,6 m, a partir dos 7,5 m de profundidade do furo foram colocados explosivos com calibre de 50x500 cm, entre os 5 m e os 6 m não foram colocados explosivos e a partir dessa profundidade até ao tamponamento aos 2,08 m, foram de novo colocados explosivos de calibre 60x500 cm.
A47	Num furo com 17,2 m a partir dos 8,5 m verificou-se que devido à curta distância à frente, seria melhor utilizar cartuchos com calibre de 50x500 cm. Aos 7 m decidiu-se colocar um espaçamento sem explosivo e com brita, retomando aos 5m o carregamento com calibre 60x500 cm até ao tamponamento a 2,17 m.
A46	Furo com 18 m, a partir dos 14 m até aos 10 m verificou-se que devido ao desvio do furo para a frente e devido a uma depressão na frente livre, seria melhor utilizar cartuchos com calibre de 50x500 cm até aos 10 m. Daí até ao tamponamento o carregamento continuou com calibre de 60x500 cm.
A36	Dado este ser um furo da segunda fiada (15m) e o seu desvio entre os 11 m e os 12 m, optou-se pela colocação de explosivos de calibre 50x500 cm. Dessa profundidade até ao tamponamento foram colocados explosivos de calibre 60x500 cm.
A24	Dado este ser um furo da segunda fiada (18m) e o seu desvio, na parte mais inferior o ter colocado perto do furo da primeira fiada, optou-se pela colocação de explosivos de calibre 50x500 cm na carga de fundo e na carga de coluna até aos 6 m de profundidade e daí até ao tamponamento explosivos de calibre 60x500 cm.
A22	Dado este ser um furo da segunda fiada (17,2m) e o seu desvio, na parte mais inferior o ter colocado perto do furo da primeira fiada, optou-se pela colocação de explosivos de calibre 50x500 cm na carga de fundo e na carga de coluna até aos 5,2 m de profundidade e daí até ao tamponamento explosivos de calibre 60x500 cm.
A21	Dado este ser um furo da segunda fiada (17,7m) e o seu desvio, na parte mais inferior o ter colocado perto do furo da primeira fiada, optou-se pela colocação de explosivos de calibre 50x500 cm na carga de fundo e na carga de coluna até aos 5,7 m de profundidade e daí até ao tamponamento explosivos de calibre 60x500 cm.
A20	Dado este ser um furo da segunda fiada (17,8m) e o seu desvio, na parte mais inferior o ter colocado perto do furo da primeira fiada, optou-se pela colocação de explosivos de calibre 50x500 cm na carga de fundo e na carga de coluna até aos 4,2 m de profundidade e daí até ao tamponamento explosivos de calibre 60x500 cm.
A19	Dado este ser um furo da segunda fiada (18,1m) e o seu desvio, na parte mais inferior o ter colocado perto do furo da primeira fiada, optou-se pela colocação de explosivos de calibre 50x500 cm na carga de fundo e na carga de coluna até aos 4 m de profundidade e daí até ao tamponamento explosivos de calibre 60x500 cm.
AP23	Furo com 16 m, dado o seu desvio foi colocado explosivo de calibre 50x500 cm aos 12,5 m de profundidade até aos 7 m, sendo que desde aí até à superfície se colocou gravilha.
AP14	Dada a pouca distância à frente, num furo de 17,7 m, foram colocados explosivos com calibre de 50x500 cm, para carga de coluna, a partir dos 7,7 m de profundidade do furo até ao tamponamento aos 2,18 m.
AP6	Furo de 16,5 m, devido a este desviar para trás foram colocados explosivos com calibre de 50x500 cm, para carga de coluna, a partir dos 13 m de profundidade do furo até aos 8 m.
AP5	Furo de 16,5 m, devido a este desviar para trás foram colocados explosivos com calibre de 50x500 cm, para carga de coluna, a partir dos 13 m de profundidade do furo até aos 8 m.
AP4	Dada a pouca distância à frente, num furo de 16 m, foram colocados explosivos com calibre de 50x500 cm, para carga de coluna, a partir dos 12 m de profundidade do furo até aos 8 m, e explosivos com calibre 60x500 cm novamente daí até à superfície.
AP3	Dado o furo de 16,5 m desviar em direção da fiada de trás, foram colocados explosivos com calibre de 50x500 cm, para carga de coluna, a partir dos 5 m de profundidade até ao tamponamento aos 2 m.
AP2	Furo com 16 m, devido a uma depressão na frente livre, decidiu-se colocar explosivo de calibre 50x500 cm entre os 12 m e os 10,5 m.
AP1	Furo com 16 m, devido a uma depressão na frente livre, decidiu-se colocar explosivo de calibre 50x500 cm entre os 12 m e os 10,5 m.

Nos furos (A61, A60, A59, A58, A57, A56, A55 e A54) situados perto dos locais onde estavam previstos furos de apoio, que por questões de segurança, não foram possíveis de serem executados, os responsáveis, dentro do possível, tentaram aumentar a concentração de carga, de 60mm para 76mm, o que representa um aumento de 60% na concentração de carga.

### **3.9. Avaliação dos trabalhos acompanhados e resultados obtidos**

#### **3.9.1. Diagrama de fogo**

##### **3.9.1.1. Pega com detonadores não elétricos**

O carregamento e desmonte da primeira pega para a execução deste trabalho foram realizados no dia 21 de junho de 2016, sendo utilizados detonadores não elétricos, como meio de iniciação da mesma. Relativamente aos dados gerais da pega, temos:

- Extensão: 55 m;
- Altura: 16 m;
- Largura: 5,5 m;
- Distância à frente: 2,6 m;
- Espaçamento: 3,2 m;
- Subfuração: 0,7 m;
- Número de furos detonados: 33;
- Nº fiadas: 2;
- Inclinação de perfuração: 6° (valor referência);
- Diâmetro de perfuração: 76 mm;
- Carga total: 1900 kg;
- Perfuração específica: 0,125 m/m<sup>3</sup>;
- Carga específica: 0,406 kg/m<sup>3</sup>;
- Volume desmontado (previsão): 4683,33 m<sup>3</sup> (12411 ton).

Na Figura 64, pode ser observada a bancada utilizada para realizar o desmonte, antes da pega.



Figura 64 - Aspeto da bancada antes de se realizar o desmorte com detonadores não elétricos

A malha de furos a utilizar para a detonação do diagrama de fogo com recurso a detonadores não elétricos é apresentada na Figura 65.

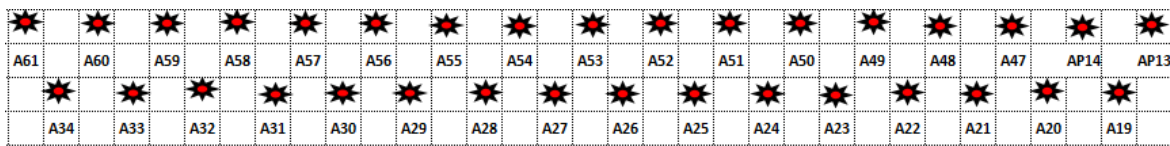


Figura 65 – Malha de furos pega com detonadores não elétricos

Na Figura 66, encontra-se o diagrama de fogo utilizado para a realização desse desmorte.



Figura 66 – Diagrama de fogo realizado para pega com detonadores não elétricos

Para a realização desta pega, o tipo de explosivo escolhido foi a emulsão. Foram escolhidos explosivos adaptados para a carga de fundo e de coluna num total de 1900 kg. Para a carga de fundo, foram utilizados os modelos de explosivo *Orica Senatel Pulsar* de calibre 50x500 cm e 60x500 cm num total de 262 cartuchos e 425 kg. Para a carga de coluna, foram utilizados os modelos de explosivo *Orica Senatel Magnafrac* de calibre 50x500 cm e 60x500 cm, num total de 856 cartuchos e 1475 kg. Optou-se por realizar um diagrama de rebentamento por fiadas. Foi igualmente escolhido o sistema de iniciação de pega múltiplo, com detonador no fundo e a meio do furo, para garantir bom rebentamento em todos os furos. Embora o sistema utilizado fosse o não elétrico, a iniciação propriamente dita foi feita através de um detonador elétrico. A iniciação da pega deu-se no terceiro furo a contar da esquerda da primeira fiada. Esta escolha deveu-se ao facto do primeiro furo estar menos estável devido aos desmontes anteriores e escolhendo um furo mais deslocado para o centro da bancada, pôde-se garantir mais confinamento e assim poder ter melhor aproveitamento da energia do explosivo na iniciação. Foram utilizados ligadores com retardo de 17 ms para furos da mesma fiada e ligadores com retardo de 42 ms entre fiadas. Por questões de não repetição de tempos de detonação, foram utilizados ligadores com retardo de 25 ms para os restantes furos que se encontravam à esquerda do furo de iniciação. As temporizações entre furos podem ser observadas no diagrama de fogo representado, presente na Figura 61. No total foram utilizados 30 ligadores com 17 ms de retardo, 5 ligadores de 25 ms de retardo e 5 ligadores de 42 ms de retardo. Na Figura 67, pode ser observada a bancada utilizada para realizar o desmonte, depois da pega.



Figura 67 – Aspeto da bancada após a realização do desmonte com detonadores não elétricos e fragmentação de material obtida

Através da Figura 67, é possível ter uma boa percepção do resultado final da pega, podendo ser observado o material desmontado e a sua dimensão e espalhamento de forma grosseira. Foi ainda realizada uma recolha extensiva de imagens aéreas desta bancada com recurso a *drone*, após o desmonte, para análise da fragmentação obtida em *software Agisoft Photoscan*, de forma a poder compará-la com a fragmentação esperada e com a fragmentação obtida com o desmonte com detonadores eletrónicos e averiguar a qualidade dos detonadores não elétricos no parâmetro de controlo de fragmentação.

### **3.9.1.2. Pega com detonadores eletrónicos**

A pega com recurso a detonadores eletrónicos foi realizada no dia 26 de julho de 2016. Esta pega teve os seguintes dados geométricos e de produção:

- Extensão: 49,3 m;
- Altura: 16 m;
- Largura: 5,5 m;
- Distância à frente: 2,6 m;
- Espaçamento: 3,2 m;
- Subfuração: 0,7 m;
- Número de furos detonados: 32;
- Nº fiadas: 3;
- Inclinação de perfuração: 6° (valor de referência);
- Diâmetro de perfuração: 76 mm;
- Carga total: 1975 kg;
- Perfuração específica: 0,127 m/m<sup>3</sup>;
- Carga específica: 0,455 kg/m<sup>3</sup>
- Volume desmontado (previsão): 4338,88 m<sup>3</sup> (11498,03 ton).

Na Figura 68, pode ser observada a bancada utilizada para realizar o desmonte, antes da pega.



Figura 68 - Aspeto da bancada antes de se realizar o desmonte com detonadores eletrónicos

A malha de furos a utilizar para a detonação do diagrama de fogo com recurso a detonadores eletrónicos é apresentada na Figura 69.

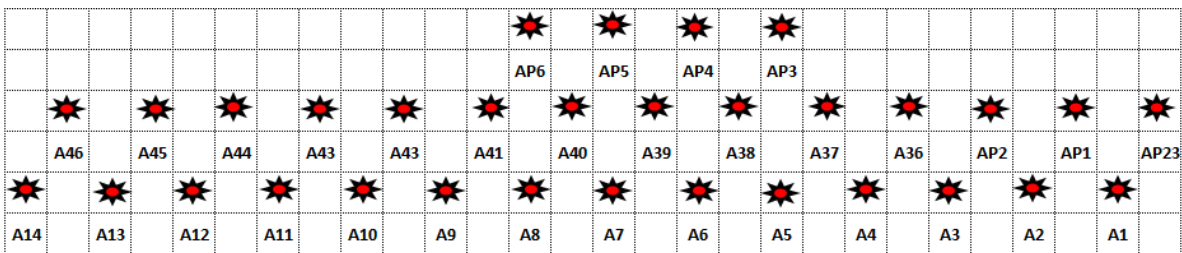


Figura 69 – Malha de furos pega com detonadores eletrónicos

Analisando a Figura 69, malha usada para a pega com detonadores eletrónicos, e comparando-a com a malha utilizada para a primeira pega (Figura 65) e a malha total de furos (Figura 56), constata-se que um total de 6 furos, AP12, AP11, A18, A17, A16 e A15, entre o limite das duas zonas de pega, ficaram inutilizados depois da realização da pega anterior, não podendo ser carregados para detonar esta.

Na Figura 70, encontra-se representado o esquema de ligação utilizado para a realização da pega com detonadores eletrónicos.

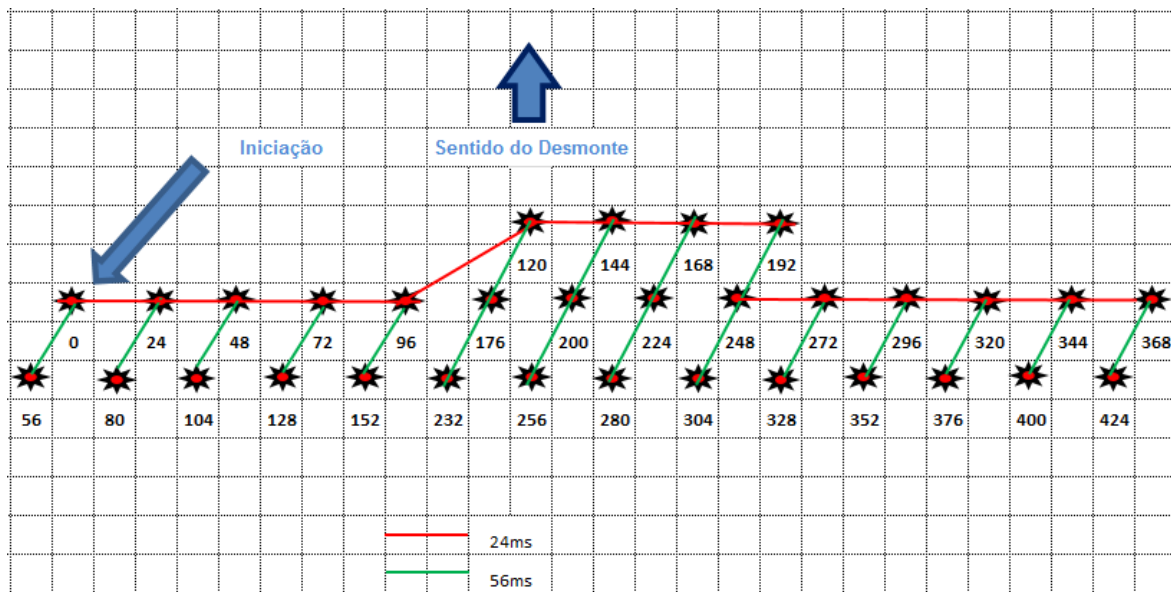


Figura 70 - Diagrama de fogo realizado para pega com detonadores eletrônicos

Foram escolhidos explosivos do tipo emulsão para a realização desta pega. Para a carga de fundo, foram utilizados os modelos de explosivo *Senatel Pulsar* de calibre 60x500 cm num total de 238 cartuchos e 425 kg. Para a carga de coluna, foram utilizados os modelos de explosivo *Senatel Magnafrac* de calibre 50x500 cm e 60x500 cm num total de 898 cartuchos e 1550 kg. No total foram utilizados 1975 kg de explosivos. Tal como a primeira pega, nesta foi realizado um rebentamento por fiadas com sistema de iniciação de pega múltiplo com detonadores no fundo e a meio do furo. A iniciação deu-se no segundo furo da primeira fiada por razões de maior estabilidade do mesmo.

O cálculo das temporizações foi realizado através da fórmula de Olofsson (1988) que relaciona o valor da distância à frente com a velocidade inicial da rocha quando esta é arrancada do maciço. Sabendo que este autor aconselha que o movimento da primeira fiada seja conseguido em cerca de 1/3 da largura da bancada, antes da detonação da fiada a seguir, é apresentada a sua proposta de cálculo de temporização entre fiadas na Equação 31.

$$\text{Temporização/fiadas} = \left( \frac{1000}{\text{vel.inicial da rocha (v}_0\text{)}} \right) * \left( \frac{1}{3} \right) * \text{distância à frente (V) [ms]}$$

[Equação 31; Equação para cálculo da temporização entre fiadas, Olofsson (1988)]

A velocidade inicial da rocha foi aferida através de outra fórmula proposta pelo mesmo autor (Equação 32), relacionando um coeficiente (K) relativo à tipologia do maciço rochoso (Quadro 30) com o valor da distância à frente e a concentração de carga média de explosivos nos furos.

Quadro 30 – Coeficiente do tipo de maciço (K) (adaptado de *Sandvik Tamrock*, 1999)

Coeficiente (K)	
Rocha branda	15
Rocha dura	33

$$v_0 = \left( \frac{K}{\text{Distância à frente (V)}^{1,17}} \right) * l^{1,17} \text{ [ms/m]}$$

[Equação 32; Equação para cálculo da velocidade inicial da rocha, Olofsson (1988)]

Para a realização desta pega, neste maciço rochoso, foi considerado, pelos responsáveis, um coeficiente K de 29, segundo o Quadro 30. Para furos da mesma fiada, Olofsson (1988), preconiza que a sua temporização se encontra entre 5 e 10 ms/m, sendo que neste caso foi escolhido o valor intermédio de 7,5 ms/m.

Com base nestes critérios para definição de temporização entre fiadas e furos da mesma fiada, foram calculadas, temporizações de 24 ms entre furos da mesma fiada e temporizações de 56 ms no rebentamento entre fiadas, para um total de 75 detonadores.

Tal como para a primeira pega, foi realizada uma recolha extensiva de imagens aéreas desta bancada com recurso a *drone*, antes e após o desmonte. Estas foram utilizadas para análise da fragmentação obtida e dessa forma poder compará-la com a fragmentação esperada e com a fragmentação obtida do desmonte com detonadores não elétricos de forma a averiguar a qualidade dos detonadores não elétricos no parâmetro de controlo de fragmentação.

Nesta pega foi registada a gravação do desmonte da bancada (Figura 71 -a), b), c) e d), sendo o resultado obtido apresentado na Figura 72.

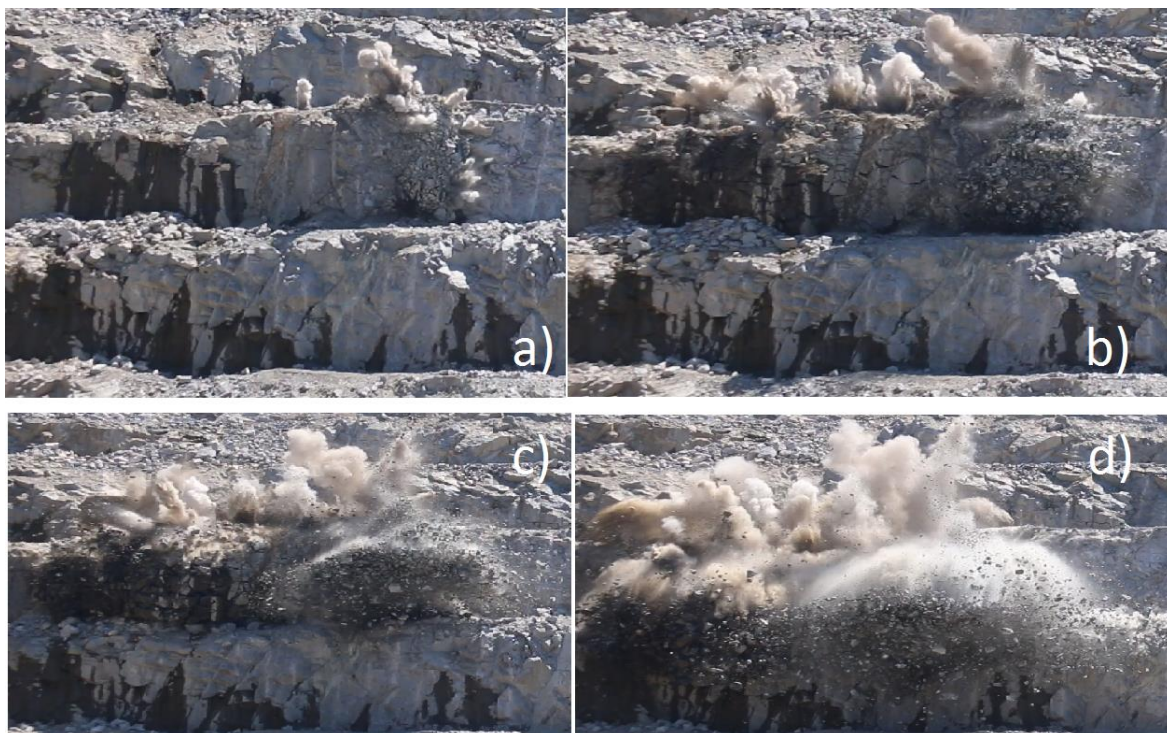


Figura 71 – Várias fases do desmorte realizado com detonadores eletrônicos



Figura 72 - Aspeto da bancada depois de se realizar o desmorte com detonadores eletrônicos

### 3.9.2. Fragmentação obtida

Para estimar as granulometrias da fragmentação obtida em cada desmonte e traçar uma comparação entre os valores esperados e os resultados entre pegas, foi realizada a recolha de imagens aéreas para tratamento de imagem com recurso ao *software Agisoft Photoscan*, e posterior tratamento estatístico dos resultados.

Os valores relativos às granulometrias foram aferidos através da criação de um modelo tridimensional do flanco de exploração da pedreira, com recurso ao material fotográfico registado e modelagem com o referido *software*. No modelo gerado, foi realizada a picagem individual do máximo possível de blocos de pedra visíveis para aferir os seus calibres e para tratamento estatístico da sua granulometria. Como elemento de calibragem do modelo em termos de escala, foram utilizadas bolas de borracha de 0,6 m de diâmetro (Figura 73).



Figura 73 – Bolas de borracha utilizadas como elemento de escala para conceção do modelo tridimensional

Este tratamento de informação, modelagem com *software Agisoft Photoscan*, é bastante interessante do ponto de vista visual, uma vez que recria o local de trabalho de forma tridimensional bastante fidedigna e permite ter uma boa perceção dos resultados em termos de avaliação visual. Em contrapartida, a qualidade do modelo está dependente da quantidade de fotografias que são tiradas e dos ângulos que estas abrangem. Para este caso em específico, este fator torna-se ainda mais importante dada a avaliação que se pretende (análise granulométrica). Como o material pode adquirir diversos calibres, torna-se complicada a total abrangência por parte do modelo e, por sua vez, a completa contabilização dos calibres do material. Para além disso, a análise e contabilização das granulometrias, neste tipo de avaliação, tornam-se ainda mais complicadas, uma vez que estas só podem ser realizadas para o material que está na superfície da pilha de escombros, ficando uma grande parte do material desmontado por classificar, fazendo com que a avaliação não seja completamente suficiente e objetiva. De todo o modo, esta análise informática, oferece alguns valores referência das granulometrias.

### **3.9.2.1. Modelo 3D pega com detonadores não elétricos**

Na Figura 74, encontra-se apresentado o modelo do flanco de encosta de exploração da pedreira, após desmonte com detonadores não elétricos. Como é perceptível, pela interpretação do modelo, o resultado da pega gerou um espalhamento de material que se estendeu da segunda bancada até à base da pedreira. Para registo e análise da granulometria do material desmontado, foi realizada a picagem de individual do máximo possível de blocos de pedra visíveis, como se pode observar na Figura 75. Os modelos encontram-se no Anexo I.



Figura 74 – Modelo 3D do flanco de exploração da Pedreira de Serdedelo elaborado com recurso ao software Agisoft Photoscan destaque para o resultado da pega com detonadores não elétricos

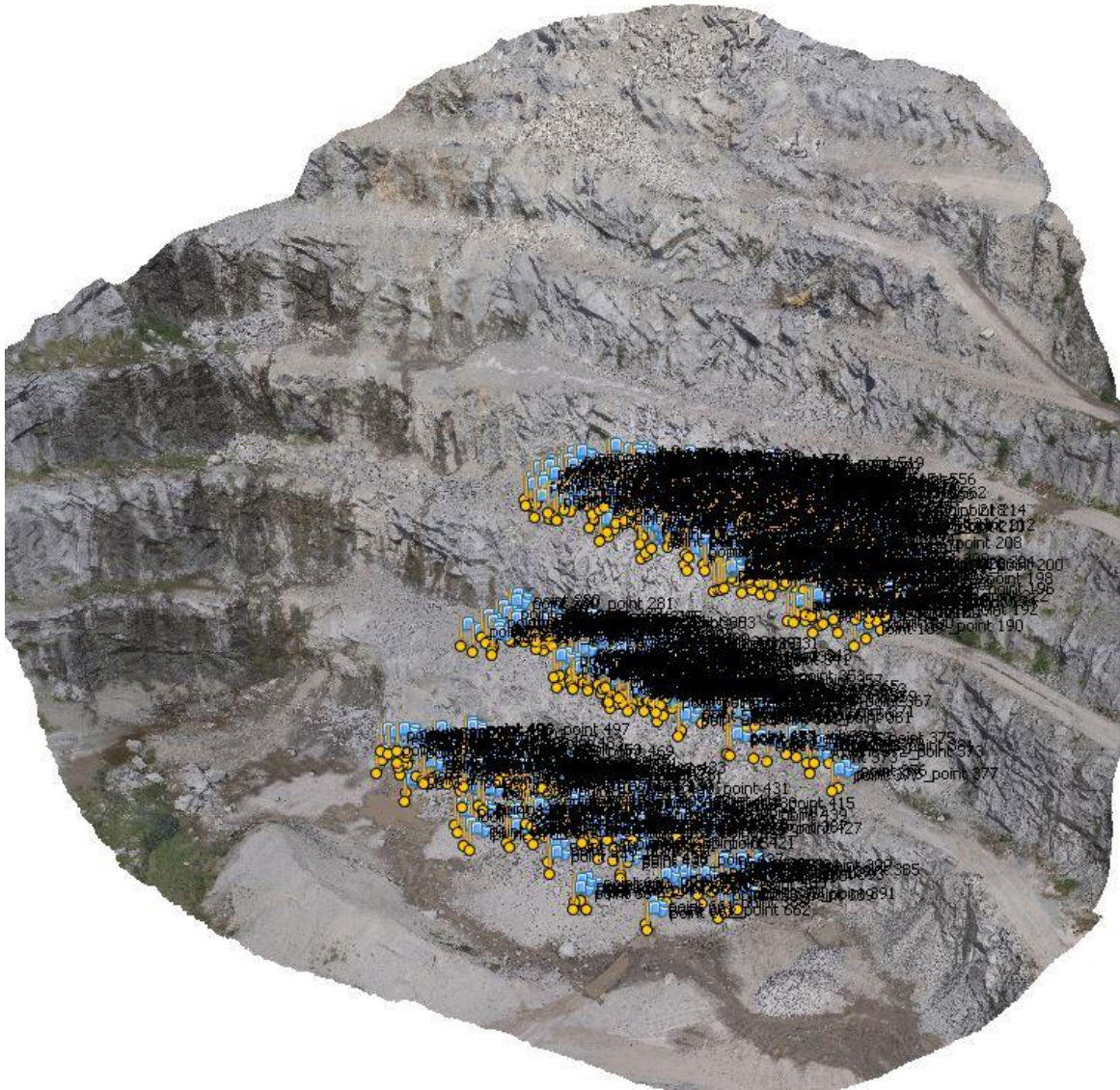


Figura 75 – Picagem de pontos (pontos azuis e amarelos) para análise granulométrica do material desmontado relativo à pega com detonadores não elétricos

### **3.9.2.2. Modelo 3D pega com detonadores eletrónicos**

Na Figura 76, encontra-se apresentado o modelo do flanco de encosta de exploração da pedra, após desmonte com detonadores eletrónicos. Para registo e análise da granulometria do material desmontado, foi realizada a picagem de individual do máximo possível de blocos de pedra visíveis, como se pode observar na Figura 77.

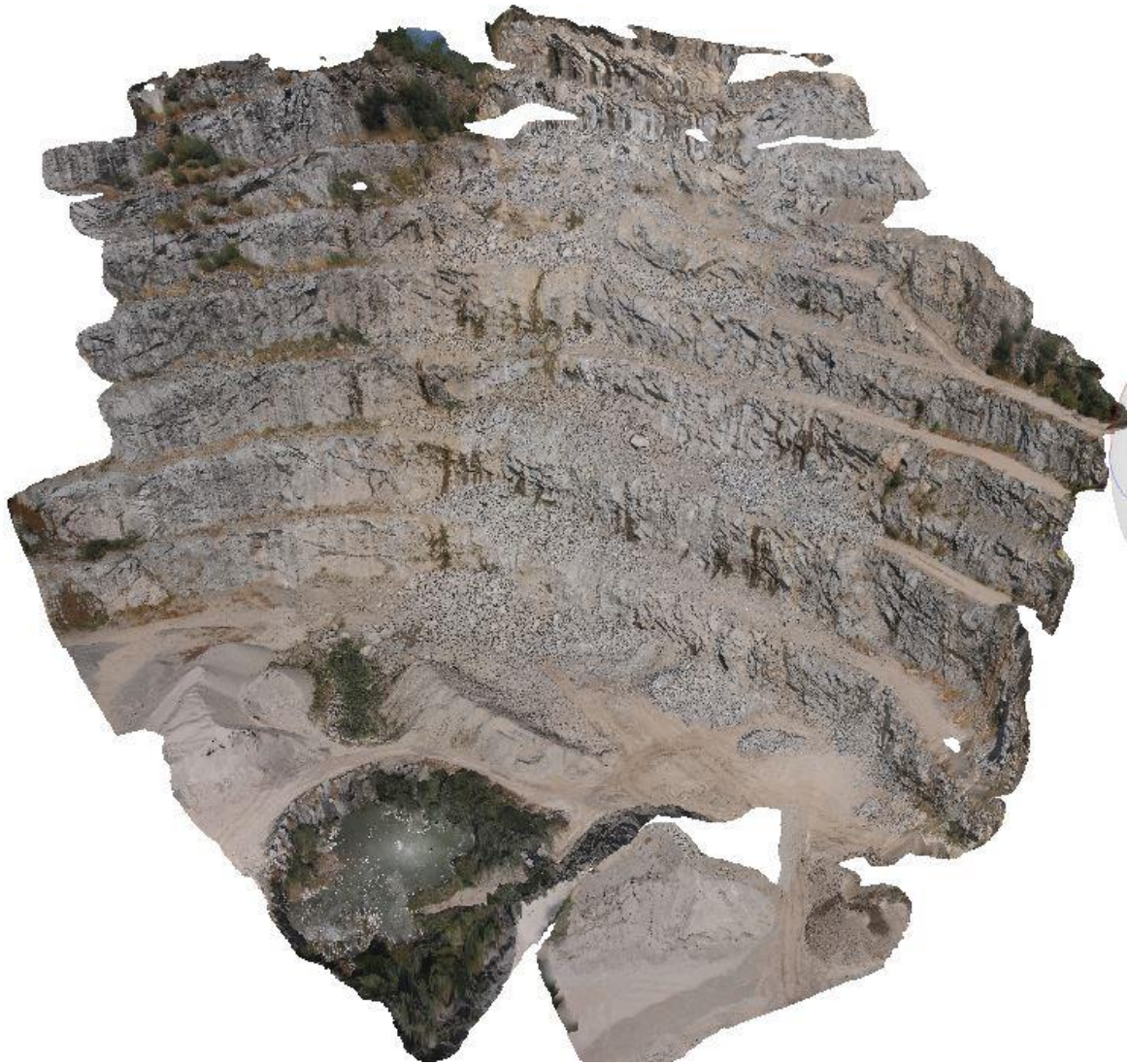


Figura 76 - Modelo 3D do flanco de exploração da Pedreira de Serdedelo elaborado com recurso ao *software Agisoft*, destaque para o resultado da pega com detonadores eletrónicos

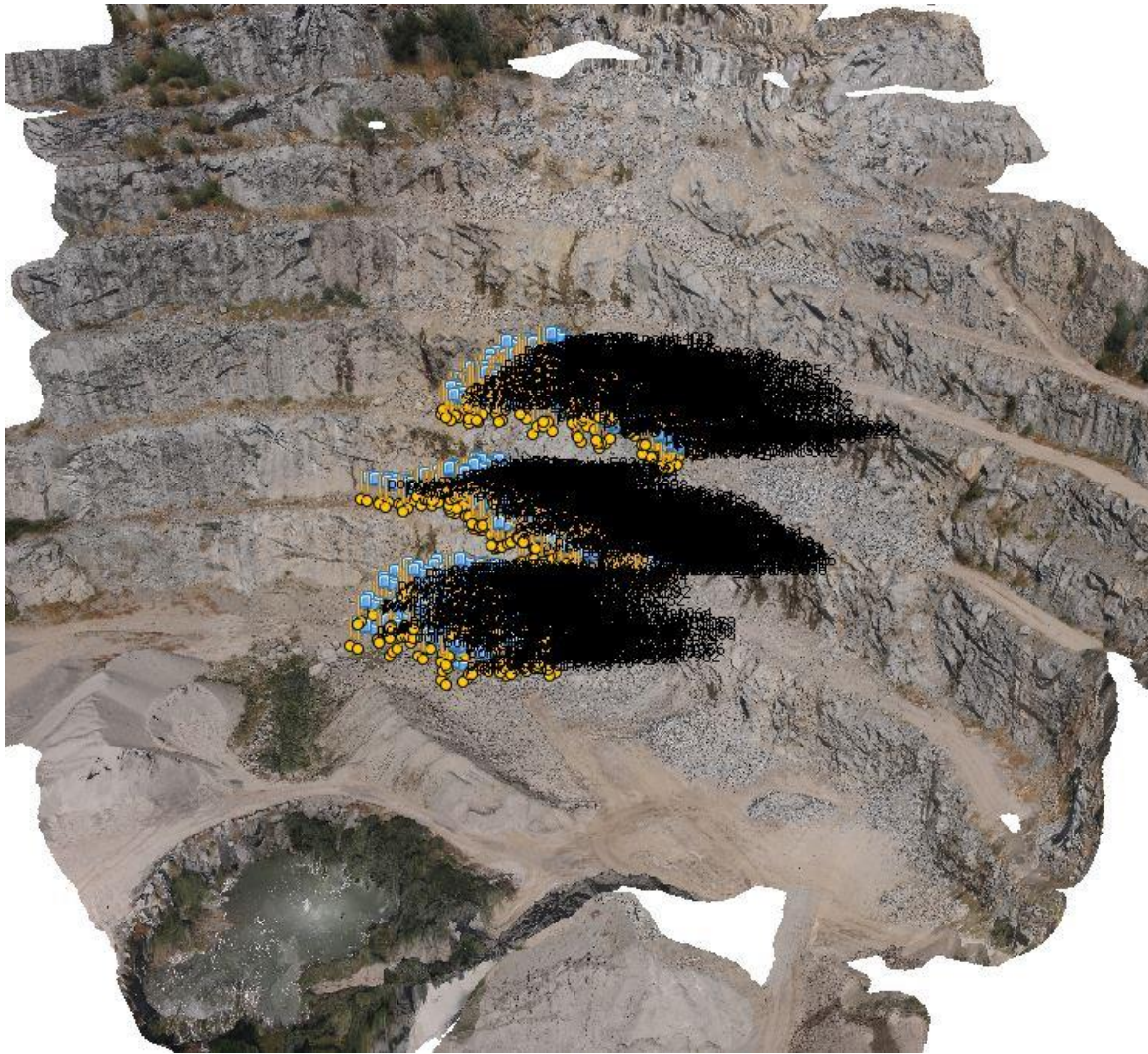


Figura 77 - Picagem de pontos (pontos azuis e amarelos) para análise granulométrica do material desmontado relativo à pega com detonadores eletrônicos

### **3.9.2.3. Resultados obtidos**

Dada a escassez de material de calibres mais reduzidos para análise, foram apenas analisados os blocos de maior dimensão. Foi estipulado um valor de 0,7 m, valor a partir do qual se realiza desmonte secundário, para início da contabilização do material a analisar. Para a realização desta análise, foram utilizados os valores aferidos anteriormente para as dimensões médias dos blocos, índice  $I_b$ , relacionando-os com o comprimento de lado maior, aferido na picagem de pontos no modelo tridimensional, para se chegar a valores relativos aos restantes lados e assim se calcular o volume de cada bloco (Figura 78). Todos os valores aferidos encontram-se no Anexo IX.

Desmonte 1   Pega Nonel				
Produções: 4683,30 m <sup>3</sup> 12410,75 ton				%>0,7m 26%
2ª Família	3ª Família	1ª Família	Volume	Toneladas
4,270	3,400	2,560	1228,202	3254,735
0,701	0,559	0,421	0,165	0,437
0,716	0,570	0,430	0,176	0,465
0,745	0,593	0,447	0,197	0,523
0,750	0,597	0,449	0,201	0,533
0,752	0,599	0,451	0,203	0,539
0,777	0,618	0,466	0,224	0,593
0,777	0,619	0,466	0,224	0,594
...	...	...	...	...

Desmonte 1   Pega Eletrônicos				
Produções 4338,90 m <sup>3</sup> 11498,09 ton				%>0,7m 15%
2ª Família	3ª Família	1ª Família	Volume	Toneladas
4,270	3,400	2,560	667,805	1769,683
0,701	0,558	0,420	0,164	0,435
0,704	0,560	0,422	0,166	0,441
0,704	0,561	0,422	0,167	0,442
0,707	0,563	0,424	0,169	0,447
0,710	0,565	0,426	0,171	0,453
0,713	0,568	0,427	0,173	0,458
0,713	0,568	0,428	0,173	0,459
...	...	...	...	...

Figura 78 – Excerto dos quadros de análise granulométrica para os dois desmontes

Após a realização deste trabalho, somou-se a totalidade de valores aferidos para volume de blocos. Relacionando este valor com o da produção de material desmontado na pega, verificou-se, na pega com detonadores não-elétricos, que o material com calibres superiores a 0,7 m representava aproximadamente 26% do desmontado total, por outras palavras, de um total de 4683,3 m<sup>3</sup>, 1228,2 m<sup>3</sup> necessitaram de desmonte secundário.

Para a pega com detonadores eletrônicos foram aplicadas as mesmas técnicas, e verificou-se que para este desmonte aproximadamente 15% do material total, 667,81 m<sup>3</sup> de um total de 4338,9 m<sup>3</sup>, necessitava de taqueio.

Traçando uma comparação entre as granulometrias obtidas para os dois desmontes, verifica-se que o material resultante da pega com detonadores eletrônicos, cujas dimensões obrigavam a trabalhos de desmonte secundário, representavam 15% do total desmontado nessa pega, o que representa menos 11 pontos percentuais em relação ao total desmontado na pega com detonadores não elétricos (26%).

Comparando estes valores com os obtidos para a granulometria esperada, constata-se que os valores analisados para as duas pegas, referentes a material subfragmentado encontram-se um pouco acima do esperado (11,1%), concluindo-se que os valores relativos à pega com detonadores eletrônicos se aproximam mais deste valor.

### 3.9.3. Vibrações

Um termo comparativo entre as duas técnicas de iniciação de pega é a perturbação (vibrações) que cada uma causa na envolvente. Não sendo o objetivo principal deste trabalho perceber as leis de propagação do maciço, uma vez que um estudo deste âmbito requereria um levantamento de

dezenas de registos de vibração. Registos esses, que a acontecer nesta pedreira, iriam demorar meses ou anos para serem registados, pois apenas se fazem 10 a 20 desmontes por ano, tentou-se perceber e ter alguns indicadores relativamente à influência e às vantagens que a utilização de detonadores eletrónicos poderia ter face ao sistema não elétrico, habitualmente utilizado.

Após o registo dos valores das frequências das vibrações e das velocidades de onda, tentou-se aplicar a lei de propagação das velocidades (Johnson, 1971), para os dois desmontes. No caso de estudo, uma vez que o objetivo seria o de comparar os resultados obtidos para o mesmo maciço mudando o sistema de iniciação de pega, tentou-se explorar e definir as constantes através de regressões lineares para os dois desmontes. Como a amostragem era francamente diminuta, os valores obtidos mostraram-se ser bastante inconclusivos e até ilógicos, pelo que foram apenas comparados os valores relativos às frequências e velocidades das ondas sísmicas obtidos nos sismógrafos em cada pega e estes com os valores estipulados pela Norma Portuguesa NP-2074 (1983) para vibrações nos solos.

### 3.9.3.1. Valores obtidos e análise geral

Foram estabelecidas 5 estações para a colocação dos sismógrafos para registo das vibrações originadas pela pega. Estes equipamentos foram colocados no terreno segundo a representação apresentada na Figura 79.



Figura 79 – Posicionamento dos sismógrafos em relação ao local da primeira pega na Pedreira de Serdedelo (adaptado *Google Earth*, 2016)

Após o desmonte com detonadores não elétricos, apenas se obtiveram os registos relativos a 3 estações por falha dos sismógrafos S4 e S5 (Quadro 31) devido a falta de bateria nos aparelhos. No desmonte com detonadores eletrónicos (Figura 80), foram apenas utilizados 3 sismógrafos para um registo das vibrações o mais equitativo possível em relação ao primeiro desmonte (S1, S2, S3). Nesta pega não houve registo em S3, porque a onda não foi suficientemente forte para acionar o aparelho.

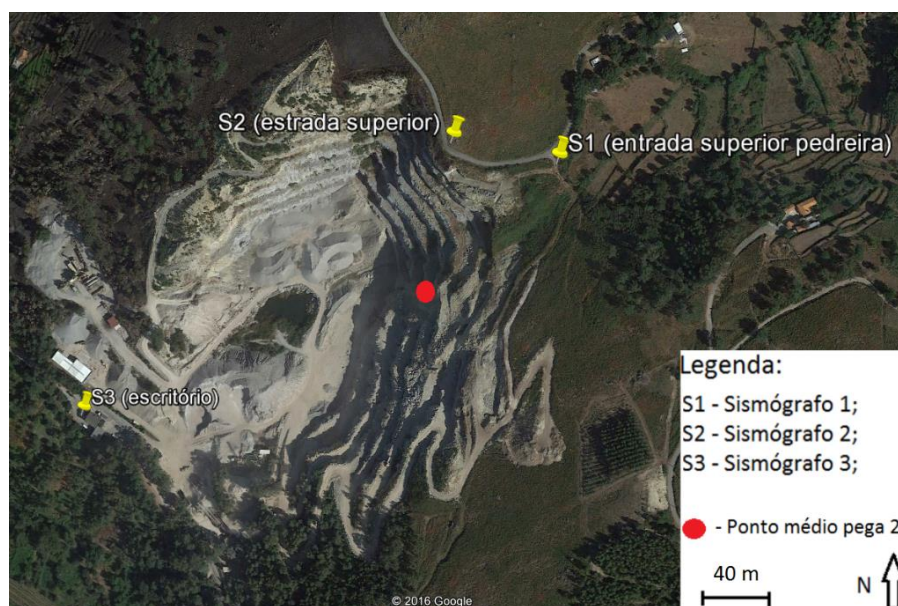


Figura 80 - Posicionamento dos sismógrafos em relação ao local da primeira pega na Pedreira de Serdedelo (adaptado Google Earth, 2016)

Quadro 31 - Valores registados nos sismógrafos após pega com detonadores não elétricos e eletrónicos

Pega 1 (NONEL)				Pega 2 (ELETRÓNICOS)			
S1	Frequência de onda	Transversal	26,90 Hz	Frequência de onda	Transversal	30,00 Hz	
		Vertical	<b>46,50 Hz</b>		Vertical	<b>57,00 Hz</b>	
		Longitudinal	26,90 Hz		Longitudinal	43,00 Hz	
	Velocidade de onda	18,92 mm/s	Velocidade de onda	13,20 mm/s			
	Coordenadas	8°32'23.90"W	Coordenadas	8°32'23.90"W			
Distância ao ponto médio do local		180 m		Distância ao ponto médio do local		130 m	
S2	Frequência de onda	Transversal	21,00 Hz	Frequência de onda	Transversal	32,00 Hz	
		Vertical	22,00 Hz		Vertical	39,00 Hz	
		Longitudinal	<b>24,00 Hz</b>		Longitudinal	<b>43,00 Hz</b>	
	Velocidade de onda	5,72 mm/s	Velocidade de onda	8,07 mm/s			
	Coordenadas	8°32'19.99"W	Coordenadas	8°32'19.99"W			
Distância ao ponto médio do local		150 m		Distância ao ponto médio do local		100 m	
S3	Frequência de onda	Transversal	17,00 Hz	Frequência de onda	Transversal	0,00 Hz	
		Vertical	9,00 Hz		Vertical	0,00 Hz	
		Longitudinal	<b>19,00 Hz</b>		Longitudinal	<b>0,00 Hz</b>	
	Velocidade de onda	2,7 mm/s	Velocidade de onda	0,00 mm/s			
	Coordenadas	8°32'40.72"W	Coordenadas	8°32'40.72"W			
Distância ao ponto médio do local		340 m		Distância ao ponto médio do local		390 m	
S4	Frequência de onda	Transversal	0,00 Hz	Frequência de onda	Transversal	0,00 Hz	
		Vertical	0,00 Hz		Vertical	0,00 Hz	
		Longitudinal	<b>0,00 Hz</b>		Longitudinal	<b>0,00 Hz</b>	
	Velocidade de onda	0,00 mm/s	Velocidade de onda	0,00 mm/s			
	Coordenadas	8°32'20.10"W	Coordenadas	8°32'20.10"W			
Distância ao ponto médio do local		136,50 m		Distância ao ponto médio do local			
S5	Frequência de onda	Transversal	0,00 Hz	Frequência de onda	Transversal	0,00 Hz	
		Vertical	0,00 Hz		Vertical	0,00 Hz	
		Longitudinal	<b>0,00 Hz</b>		Longitudinal	<b>0,00 Hz</b>	
	Velocidade de onda	0,00 mm/s	Velocidade de onda	0,00 mm/s			
	Coordenadas	8°32'34.34"W	Coordenadas	8°32'34.34"W			
Distância ao ponto médio do local		318 m		Distância ao ponto médio do local			

O Quadro 32 apresenta os valores estipulados pela Norma Portuguesa NP-2074 (1983) para vibrações nos terrenos envolventes.

Quadro 32 – Parâmetros da Norma Portuguesa NP-2074 (1983)

PARÂMETROS DA NP-2074	Frequência dominante, f		
	f ≤ 10Hz	10 Hz < f ≤ 40Hz	f > 40 Hz
Estruturas Sensíveis	1,50 mm/s	3,00 mm/s	6,00 mm/s
Estruturas Correntes	3,00 mm/s	6,00 mm/s	12,00 mm/s
Estruturas Reforçadas	6,00 mm/s	12,00 mm/s	40,00 mm/s

Comparando os valores obtidos nos sismógrafos com os valores parametrizados pela Norma Portuguesa para “Estruturas Correntes”, foi elaborado o Quadro 33 onde foram compilados estes valores para análise.

Quadro 33 – Comparação dos valores registados relativos a vibrações nas duas pegas por sismógrafo

	S1		S2		S3	
	Vel. Onda (mm/s)	Freq. Onda (Hz)	Vel. Onda (mm/s)	Freq. Onda (Hz)	Vel. Onda (mm/s)	Freq. Onda (Hz)
NONEL	18,92 mm/s	46,50 Hz	5,72 mm/s	24,00 Hz	2,7 mm/s	19,00 Hz
NP-7024 (1983)	12,00 mm/s	f > 40 Hz	6,00 mm/s	10 Hz < f ≤ 40Hz	6,00 mm/s	10 Hz < f ≤ 40Hz
ELETRÓNICOS	13,20 mm/s	57,00 Hz	8,07 mm/s	43,00 Hz	0,00 mm/s	0,00 Hz
NP-7024 (1983)	12,00 mm/s	f > 40 Hz	12,00 mm/s	f > 40 Hz	3,00 mm/s	f ≤ 10Hz

Analisando o Quadro 33, pode-se aferir que, de uma forma geral, os valores relativos frequência e à velocidade de onda registados nos sismógrafos para a pega com não elétricos são superiores aos registados para a pega com detonadores eletrónicos e as velocidades das ondas encontram-se dentro da legalidade imposta pela norma, excetuando a estação S1 onde em ambos os sistemas de iniciação registaram valores um pouco acima do legal. Todo o registo encontra-se no Anexo X.

### 3.9.4. Tempos de operação e custos associados

Uma das formas utilizadas para comparação de resultados das pegas é a análise do número de cargas necessárias e respetivo tempo despendido pelos equipamentos, em desmonte secundário, carregamento e transporte do material desmontado. É igualmente importante aferir o tempo gasto em britagem no primário. Detalhes como a utilização dos mesmos equipamentos e operadores para a realização dos vários trabalhos são fatores que podem contribuir para o melhor ou pior desempenho dos mesmos. Esta avaliação é feita primeiramente através da contagem do número de horas despendidas para a redução do calibre de blocos de grandes dimensões. A avaliação é de resto realizada pela contabilização do número total de horas de

trabalho que posteriormente é utilizado para calcular os seus custos. Foi realizado o mesmo exercício para os tempos de carregamento de pegas e custos associados aos explosivos, acessórios de tiro e taxas legais (Anexo XI).

A contabilização dos custos totais dos trabalhos está relacionada com os tempos de operação. Este parâmetro é extremamente importante em termos comparativos entre as tecnologias de iniciação estudadas, sendo assim possível estabelecer um fator de comparação entre os resultados das pegas. Em termos industriais, este, é talvez o mais importante, uma vez que se procuram sempre os processos mais económicos para a realização dos trabalhos. Este indicador foi aferido através da multiplicação das horas despendidas para a realização das operações, pelas tarifas horárias a elas associadas. Estas tarifas contemplam o custo horário de mão de obra, de consumíveis (gastos com combustíveis e manutenção) e as amortizações dos equipamentos.

### 3.9.4.1. Explosivos, acessórios de tiro e taxas

#### 3.9.4.1.1. Pega com detonadores não elétricos

Para a realização da pega com detonadores não elétricos foram gastos em explosivos 2820,20€. Em acessórios de tiro (ligadores e detonadores) e mão de obra foram gastos 744€ e em taxas de transporte e de polícia, foram gastos 1082,64€. Em tempos de operação foram gastas 4 horas para o carregamento da pega. No total para este desmonte, em explosivos, acessórios de tiro e taxas foram gastos 4646,93€ (Quadro 34).

Quadro 34 – Valores de custos para explosivos, acessórios de tiro e taxas para pega com detonadores não elétricos

Desmonte NONEL									
Explosivos	Modelo	Tipologia	Quantidade			Peso		Preço	Total
			76 caixas	1118 cartuchos	1900,00 kg	100,00 kg	325,00 kg		
	Senatel Pulsar	Calibre 50x500	4 caixas	80 cartuchos	100,00 kg	1900,00 kg	1,68 €/kg	168,00 €	
		Calibre 60x500	13 caixas	182 cartuchos	325,00 kg		1,68 €/kg	546,00 €	
	Senatel Magnafrac	Calibre 50x500	5 caixas	100 cartuchos	125,00 kg		1,43 €/kg	178,50 €	
		Calibre 60x500	54 caixas	756 cartuchos	1350,00 kg		1,43 €/kg	1 927,80 €	
<b>Sub-total</b>								<b>2 820,30 €</b>	
Acessórios de tiro	Ligadores comprimento 4 m	Retardo 17 ms	30 unidades	-	-	2,08 €	62,28 €		
		Retardo 25 ms	5 unidades	-	-	2,08 €	10,38 €		
		Retardo 42 ms	5 unidades	-	-	2,08 €	10,38 €		
	Detonadores não elétricos retardo 475 ms	Comprimento 21 m	40 unidades	-	-	5,32 €	212,64 €		
		Comprimento 4,2 m	35 unidades	-	-	2,58 €	90,30 €		
	Detonadores elétricos	Comprimento 20 m	2 unidades	-	-	8,00 €	16,01 €		
	CED	-	1 unidades	-	-	342,00 €	342,00 €		
<b>Sub-total</b>								<b>743,99 €</b>	
Taxas	Transporte	-	-	-	-	-	211,00 €		
	PSP	-	-	-	-	0,44 €/kg	836,00 €		
	ESS	-	-	-	-	-	35,64 €		
<b>Sub-total</b>								<b>1 082,64 €</b>	
<b>TOTAL</b>								<b>4 646,93 €</b>	

### 3.9.4.1.2. Pega com detonadores eletrónicos

Para a realização da pega com detonadores não elétricos, foram gastos em explosivos 2927,40€. Em acessórios de tiro (ligadores e detonadores) foram gastos 1690,20€ e em taxas de transporte e de polícia, foram gastos 1126,18€. Em tempos de operação, foram gastas 4 horas para o carregamento da pega. No total para este desmonte, em explosivos, acessórios de tiro e taxas foram gastos 5743,78€ (Quadro 35).

Quadro 35 - Valores de custos para explosivos, acessórios de tiro e taxas para pega com detonadores eletrónicos

Desmonte ELETRÓNICOS										
Explosivos	Modelo	Tipologia	Quantidade			Peso		Preço	Total	
		Senatel Pulsar	Calibre 60x500	17 caixas	79 caixas	238 cartuchos	1136 cartuchos	425,00 kg	1,68 €/kg	714,00 €
	Senatel Magnafrac	Calibre 50x500	5 caixas	100 cartuchos		125,00 kg		1975,00 kg	1,43 €/kg	178,50 €
		Calibre 60x500	57 caixas	798 cartuchos		1425,00 kg			1,43 €/kg	2 034,90 €
									<b>Sub-total</b>	<b>2 927,40 €</b>
Acessórios de tiro	Detonadores eletrónicos	Comprimento 25 m	5 unidades			-	-	26,76 €	133,80 €	
		Comprimento 20 m	30 unidades			-	-	24,60 €	738,00 €	
		Comprimento 6 m	40 unidades			-	-	19,26 €	770,40 €	
	Fio de Ligação	UT600	200 unidades			-	-	0,24 €	48,00 €	
									<b>Sub-total</b>	<b>1 690,20 €</b>
Taxas	Transporte	-	-			-	-	-	211,00 €	
	PSP	-	-			-	-	0,44 €/kg	869,00 €	
	ESS	-	-			-	-	-	46,18 €	
									<b>Sub-total</b>	<b>1 126,18 €</b>
									<b>TOTAL</b>	<b>5 743,78 €</b>

### 3.9.4.2. Desmonte secundário

#### 3.9.4.2.1. Pega com detonadores não elétricos

Para os trabalhos de desmonte secundário foi utilizada uma escavadora de rastos *Doosan 300* equipada com martelo hidráulico com engate rápido, modelo *MSB MS810H*. Os desmontes secundários foram realizados entre 11 e 22 de julho de 2016 num total de 60 horas (Quadro 36). Relativamente aos custos com operação do taqueio de material (Quadro 36), os mesmos, foram calculados considerando uma tarifa horária de 85 €. Este processo custou na sua totalidade 5100€.

Quadro 36 – Tempos de operação e valores de custos para desmonte secundário para pega com detonadores não elétricos

#### TAQUEIO MECÂNICO - ESCAVADORA + MARTELO

DATA	EQUIPAMENTO (Escavadora e Martelo)	MANOBRADOR	HORAS DE TRABALHO (HN)	TARIFAS	CUSTO	DESMONTE	OBSERVAÇÕES
				HN	HN		
11/07/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos Silva	8,00	85,00 €/h	680,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
12/07/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos Silva	8,00	85,00 €/h	680,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
13/07/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos Silva	8,00	85,00 €/h	680,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
14/07/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos Silva	8,00	85,00 €/h	680,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
15/07/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos Silva	8,00	85,00 €/h	680,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
18/07/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos Silva	8,00	85,00 €/h	680,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
21/07/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos Silva	4,00	85,00 €/h	340,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
22/07/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos Silva	8,00	85,00 €/h	680,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
<b>TOTAL</b>			<b>60 horas</b>	<b>-</b>	<b>5 100,00 €</b>	<b>DESMONTE 1   PEGA (NONEL)</b>	

#### 3.9.4.2.2. Pega com detonadores eletrónicos

Foi utilizada uma escavadora de rastos *Doosan 300* equipada com martelo hidráulico, com engate rápido, modelo *MSB MS810H* no braço. Os desmontes secundários foram realizados entre 12 e 20 de setembro de 2016, num total de 32 horas (Quadro 37). Os custos da operação de taqueio (Quadro 37), foram calculados considerando uma tarifa horária de 85 €. Este processo custou na sua totalidade 2720 €.

Quadro 37 - Tempos de operação e valores de custos para desmonte secundário para pega com detonadores eletrónicos

#### TAQUEIO MECÂNICO - ESCAVADORA + MARTELO

DATA	EQUIPAMENTO (Escavadora e Martelo)	MANOBRADOR	HORAS DE TRABALHO (HN)	TARIFAS	CUSTO	DESMONTE	OBSERVAÇÕES
				HN	HN		
12/09/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos	8,00	85,00 €/h	680,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)	Mudança de Operador
13/09/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos	8,00	85,00 €/h	680,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)	Mudança de Operador
14/09/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos Silva	8,00	85,00 €/h	680,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)	
19/09/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos Silva	6,00	85,00 €/h	510,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)	
20/09/2016	Doosan 300 e MSB MS810H	Carlos Silva	2,00	85,00 €/h	170,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)	
<b>TOTAL</b>			<b>32 horas</b>	<b>-</b>	<b>2 720,00 €</b>	<b>DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)</b>	

### 3.9.4.3. Carga

#### 3.9.4.3.1. Pega com detonadores não elétricos

Relativamente aos trabalhos de carga, foi utilizada uma escavadora de rastos *Komatsu PC 450LC* para a realização dos mesmos. Os trabalhos desenrolaram-se entre 22 de junho e 28 de julho de 2016, e foram repartidos nas operações de carga apresentadas no Quadro 38, com o respetivo tempo de operação, demorando um total de 110 horas. Para o cálculo dos custos de carga, apresentados no Quadro 38, foi considerada uma tarifa horária de 80 €. O custo total das operações de carga de material foi de 8800 €.

Quadro 38 - Tempos de operação e valores de custos de carga para pega com detonadores não elétricos

#### CARGA - ESCAVADORA DE RASTOS

DATA	EQUIPAMENTO (Escavadora)	MANOBRADOR	OPERAÇÃO				HN	TARIFAS	CUSTO	DESMONTE
			CARREGAR PEDRA PARA O PRIMÁRIO	CARREGAR PEDRA PARA TAQUEIO	ESCAVAR SEPARAR PEDRA FAZER PLATAFORMA	ESPERAR PELO DUMPER		HN	HN	
22/06/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	2,00		2,00		4,00	80,00 €/h	320,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
23/06/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	3,00		3,00		6,00	80,00 €/h	480,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
27/06/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	3,00		3,00		6,00	80,00 €/h	480,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
29/06/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	4,00		3,00		7,00	80,00 €/h	560,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
01/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	4,00		4,00		8,00	80,00 €/h	640,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
04/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves			1,50		1,50	80,00 €/h	120,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
05/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	3,00		3,00	1,00	7,00	80,00 €/h	560,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
06/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	4,00		4,00		8,00	80,00 €/h	640,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
07/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	3,50		2,50	2,00	8,00	80,00 €/h	640,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
08/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	4,00		2,00	1,00	7,00	80,00 €/h	560,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
13/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	5,00			3,00	8,00	80,00 €/h	640,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
15/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	5,00			3,00	8,00	80,00 €/h	640,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
18/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	3,00			1,00	4,00	80,00 €/h	320,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
19/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	6,00			2,00	8,00	80,00 €/h	640,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
20/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	4,00			3,00	7,00	80,00 €/h	560,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
26/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	5,00			2,00	7,00	80,00 €/h	560,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
27/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	3,00			1,00	4,00	80,00 €/h	320,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
28/07/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	1,00			0,50	1,50	80,00 €/h	120,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
TOTAL			63 horas	0 horas	28 horas	20 horas	110 horas	-	8 800,00 €	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)

#### 3.9.4.3.2. Pega com detonadores eletrónicos

Os trabalhos de carga foram realizados com uma pá giratória *Komatsu PC 450LC* entre os dias 1 de agosto e 27 de setembro de 2016. As operações de carga efetuadas encontram-se apresentadas no Quadro 39 com o respetivo tempo total de operação, 82 horas. O cálculo dos custos de carga, apresentados no Quadro 39, sendo considerada uma tarifa horária de 80 €. O custo total das operações de carga de material foi de 6560 €.

Quadro 39 - Tempos de operação e valores de custos de carga para pega com detonadores eletrónicos

**CARGA - ESCAVADORA DE RASTOS**

DATA	EQUIPAMENTO (Escavadora)	MANOBRADOR	OPERAÇÃO				HN	TARIFAS	CUSTO	DESMONTE
			CARREGAR PEDRA PARA O PRIMÁRIO	CARREGAR PEDRA PARA TAQUEIO	ESCAVAR SEPARAR PEDRA FAZER PLATAFORMA	ESPERAR PELO DUMPER		HN	HN	
01/08/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	2,00		1,00		3,00	80,00 €/h	240,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
02/08/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	6,00		1,00		7,00	80,00 €/h	560,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
05/08/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	6,00		1,00		7,00	80,00 €/h	560,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
08/08/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	3,00		1,00		4,00	80,00 €/h	320,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
09/08/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	6,00		2,00		8,00	80,00 €/h	640,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
10/08/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	3,00		1,00		4,00	80,00 €/h	320,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
11/08/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	6,00		1,00	1,00	8,00	80,00 €/h	640,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
17/08/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves	2,00		1,00		3,00	80,00 €/h	240,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
13/09/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves		5,00		2,00	7,00	80,00 €/h	560,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
16/09/2016	Komatsu PC 450LC	José Gonçalves		6,00		2,00	8,00	80,00 €/h	640,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
19/09/2016	Komatsu PC 450LC	José Dantas	7,00				7,00	80,00 €/h	560,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
23/09/2016	Komatsu PC 450LC	José Dantas	6,00				6,00	80,00 €/h	480,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
23/09/2016	Volvo EC290	José Dantas	2,00				2,00	80,00 €/h	160,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
27/09/2016	Komatsu PC 450LC	José Dantas		8,00			8,00	80,00 €/h	640,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
<b>TOTAL</b>			<b>49 horas</b>	<b>19 horas</b>	<b>9 horas</b>	<b>5 horas</b>	<b>82 horas</b>	<b>-</b>	<b>6 560,00 €</b>	<b>DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)</b>

**3.9.4.4. Transporte**

**3.9.4.4.1. Pega com detonadores não elétricos**

Os trabalhos de transporte foram realizados com recurso a dois *dumpers Volvo A 40* durante 22 de junho até 28 de julho de 2016. Para estes trabalhos foram igualmente registadas as horas despendidas para a realização das diferentes operações de transporte e os quilómetros realizados pelas máquinas (Quadro 40). Pela interpretação do mesmo quadro, podemos constatar que foram gastas 98 horas no total para transportar o material desmontado do local para o primário. Foram percorridos 223 km em deslocações para a realização das operações de transporte, sendo realizadas um total de 476 cargas. Os custos totais das operações de transporte de material cifraram-se nos 6381,05 € (Quadro 40), tendo sido considerada uma tarifa de 65 €/h.

Quadro 40 - Tempos de operação e valores de custos de transporte de material para pega com detonadores não elétricos

**TRANSPORTE - DUMPERS**

DATA	EQUIPAMENTO	MANOBRADOR	KM'S	HN			HN	TARIFAS	CUSTO	NÚMERO DE CARGAS		DESMONTE	
				PRIMÁRIO	TAQUEIO	ESPERA		HN	HN	PRIMÁRIO	TAQUEIO		
22/06/2016	Volvo A 40 n#4	José Dias	8,50	4,00		0,67	4,67	65,00 €/h	303,55 €	19	19	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
23/06/2016	Volvo A 40 n#4	José Dias	14,10	6,00		0,50	6,50	65,00 €/h	422,50 €	30	30	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
27/06/2016	Volvo A 40 n#4	José Dias	14,40	6,00		0,58	6,58	65,00 €/h	427,70 €	27	27	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
29/06/2016	Volvo A 40 n#4	José Dias	18,30	7,00		0,58	7,58	65,00 €/h	492,70 €	38	38	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
01/07/2016	Volvo A 40 n#4	José Dias	19,60	7,00		0,17	7,17	65,00 €/h	466,05 €	40	40	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
05/07/2016	Volvo A 40 n#4	José Dias	19,00	8,00		0,58	8,58	65,00 €/h	557,70 €	39	39	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
06/07/2016	Volvo A 40 n#4	José Dias	12,20	7,00		0,50	7,50	65,00 €/h	487,50 €	32	32	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
07/07/2016	Volvo A 40 n#4	José Dias	12,00	5,00			5,00	65,00 €/h	325,00 €	27	27	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
08/07/2016	Volvo A 40 n#4	José Dias	13,30	6,00			6,00	65,00 €/h	390,00 €	27	27	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
13/07/2016	Volvo A 40 n#4	José Dias	19,00	6,00		0,75	6,75	65,00 €/h	438,75 €	30	30	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
15/07/2016	Volvo A40 n#3	Nuno Carvalho	2,60		1,00		1,00	65,00 €/h	65,00 €	7	7	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
18/07/2016	Volvo A40 n#3	Nuno Carvalho	9,20		4,00	0,33	4,33	65,00 €/h	281,45 €	17	17	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
19/07/2016	Volvo A40 n#3	Nuno Carvalho	19,20		7,50		7,50	65,00 €/h	487,50 €	44	44	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
20/07/2016	Volvo A40 n#3	Nuno Carvalho	13,30		6,00	0,50	6,50	65,00 €/h	422,50 €	34	34	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
26/07/2016	Volvo A40 n#3	Nuno Carvalho	14,00		6,50	0,67	7,17	65,00 €/h	466,05 €	32	32	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
27/07/2016	Volvo A 40 n#4	José Dias	12,00	4,00		0,17	4,17	65,00 €/h	271,05 €	27	27	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
28/07/2016	Volvo A 40 n#4	José Dias	2,00	1,00		0,17	1,17	65,00 €/h	76,05 €	6	6	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)	
<b>TOTAL</b>			<b>223 km</b>	<b>67 horas</b>	<b>25 horas</b>	<b>6 horas</b>	<b>98 horas</b>	<b>-</b>	<b>6 381,05 €</b>	<b>279 cargas</b>	<b>197 cargas</b>	<b>476 cargas</b>	<b>DESMONTE 1   PEGA (NONEL)</b>

### 3.9.4.4.2. Pega com detonadores eletrónicos

Tal como na primeira pega, os trabalhos de transporte foram realizados com recurso a dois *dumpers Volvo A 40* de 1 de agosto a 27 de setembro de 2016. Para estes trabalhos foram registadas as horas despendidas para a realização das diferentes operações de transporte e os quilómetros efetuados (Quadro 41). Pela interpretação do mesmo quadro, podemos constatar que foram gastas 93 horas no total para transportar o material desmontado. Foram percorridos 246 km em deslocações para a realização das operações de transporte, sendo realizadas um total de 425 cargas. As operações de transporte de material custaram no total 6012,50 € (Quadro 41), tendo sido considerada uma tarifa de 65 €/h.

Quadro 41 - Tempos de operação e valores de custos de transporte de material para pega com detonadores eletrónicos

#### TRANSPORTE - DUMPERS

DATA	EQUIPAMENTO	MANOBRADOR	KM'S	TEMPO			HN	TARIFAS		CUSTO	NÚMERO DE CARGAS			DESMONTE
				PRIMÁRIO	TAQUEIO	ESPERA		HN	HN		PRIMÁRIO	TAQUEIO		
01/08/2016	Volvo A 40 nº4	José Dias	11,30	4,00		0,25	4,25	65,00 €/h	276,25 €		22		22	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
02/08/2016	Volvo A 40 nº4	José Dias	21,70	8,00		0,25	8,25	65,00 €/h	536,25 €		34		34	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
02/08/2016	Volvo A40 nº3	Nuno Carvalho	9,00	5,00		1,00	6,00	65,00 €/h	390,00 €		19		19	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
05/08/2016	Volvo A40 nº3	Nuno Carvalho	14,90	6,67		1,00	7,67	65,00 €/h	498,55 €		25		25	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
05/08/2016	Volvo A40 nº4	José Dias	16,00	7,00		1,00	8,00	65,00 €/h	520,00 €		26		26	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
08/08/2016	Volvo A40 nº4	José Dias	13,00	4,00			4,00	65,00 €/h	260,00 €		20		20	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
09/08/2016	Volvo A40 nº4	José Dias	22,10	7,50			7,50	65,00 €/h	487,50 €		34		34	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
10/08/2016	Volvo A40 nº4	José Dias	12,50	4,00			4,00	65,00 €/h	260,00 €		19		19	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
11/08/2016	Volvo A40 nº4	José Dias	19,40	8,00		0,33	8,33	65,00 €/h	541,45 €		40		40	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
17/08/2016	Volvo A40 nº4	José Dias	5,40	2,50			2,50	65,00 €/h	162,50 €		9		9	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
13/09/2016	Volvo A40 nº4	José Dias	20,00	7,00			7,00	65,00 €/h	455,00 €			43	43	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
16/09/2016	Volvo A40 nº3	Nuno Carvalho	22,50		8,00		8,00	65,00 €/h	520,00 €		46		46	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
19/09/2016	Volvo A40 nº3	Nuno Carvalho	21,10		6,00		6,00	65,00 €/h	390,00 €		30		30	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
23/09/2016	Volvo A40 nº3	Nuno Carvalho	19,00	7,00			7,00	65,00 €/h	455,00 €		44		44	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
27/09/2016	Volvo A40 nº3	Nuno Carvalho	18,40		4,00		4,00	65,00 €/h	260,00 €		14		14	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
TOTAL			246 km	71 horas	18 horas	4 horas	93 horas	-	6 012,50 €		382 cargas	43 cargas	425 cargas	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)

### 3.9.4.5. Britagem (primário)

#### 3.9.4.5.1. Pega com detonadores não elétricos

Os trabalhos associados à primeira fase de britagem (primário) foram realizados entre 22 de junho e 28 de julho de 2016, sendo despendidas 98 horas, são apenas contabilizadas as horas de trabalho (HP). Considerando uma tarifa de 150 €/h, os custos com a britagem do material desmontado no britador primário (Quadro 42) cifraram-se nos 14700 €, sendo a operação mais dispendiosa neste processo.

Quadro 42 - Tempos de operação e valores de custos em britagem (primário) para pega com detonadores não elétricos

**PRIMÁRIO**

DATA	MANOBRADOR	TIPO DE PEDRA	HORAS			TARIFAS	CUSTO	DESMONTE
			HP	HD		HN	HN	
22/jun/16	Fernando Rodrigues	AZUL	5,00	1,00	6,00	150,00 €/h	750,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
23/jun/16	Fernando Rodrigues	AZUL	5,00	3,00	8,00	150,00 €/h	750,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
27/jun/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1050,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
29/jun/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1050,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
01/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1050,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
04/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	0,00	8,00	8,00	150,00 €/h	0,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
05/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1050,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
06/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1050,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
07/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	5,00	3,00	8,00	150,00 €/h	750,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
08/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1050,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
13/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	6,00	2,00	8,00	150,00 €/h	900,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
15/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1050,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
18/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	3,00	5,00	8,00	150,00 €/h	450,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
19/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	8,00		8,00	150,00 €/h	1200,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
20/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	5,00	1,00	6,00	150,00 €/h	750,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
26/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	6,00	2,00	8,00	150,00 €/h	900,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
27/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	4,00	4,00	8,00	150,00 €/h	600,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
28/jul/16	Fernando Rodrigues	AZUL	2,00	2,00	4,00	150,00 €/h	300,00	DESMONTE 1   PEGA (NONEL)
			<b>98,00</b>	<b>38,00</b>	<b>136 horas</b>	<b>150,00 €/h</b>	<b>14 700,00 €</b>	

3.9.4.5.2. Pega com detonadores eletrónicos

Para a segunda pega, os trabalhos de britagem (primário) foram realizados entre 1 de agosto e 27 de setembro de 2016 num total de 75 horas, (HP) horas de trabalho (Quadro 43). Considerando uma tarifa de 150 €/h, os custos com a britagem cifraram-se nos 11250 € (Quadro 43).

Quadro 43 - Tempos de operação e valores de custos em britagem (primário) para pega com detonadores eletrónicos

**PRIMÁRIO**

DATA	MANOBRADOR	TIPO DE PEDRA	HORAS			TARIFAS	CUSTO	DESMONTE
			HP	HD		HN	HN	
01/ago/16	Fernando Rodrigues	AZUL	3,00	1,00	4,00	150,00 €/h	450,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
02/ago/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1 050,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
05/ago/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1 050,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
08/ago/16	Fernando Rodrigues	AZUL	4,00	4,00	8,00	150,00 €/h	600,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
09/ago/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1 050,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
10/ago/16	Fernando Rodrigues	AZUL	3,00	5,00	8,00	150,00 €/h	450,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
11/ago/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1 050,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
17/ago/16	Fernando Rodrigues	AZUL	3,00		3,00	150,00 €/h	450,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
13/set/16	Fernando Rodrigues	AZUL	6,00	2,00	8,00	150,00 €/h	900,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
16/set/16	Fernando Rodrigues	AZUL	8,00		8,00	150,00 €/h	1 200,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
19/set/16	Fernando Rodrigues	AZUL	6,00	2,00	8,00	150,00 €/h	900,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
23/set/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1 050,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
27/set/16	Fernando Rodrigues	AZUL	7,00	1,00	8,00	150,00 €/h	1 050,00 €	DESMONTE 2   PEGA (ELETRÓNICOS)
			<b>75,00</b>	<b>20,00</b>	<b>95 horas</b>	<b>150,00 €/h</b>	<b>11 250,00 €</b>	

### 3.9.4.6. Análise geral

Findados os trabalhos e recolhidos os valores referentes aos seus tempos de operação e custos associados, é possível fazer uma análise geral aos valores obtidos.

No Quadro 44 encontram-se os valores relativos a tempos de operação e custos associados para análise.

Quadro 44 – Análise geral aos trabalhos e consequentes tempos de operação e custos associados

	Desmorte 1   Pega Nonel			Desmorte 2   Pega Electrónicos		
	Produções			Produções		
	Tempos operação	Custos	Custo/ton	Tempos operação	Custos	Custo/ton
Explosivos	4 horas	4 646,93 €	0,37 €	4 horas	5 743,78 €	0,50 €
Desmorte secundário	60 horas	5 100,00 €	0,41 €	32 horas	2 720,00 €	0,24 €
Carga	110 horas	8 800,00 €	0,71 €	82 horas	6 560,00 €	0,57 €
Transporte	98,17 horas	6 381,05 €	0,51 €	92,5 horas	6 012,50 €	0,52 €
	476 cargas			425 cargas		
	223 km			246 km		
Britagem (primário)	136 horas	14 700,00 €	1,18 €	95 horas	11 250,00 €	0,98 €
<b>TOTAL</b>	<b>408,17 horas</b>	<b>39 627,98 €</b>	<b>3,19 €</b>	<b>305,5 horas</b>	<b>32 286,28 €</b>	<b>2,81 €</b>

De forma geral, o resultado dos trabalhos realizados para o desmorte com detonadores eletrónicos foi em todos os aspetos melhor que para o desmorte com detonadores não elétricos. Fazendo a comparação entre todos os indicadores estudados e compilados no Quadro 45, para uma e outra metodologia, pode-se verificar que todos são mais favoráveis para a segunda pega, com exceção ao número de quilómetros percorridos em transporte. Isto pode ser explicado pelo facto do local do desmorte com detonadores eletrónicos, estar mais longe que o local do desmorte não elétricos, daí se entender que se tenham percorrido mais 23 km num desmorte que no outro, cerca de 10% mais. No entanto, é de destacar que devido a melhores resultados no desmorte com detonadores eletrónicos, conforme comprovam todos os outros indicadores, houve maior eficiência nesta operação face ao desmorte com detonadores não elétricos. A comprovar isto, está o fator de carga, calculado para ambos os desmortes, apresentados no Quadro 45.

Quadro 45 – Fator de carga aferido para os dois desmortes estudados

Fator de carga	Desmorte 1   Pega None	Desmorte 2   Pega Electrónicos
	26,07 ton/carga	27,05 ton/carga

Como comparação final e conclusiva sobre os custos associados aos dois sistemas de iniciação, é feita a avaliação aos custos de operação por tonelada de material desmontado. Pela interpretação do Quadro 45, verificamos que os custos por tonelada relativos ao sistema não elétrico se cifraram 3,19€/ton, sendo que para o sistema eletrónico o valor ficou nos 2,81€/ton. De forma geral, o sistema eletrónico apresentou uma diferença de 14% menos de custos em relação ao sistema não elétrico.



---

***4. Conclusões finais e  
perspetivas futuras***

---



#### 4. Conclusões finais e perspectivas futuras

O estudo aqui apresentado tinha como objetivo primordial a análise e comparação de duas metodologias diferentes para iniciação de pega; detonadores não elétricos e eletrônicos. Para o termo de comparação entre ambos os sistemas ser o mais fidedigno possível, tentaram-se controlar o máximo de variáveis possíveis, tanto a nível da geomorfologia do local, quer em termos de trabalhos realizados. Para isto, foi selecionada a Pedreira de Serdedelo, em Ponte de Lima, sendo escolhida a terceira bancada a contar da base da atual frente de exploração (NE), para realizar este comparativo.

Com o reconhecimento geomorfológico realizado, aliada à realização da caracterização geológico-geotécnica, através do método da amostragem linear da superfície do talude da bancada a desmontar, que ajudou a complementar o estudo consultado e a caracterizar mais especificamente a zona de trabalhos, conseguiu-se perceber que para toda a extensão da bancada, as características se mantinham muito semelhantes, tal como se pretendia.

O trabalho seguinte passou pela divisão da bancada para delimitação de duas zonas de estudo relativas à aplicação das duas metodologias de iniciação de pega. As duas zonas eram contíguas o que permitiu a conceptualização de um diagrama de fogo de aplicabilidade geral, divergindo apenas o método utilizado para a iniciação para cada uma. Os trabalhos de marcação dos furos de pega, perfuração e os ajustes realizados ao diagrama através de ensaios de *laser* de varrimento e desvios de perfuração foram efetuados para a totalidade da bancada de forma a serem feitos ajustes ao diagrama, e tentar assim, minimizar a influência negativa, que falhas na ortogonalidade da malha, furos com desvios e más distribuições de cargas explosivas têm, no desmonte de maciços rochosos.

Foi realizado um estudo de previsão de granulometria resultante dos desmontes, usando os dados aferidos nos trabalhos anteriores relativos à fraturação do maciço, propriedades do explosivo e geometria da pega. Este estudo foi complementado com a avaliação da granulometria obtida de facto após os desmontes e foi traçado um fator de comparação entre ambos e entre pegas.

Os trabalhos relativos ao carregamento da pega, desmonte secundário, carga, transporte e primário (primeiro estágio de britagem), referentes às pegas para os dois sistemas de iniciação, foram acompanhados, sendo registados os seus tempos de operação e os consequentes custos associados, e dessa forma se delinear um fator de comparação entre os sistemas.

Findado o trabalho, as conclusões finais que dele se retiram são:

- A caracterização geológico-geotécnica realizada no âmbito deste trabalho corroborava com a definição do zonamento geotécnico, já realizado para esta pedra, e sua caracterização;
- Os resultados dos ensaios de caracterização da resistência à compressão do material rocha através do esclerómetro portátil (martelo de *Schmidt* do tipo L), vieram a ser corroborados pela realização dos ensaios de carga pontual (*Point Load Test*);
- A diferença dos desvios registados nas duas pegas foi pouco relevante e não contribuíram para ser um fator decisivo para diferenciar os resultados finais de cada pega. No entanto, foram importantes para fazer alterações ao diagrama de fogo, nomeadamente, a realização de furos de apoio e reajustes nas cargas explosivas;
- A fragmentação obtida após os desmontes, mais concretamente a fração de material acima dos 0,7 m (média de 20%), aproximou-se do valor previsto na projeção teórica (11,1%). No âmbito comparativo entre as duas pegas, verificou-se que a percentagem de fragmentação acima dos 0,7 m, obtida no desmonte com detonadores eletrónicos (15%) se aproximava mais do valor conceptualizado em relação ao desmonte com detonadores não elétricos (26%). Estes valores indicam que em termos de fragmentação do material, o sistema eletrónico conseguiu melhores resultados. Uma maior percentagem de material situado no intervalo de calibres subfragmentados, a nível industrial, reflete-se em maiores tempos de operação em fragmentação secundária e em carga e desmonte de material, e consequentemente em maiores custos
- As metodologias utilizadas baseavam-se em modelos conceptuais de previsão e análise que são falíveis, dada a complexidade de previsão concreta para o resultado granulométrico de um desmonte com explosivos, o que explica alguma disparidade entre valores e/ou pouca veracidade dos mesmos. No entanto, foram usadas as mesmas metodologias e processos nos dois desmontes monitorizados, para se aferirem um conjunto de indicadores nos dois sistemas, sendo que em critério de comparação direta se possa afirmar claramente que houve uma melhor metodologia;
- Relativamente a vibrações geradas por ambos os sistemas, a comparação direta dos valores obtidos revelou que de uma maneira geral, o sistema não elétrico gerou valores mais elevados em relação ao sistema eletrónico;
- Na avaliação dos tempos de operação, foram registadas a duração dos trabalhos para carregamento da pega, desmonte secundário, carga, transporte e britagem de material no primeiro estágio. A partir dos valores aferidos com este exercício foram aplicadas as

tarifas relativas a cada um com o objetivo de calcular os custos totais associados a cada metodologia de iniciação de pega. Com os valores dos custos totais para cada pega, foi calculado um fator comparativo, através da relação entre o valor dos custos com as toneladas de material desmontado em cada pega; custo por tonelada. Analisando os fatores de comparação entre os dois sistemas, constatou-se que o sistema eletrônico apresentou uma redução de 14% em custos totais em relação ao sistema não elétrico.

Resumidamente, a partir de todos os fatores que foram estudados neste trabalho e os valores que deles se retiraram, pode-se afirmar que o sistema de detonação eletrônico é claramente mais vantajoso em relação ao sistema mais convencional não elétrico, amplamente utilizado na exploração de agregados a nível nacional, sendo uma mais-valia em termos técnico-económicos para as empresas do setor.

Com a realização deste trabalho e com os dados apresentados, a empresa *Evolution S.A.* passou a adotar o sistema de iniciação de pega com detonação eletrónica na área de exploração de agregados.

Em termos de perspectivas futuras, é sugerido:

- Desenvolvimento de ferramentas de recolha de dados e aplicações informáticas que possam correlacionar os valores de análise granulométrica teórica com os obtidos na realidade, de forma a poder traçar-se um termo comparativo mais fidedigno entre ambas;
- O estudo da influência dos detonadores nas vibrações obtidas;
- Correlacionar o estudo da influência da velocidade sísmica do maciço rochoso com as temporizações mais adequadas para o diagrama de fogo em questão.



---

## ***5. Referências bibliográficas***

---



## 5. Referências bibliográficas

Atlas Copco, s.d, Surface Drilling, second edition, 156 pp.

Brady, B. H. G. & Brown, E. T., 2004. Rock mechanics for underground mining, 3rd Edition, George Allen & Unwin, London. 527 pp.

Carta Geológica de Portugal, escala 1/50000, folha 5-A – Viana do Castelo. Serviços Geológicos de Portugal.

Carta Militar de Portugal, escala 1/25000, folha 28 - Ponte de Lima. IGeoE.

Correia C., 2011. Desmonte de rocha com explosivos: Importância da optimização. Instituto Superior de Engenharia do Porto. 168pp. (Tese de mestrado).

Daniel F., 2000. Manual de Utilização de Explosivos em Explorações a Céu Aberto. Divisão de Minas e Pedreiras do IGM, Lisboa. 69pp.

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

Dinis da Gama, C. & Bernardo, P. A. M., 2001. Condições Técnicas para Uso de Explosivos na Escavação de Túneis Urbanos em Maciços Rochosos. Curso sobre Túneis em Meios Urbanos. (SPG e FCT-UC), Coimbra, 5 e 6 de Abril.

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

Dessureault S., 2006. Rock Excavation. Mne 415-515: Courses Notes. University of Arizona Mining and Geological Engineering, Tucson. 248pp.

Fonseca L., 2008. Interação e Avaliação entre o Maciço Rochoso e as Tecnologias de Perfuração: Consequências Técnico-Económicas. Instituto Superior de Engenharia do Porto. 286pp. (Tese de mestrado).

GSE - Geological Society Engineering Group Working Party Report, 1995, the description and classification of weathered rocks for engineering purposes. Quarterly Journal of Engineering Geology, Geological Society, 28 (3): pp. 207-242.

Hustrulid W., 1999. Blasting Principles For Open Pit Mining Volume I – General Design Concepts. Taylor & Francis Group, Boca Raton. 382 pp.

ISEE, 1998. Blasters' Handbook. 17th Edition. International Society of Explosives Engineers, Cleveland. 743 pp.

I.S.R.M. – International Society for Rock Mechanics, 1978, Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses Int. Journ. Rock Mech. Min. Sci. & Geomechanics. 15 (6): pp. 319-368.

I.S.R.M. - International Society for Rock Mechanics, 1981. Basic geotechnical description of rock masses Int. Journ. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr., 18: pp. 85-110.

I.S.R.M. - International Society for Rock Mechanics, 1987, Suggested methods for determining hardness and abrasiveness of rocks Int J Rock Mech Min Sci & Geomech Abstr., 15: pp. 89-97.

I.S.R.M. – International Society for Rock Mechanics 2007, The complete ISRM suggested methods for characterization, testing and monitoring: 1974-2006. In: Ulusay, R. & Hudson, J.A. (eds.), suggested methods prepared by the Commission on Testing Methods, ISRM. Ankara, Turkey. 628 pp.

Jimeno C. L., Jimeno E. L., García Bermudez P., 2003. Manual de Perfuración y Voladura de Rocas. U. D. Proyectos, Madrid, 780pp.

Louro A., 2009. Novas formulações para leis de propagação de vibrações, em maciços rochosos, baseadas nas propriedades termodinâmicas dos explosivos. Universidade Técnica de Lisboa – Instituto Superior Técnico. 102pp. (Tese de mestrado).

Martinho J., 2012. O uso de explosivos na escavação de túneis: Implementação do dimensionamento de diagramas de fogo em folhas de cálculo. Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto. 179pp. (Tese de mestrado).

Martins, R.; Moreira, P.; Pereira, C.S.; Neto, E.; Pereira, A.M.; Teixeira, J.; Vieira, A. e Chaminé, H.I. 2006. A técnica de amostragem linear aplicada a estudos de compartimentação de maciços

rochosos no norte de Portugal. In: Actas do 10º Congresso Nacional de Geotecnia. Sociedade Portuguesa de Geotecnia / Univ. Nova de Lisboa.

Oliveira N., 2014. Otimização do Diagrama de Fogo em Pedreira, Interferência das Propriedades Geomecânicas do Material de Tamponamento na Redução da Fragmentação Secundária. Universidade de Coimbra – Faculdade de Ciências e Tecnologias – Departamento de Ciências da Terra. 174pp. (Tese de mestrado).

Olofsson S., 1988. Applied Explosives Technology for Constructing and Mining. Aplex, Arla, Sweden.

Pereira, E.; Ribeiro, A.; Carvalho, G. S.; Noronha, F.; Ferreira, N. & Monteiro, J. H. (coords.), 1989.

Pinto J., 2013. Controlo e Optimização da Perfuração. Instituto Superior de Engenharia do Porto. 162pp. (Tese de mestrado).

Sandvik Tamrock, 1999. Rock excavation handbook for civil engineering. GB, 363 pp.

Schmidt Hammer Int. J. Rock Mech. Min. Sci., 37: pp.723-728.

### **Sites da internet**

Aggregates Business, 2016. <http://www.aggbusiness.com/categories/breaking-drilling-blasting/features/drill-choice-critical-to-maximise-production/> (consultado em 27 de agosto de 2016)

Fogos e Artíficos, 2016. <http://fogoseartificios.blogspot.pt/2010/10/polvora-sem-fumo.html> (consultado em 14 de setembro de 2016)

Geneall, 2016. <http://geneall.net/pt/mapa/254/ponte-de-lima/> (consultado em 25 de julho de 2016)

Mário Artur Montês, Lda, 2016. <http://mariomontez-explosivos.pt/pt/ms/ms/produtos-6430-111-meda/ms-90051398-p-4/> (consultado em 14 de agosto de 2016)

OricaMiningServices, 2016. [http://www.orica-nitro.com.tr/217-exan-\(anfo\)&lang=2&a=1](http://www.orica-nitro.com.tr/217-exan-(anfo)&lang=2&a=1) (consultado em 21/11/2016)

OricaMiningServices, 2016. [http://www.oricaminingservices.com/pt/pt/product/products\\_and\\_services/packaged\\_explosives/page\\_packaged\\_explosives/senatel\\_pulsar/221](http://www.oricaminingservices.com/pt/pt/product/products_and_services/packaged_explosives/page_packaged_explosives/senatel_pulsar/221) (consultado em 18 de agosto de 2016)

Revista Web Pesados, 2016. <http://revista.webpesados.com.br/rompedor-hidraulico-aumenta-seguranca-e-productividade-no-desmonte/> (consultado em 27 de setembro de 2016)



---

***Anexos***

---



## Anexos

Anexo I (CD) – Mapas topográficos e geológicos:

- Desenho 1: Localização da pedreira de Serdedelo;
- Desenho 2: Esboço geológico regional da área envolvente da pedreira de Serdedelo;
- Desenho 3: Modelos tridimensionais da frente de exploração;

Anexo II (CD) – Fichas de levantamento:

- Ficha de levantamento - Geológico-geotécnico;
- Ficha de levantamento - Geomecânico (Martelo de *Schmidt*);
- Ficha de levantamento – Ensaio PLT
- Ficha de levantamento – Registo de tempos de operação.

Anexo III (CD) – BD do levantamento Geológico-geotécnico da pedreira de Serdedelo;

Anexo IV (CD) - BD dos ensaios do martelo de Schmidt da pedreira de Serdedelo;

Anexo V (CD) – Diagrama de fogo teórico;

Anexo VI (CD) – Perfis ensaio *laser* de varrimento;

Anexo VII (CD) – Perfis ensaio de desvios de perfuração;

Anexo VIII (CD) – BD desvios de perfuração;

Anexo IX (CD) – BD análises granulométricas;

Anexo X (CD) – Registos dos sismógrafos;

Anexo XI (CD) – BD tempos de operação e custos associados;

Anexo XII (CD) – Catálogos explosivos.