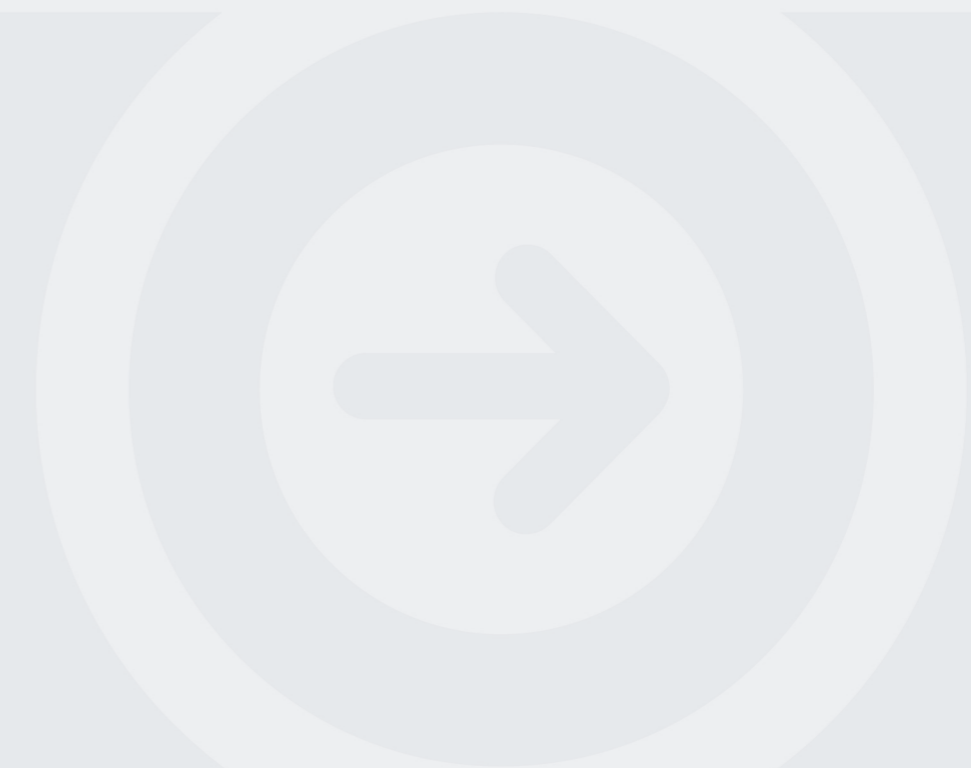


Implementação de desmonte com explosivos em Timor-Leste: proposta exploratória

ROBERTO RODRIGUES VARELA
Novembro de 2019





Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

Implementação de desmonte com explosivos em Timor-Leste: proposta exploratória

Roberto Rodrigues Varela



isep Instituto Superior de
Engenharia do Porto

P. PORTO

2019

(página propositadamente em branco)



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

Implementação de desmante com explosivos em Timor-Leste: proposta exploratória

Blasting Application in Timor-Leste: Exploratory Proposal

Roberto Rodrigues Varela

1121029

*Projeto apresentado ao Instituto Superior de Engenharia do Porto para cumprimento dos requisitos necessários à obtenção do grau de **Mestre em Engenharia Geotécnica e Geoambiente**, realizada sob a orientação do Doutor José Augusto Fernandes, Professor Coordenador do Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP e coorientação do Engenheiro Luís Carlos Ramos, Assistente Convidado do Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP.*

(página propositadamente em branco)

Júri

Presidente

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

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

Mestre Luís Filipe Santos Fonseca
Diretor Geral – Grupo Elevo SA | Gerente – Elevo Agregados SA, Matosinhos

A dissertação de mestrado em engenharia geotécnica e geoambiente (MEGG) foi defendida em prova pública, pelo Licenciado Roberto Rodrigues Varela, na Sala de Actos do ISEP em 29 de Novembro de 2019 mediante o júri nomeado, em que foi atribuída, por unanimidade, a classificação final de 17 (dezassete) valores, cuja fundamentação se encontra em acta. Todas as correções pontuais determinadas pelo júri, e só essas, foram efectuadas.

*“Pátria: é tradição, passado e herança!
O som da bala é: Pátria do momento!
Pátria é do futuro a esperança!”*

Xanana Gusmão

(página propositadamente em branco)

Agradecimentos

“Graças a Deus por seu dom indescritível!”

2 Coríntios 9:15

Durante os dezasseis meses de trabalho da dissertação passei por muitos desafios, com muito esforço, dedicação e paciência. Todo o sucesso deste trabalho é o fruto da contribuição de todas as etapas que percorri ao longo deste percurso académico e, por isso, gostaria de expressar o meu sincero agradecimento a todos os que, de uma forma ou de outra, me ajudaram, incentivaram e apoiaram no desenvolvimento do presente trabalho. Em particular:

Ao meu orientador, Professor José Augusto Fernandes (DEG|ISEP), muito obrigado pelo apoio e disponibilidade, não apenas durante a realização deste trabalho, mas ao longo de todo o percurso académico. Não poderei deixar de mencionar com gratidão o incentivo à melhoria das minhas capacidades técnico-científicas e interpessoais.

Ao meu coorientador, Engenheiro Luís Ramos (DEG|ISEP), cujo apoio e conselhos foram tão importantes para mim, e nunca, por muito grande que seja a distância, irei esquecer tudo que o mestre fez por mim. Muito Obrigado! Com todo o carinho e de coração eu agradeço, e para sempre minha gratidão será sua.

À empresa ELEVO Agregados SA pela cedência de informação relativa ao caso de estudo que aqui apresento, dando graças pela oportunidade que me foi dada para estagiar na Pedreira de Fornelo e Serdedelo. Muito obrigado a todas as pessoas que me apoiaram e comigo partilharam os seus conhecimentos nessa empresa durante os quatro meses em que aí trabalhei.

Ao meu supervisor no campo de trabalho, o Engenheiro Celso Midão (ELEVO Agregados S.A.), o meu sincero agradecimento pela disponibilidade, apoio e conselhos que me foi dando ao longo deste caminho. O mestre ensinou-me muito como profissional nesta área, destacando que *a regra de três olhos* é indispensável.

Aos meus colegas da ELEVO Agregados S.A., Engenheiro Rui Machado, Engenheiro Alexandre Vasconcelos e Engenheira Sara Duarte muito obrigado pelo vosso apoio incondicional: o arranjo do transporte e apoio das matérias/informação, acompanhamento do trabalho no campo, discussão e interpretação dos dados, entre outras ajudas que me foram proporcionadas.

À Autoridade Nacional do Petróleo e Minerais (ANPM-TL) pela cedência de informação relativa ao caso de estudo da Pedreira de Jonize que aqui apresento, dando graças pela oportunidade que me foi dada para realizar *Field Study Program* na Direção de Minerais. Muito obrigado a todas as pessoas que me apoiaram e partilharam os conhecimentos durante os dois meses de trabalho, especialmente ao Gerente da Direção de Minerais, Engenheiro Geólogo Rafael Magno e à sua equipa. Muito obrigado a todos, os senhores deram-me o conhecimento do desenvolvimento deste sector no nosso país graças ao vosso apoio incondicional e disponibilidade.

Ao ISEP agradeço imenso, desde as senhoras da limpeza, os senhores (as) da cantina, os senhores (as) da biblioteca, os senhores (as) da secretaria, a todos estudantes. Estou especialmente reconhecido a todo o competente corpo docente do Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP e aos colaboradores/investigadores dos centros LGMC|ISEP e LABCARGA|ISEP. Foram sete anos incríveis da minha vida. Muito obrigado pelo acolhimento e ensinamentos que me ofereceram.

Ao Diretor do Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada (LABCARGA|ISEP), Professor Helder I. Chaminé, muito obrigado pelo fornecimento dos materiais bibliográficos e equipamento para a caracterização do maciço rochoso, bem como pela discussão dos aspetos geológico-geotécnicos do maciço rochoso, sem esquecer também o acolhimento e simpatia que me foi dado desde o meu primeiro ano de licenciatura.

Aos meus colegas do ano 2012 (DEG|ISEP), com todo o carinho e de coração cheio, eu agradeço a todos e também aos vossos Pais. Destacando o colega Humberto Oliveira, a colega Sara Duarte, o colega José Henrique, que contribuíram muito para o alcance do sucesso deste trabalho.

À equipa do Adido da Educação de Timor-Leste em Portugal, muito obrigado pelo vosso apoio para que eu tivesse podido concluir o meu mestrado.

À mana Maria Pereira, muito obrigado pela disponibilidade e apoio incondicional para a correção do texto deste trabalho.

Aos meus colegas do Grupo de Estudantes de Timor no Porto (GETP), muito obrigado por tudo, especialmente aos meus colegas Hernâni Carvalho, Simão de Jesus e Max Tó que sempre me motivaram nos momentos difíceis para que terminasse esta dissertação.

Os meus sinceros agradecimentos a Dom Carlos Filipe Ximenes Belo (prémio Nobel da Paz), cujo carisma, bondade, disponibilidade e aconselhamento me incentivaram e inspiraram. Obrigado pelo seu apoio que sempre me encoraja e estimula como cidadão e ainda como futuro profissional que deseja contribuir para o desenvolvimento do nosso querido país Timor-Leste, e não só através deste trabalho...

À Avó Bimissa, a meus Pais, ao Tio António, à Nice Guterres, aos meus irmãos e irmãs e toda a família, vós sois as peças fundamentais, os meus pilares em todos os momentos. O meu comovido agradecimento pela oração, carinho, compreensão e paciência demonstrados durante o meu percurso académico. Sem vossos apoios incondicionais não teria alcançado este nível como pessoa e como futuro profissional.

Muito obrigado!

Palavras-chave

Maciço rochoso, pedreira, escavabilidade, desmonte com explosivos, custos

Resumo

O principal objetivo deste trabalho foi analisar a variação do custo do desmonte com recurso a explosivos em função da escavabilidade do maciço rochoso. Para tal, foram acompanhadas e monitorizadas quatro pegas de fogo P1, P3 e P4, da Pedreira de Serdedelo e P2, da Pedreira Fornelo. Antes da implementação do diagrama de fogo e respetiva execução das operações do desmonte, foram previamente bem definidos os locais de cada pega, e, individualmente, realizada uma caracterização do maciço rochoso a desmontar, através de um rigoroso levantamento de cada bancada, recorrendo à técnica de amostragem linear e esclerómetro portátil. Seguidamente, das quatro pegas de fogo foram registados todos os parâmetros do desmonte e quantificados todos os custos associados aos trabalhos desenvolvidos para as mesmas, desde o levantamento das descontinuidades para caracterização do maciço rochoso a desmontar, até à fragmentação secundária com recurso a meios mecânicos para redução dos calibres resultantes do desmonte que ficaram acima do recomendado para a alimentação do primário. Com base no ábaco de escavabilidade, foi classificado o maciço presente em cada bancada a desmontar. Foi criada uma grelha no ábaco, para a respetiva projeção de cada pega no mesmo, com indicação do seu custo unitário de desmonte. Foi realizado este mesmo exercício para uma pega em Timor-Leste, onde são utilizados apenas meios mecânicos para o desmonte, e foi projetado um desmonte teórico com recurso a explosivos, para comparação dos custos do desmonte de diferentes técnicas. A pega P3 apresenta a menor escavabilidade e conseqüentemente o custo mais elevado (2,46 €/m³), em oposição a P2 que apresenta a melhor escavabilidade e o menor custo (1,85 €/m³). O desmonte mecânico em Timor-Leste tem, atualmente, um custo de 3,39 €/m³, enquanto a projeção teórica de uma pega com recurso a explosivos tem um custo estimado de 1,45 €/m³. Podemos concluir que existe uma assinalável relação entre a escavabilidade do maciço rochoso e o respetivo custo do desmonte. Na pega de Timor-Leste, fica clara a grande mais-valia económica do desmonte a fogo, quando comparado com o desmonte com meios mecânicos para maciços neste espectro de escavabilidade.

(página propositadamente em branco)

Keywords

Rock mass, quarry, excavability, blasting, costs.

Abstract

The main objective of this study is the analysis of the variation of the rock cost blasting cost using explosives according to the excavability of the rock mass. To achieve this, four blasting projects were carried out and monitored. Blasting P1, P3 and P4 are from the Serdedelo Quarry, while blasting P2 is from the Fornelo Quarry. The locations of each blasting were defined before applying and executing the project design of blasting operations. The rock mass to be excavated was individually characterized by rigorous data collectors of each bench using the scanline sampling technique and Schmidt hammer. All the parameters of the blasting were recorded, and quantified all the costs associated with the four blasting operations, covered from field surveying of the bench, characterizing the rock mass to be excavated up to the secondary fragmentation, using hydraulic breaking to reduce the large rock blocks that exceeded the recommended primary feed. Based on the excavability abacus each bench to be excavated was classified as to its excavability whereby a grid was created over abacus for each of the rock blasting operations and indicating their unit costs. The same assignment was carried out for a blasting in Timor-Leste, where only mechanical excavations are used for breaking the rocks, and a theoretical blasting with explosives was designed to compare the costs of different excavation techniques. Blasting P3 has the lowest excavability and therefore showed the highest cost of (2.46 €/m³), while blasting P2 has the best excavability and with the lowest cost of (1.85 €/m³). The mechanical excavation in Timor-Leste has a cost of 3.39 €/m³, while the theoretical blasting has estimated cost of 1.45 €/m³. We can conclude therefore, that there is a remarkable relationship between the rock mass excavability and the respective cost of the blasting. Timor-Leste's blasting clearly proved the great economic value compared to mechanical excavation for the rock masses of this range of excavability.

(página propositadamente em branco)

Índice geral

1. Introdução	3
1.1. Enquadramento geral	3
1.2. Objetivos	4
1.3. Metodologia do trabalho	5
1.4. Estrutura de trabalho	7
2. Estado de Arte	11
2.1. Revisão custo de desmonte com explosivos	11
2.2. Características geológicas, geotécnicas e geomecânicas do maciço rochoso	15
2.2. Escavabilidade do maciço rochoso	31
2.2.1. Métodos de Franklin, Broc & Walton (1971)	32
2.2.3. Método de Pettifer & Fookes (1994)	33
2.3. Desmonte da rocha com substâncias explosivas	34
2.3.3. Substâncias explosivas	35
2.3.4. Mecanismo da rotura da rocha pelos explosivos	40
2.3.5. Diagrama de fogo	41
2.3.6. Parâmetros do cálculo do diagrama de fogo	42
2.3.7. Esquema de temporização e sistema de iniciação de rebentamento	46
2.3.4. Impactes ambientais	48
3. Caso de Estudo	55
3.1. Enquadramento do trabalho	55
3.2. Breve enquadramento sobre utilização de explosivos em Timor-Leste	57
3.3. Descrição da Pedreira de Fornelo	58
3.3.1. Topografia	58
3.3.2. Geologia	60
3.4. Descrição da Pedreira de Serdedelo	61
3.4.1. Topografia	61
3.4.2. Geologia	62
3.5. Descrição da Pedreira de Jonize	63
3.5.1. Topografia	65
3.5.2. Geologia	65
4. Resultados e Discussão	69
4.2. Pedreira de Fornelo	70
4.2.1. Basic Geotechnical Description (BGD)	70
4.2.2. Análise da Blocometria	77
4.2.3. Escavabilidade do maciço rochoso	78
4.3. Pedreira de Serdedelo	80
4.3.1. Basic Geotechnical Description (BGD) – Bancada nº 7	80
4.3.2. Análise da Blocometria	85
4.3.3. Escavabilidade do maciço rochoso	87
4.3.4. Basic Geotechnical Description (BGD) – Bancada nº 6	88
4.3.5. Análise da Blocometria	93
4.3.6. Escavabilidade do maciço rochoso	95
4.3.7. Basic Geotechnical Description (BGD) – Bancada nº 5	96
4.3.8. Análise da Blocometria	101
4.3.9. Escavabilidade do maciço rochoso	103
4.4. Pedreira de Jonize	106
4.4.1. Basic Geotechnical Description (BGD)	106

4.4.2.	Análise da Blocometria	114
4.4.3.	Escavabilidade do maciço rochoso.....	116
4.5.	Caracterização do método de exploração com recurso a explosivos	117
4.6.	Os custos de desmonte com recursos a explosivos em bancada.....	147
4.6.1.	Levantamento das características geológico-geotécnicas e geomecânicas	147
4.6.2.	Caracterização do maciço rochoso.....	149
4.6.3.	Marcação da pega e acompanhamento técnico	150
4.6.4.	Perfuração	151
4.6.5.	Carga, escorva e detonação (CED).....	154
4.6.6.	Fragmentação secundária (martelo hidráulico).....	156
4.7.	Comparação dos custos finais de cinco pegas	157
5.	Conclusões.....	169
	Referências Bibliográficas	173

Índice de Figuras

Figura 1. Processo das operações de desmonte com explosivos.	4
Figura 2. Técnicas e metodologias do trabalho.	5
Figura 3. Esquema do dispositivo para levantamento de descontinuidades pela técnica de amostragem linear (adaptado de Brady & Brown, 2004); D: distância à origem da fita; L: semi-comprimento exposto), à esquerda. Exemplo de aplicação de uma linha de amostragem graduada no estudo da compartimentação da pedra Jonize Unipessoal, Lda., Beduku-Liquiça, à direita. ..	6
Figura 4. Fluxograma esquemático das atividades de extração e transformação de pedra natural, bem como as consequências que a execução da perfuração tem nas atividades subsequentes. Os quadros vermelhos são atividades que se desenvolvem neste estudo (adaptado de Galiza et al., 2011a).	11
Figura 5. Influência da escala na avaliação da homogeneidade, isotropia e continuidade dos maciços rochosos (adaptado de Vallejo & Ferrer (2011)).	16
Figura 6. Representação esquemática das propriedades geológico-geotécnicas das descontinuidades (Hudson & Harrison, 1997; in: Vallejo & Ferrer, 2011).	19
Figura 7. Ábaco de Miller para o cálculo da resistência à compressão da rocha partindo dos dados obtidos do Martelo de Schmidt (adaptado de Vallejo & Ferrer, 2011).	22
Figura 8. Exemplo de aplicação das bases de dados <i>ScanGeoData/BGD</i> e <i>SchmidtData/UCS</i> para maciços rochosos fraturados (adaptado de Fonseca et al. 2010; Chaminé et al. 2016).	26
Figura 9. Exemplo das formas de bloco (adaptado de Palmström, 2005).	28
Figura 10. Procedimento de calculação de RQD (Deere 1963, Deere & Deere 1988) (adaptado de Palmström, 2005).	30
Figura 11. Ábaco para a determinação do RQD teórico através do espaçamento médio das descontinuidades, em que t é “threshold”, ou seja, o limiar do RQD (Priest, 1993).	31
Figura 12. Ábaco para a escavabilidade de um dado maciço rochoso (adaptado de Franklin et al., 1971 por Galiza et al., 2011a,b).	32
Figura 13. Diagrama ilustrativo da complexidade dos parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos envolvidos na caracterização dos maciços para os efeitos de desmonte (adaptado de Franklin et al., 1971 e de Pettifer & Fookes, 1994, por Galiza et al. 2011a,b).	34
Figura 14. Evolução de Explosivos e sistema de iniciação (adaptado de Bernardo, 2014; Silva, 2009).	36
Figura 15. 1ª fase de rebentamento (adaptado de Galiza et al. 2011c, Góis et al. 2012).	40
Figura 16. 3ª fase de rebentamento (adaptado de Galiza et al., 2011).	41
Figura 17. Geometria de desmonte em bancada (adaptado de EXSA, 1989).	42
Figura 18. Relação entre altura da bancada para vários diâmetros do furo (adaptado de Heiniö, 1999).	43
Figura 19. Sistema de iniciação (adaptado de EXSA, 1989).	47
Figura 20. Comparação da resposta humana à vibração mecânica (segundo Goldman, 1948) com a normalização estrutural (USBM - RI 8507, 1981) (adaptado de Bernardo & Vidal, 2005).	48
Figura 21. Projeção máxima em função do diâmetro do furo e carga específica do explosivo (Heiniö, 1999).	50
Figura 22. Minimização de custos nas várias operações unitárias em função da dimensão dos fragmentos e consequentes impactes ambientais (Dinis da Gama & Jimeno, 1993) In: IGM, 1998 e Góis et al. (2012).	52
Figura 23. Plano de desmonte em bancada da Pedreira de Serdedelo e Fornelo.	55
Figura 24. Estrutura da Lei, destacando as questões de explosivos, em Timor-Leste.	57
Figura 25. Localização da Pedreira de Fornelo (adaptado de MonteAdriano, 2013).	58
Figura 26. Extrato da Carta Militar n.º 97 (Trofa) com a localização da pedreira de Fornelo (IGeoE, 2011).	59

Figura 27. Extrato da carta geológica, folha 9 – A (Póvoa de Varzim), escala 1/50 000 (adaptado de Teixeira & Cândido de Medeiros, 1965).....	60
Figura 28. Localização da pedreira de Serdedelo (adaptado de MonteAdriano, 2013).	61
Figura 29. Extrato da carta militar, folha 28 (Ponte de Lima), escala 1/25 000 (IGeoE, 2015).	62
Figura 30. Extrato da carta geológica, folha 5 – A (Viana do Castelo), escala 1/50 000 (adaptado de Cândido de Medeiros & Teixeira, 1970).....	63
Figura 31. Área do estudo da pedreira de Jonize (adaptado de <i>Google Earth</i> em janeiro de 2019).	64
Figura 32. Fronteira de terras vegetais e mais camada de site-argiloso com a camada rochosa....	65
Figura 33. Carta geológica da pedreira de Jonize (adaptado de ANPM, 2018).....	66
Figura 34. As fases de estudo das características do maciço rochoso pela técnica da amostragem linear.....	69
Figura 35. Localização da pega nº 2 da bancada nº 4 da Pedreira de Fornelo.	70
Figura 36. Tipo de descontinuidade da bancada nº 4.	70
Figura 37. Análise estatística das distribuições das descontinuidades.	71
Figura 38. Diagrama de rosetas geral com 56 descontinuidades projetadas em intervalos (pétalas) com 10° de amplitude.	71
Figura 39. Diagrama de contorno estrutural relativo ao tratamento estatístico das 56 descontinuidades.	71
Figura 40. Estado do grau de alteração da bancada nº 4.....	72
Figura 41. Espaçamento das descontinuidades da bancada nº 4.	73
Figura 42. Aspeto de alteração e fracturação do maciço rochoso. A) Perspetiva à direita da <i>scanline</i> com o grau de alteração (W3) e grau de fracturação (F) acentuado. B) Perspetiva à esquerda de <i>scanline</i>	74
Figura 43. Classe de resistência da bancada nº 4.....	75
Figura 44. Caracterização de pormenor da bancada a desmontar segundo o grau de alteração (W), grau de fracturação (F) e classe de resistência (S). A cor laranja refere-se a uma falha provável... 76	76
Figura 45. Resultado do <i>Ib</i> conforme o cálculo da Equação 1.....	77
Figura 46. Representação esquemática da blocometria da bancada nº 4.....	78
Figura 47. Resultado do <i>Jv</i> conforme o cálculo da Equação 2.	78
Figura 48. Ábaco de escavabilidade (adaptado de Franklin et al. 1971; Pettifer e Fookes, 1994; Galiza et al. 2011a,b).	79
Figura 49. Localização das três bancadas do estudo na Pedreira de Serdedelo na perspetiva da zona Este.	80
Figura 50. Tipo de descontinuidade da bancada nº 7.	80
Figura 51. Análise estatística das distribuições das descontinuidades.	81
Figura 52. Diagrama de rosetas geral da bancada nº 7, com 37 descontinuidades projetadas em intervalos (pétalas) com 10° de amplitude.	81
Figura 53. Diagrama de contorno estrutural relativo ao tratamento estatístico das 37 descontinuidades da bancada nº 7.	81
Figura 54. Estado da alteração da bancada nº 7.	82
Figura 55. Espaçamento das descontinuidades da bancada nº 7.	83
Figura 56. Aspeto de alteração e fracturação do maciço rochoso da Pedreira de Serdedelo da bancada nº 7. A) Frente da bancada passagem da linha de <i>scanline</i> ; B) Presença da água com características gotejantes.....	84
Figura 57. Classe de resistência da bancada nº 7 da Pedreira de Serdedelo.....	85
Figura 58. Resultado do <i>Ib</i> do cálculo da Equação 1.	86
Figura 59. Representação esquemática da blocometria da bancada nº 7.....	86
Figura 60. Resultado do <i>Jv</i> conforme o cálculo da Equação 2.	87
Figura 61. Ábaco de escavabilidade (adaptado de Franklin et al. 1971, Pettifer & Fookes 1994, Galiza et al. 2011a,b).	88
Figura 62. Tipo de descontinuidade da bancada nº 6.	89

Figura 63. Análise estatística das distribuições das descontinuidades.	89
Figura 64. Diagrama de rosetas geral da bancada nº 6, com 59 descontinuidades projetadas em intervalos (pétalas) com 10º de amplitude.	89
Figura 65. Diagrama de contorno estrutural relativo ao tratamento estatístico das 59 descontinuidades da bancada nº 6.	90
Figura 66. Estado de alteração da bancada nº 6 da Pedreira de Serdedelo.	90
Figura 67. Espaçamento das descontinuidades da bancada nº 6.	91
Figura 68. Aspeto de alteração e fracturação do maciço rochoso da Pedreira de Serdedelo da 6ª bancada. A) Frente da bancada e o centro da passagem da linha de <i>scanline</i> , onde existe uma linha de água com caracter gotejante; B) Perspetiva à esquerda da <i>scanline</i> com o W1 acentuado, neste local encontra-se maciço predominante com mineral de Quartzo; C) Perspetiva à direita da linha de <i>scanline</i>	92
Figura 69. Classe de resistência da bancada nº 6 da Pedreira de Serdedelo.	93
Figura 70. Resultado do <i>lb</i> do cálculo da Equação 1.	94
Figura 71. Representação esquemática da blocometria da bancada nº 6.	94
Figura 72. Resultado do <i>Jv</i> conforme o cálculo da Equação 2.	95
Figura 73. Ábaco de escavabilidade (adaptado de Franklin et al. 1971, Pettifer & Fookes 1994, Galiza et al. 2011a,b).	96
Figura 74. Tipo de descontinuidade da bancada nº 5 da Pedreira de Serdedelo.	97
Figura 75. Análise estatística das distribuições das descontinuidades.	97
Figura 76. Diagrama de rosetas geral da bancada nº 5, com 85 descontinuidades projetadas em intervalos (pétalas) com 10º de amplitude.	97
Figura 77. Diagrama de contorno estrutural relativo ao tratamento estatístico das 85 descontinuidades da bancada nº 5.	98
Figura 78. Estado de alteração da bancada nº 5 da Pedreira de Serdedelo.	98
Figura 79. Espaçamento das descontinuidades da bancada nº 5 da pedreira de Serdedelo.	99
Figura 80. Aspeto de alteração e fracturação do maciço rochoso da Pedreira de Serdedelo da 5ª bancada. A) Perspetiva NNE da bancada; B) Perspetiva à esquerda da <i>scanline</i> (SSE) com o grau de alteração (W2) acentuado; C) Granito biotítico de grão grosseiro a medio com megacristais de feldspato.	100
Figura 81. Classe de resistência da bancada nº 5.	101
Figura 82. Resultado do <i>lb</i> do cálculo da Equação 1.	102
Figura 83. Representação esquemática da blocometria da bancada nº 5 da Pedreira de Serdedelo.	102
Figura 84. Resultado do <i>Jv</i> conforme o cálculo da Equação 2.	103
Figura 85. Ábaco de escavabilidade (adaptado de Franklin et al. 1971, Pettifer & Fookes 1994, Galiza et al. 2011a,b).	104
Figura 86. Caracterização de pormenor da bancada a desmontar segundo o grau de alteração (W), grau de fracturação (F) e classe de resistência (S).	105
Figura 87. Tipo da descontinuidade da Pedreira de Jonize.	106
Figura 88. Análise estatística das distribuições das descontinuidades. Adaptado de Ramos & Fonseca (2008).	106
Figura 89. Análise estatística das distribuições das descontinuidades.	107
Figura 90. Diagrama de rosetas geral, com 75 descontinuidades projetadas em intervalos (pétalas) com 10º de amplitude.	107
Figura 91. Diagrama de contorno estrutural relativo ao tratamento estatístico das 75 descontinuidades.	107
Figura 92. Estado de alteração da Pedreira de Jonize.	108
Figura 93. Espaçamento das descontinuidades da pedreira de Jonize.	109
Figura 94. Aspeto de alteração e fracturação do maciço rochoso da Pedreira de Jonize. A) Perspetiva SSE da bancada; B) Peridotito com minerais de olivina, hornblenda, piroxena e	

plagioclase; cor de amarelo avermelhado, efeito de oxidação de minerais Fe e Mg acentuado; C) Sistema de compartimentação do maciço de alteração (W2).	110
Figura 95. Grau de resistência da bancada nº 6 da Pedreira de Jonize.	111
Figura 96. Caracterização de pormenor da bancada a desmontar segundo o grau de alteração (W), grau de fracturação (F) e classe de resistência (S). A cor laranja refere-se a uma falha.	113
Figura 97. Resultado do I_b do cálculo da Equação 1.	114
Figura 98. Representação esquemática da blocometria da Pedreira de Jonize.	114
Figura 99. Resultado do J_v conforme o cálculo da Equação 2.	115
Figura 100. Ábaco para a determinação da variação do RQD com o espaçamento médio das	115
Figura 101. Ábaco de escavabilidade (adaptado de Franklin et al. 1971, Pettifer & Fookes 1994, Galiza et al. 2011a,b).	117
Figura 102. Esquema de elementos da perfuração.	118
Figura 103. Localização das bancadas sujeitam a desmonte da pega 2 da Pedreira de Fornelo (adaptado de <i>Google Earth</i> em junho de 2019).	119
Figura 104. Diagrama do fogo da pega nº 2 da Pedreira de Fornelo. Esquema da pega (sem escala).	123
Figura 105. Distribuição dos explosivos a cada furo na perspetiva SW da pedreira, nessa imagem demonstra os furos com encaixo de tubo PVC, evitando o desmoronamento de detritos no furo.	123
Figura 106. Esquema de ligação da pega 2 da Pedreira de Fornelo (sem escala).	124
Figura 107. Resultado da fragmentação do maciço rochoso pelo desmonte com recurso a explosivos. A) A ilustração de círculo vermelho é bloco de dimensão 25 cm; B) O retângulo branco demonstra a perspetiva de concentração da pilha de escombro.	125
Figura 108. Localização das bancadas sujeitam a desmonte da pega nº 1, pega nº 3 e pega nº 4 da Pedreira de Serdedelo (adaptado de <i>Google Earth</i> em junho de 2019).	126
Figura 109. Diagrama do fogo da pega 1 da Pedreira de Serdedelo. A) Esquema da pega (sem escala); B) A distribuição dos explosivos a cada furo na perspetiva NW da pedreira “em cima da 8ª bancada”, nessa imagem demonstra os furos com encaixo de tubo PVC, os círculos vermelhos indicam os furos da 1ª fiada com V menor que o que foi calculado e a linha laranja é a extremidade da bancada.	129
Figura 110. Esquema de ligação da pega nº 1 (sem escala).	130
Figura 111. Resultado da fragmentação de rochas pelo desmonte com recursos explosivos. A) A ilustração blocos com dimensão superior a 700mm; B) A perspetiva NNE de concentração da pilha de escombro em que se distribua até bancada nº 5, a seta vermelha demonstra bancada nº 7. ...	131
Figura 112. Diagrama do fogo da pega nº 3 da Pedreira de Serdedelo. A) Diagrama do fogo da pega nº 3 da Pedreira de Serdedelo. Esquema da pega (sem escala); B) A distribuição dos explosivos a cada furo na perspetiva NNE da pedreira, essa imagem apresenta os furos com encaixo de tubo PVC, os círculos vermelhos indicam os furos da 1ª fiada com V menor que o que foi calculado e a linha laranja é a extremidade da bancada.	134
Figura 113. Esquema de ligação da pega nº 3 (sem escala).	135
Figura 114. Diagrama do fogo da bancada nº 5 da pega nº 4 (Anexo VI).	138
Figura 115. O explosivo flutua dado que existe muita água no furo.	138
Figura 116. Esquema da ligação da bancada 5 da pega 4 da Pedreira de Serdedelo (Anexo VI). A) Esquema de ligação calculada; B). Esquema de ligação no campo na perspetiva NNE da pedreira.	139
Figura 117. Geometria da bancada da Pedreira de Jonize. A) O volume do material extraído por mês relativamente ao ano de 2015-2017; B) Perspetiva da bancada WSW da pedreira em que se identificam três bancadas definidas.	140
Figura 118. Escavadora Hitachi ZX 210 F descarrega o material para a tolva alimentadora na perspetiva NW da pedreira.	141
Figura 119. Ábaco da relação entre altura da bancada e diâmetro do furo (adaptado de Sandvik, 1999).	142

Figura 120. Diagrama do fogo da Pedreira de Joniza.....	144
Figura 121. Esquema de ligação da Pedreira de Jonize.....	145
Figura 122. Distância da projeção dos blocos em função dos diâmetros do furo e a carga específica (adaptado de Heiniö, 1999).	146
Figura 123. Movimentação da pilha da bancada em função da carga específica (adaptado de Heiniö, 1999).	146
Figura 124. Marcação da pega. A) O ponto do furo junta com a marcação da altura da perfuração; B) Alinhamento dos furos numa fiada e mediação do espaçamento entre os furos com apoio de fita métrica	150
Figura 125. Representação esquemáticas da sequência das operações ordenadas pelo seu custo.	159
Figura 126. Os resultados dos custos de desmonte com recursos a explosivos, a partir de análise dos parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos conforme o ábaco de Pettifer & Fookes (1994) revisto por Galiza et al. (2011a,b).....	163

(página propositadamente em branco)

Índice de Quadros

Quadro 1. Custos de detonação e perfuração (adaptado de Jimeno et al., 1995).	14
Quadro 2. Características e propriedades a observar em campo para a caracterização de maciço rochosos e equipamentos utilizados no campo de trabalho (adaptado de Ramos, 2008; Vallejo & Ferrer, 2011).....	18
Quadro 3. Classificação do grau de alteração (adaptado de ISRM 1978, 1981; Gurocak & Kilic 2005).	20
Quadro 4. Correlação entre resistência à compressão simples, UCS e índice de carga pontual, PLT (adaptado de ISRM (1978).	21
Quadro 5. Síntese dos parâmetros geológico – geotécnicos das descontinuidades (adaptado de ISRM, 1978, 1981, 2007, 2015; Vallejo & Ferrer, 2011; Duarte, 2017).....	24
Quadro 6. Classificação de maciços rochosos em função do tamanho e forma dos blocos (adaptado de ISRM, 1978; Vallejo & Ferrer, 2011).	27
Quadro 7. Classificação de Jv (adaptado de Palmström, 2005).	29
Quadro 8. Características dos tipos de reação de produtos explosivos (adaptado de Galiza <i>et al.</i> , 2011c).....	35
Quadro 9. Análise comparativa dos sistemas de iniciação (adaptado de Bernardo, 2014).	39
Quadro 10. Parâmetros dos cálculos do diagrama de fogo (adaptado de Gomes et al., 2008).	45
Quadro 11. Valores limites recomendados para a velocidade de vibração (de pico), em mm/s (adaptado de NP 2074, 2015).	49
Quadro 12. Principais aspetos e impactos ambientais da atividade de lavra a céu aberto, destacando operação de perfuração e desmonte com explosivos (adaptado de Bacci et al., 2006).	51
Quadro 13. Localização e geometria das três pedreiras.	56
Quadro 14. Estado de alteração de cada família da bancada nº 4.	72
Quadro 15. Estado de alteração de cada família da bancada nº 4.	73
Quadro 16. Quadro do resumo da resistência à compressão uniaxial convertida pelo valor do ensaio de martelo de Schmidt da bancada nº 4.	75
Quadro 17. Caracterização de pormenor da bancada a desmontar.....	77
Quadro 18. Síntese dos dados geológico-estruturais da fracturação da pega nº 2 da bancada nº 4.	77
Quadro 19. Parâmetros para analisar a escavabilidade do maciço rochoso da bancada nº 4 conforme Pettifer & Fookes (1994).....	78
Quadro 20. Estado de alteração de cada família da bancada nº 7.	82
Quadro 21. Grau de fracturação de cada família da bancada nº 7.....	83
Quadro 22. Quadro do resumo da resistência à compressão uniaxial convertida pelo valor do ensaio de martelo de Schmidt da bancada nº 7 da Pedreira de Serdedelo.....	85
Quadro 23. Síntese dos dados geológico-estruturais da fracturação da pega nº 1 da bancada nº 7.	86
Quadro 24. Parâmetros para analisar a escavabilidade (Pettifer & Fookes, 1994) do maciço rochoso da bancada nº 7 da Pedreira de Serdedelo.....	87
Quadro 25. O estado de alteração da bancada nº 6 de cada família da Pedreira de Serdedelo.....	91
Quadro 26. Grau de fracturação de cada família da bancada nº 6 da Pedreira de Serdedelo.	92
Quadro 27. Quadro do resumo da resistência à compressão uniaxial convertida pelo valor do ensaio de martelo de Schmidt da bancada nº 6 da Pedreira de Serdedelo.....	93
Quadro 28. Síntese dos dados geológico-estruturais da fracturação da pega nº 3 da bancada nº 6.	94
Quadro 29. Parâmetros para analisar a escavabilidade (Pettifer & Fookes, 1994) do maciço rochoso da bancada nº 6 da Pedreira de Serdedelo.....	95

Quadro 30. O estado de alteração da bancada nº 5 de cada família da Pedreira de Serdedelo.	99
Quadro 31. Grau de fracturação de cada família da bancada nº 5 da Pedreira de Serdedelo.	100
Quadro 32. Quadro do resumo da resistência à compressão uniaxial convertida pelo valor do ensaio de martelo de Schmidt da bancada nº 5.	101
Quadro 33. Síntese dos dados geológico-estruturais da fracturação da 4ª pega da bancada nº 5.	102
Quadro 34. Parâmetros para analisar a escavabilidade (Pettifer & Fookes, 1994) do maciço rochoso da bancada nº 5 da Pedreira de Serdedelo.	103
Quadro 35. Caracterização de pormenor da bancada a desmontar.	104
Quadro 36. Estado de alteração de cada família da Pedreira de Jonize.	108
Quadro 37. Grau de fracturação de cada família da Pedreira de Jonize.	109
Quadro 38. Resumo da resistência à compressão uniaxial aproximada (ISRM, 1978) obtida pelo ensaio <i>in situ</i> com recurso ao martelo de geólogo.	111
Quadro 39. Caracterização de zonamento geotécnico da Pedreira de Jonize.	112
Quadro 40. Síntese dos dados geológico-estruturais da fracturação da Pedreira de Jonize.	114
Quadro 41. Quadro-síntese dos parâmetros necessários.	116
Quadro 42. Parâmetros para analisar a escavabilidade (Pettifer & Fookes, 1994) do maciço rochoso da Pedreira de Jonize.	116
Quadro 43. Características do equipamento produtivo da Pedreira de Fornelo.	120
Quadro 44. Parâmetros a considerar no cálculo do dimensionamento da pega nº 2.	121
Quadro 45. Diagrama teórico das características geométricas e dimensionamento da pega nº 2.	122
Quadro 46. Consumo de explosivos da pega nº 2 da Pedreira de Fornelo.	122
Quadro 47. Diagrama prático no campo da pega nº 2 da Pedreira de Fornelo.	123
Quadro 48. Acessórios de tiro da pega nº 2 da pedreira de Fornelo.	123
Quadro 49. Parâmetros a considerar no cálculo do dimensionamento da pega nº 1.	127
Quadro 50. Diagrama teórico das características geométricas e dimensionamento da pega nº 1.	128
Quadro 51. Consumo de explosivos da pega nº 1.	128
Quadro 52. Diagrama prático no campo da pega nº 1.	129
Quadro 53. Acessórios de tiro da bancada nº 7 da pega nº 1.	130
Quadro 54. Parâmetros a considerar no cálculo do dimensionamento da pega nº 3.	132
Quadro 55. Diagrama teórico das características geométricas e dimensionamento da pega nº 3.	132
Quadro 56. Consumo de explosivos da bancada nº 6 pega nº 3.	133
Quadro 57. Diagrama prático no campo da pega nº 3.	133
Quadro 58. Acessórios de tiro da bancada nº 6 da pega nº 3.	134
Quadro 59. Parâmetros a considerar no cálculo do dimensionamento da pega nº 4.	136
Quadro 60. Diagrama teórico das características geométricas e dimensionamento da pega nº 4.	136
Quadro 61. Consumo de explosivos da bancada nº 5 pega nº 4.	137
Quadro 62. Diagrama prático no campo da pega nº 4.	137
Quadro 63. Acessórios de tiro da bancada nº 5 da pega nº 4.	138
Quadro 64. Plano da geometria da bancada para o desmonte com explosivo.	141
Quadro 65. Parâmetros a considerar no cálculo do dimensionamento da Pedreira de Jonize.	143
Quadro 66. Diagrama teórico das características geométricas e dimensionamento da Pedreira de Jonize.	143
Quadro 67. Diagrama prático ajustado das características geométricas e dimensionamento da Pedreira de Jonize.	144
Quadro 68. Consumo de explosivos da Pedreira de Jonize.	145
Quadro 69. Acessórios de tiro da Pedreira de Jonize.	145
Quadro 70. Os custos da operação de levantamento de bancada.	148

Quadro 71. Os custos da caracterização do maciço rochoso.....	149
Quadro 72. Os custos da operação de marcação da pega.....	151
Quadro 73. Os custos da operação de perfuração com recurso à mão de obra.	151
Quadro 74. Os custos da operação de perfuração com recurso de matérias de desgaste.	153
Quadro 75. Os custos da operação de perfuração (amortização).	154
Quadro 76. Os custos de mão de obra de carga, escorva e detonação.....	154
Quadro 77. Os custos de materiais de explosivos.....	155
Quadro 78. Os custos da operação de perfuração com recurso de martelo.....	156
Quadro 79. O custo das cinco pegas.	157
Quadro 80. Os custos unitários das cinco pegas.....	158
Quadro 81. A percentagem representada das cinco pegas.	158
Quadro 82. O custo, o custo unitário e a percentagem representada em cada pega nº 1.	159
Quadro 83. Parâmetros do maciço rochoso e parâmetros do diagrama de fogo da pega nº 1. ...	160
Quadro 84. O custo, o custo unitário e a percentagem representada em cada pega nº 2.	160
Quadro 85. Parâmetros do maciço rochoso e parâmetros do diagrama de fogo da pega nº 2. ...	160
Quadro 86. O custo, o custo unitário e a percentagem representada em cada pega nº 3.	160
Quadro 87. Parâmetros do maciço rochoso e parâmetros do diagrama de fogo da pega nº 3. ...	161
Quadro 88. O custo, o custo unitário e a percentagem representada em cada pega nº 4.	161
Quadro 89. Parâmetros do maciço rochoso e parâmetros do diagrama de fogo da pega nº 4. ...	161
Quadro 90. O custo, o custo unitário e a percentagem representada em cada pega nº 5.	161
Quadro 91. Parâmetros do maciço rochoso e parâmetros do diagrama de fogo da pega nº 5. ...	162
Quadro 92. Quadro do resumo dos parâmetros do dimensionamento do desmonte com recursos a explosivos e os custos unitários por pegas.	162
Quadro 93. Parâmetros para analisar a escavabilidade (Pettifer & Fookes, 1994) do maciço rochoso da com os custos unitários das pegas P1, P2, P3, P4 e P5.	163
Quadro 94. Horas do trabalho do equipamento de escavação da Pedreira de Jonize.....	164
Quadro 95. Produção explorado “peridotite” com os meios mecânicos na Pedreira de Jonize. ...	164
Quadro 96. O custo final do trabalho de escavação com meios mecânicos.....	164

(página propositadamente em branco)

Índice de Fórmulas

Equação 1. Índice dimensional (ISRM, 1978; Vallejo & Ferrer, 2011).	29
Equação 2. Índice volumétrico (Palmström, 2005).	29
Equação 3. Correlação de RQD e J_v (Palmström 2005).....	30
Equação 4. Correlação de RQD e J_v (Palmström 2005).....	30
Equação 5. Força de explosivos por unidade de peso (Gomes et al., 2008).....	37
Equação 6. Relação entre a impedância do explosivo e da rocha (Gomes et al., 2008).....	37
Equação 7. Distância à frente máxima ($V_{máx}$) (Langefors & Kihlström, 1963)	44
Equação 8. Velocidade inicial da detonação (V_0) (Heiniö, 1999; Gomes et al., 2008).	46
Equação 9. Máxima velocidade vibratória resultante (PVS) (Bernardo & Negreira (2015)).	49
Equação 10. Estimativa do alcance máximo ($L_{máx}$) de projeção dos blocos (Galiza et al., 2011c).	50
Equação 11. Diâmetro máximo dos blocos projetados (Galiza et al., 2011c).....	50
Equação 12. Velocidade de partícula, segundo Sevedefo (Gomes et al., 2008).....	147
Equação 13. O cálculo do tempo total (T/b) do levantamento das características geológico-geotécnicas e geomecânicas da bancada.	148
Equação 14. O cálculo do tempo total da caracterização do maciço rochoso (T_{cmr}).	149
Equação 15. O tempo total (T_{mp}) da marcação da pega e acompanhamento técnico.	150

(página propositadamente em branco)

Índice de acrónimos ou abreviaturas

ANFO – *Ammonium-Nitrate-Fuel-Oil*

ANPM – Autoridade Nacional do Petróleo e Minerais

BGD – *Basic Geotechnical Description* (Descrição Geotécnica Básica)

CED – Carga, Escorva e Detonação

CFCFF – Committee on Fracture Characterization and Fluid Flow

DEG – Departamento de Engenharia Geotécnica

PDM – Plano Diretor Municipal

GSI – *Geological Strength Index* (Índice de Resistência Geológica)

IGeoE – Instituto Geográfico do Exército

ISEP – Instituto Superior de Engenharia do Porto

ISRM – *International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering* (Sociedade Internacional de Mecânica das Rochas e da Engenharia das Rochas)

MEGG – Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente

NGO – Organização Não Governamental

NP – Norma Portuguesa

PLT – *Point Load Test* (Ensaio de Carga Pontual)

PTI – Preço da Tarifa Interna

PVS – *Peak Vector Sum*

RDTL – República Democrática de Timor-Leste

REN – Reserva Ecológica Nacional

RQD – *Rock Quality Designation* (Índice da Designação da Qualidade da Rocha)

TNT – Tri-Nitro-Tolueno

UCS – *Uniaxial Compression Test* (Ensaio de Resistência à Compressão Uniaxial)

UNTAET – *United Nations Transitional Administration in East Timor* (Administração Transitória das Nações Unidas em Timor-Leste)

USBM – *United States Bureau of Mines* (Norma Americana)

ZCI – Zona Centro-Ibérica

(página propositadamente em branco)



A perspetiva das bancadas na parte NE da Pedreira de Serdedelo (Ponte de Lima, Viana de Castelo, Portugal).

Capítulo I

Introdução

(página propositadamente em branco)

1. Introdução

1.1. Enquadramento geral

O presente estudo enquadra-se na Unidade Curricular de Dissertação (formato Projeto) do 2º ano do Curso de Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente (MEGG) do Departamento de Engenharia Geotécnica (DEG) do Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP), do Politécnico do Porto (P. Porto).

Esta dissertação analisa os custos das operações de desmonte de rocha com substâncias explosivas no contexto da exploração e produção de rochas industriais.

A elaboração deste trabalho consistiu na realização de estudos em três locais distintos, dois em Portugal (Centro de Produção de Fornelo, que se localiza em Vila do Conde e o Centro da Produção de Serdedelo, que se localiza em Viana de Castelo, ambos pertencentes à empresa Grupo ELEVO – Elevation – Engenharia S.A.) e um outro em Tibar-Liquiçá, Timor-Leste (na Pedreira de Jonize Unipessoal, Lda.).

Os materiais existentes nas pedreiras de Fornelo e Serdedelo são de natureza granítica, enquanto na Pedreira de Jonize o material explorado é o peridotito.

O mercado da construção civil e das obras públicas exige materiais da melhor qualidade e é necessário procurar agregados que satisfaçam esta procura. No entanto, a escavabilidade de um dado maciço rochoso depende de várias características do maciço, entre as quais se destacam: a capacidade de resistência geomecânica da rocha e características petrofísicas, geológico-estruturais e geotécnicas das descontinuidades e do material rochoso (Galiza et al. 2011a,b).

Franklin et al. (1971), Pettifer & Fookes (1994) e Tsiambaos & Saroglou (2009) referem-se nos seus trabalhos à escavabilidade dos maciços rochosos e propuseram a aplicação de várias técnicas em função dessa característica, genericamente com equipamento mecânico ou com substâncias explosivas, consoante a qualidade do maciço rochoso, em termos geológicos, geotécnicos e geomecânicos.

A técnica de desmonte com recursos a explosivos, é escolhida quando o equipamento mecânico não é solução em termos de escavabilidade, ou, por outro lado, o próprio objetivo do trabalho em função do tempo e volume desmontado é economicamente mais rentável em comparação com o equipamento mecânico.

Todos os processos de operações de desmonte com explosivos (Figura 1) analisam a teoria dos processos de desmonte, desde o levantamento das descontinuidades existentes com aplicação da técnica da amostragem linear (*scanline sampling technique*) à caracterização e avaliação do maciço rochoso (Chaminé et al., 2015; Chaminé, 2016) e à marcação da pega. Os restantes parâmetros estão relacionados com a aplicabilidade prática do dimensionamento do desmonte.

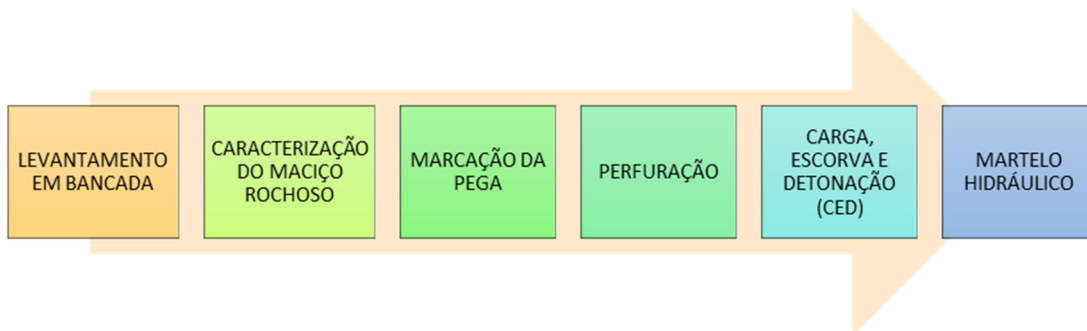


Figura 1. Processo das operações de desmonte com explosivos.

Cada operação envolve custos, sendo eles a mão de obra, a aquisição e substituição de materiais de desgaste (materiais de perfuração, peças mecânicas, explosivos e acessórios e combustíveis), a aquisição e manutenção dos equipamentos mecânicos (martelo hidráulico) e custos de amortização.

1.2. Objetivos

Objetivos comuns:

- Relacionar os conceitos teóricos com os conceitos práticos;
- Desenvolver conhecimentos sobre o sistema de comercialização de explosivos e respectivos acessórios;
- Analisar normas e regulamentos relacionados com o tema;
- Realizar a caracterização e avaliação geológica-geotécnica dos maciços das pedreiras em estudo;
- Dimensionar e otimizar os diagramas de fogo e esquemas de temporização de rebentamentos com explosivos;
- Descrever as operações de desmonte com recurso a explosivos nas pedreiras em estudo.

Objetivos específicos:

- Custos de cada operação de desmonte com recurso a explosivos;
- Identificação e análise dos parâmetros que influenciam os custos de um desmonte;
- Custo unitário (€/m³) de um desmonte;
- Comparação de custos entre as técnicas de desmonte no caso de Timor-Leste.

1.3. Metodologia do trabalho

Um dos objetivos desta dissertação é a relação entre os conceitos teóricos e os conceitos práticos. Assim, a Figura 2 demonstra a ligação entre as diferentes técnicas utilizadas.

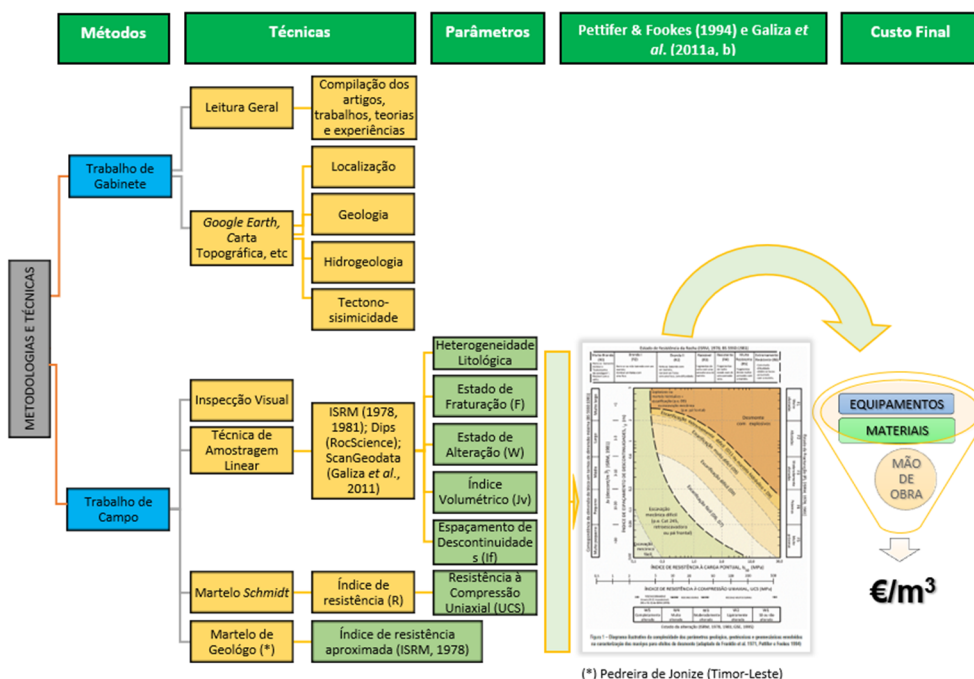


Figura 2. Técnicas e metodologias do trabalho.

- Trabalho de gabinete

A primeira etapa foi a recolha e tratamento da informação bibliográfica chave relacionada com o tema do trabalho (e.g., Langefors & Kihlstrom 1963, Deere & Deere 1963, 1988, Franklin et al. 1971, ISRM 1978, 1981; Priest 1993, Pettifer & Fookes 1994, CFCFF 1996, Heiniö 1999, Palmström 2005, Tsiambaos & Saroglou 2009, Fonseca et al. 2010, Góis et al. 2010, Galiza et al. 2011a,b, Chaminé et al. 2013, 2015, 2016, Chaminé 2016), bem como a discussão e a partilha dos conhecimentos com especialistas na área. A discussão e a partilha de informação servem como uma orientação primária para reforçar e aumentar o conhecimento prévio do tema em estudo.

A fase seguinte consistiu na procura de informações sobre as duas pedreiras de Elevation – Engenharia S.A., Pedreira de Serdedelo e a Pedreira de Fornelo e a Pedreira de Jonize (Timor-Leste). Nesta fase é importante recolher e analisar os relatórios elaborados relativamente a estas pedreiras bem como as cartas geográficas, geológicas, hidrológicas, hidrogeológicas e as cartas de tectono-sismicidade e plano de lava. Esta análise permite a localização e o enquadramento nas características locais e regionais. Sem esquecer de observar as normas e regulamentos estabelecidos, a nível nacional e internacional.

- Trabalho de campo

Tendo sempre por base um bom trabalho de gabinete, o trabalho de campo, numa primeira fase, limita-se a observar as atividades da pedreira. Numa segunda fase, é realizado o levantamento dos parâmetros de descrição de descontinuidades (ISRM 1978, 1981, 2007, CFCFF 1996), e os parâmetros mecânicos que definem o ábaco de escavabilidade de Petiffer & Fookes (1994) e a versão revista por Galiza et al. (2011a). Estes parâmetros consistem no grau de fracturação (F), no grau de alteração (W), o índice volumétrico (J_v), o índice de espaçamento (J_f) e o grau de resistência (R); pormenores em Galiza et al. (2011a,b).

A técnica utilizada nesta fase é a *scanline sampling technique / técnica de amostragem linear* (e.g., ISRM, 1978, 1981; Priest, 1993; Chaminé et al., 2001; Peacock et al., 2003; Chaminé et al., 2013, 2015, 2016; Chaminé, 2016), como se pode visualizar na Figura 3 seguida da fase com o levantamento de martelo de Schmidt, se ele existir, ou martelo de geólogo no caso de não haver martelo de Schmidt. Estas três técnicas são preconizadas pela ISRM que descrevem a caracterização do maciço rochoso. Após a realização destes levantamentos, os dados foram analisados com o apoio de *Software Dips RocScience e Scan|Geodata* (Fonseca et al., 2010; Chaminé et al., 2016).

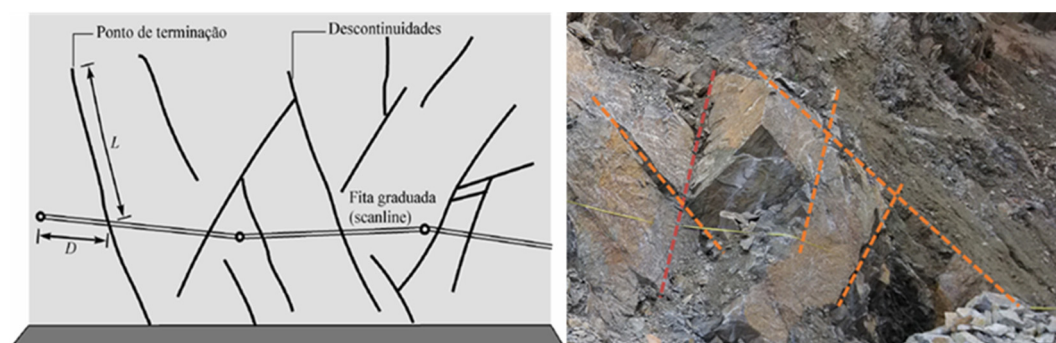


Figura 3. Esquema do dispositivo para levantamento de descontinuidades pela técnica de amostragem linear (adaptado de Brady & Brown, 2004); D: distância à origem da fita; L: semi-comprimento exposto), à esquerda. Exemplo de aplicação de uma linha de amostragem graduada no estudo da compartimentação da pedreira Jonize Unipessoal, Lda., Beduku-Liquíça, à direita.

A utilização das substâncias explosivas e a própria técnica baseia-se na teoria de Langefors & Kihlstrom (1963), e descrições complementares em Galiza et al. (2011a,b,c) e no Manual do Operador de Produtos Explosivos (Góis et al., 2012).

Após a definição dos parâmetros de escavabilidade, procede-se ao dimensionamento da pega de fogo com análise dos custos unitários ($\text{€}/\text{m}^3$) das operações de cartografia das descontinuidades e caracterização/avaliação do maciço rochoso, marcação da pega e acompanhamento, perfuração, CED e martelo pneumático, materiais explosivos, acessórios de explosivos, acessórios de perfuração, equipamento de perfuração, mão de obra e amortizações.

1.4. Estrutura de trabalho

A dissertação encontra-se estruturada em 5 capítulos principais, organizados da seguinte forma:

- Capítulo I – corresponde à introdução, onde se contextualiza o trabalho, referindo o âmbito em que este se insere, apresentando os principais objetivos, e referindo as metodologias e técnicas (de campo, de laboratório e ferramentas informáticas) utilizadas na sua realização.
- Capítulo II – apresenta o estado da arte, é o suporte teórico sobre a revisão do custo de desmonte com recurso a explosivos que já foram implementados; as características geológicas, geotécnicas e geomecânicas do maciço rochoso; as técnicas de escavabilidade do maciço rochoso e o desmonte da rocha com substâncias explosivas.
- Capítulo III – apresenta o enquadramento do trabalho das três pedreiras, a Pedreira de Furnelo em Vila do Conde (Portugal), a Pedreira de Serdedelo em Ponte de Lima (Portugal) e a Pedreira de Jonize (Timor-Leste). Foi elaborado enquadramento sobre utilização de explosivos em Timor-Leste e descrição topográfica e geológica de cada uma das três pedreiras.
- Capítulo IV – apresenta os resultados e discussões sobre quatro pegas monitorizadas (P1, P2, P3 e P4) e uma pega projetada (P5). Primeiramente, apresenta BGD, análise de blocometria e escavabilidade, em seguida fala a caracterização do método de exploração do maciço rochoso com recurso a explosivos, cujo foco recai sobre o dimensionamento do diagrama de fogo e esquema de ligação. Refere também os custos associados às operações de desmonte com recurso a explosivos, nomeadamente, levantamento das características geológicas, geotécnicas e geomecânicas da bancada estudada, caracterização do maciço rochoso, marcação da pega e o seu acompanhamento, perfuração, CED e a fragmentação secundária. Por último, apresenta-se os resultados de comparação dos custos de cinco pegas.
- Capítulo V – apresenta uma discussão geral das principais conclusões obtidas, fazendo a ligação com as perspetivas futuras de investigação.

(página propositadamente em branco)



Cartografia das descontinuidades através da técnica de amostragem linear (Pedreira de Fornelo, Vila do Conde, Portugal).

Capítulo II

Estado de Arte

(página propositadamente em branco)

2. Estado de Arte

2.1. Revisão custo de desmonte com explosivos

Pettifer & Fookes (1994) afirmam que “...It is usually cheaper to break up rock masses by ripping rather than by drilling and blasting, but productivity may be lower. Blasting is often more economic for large-scale quarrying operations...”

Ter um conhecimento prévio da operação de desmonte com substâncias explosivas é imprescindível quando se pretende otimizar os custos da extração da rocha, pois em virtude da má execução podem causar-se custos desnecessários na realização das operações subsequentes (desmonte secundário, carregamento e transporte e a britagem). Estão identificados os processos com maiores custos nas atividades de pedreira ou mina, destacando-se as operações de perfuração e detonação e, ao mesmo tempo, apresentam-se as soluções de diversas pesquisas.



Figura 4. Fluxograma esquemático das atividades de extração e transformação de pedra natural, bem como as consequências que a execução da perfuração tem nas atividades subsequentes. Os quadros vermelhos são atividades que se desenvolvem neste estudo (adaptado de Galiza et al., 2011a).

Galiza et al. (2011a) relatam as causas das principais operações envolvidas na indústria extrativa, evidenciou que a perfuração é uma das operações de ciclo das atividades da pedreira que se encontra no “topo da pirâmide”, ou seja, a perfuração assume um papel de extrema importância, pois ao otimizar essa atividade, há poupança nos custos das operações seguintes. Na Figura 4, Galiza et al. (2011a) revelam que na operação de perfuração se estima o valor de gasto de 5%, e argumentou que o desvio de perfuração no emboquilhamento em função da limpeza e regularização da bancada reduzem os custos das operações subsequentes, uma vez que uma melhor limpeza causa menores encravamentos e desvios de perfuração, logo melhora a qualidade de perfuração. No caso de carregamento e detonação os gastos são de 10% devido às causas mencionadas antes e que influenciam a distribuição dos explosivos nos furos, o que conduz às vibrações resultantes/projeções e sobreescavação/subescavação. Em consequência disso resultará a obtenção de blocos com dimensões indesejadas e estima-se em 10% dos custos de todas as operações. No entanto, QM (2002) e Nenuwa & Jimoh (2014) apresentaram uma típica distribuição de custos diferentes da anterior para operações de perfuração (12%), detonação (15%) e desmonte secundário (1%) em rochas graníticas. Resumidamente, os dois estudos mencionados, reforçaram que a operação mais determinante é a britagem na medida em que os custos gastos na obtenção do produto final são maiores que nas outras operações. Contudo, Nenuwa & Jimoh (2014) colocou a quantidade de explosivos consumidos para fragmentar a rocha como um fator determinante dos custos de todas as operações.

Em relação ao problema de perfuração, Abbaspour et al. (2018), analisou com mais pormenor, considerando que o diâmetro do bit é um parâmetro primário que afeta as operações de perfuração e detonação. Isto acontece através da taxa de penetração e seus parâmetros dependentes, tais como a força de *pulldown* que vem do peso do equipamento de perfuração e velocidade de rotação e através dos parâmetros geométricos de desmonte, como distância à frente, espaçamento, tamponamento e profundidade do furo de perfuração, entre outros. Os autores reforçam também que os maiores custos operacionais, tanto na perfuração quanto na detonação, ocorrem quando a vida útil dos *bits*, custo por hora de perfuração e UCS são incertos. Para tal problema Adebayo & Mutandwa (2015) acrescentou que a perfuração não será eficaz se os furos forem mal colocados ou alinhados. Logo poderia haver a possibilidade de aumentar ou diminuir a distância à frente. Para este autor o desvio do furo de detonação pode ter uma influência até 97% na área do bloco e o tamanho médio da fragmentação.

Saliu et al. (2017), apresentaram um estudo sobre o granito, o mármore e o calcário, onde indicaram os parâmetros que influenciam os custos da operação de desmonte e operação de perfuração, tais como diâmetro do furo, altura da bancada, distância à frente e espaçamento entre os furos. Destacaram que se houver um aumento de distância à frente e dos espaçamentos,

diminuem o número de furos e, logo, diminuem também os custos de perfuração e desmonte, mas, porém, pode se reduzida a satisfação do grau de fragmentação da rocha. O custo ideal de perfuração e detonação depende das propriedades de resistência de uma rocha a ser desmontada, de modo que quanto maior for a resistência da rocha, maior será o custo ideal necessário para alcançar a fragmentação desejada.

Porém, Heiniö (1999) e Cunningham (2005) acrescentaram que a distribuição das descontinuidades no local de desmonte têm grande influência na determinação dos blocos desejados, ou seja, se um furo for colocado na lateral da descontinuidade de uma rocha intacta, em vez de ser colocado no meio do bloco, irá resultar um bloco maior uma vez que a superfície de cada descontinuidade reflete a onda de deformação gerada pela explosão. Assim sendo, blocos que não possuem furos tendem a ser pouco fragmentados, aumentando o custo do desmonte secundário, carregamento e transporte e britagem.

Tosun & Konak (2015) focam outros problemas, ou seja, destacam que foram realizados vinte e quatro ensaios de detonação em três pedreiras de calcários diferentes. Para os autores, o parâmetro mais importante e que pertence às operações de detonação é o valor da carga específica, como sendo a quantidade de explosivos usados por metro cúbico. À medida que o valor da carga específica aumenta, as dimensões das partículas resultantes são reduzidas, logo o custo de explosivos e perfurações é aumentado com o aumento da carga específica, porém diminui-se o custo da operação de carregamento, transporte e britagem. Portanto, seria melhor escolher a carga específica ótima para reduzir todos os custos. Por outro lado, neste estudo confirmou-se que o valor da UCS (resistência à compressão uniaxial) da rocha aumentou e o valor da carga específica também aumentou. Para Heiniö (1999), a carga específica necessária (kg/m^3) fornece a primeira ideia sobre a potência de explosivo numa rocha e é possível utilizar a carga específica como base do cálculo para obter uma carga adequada para a rocha em questão. Para este autor, o tamanho da fragmentação de blocos talvez: é máxima e se estima no desmonte com explosivos depende da abertura do britador primário e, para isto, deve garantir-se a perfuração com precisão sendo que a medida do diâmetro do furo e do explosivo determinam a dimensão dos blocos e a quantidade de explosivos em metros cúbicos que se coloca em cada furo. O autor salientou que é importante que os diâmetros dos furos sejam escolhidos corretamente, pois afetam os custos de perfuração e detonação e também os custos gerais da produção. Grandes diâmetros reduzem a perfuração específica e o custo de extração da rocha, mas aumentam a sobrecarga e, simultaneamente, elevam os custos totais. Além disto, a carga específica pode ter influência nas dimensões dos blocos, assim como a distribuição dos furos nas descontinuidades.

Cunningham (2005) criou o modelo de *Kuz-Ram* para estimar a fragmentação da rocha, e consideramos que a vantagem deste modelo reside na sua simplicidade em termos da facilidade de

obter dados de entrada e na sua ligação direta entre os parâmetros do projeto de explosão e a fragmentação da rocha, tais como a estrutura geológica, tipo da rocha, parâmetros técnicos de explosivos e parâmetros de dimensionamento do diagrama de fogo: este modelo foi utilizado por vários autores nos seus estudos como, por exemplo, Bozic (1998), Latham et al. (2006), Adebayo & Mutandwa (2015) e Afum & Temeng (2015).

Jimeno et al. (1995) concebeu uma equação em que calculou o custo da perfuração e detonação, como se pode observar no Quadro 1. Estas equações foram adaptadas por vários autores nos seus estudos, tais com Adebayo & Mutandwa (2015) e Saliu et al. (2017).

Quadro 1. Custos de detonação e perfuração (adaptado de Jimeno et al., 1995).

Custos		Fórmula	Unidade
Perfuração ^(a)	Custo total da perfuração	$C_T = \frac{C_A + C_I + C_M + C_O + C_E + C_L}{VM} + C_B$	\$/m
	Depreciação	$C_A = (\text{Valor de compra} - \text{Valor residual}) + \text{Tempo de vida útil}$	\$/h
	Taxa de juro e seguro	$C_I = \frac{\frac{N+1}{2N} \times \text{Valor de compra} \times \% (\text{lucro} + \text{seguro} + \text{taxas})}{\text{Horas de trabalho por ano}}$	\$/h
	Manutenção e reparação	$C_M = [(\text{Preço de aquisição}) \div 1\,000] \times FR (\%)$	\$/h
	Gasóleo	$C_E = 0,22 \times HP \text{ Potência} \times FC \times \text{custo do petroleo}$	\$
	Vara/metro	$MV = L \times \left(\frac{L+L_V}{2L_V}\right)$	m
Detonação ^(a)		$C_{TB} = C_T + C_{ANFO} + C_H + C_L + C_A$	\$
<p>Nota:</p> <p>^(a) Custos de perfuração (Jimeno, C. L. et al., 1995): FR é fator de reparação; C_O é o custo de trabalho (\$/h) está incluído os custos de segurança social, custos de feriado e todos os apoios se for necessário; FC é o fator de petróleo que varia entre 0,65 e 0,85; C_L custo de óleo, massa de lubrificante e filtros (\$/h) é o valor que vária entre uma percentagem de 10% - 20% depende do equipamento; C_B é custo direto são custos de bits, varas e encabadouros (\$/h); L é o cumprimento do furo (m), L_V é extensão de cada vara;</p> <p>^(a) Custos de detonação (Jimeno, C. L. et al., 1995): C_{TB} é o custo total de detonação (\$), C_T é o custo de transporte (\$), C_{ANFO} é o custo de ANFO, C_H custo de alto explosivos (\$), C_L é o custo de trabalho (\$) e C_A é o custo de acessórios do trabalho (\$)</p>			

Taherkhani & Doostmohammadi (2016) investigaram os parâmetros geotécnicos que afetam os custos das atividades mineiras, destacaram que a eficiência do trabalho de perfuração, detonação, carregamento, transporte e britagem é influenciada pelas propriedades intactas da rocha e pela estrutura das discontinuidades, tais como a UCS, a RQD, o espaçamento de discontinuidades, as condições geotécnicas das discontinuidades e a orientação das discontinuidades que são os parâmetros geotécnicos da rocha e desempenham um papel essencial na determinação dos custos da exploração.

Para isso, Galiza et al. (2011b) fizeram um estudo que engloba a maior parte dos problemas de operação de perfuração e detonação. No artigo sobre “geotecnia mineira de maciços rochosos fraturados para o controlo da qualidade do desmonte, os autores reforçaram que a otimização de

qualquer operação de desmonte com explosivos requer o conhecimento prévio do grau de fracturação natural no intuito de se definir a compartimentação do maciço rochoso, ou seja, da caracterização geológico-estrutural e geomecânica do maciço, uma vez que isto interfere na eficiência e no custo das operações subsequentes, sendo, também, diretamente afetado pelo esquema de perfuração e pela quantidade de explosivos consumidos. Para tal enfatizam a necessidade do uso da técnica de amostragem linear para coligir os dados da caracterização/avaliação geológica, geotécnica e geomecânica do maciço, pois com aplicação de *ScanGeoData/BGD* e *Schmidt Data/UCS* foram analisados e interpretados todos os parâmetros levantados no campo. Neste artigo tocaram também o problema de desvio de perfuração no emboquilhamento em função da limpeza e regularização da bancada, onde com a aplicação de *GeoHole/Data*, analisaram os potenciais desvios dos furos em direção e inclinação.

Por outro lado, Adebayo & Mutandwa (2015) afirmaram que muitos operadores não têm uma boa compreensão dos custos reais de perfuração (por metro); a maioria não contabiliza todos os custos e não considera o desvio do furo como uma questão importante.

2.2. Características geológicas, geotécnicas e geomecânicas do maciço rochoso

Segundo Bieniawski (1989) *“...When the design engineer and the engineering geologist are confronted with rock, they must visualize the rock mass as an assemblage of intact rock blocks separated by different types of geological discontinuities. They must therefore consider the characteristic of both the intact material and the discontinuities...”*

Para Vallejo & Ferrer (2011), o maciço rochoso é constituído por planos de fraqueza ou descontinuidades que separam blocos de rocha intacta (Figura 5). Acrescentou que os comportamentos mecânicos dos maciços rochosos são:

- **Descontínuos**, quando a presença de descontinuidades (por exemplo, diaclases, falhas, diques) quebra a continuidade das propriedades mecânicas dos blocos rochosos, de modo que o comportamento geomecânico e hidráulico do maciço rochoso como um todo é descontínuo e condicionado por processos naturais: frequência e orientação dos conjuntos de descontinuidades;
- **Anisotrópicos**, quando a presença de planos de fraqueza com orientações preferenciais (por exemplo, dobras e diaclases) implica diferentes propriedades e comportamento mecânico, dependendo da direção em questão;
- **Heterogêneos**, quando as áreas dentro de um maciço rochoso com diferentes litologias, graus de alteração e intemperismo ou teor de água podem ter propriedades muito diferentes e comportamento mecânico. Como fatores que afetam o comportamento

mecânico do maciço rochoso, podem apontar-se o caso da tectônica e estruturas no maciço rochoso (por exemplo, dobras); a tensão natural a que o maciço rochoso é submetido (estado *in situ* de tensão); e fatores hidrogeológicos e geoambientais.

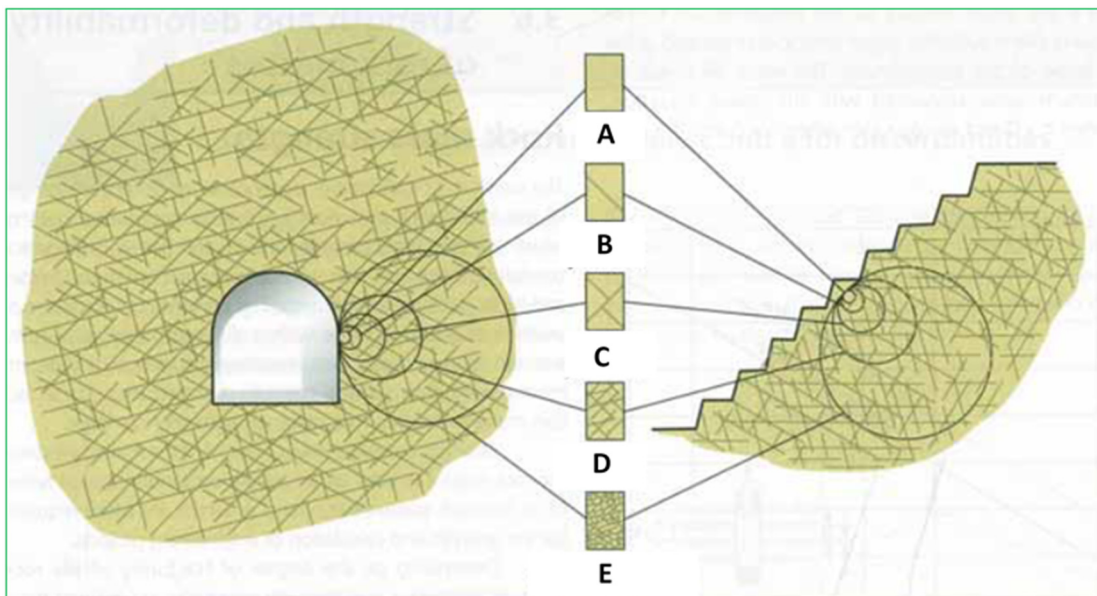
Rocha intacta ou matriz rochosa ou material rocha

Segundo Vallejo & Ferrer (2011), pode definir-se como um material rochoso sem compartimentação, o seu comportamento é frequentemente heterogêneo e anisotrópico, devido à sua textura e microestrutura do mineral.

Singh & Goel (2011) definiu material-rocha o que apresenta as características físicas (mineralógica e composição química, cor, textura, tamanho dos grão, forma e permeabilidade) e mecânicas (UCS, PLT, martelo de Schmidt, mecânica de fraturas, durabilidade, etc.).

Descontinuidades

Uma descontinuidade é qualquer plano que separe ou isole blocos de rocha intacta dentro do maciço rochoso. A resistência à tração dos planos de descontinuidade é geralmente muito baixa ou mesmo zero e o seu comportamento mecânico é caracterizado pela sua resistência ao cisalhamento ou à resistência de qualquer material de preenchimento existente (Vallejo & Ferrer 2011).



A – Rocha intacta; B – Uma família de descontinuidades; C – Duas famílias de descontinuidades; D – Muitas descontinuidades; E – Maciço muito fraturado

Figura 5. Influência da escala na avaliação da homogeneidade, isotropia e continuidade dos maciços rochosos (adaptado de Vallejo & Ferrer (2011)).

→ **Técnica de amostragem linear**

Segundo Peacock *et al.* (2003) a “...*Sampling along a scanline is an important approach for collecting fracture information. In many situations it is either the easiest or the only way to collect data...*”.

A técnica de amostragem linear é uma das formas mais expedita de recolher informações geológico-geotécnicas de superfícies de descontinuidades expostas numa bancada por ela intercetada. Este sistema implica a colocação de uma fita graduada ao longo de um perfil linear (Priest 1993; Chaminé *et al.* 2015, Chaminé 2016), pois adotou-se a descrição geotécnica dos maciços rochosos, BGD (Basic Geotechnical Description of Rock Masses) proposta pela ISRM (1981).




Conforme ISRM (1981), o BGD destina-se a obedecer aos seguintes requisitos principais:

- a) Fornecer uma linguagem geológico-geotécnica que permita ao técnico transmitir a sua caracterização/avaliação geral de um maciço rochoso, particularmente no que diz respeito ao seu comportamento mecânico. A linguagem da BGD deve ser inequívoca: diferentes observadores de um determinado maciço rochoso devem descrevê-la da mesma maneira;
- b) Conter, na medida do possível, dados quantitativos de interesse na solução de problemas práticos definidos;
- c) Sempre que possível, recorrer a estações geotécnicas sistemáticas e georreferenciadas segundo linhas/malhas/áreas amostrais, em vez de observações visuais isoladas e descontínuas.

É um sistema classificativo que constitui os parâmetros geológico-geotécnicos importantes para aplicação no trabalho da engenharia geotécnica. Os seus parâmetros foram adquiridos pela descrição das descontinuidades, destacando a técnica de amostragem linear que permite cartografar todos os dados das descontinuidades, como se pode visualizar nos Quadros 3, 4 e 5 e também respeita as recomendações de Vallejo & Ferrer (2011) no Quadro 2.

Quadro 2. Características e propriedades a observar em campo para a caracterização de maciço rochosos e equipamentos utilizados no campo de trabalho (adaptado de Ramos, 2008; Vallejo & Ferrer, 2011).

Âmbito de estudo	Características ou propriedades	Metodologia	Classificação
Rocha intacta Descontinuidades + =	Identificação	Observações macroscópicas e/ou com recurso a lupa	Classificação geológica e de geologia de engenharia
	Meteorização	Observação macroscópicas	Índices padronizados
	Resistência	Índices e ensaios de campo	Classificação expedita de resistência
	Atitude Geológica	Medida direta com bússola de geólogo	Sistematização geoestrutural e definição de famílias
	Espaçamento	Medidas de campo	Índices e classificações padronizados
	Persistência		
	Rugosidade	Observação e medidas de campo	Comparação com perfis padronizados
	Resistência das paredes	Martelo de Schmidt; índices de campo	Classificação de resistência
	Abertura	Observação e medidas de campo	Índices padronizados
	Preenchimento		
Percolação			
Maciço rochoso	Número de famílias de descontinuidades	Índices de campo	Índices e classificações padronizados
	Tamanho do bloco		
	Grau da fracturação		
	Grau de alteração	Observação de campo	Índices padronizados

Equipamentos utilizados	
 <p>Fita métrica</p> <p>Pregos</p>	 <p>Martelo Schmidt</p> <p>Máquina fotográfica</p>
 <p>Bússola, régua e lápis</p> <p>Martelo geólogo e canivete</p>	

Conforme Priest (1993) e Priest & Hudson (1976) demonstraram nas suas experiências que se deve contemplar a amostragem de entre 1000 a 2000 descontinuidades para fornecer uma caracterização adequada de um local típico, relacionado com obra complexa (Figura 6). Este número pode ser tipicamente composto por amostras de entre 150 e 350 descontinuidades, das quais cerca de 50% devem ter pelo menos uma extremidade visível. Segundo a ISRM (1978), o número de descontinuidades que é necessário cartografar para determinar os números de famílias das descontinuidades é de 150.

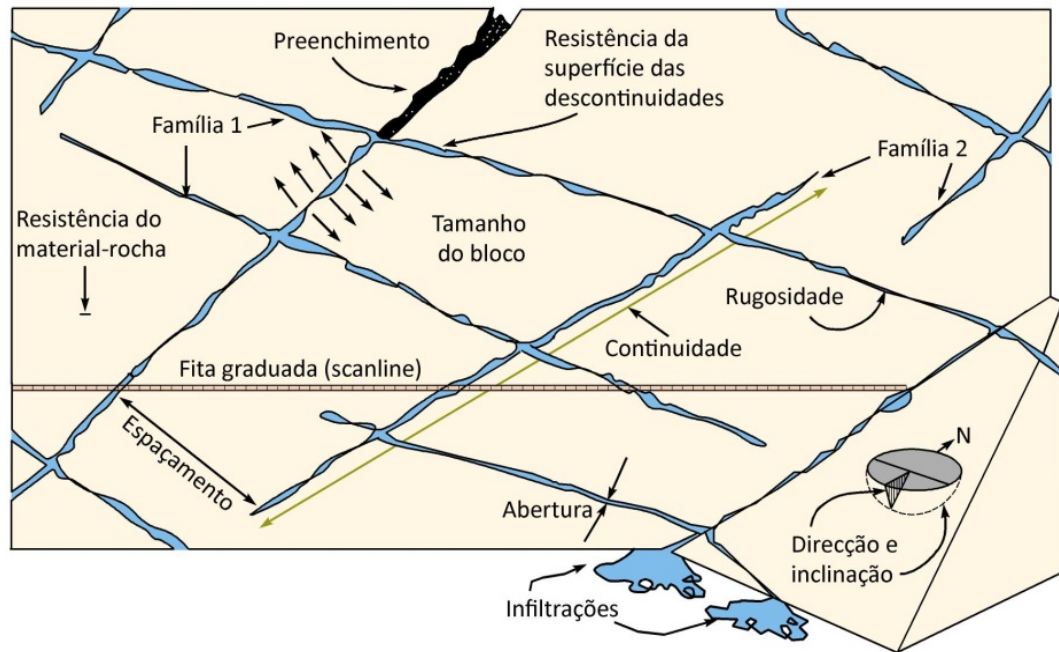


Figura 6. Representação esquemática das propriedades geológico-geotécnicas das discontinuidades (Hudson & Harrison, 1997; in: Vallejo & Ferrer, 2011).

Priest & Hudson (1976) e Priest (1993) revelaram que uma desvantagem desta abordagem é que a face da rocha é muitas vezes afastada da zona de interesse e pode sofrer danos por degradação ou degradação por intemperismo e cobertura vegetal. Neste trabalho, os custos de equipamentos e mão de obra são insignificantes em comparação com os custos de amostragem de furos de sondagens.

As características da qualidade dos maciços rochosos são dependentes fundamentalmente do estado da alteração e da fracturação, para além do estado da resistência. Estes são parâmetros importantes para a descrição do zonamento geotécnico. Os principais agentes geodinâmicos externos, como água, vento, temperatura e seres vivos tiveram um papel importante nesta mudança.


A descrição do estado de alteração (W), como se pode observar no Quadro 3, é feita com a observação visual no campo e as suas características e revela-se a partir dos sinais de alteração dos minerais, da descoloração ou, por vezes, a rocha comporta-se solo, como por exemplo saibros.

Para Gurocak & Kilic (2005) o estado de alteração é um dos fatores mais importantes que afetam a capacidade de carga e a escavação do maciço rochoso, isto porque a alteração do maciço rochoso pode alterar também parâmetros geomecânicos do mesmo maciço. Assim sendo, para Vallejo & Ferrer (2011), o grau de alteração da rocha é uma consideração importante, pois tem um efeito permanente sobre as suas propriedades mecânicas. À medida que o processo de intemperismo

progride, a porosidade, a permeabilidade e a deformabilidade do material rochoso mudam, ao mesmo tempo que a sua resistência diminui. Para estes autores, o estado de alteração pode ser avaliado através das características seguintes:

- Redução de tensão (de qualquer medição de força direta ou indireta);
- Cor e descoloração;
- Natureza dos produtos de intemperismo;
- Estado de fratura e alterações, se atribuíveis ao intemperismo.

Quadro 3. Classificação do grau de alteração (adaptado de ISRM 1978, 1981; Gurocak & Kilic 2005).

Grau de alteração		Nomenclatura		Significado	
	Sã ou não alterada	W ₁	W ₁₋₂	Não se observam sinais de alteração na matriz rochosa	Sã e compacta; descontinuidades fechadas; permeabilidade é praticamente nula
	Ligeiramente alterada	W ₂		Mudanças na cor original da matriz rochosa (descoloração)	
	Moderadamente alterada	W ₃	W ₃	Menos de metade do material rochoso está decomposto e/ou desagregado num solo, mantendo-se a petrofábrica original	Maciço mais ou menos são; intersectado por descontinuidades abertas
	Muito alterada	W ₄	W ₄₋₅	Mais de metade do material rochoso está decomposto e/ou desagregado num solo; a rocha é muito friável	Zona alterada a muito alterada ou mesmo decomposta; permeabilidade do tipo intersticial; pode coexistir uma circulação fissural
	Completamente alterada	W ₅		Todo o material rochoso está muito decomposto e/ou desagregado num solo residual	

Para além disto, o estado de alteração também é influenciado pelo estado de fracturação (F) da rocha, e nela se caracteriza pelo espaçamento entre as descontinuidades, a fracturação da rocha permite a circulação da água, e ajuda a deteriorar a rocha. O grau de fracturação normalmente pode ser expresso também pelo índice de RQD através de furos de amostragem contínua, segundo Vallejo & Ferrer (2011). Conforme ISRM (1981), o espaçamento médio (*intercepto de fracturação/ fracture intercept*) é definido como a distância média entre as fraturas sucessivas, medidas ao longo de uma linha reta que se cruza. Todas são contadas, independentemente de pertencerem ou não ao mesmo conjunto e podem ser observadas em superfícies expostas do maciço rochoso ou em furos de amostragem contínua. As suas classificações podem visualizar-se no Quadro 5.

Normalmente, o grau de resistência da rocha pode ser classificada de acordo com a dureza da

rocha, cuja superfície pode ser riscada com a unha no caso da rocha de resistência muito baixa (rocha muito branda), ou serem necessárias muitas pancadas de martelo para partir a rocha de resistência muito dura. Para Vallejo & Ferrer (2011), a faixa de resistência da rocha pode ser estimada, aproximadamente, a partir de índices de campo com martelo de Schmidt ou martelo de geólogo. Os critérios para a classificação da resistência da rocha, e no caso da utilização do martelo de Schmidt a camada superficial deve ser limpa antes da observação, podem ser consultados no Quadro 4, o qual serve também para se analisar a resistência da rocha com martelo de geólogo. Estes equipamentos são utilizados para descrever o estado da resistência da rocha no campo.

Quadro 4. Correlação entre resistência à compressão simples, UCS e índice de carga pontual, PLT (adaptado de ISRM (1978)).

Grau	Designação	σ_c (MPa)	I_s (50) (MPa)	Análise expedita
R6	Extremamente elevada	>250	>10	A rosca lasca depois de sucessivos golpes de martelo e ressoa quando batida
R5	Muito elevada	100 – 250	4 – 10	Requer muitos golpes de martelo para partir espécimes intactos de rocha
R4	Elevada	50 – 100	2 – 4	Pedaços pequenos de rocha seguros com a mão são partidos com único golpe de martelo
R3	Mediana	25 – 50	1 – 2	Um golpe firme com o pico do martelo de geólogo faz indentações até 5 mm; com a faca consegue-se raspar a superfície
R2	Baixa	5 – 25	(*)	Com a faca é possível cortar o material, mas este é demasiado duro para lhe dar a forma de provete para ensaio triaxial
R1	Muita baixa	1 – 5	(*)	O material desagrega-se com golpe firme do pico de martelo de geólogo
R0	Extremamente baixa	0,25 – 1	(*)	Consegue-se marcar com a unha

(*) não são consideradas minimamente fiáveis as correlações com a resistência à compressão simples

→ **Ensaio com martelo de geólogo**

É uma análise expedita, realizada com o recurso ao martelo de geólogo ou a uma faca, e estima os valores da resistência. Para tal, bastará recorrer à classificação proposta pela ISRM (1978) em função do grau de qualidade da rocha e pode correlacionar-se a compressão uniaxial e o índice de carga pontual (I_s) com o comportamento da material face àquelas análises expeditas (Quadro 4).

→ **Ensaio com recurso ao esclerómetro portátil (martelo de Schmidt)**

Existem vários tipos de equipamentos de martelo de Schmidt, sendo mais comuns os modelos L e N. O martelo do tipo L é utilizado no estudo de maciços rochosos com uma energia de impacto de 0.735 N/m² (três vezes menor que a energia de impacto do martelo do tipo N). Na aplicação do martelo de Schmidt é importante que a superfície a ensaiar seja lisa, sem fissuras e livre de materiais resultantes da meteorização da rocha. A posição do aparelho em relação à superfície a ensaiar pode ser na direção horizontal, na vertical ou na oblíqua (Figura 7). Para Aydin & Basu

(2005), este ensaio é rápido, económico e fiável, demonstrador da dureza da rocha, sendo utilizado para estimar as propriedades mecânicas da rocha. O valor do ressalto (R) é talvez o índice mais utilizado na mecânica das rochas para estimar a resistência à compressão uniaxial (UCS) e o módulo de elasticidade (E) de rocha intacta quer em laboratório, quer *in situ*. Aydin (2009) tem procurado estabelecer correlações entre os valores de ressalto (R) e a resistência à compressão uniaxial para os diferentes tipos de rocha.

Anotam-se dez pancadas de cada superfície, pois com apoio de aplicação *SchmidtData/UCS* (Galiza et al., 2011a,b) convertem-se os cinco maiores valores do ressalto segundo a norma proposta pela ISRM (1978; 1981; 1987) e ASTM (2001).

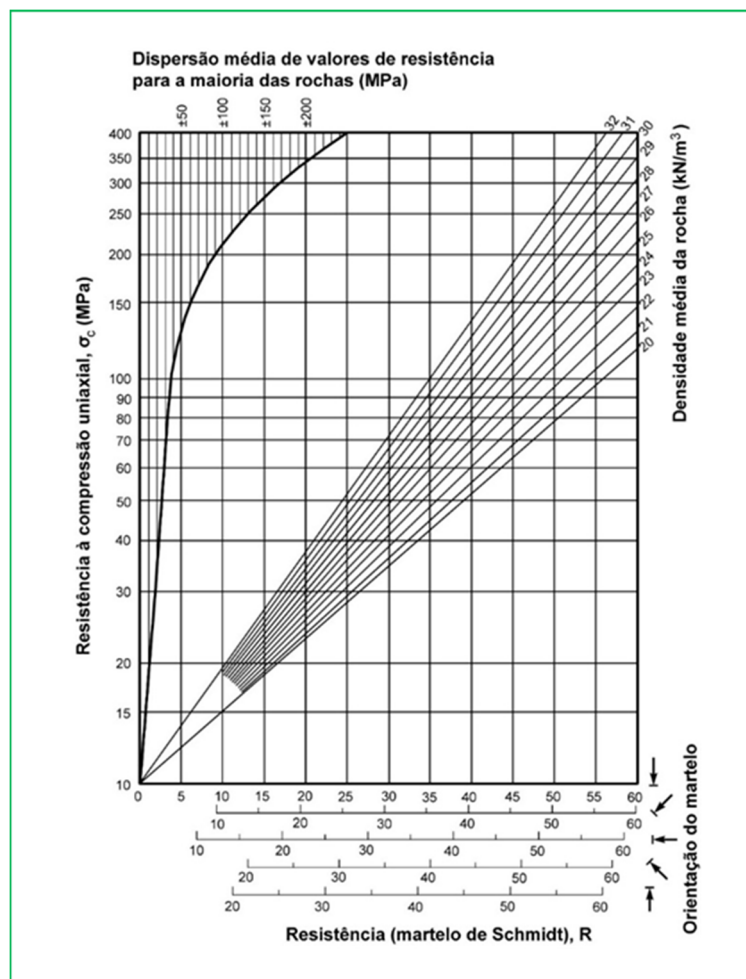


Figura 7. Ábaco de Miller para o cálculo da resistência à compressão da rocha partindo dos dados obtidos do Martelo de Schmidt (adaptado de Vallejo & Ferrer, 2011).






Para obter rocha com resistência suficiente para produção de agregados, muitas vezes o material rocha é muito duro e não se consegue esmagar, por isso as características mecânicas da rocha devem ser avaliadas através da observação geológica convencional, e analisar a resistência à carga pontual (I_s) no laboratório é muito importante, uma vez que a eficiência de perfuração e

detonação depende muito da resistência à tração da rocha, conforme Franklin et al. (1971) e Hudson (1997).

Para Franklin et al. (1971) nas rochas duras e compartimentadas, a resistência ao desmonte com explosivos diminuiu com o aumento de resistência à carga pontual aproximada de 12-15 MN/m², acima do qual um aumento da detonação da resistência torna-se aparente. Por outro lado, sabe-se que algumas das rochas mais brandas (com menos de 1 MN/m² de força de carga no ponto), como os argilitos, não são tão facilmente soltas por desmonte com explosivos devido à sua baixa resistência, já que materiais mais fracos podem absorver grandes quantidades de energia quando são esmagados nas proximidades do furo (Quadro 5).

Quadro 5. Síntese dos parâmetros geológico – geotécnicos das discontinuidades (adaptado de ISRM, 1978, 1981, 2007, 2015; Vallejo & Ferrer, 2011; Duarte, 2017).

Parâmetros	Representação gráfica	Descrição	Material de mediação	Exemplo e/ou quadro de classificação																																		
Atitude geológica		<p>A atitude geológica é definida através da direção e inclinação.</p> <p>A direção representa o ângulo que uma linha horizontal do plano define com o Norte magnético.</p> <p>A inclinação é definida pelo ângulo que a reta de maior declive, perpendicular à direção, define com o plano horizontal.</p>	Bússola de Geólogo com clinómetro	<p>N 65° E; 78° SE</p> <p>Direção: N 65°E Inclinação: 78° SE</p>																																		
Rugosidade (R)		<p>Este parâmetro corresponde à aspereza, em termos de ondulação, nas superfícies das descontinuidades. A rugosidade tem um papel importante na resistência ao corte nestas superfícies, ou seja, quanto maior a rugosidade, maior será a resistência ao corte e conseqüentemente menor a possibilidade de ocorrer uma rotura.</p>	Inspeção visual associada à sensibilidade do tato, definindo a rugosidade em função da respetiva classificação.	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Forma do perfil</th> <th>Classe</th> <th>Descrição</th> <th>Nomenclatura</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td rowspan="3">Denteada</td> <td>I</td> <td>Rugosa</td> <td>R₁₋₂</td> </tr> <tr> <td>II</td> <td>Lisa</td> <td>Pouco Rugosa</td> </tr> <tr> <td>III</td> <td>Estriada</td> <td>Rugosa</td> </tr> <tr> <td rowspan="3">Ondulada</td> <td>IV</td> <td>Rugosa</td> <td>R₃</td> </tr> <tr> <td>V</td> <td>Lisa</td> <td>Medianamente rugosa</td> </tr> <tr> <td>VI</td> <td>Estriada</td> <td>Rugosa</td> </tr> <tr> <td rowspan="3">Plana</td> <td>VII</td> <td>Rugosa</td> <td>R₄₋₅</td> </tr> <tr> <td>VIII</td> <td>Lisa</td> <td>Muito rugosa</td> </tr> <tr> <td>IX</td> <td>Estriada</td> <td>Rugosa</td> </tr> </tbody> </table>	Forma do perfil	Classe	Descrição	Nomenclatura	Denteada	I	Rugosa	R ₁₋₂	II	Lisa	Pouco Rugosa	III	Estriada	Rugosa	Ondulada	IV	Rugosa	R ₃	V	Lisa	Medianamente rugosa	VI	Estriada	Rugosa	Plana	VII	Rugosa	R ₄₋₅	VIII	Lisa	Muito rugosa	IX	Estriada	Rugosa
Forma do perfil	Classe	Descrição	Nomenclatura																																			
Denteada	I	Rugosa	R ₁₋₂																																			
	II	Lisa	Pouco Rugosa																																			
	III	Estriada	Rugosa																																			
Ondulada	IV	Rugosa	R ₃																																			
	V	Lisa	Medianamente rugosa																																			
	VI	Estriada	Rugosa																																			
Plana	VII	Rugosa	R ₄₋₅																																			
	VIII	Lisa	Muito rugosa																																			
	IX	Estriada	Rugosa																																			
Grau de fracturação (F)		<p>O grau de fracturação é definido pela distância entre as descontinuidades medidas através da técnica "Scanline".</p> <p>O espaçamento corresponde à distância perpendicular entre duas descontinuidades, sendo maior quanto menor for o grau de fracturação do maciço. A ISRM (1981) considera que deveremos estimar o "fracture intercept" (F).</p>	<p>Fita graduada bem esticada entre dois pontos, o seu comprimento deve ser ao longo de toda a área em estudo.</p> <p>Quanto maior o número e a área de medições, melhor a qualidade do estudo.</p>	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Intervalo (cm)</th> <th>Nomenclatura</th> <th>Significado</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>> 200</td> <td>F₁</td> <td>Muito afastadas Afastadas</td> </tr> <tr> <td>60 – 200</td> <td>F₂</td> <td>Afastadas</td> </tr> <tr> <td>20 – 60</td> <td>F₃</td> <td>Medianamente afastadas Medianamente afastadas</td> </tr> <tr> <td>6 – 20</td> <td>F₄</td> <td>Próximas</td> </tr> <tr> <td>< 6</td> <td>F₅</td> <td>Muito próximas Próximas</td> </tr> </tbody> </table>	Intervalo (cm)	Nomenclatura	Significado	> 200	F ₁	Muito afastadas Afastadas	60 – 200	F ₂	Afastadas	20 – 60	F ₃	Medianamente afastadas Medianamente afastadas	6 – 20	F ₄	Próximas	< 6	F ₅	Muito próximas Próximas																
Intervalo (cm)	Nomenclatura	Significado																																				
> 200	F ₁	Muito afastadas Afastadas																																				
60 – 200	F ₂	Afastadas																																				
20 – 60	F ₃	Medianamente afastadas Medianamente afastadas																																				
6 – 20	F ₄	Próximas																																				
< 6	F ₅	Muito próximas Próximas																																				
Continuidade (C)		<p>A continuidade implica a extensão em área de uma descontinuidade, ou seja, é definida pelo seu comprimento.</p> <p>A sua determinação torna-se difícil, sendo assim, deve-se verificar a extremidade da superfície, isto é, onde termina o comprimento da descontinuidade.</p>	É usada uma fita graduada para medir todo o comprimento da descontinuidade.	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Comprimento, L (m)</th> <th>Continuidade</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>< 1</td> <td>Muito pouco contínua</td> </tr> <tr> <td>1 – 3</td> <td>Pouco contínua</td> </tr> <tr> <td>3 – 10</td> <td>Medianamente contínua</td> </tr> <tr> <td>10 – 20</td> <td>Muito contínua</td> </tr> <tr> <td>> 20</td> <td>Extremamente contínua</td> </tr> </tbody> </table>	Comprimento, L (m)	Continuidade	< 1	Muito pouco contínua	1 – 3	Pouco contínua	3 – 10	Medianamente contínua	10 – 20	Muito contínua	> 20	Extremamente contínua																						
Comprimento, L (m)	Continuidade																																					
< 1	Muito pouco contínua																																					
1 – 3	Pouco contínua																																					
3 – 10	Medianamente contínua																																					
10 – 20	Muito contínua																																					
> 20	Extremamente contínua																																					

Parâmetros	Representação gráfica	Descrição	Material de mediação	Exemplo e/ou quadro de classificação																									
Preenchimento		Preenchimento ou enchimento de uma descontinuidade pode definir-se como sendo o material existente entre as paredes da descontinuidade, ou seja, na abertura da mesma.	Inspeção visual, usando por vezes o tato e a sensibilidade para definir o tipo de material que preenche a descontinuidade.	Alguns tipos de preenchimento: Argila mole ou dura; Quartzo; Rocha esmagada; Terra vegetal (o exemplo da imagem à esquerda); Outro																									
Abertura		Este parâmetro representa a separação entre blocos divididos por uma fratura, medida perpendicularmente ao plano da descontinuidade. A abertura tende a diminuir com a profundidade, até ao ponto em que as descontinuidades se apresentam praticamente fechadas.	Régua com precisão e marcação dos milímetros, colocada perpendicularmente às paredes da descontinuidade.	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Abertura (mm)</th> <th colspan="2">Significado</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>< 0,1</td> <td>Muito fechada</td> <td rowspan="3">Descontinuidade "fechada"</td> </tr> <tr> <td>0,10 – 0,25</td> <td>Fechada</td> </tr> <tr> <td>0,25 – 0,50</td> <td>Parcialmente aberta</td> </tr> <tr> <td>0,50 – 2,50</td> <td>Aberta</td> <td rowspan="2">Descontinuidade "Aberta"</td> </tr> <tr> <td>2,50 - 10</td> <td>Razoavelmente larga</td> </tr> <tr> <td>> 10</td> <td>Larga</td> <td rowspan="3">Descontinuidade "Muito aberta"</td> </tr> <tr> <td>10 – 100</td> <td>Muito larga</td> </tr> <tr> <td>100 – 1 000</td> <td>Extremamente larga</td> </tr> <tr> <td>> 1 000</td> <td>Cavernosa</td> <td></td> </tr> </tbody> </table>	Abertura (mm)	Significado		< 0,1	Muito fechada	Descontinuidade "fechada"	0,10 – 0,25	Fechada	0,25 – 0,50	Parcialmente aberta	0,50 – 2,50	Aberta	Descontinuidade "Aberta"	2,50 - 10	Razoavelmente larga	> 10	Larga	Descontinuidade "Muito aberta"	10 – 100	Muito larga	100 – 1 000	Extremamente larga	> 1 000	Cavernosa	
Abertura (mm)	Significado																												
< 0,1	Muito fechada	Descontinuidade "fechada"																											
0,10 – 0,25	Fechada																												
0,25 – 0,50	Parcialmente aberta																												
0,50 – 2,50	Aberta	Descontinuidade "Aberta"																											
2,50 - 10	Razoavelmente larga																												
> 10	Larga	Descontinuidade "Muito aberta"																											
10 – 100	Muito larga																												
100 – 1 000	Extremamente larga																												
> 1 000	Cavernosa																												
Terminação (T)		Refere-se à forma como termina uma descontinuidade, ou seja, terminar numa linha formada por outra descontinuidade, numa zona pertencente ao maciço ou não se conseguir observar a sua terminação e então ser "obscura".	Inspeção visual. Na figura à esquerda a terminação em descontinuidade	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Nomenclatura</th> <th>Designação</th> <th>Significado</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>D</td> <td>Descontinuidade</td> <td>Termina numa outra descontinuidade</td> </tr> <tr> <td>R</td> <td>Rocha</td> <td>Termina na própria rocha</td> </tr> <tr> <td>O</td> <td>Obscura</td> <td>Continuidade ao longo do maciço ou não é possível observar a sua terminação</td> </tr> </tbody> </table>	Nomenclatura	Designação	Significado	D	Descontinuidade	Termina numa outra descontinuidade	R	Rocha	Termina na própria rocha	O	Obscura	Continuidade ao longo do maciço ou não é possível observar a sua terminação													
Nomenclatura	Designação	Significado																											
D	Descontinuidade	Termina numa outra descontinuidade																											
R	Rocha	Termina na própria rocha																											
O	Obscura	Continuidade ao longo do maciço ou não é possível observar a sua terminação																											
Curvatura		É uma propriedade física das descontinuidades, onde se define a curvatura que a mesma realiza ao longo do seu comprimento.	Inspeção visual.	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Nomenclatura</th> <th>Designação</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>C₁₋₂</td> <td>Plana</td> </tr> <tr> <td>C₃</td> <td>Algo curva</td> </tr> <tr> <td>C₄₋₅</td> <td>Muito curva</td> </tr> </tbody> </table>	Nomenclatura	Designação	C ₁₋₂	Plana	C ₃	Algo curva	C ₄₋₅	Muito curva																	
Nomenclatura	Designação																												
C ₁₋₂	Plana																												
C ₃	Algo curva																												
C ₄₋₅	Muito curva																												
Percolação da água		É determinada pelo fluxo de água que percorre livremente as paredes das descontinuidades ou todo o maciço. Caso exista no maciço elevados caudais de água significa que poderá haver alguns problemas de instabilidade do mesmo.	Inspeção visual e sensibilidade ao tato. Não se deve descorar de qualquer informação que se ache relevante, apontando-a assim nas observações da ficha de campo.	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Nomenclatura</th> <th>Designação</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>S</td> <td>Seco</td> </tr> <tr> <td>H</td> <td>Húmido</td> </tr> <tr> <td>G</td> <td>Gotejante</td> </tr> <tr> <td>F</td> <td>Fluxo</td> </tr> </tbody> </table>	Nomenclatura	Designação	S	Seco	H	Húmido	G	Gotejante	F	Fluxo															
Nomenclatura	Designação																												
S	Seco																												
H	Húmido																												
G	Gotejante																												
F	Fluxo																												

→ **Software ScanGeoData|BGD & SchmidtData|UCS**

Esta base de dados já foi utilizada para vários estudos de taludes e desmonte da rocha com explosivos, e, de facto, facilita a compilação e interpretação de dados com maior eficácia, conseguindo-se uma poupança de tempo significativa. Nomeadamente o *ScanGeoData|BGD* analisa as descontinuidades por família e as classes dos seus parâmetros, enquanto *SchmidtData|UCS* facilita a transformação dos dados do martelo de Schmidt para UCS e define as classes de resistência (ISRM, 1978), como se pode observar na Figura 8 (pormenores em Chaminé et al. 2016).

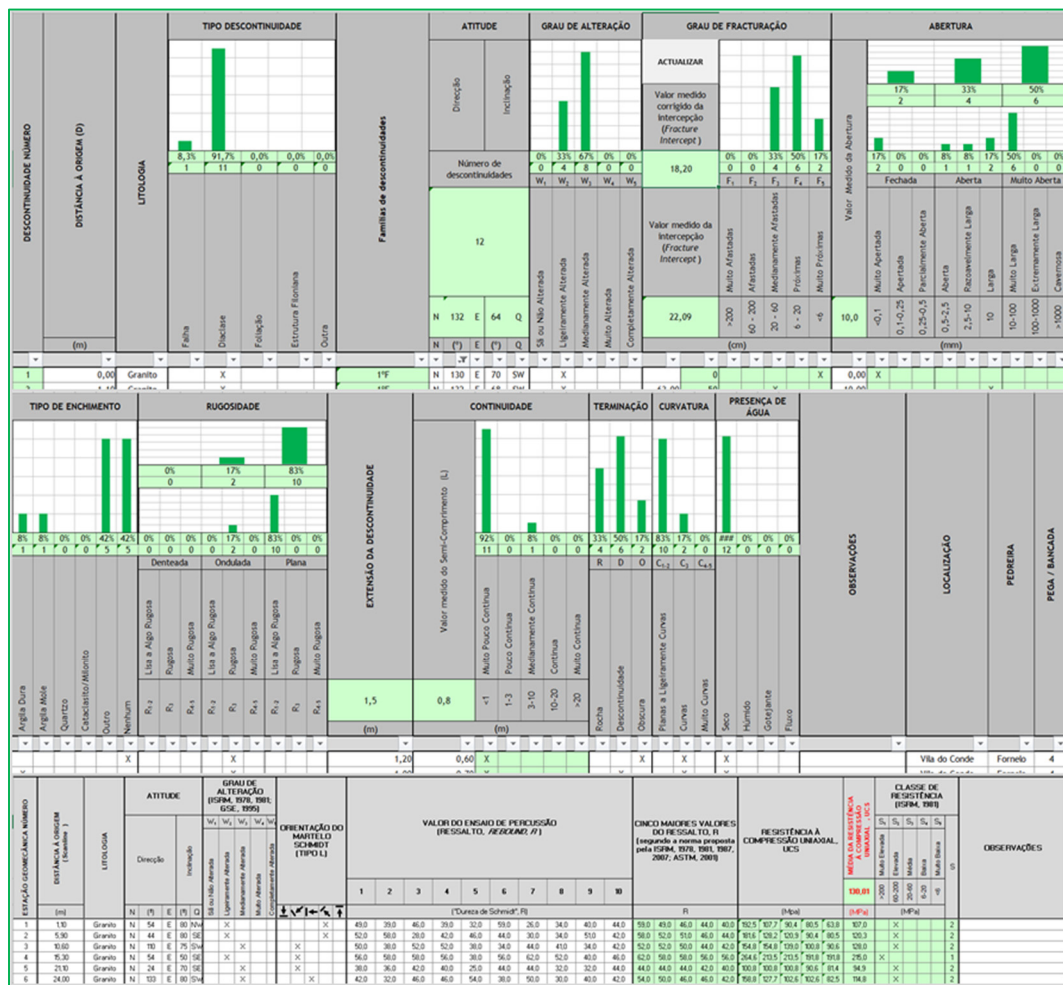


Figura 8. Exemplo de aplicação das bases de dados *ScanGeoData|BGD* e *SchmidtData|UCS* para maciços rochosos fraturados (adaptado de Fonseca et al. 2010; Chaminé et al. 2016).

→ **Software Dips**

O programa *Dips* é concebido para a análise de características relacionadas com o diagnóstico em engenharia de estruturas rochosas, e permite a análise dos dados das estruturas geológicas baseados em orientação, permitindo ao utilizador analisar e visualizar dados estruturais seguindo as mesmas técnicas usadas em estereogramas com o objetivo de analisar as inclinações e diagramas

de rosetas para analisar a direção das descontinuidades. Neste trabalho, utilizou-se o *software Dips*, cujo objetivo é analisar as orientações das famílias das descontinuidades que servem como definição das orientações de desmonte com explosivos, para além de conceber a direção certa pela qual o maciço vai deslizar.

→ **Definição de blocometria**

“...Rock quarrying and blasting efficiency are likely to be largely a function of the natural in situ block-size. It may be helpful to think in terms of a block size distribution for the rock mass...”, conforme se pode depreender da ISRM (1978).

Do ponto de vista da geotecnia, a dimensão do bloco unitário é um dos parâmetros mais difícil a determinar nos maciços rochosos e o tamanho do bloco é um indicador extremamente importante do comportamento do maciço rochoso (ISRM, 1978). O que se pode constatar no Quadro 6 e Figura 9 são as formas e as dimensões dos maciços rochosos mais vulgares e que podemos encontrar normalmente. Para Palmström (2005), as medições das descontinuidades e suas características num maciço rochoso são frequentemente difíceis. As descontinuidades formam padrões tridimensionais complicados na crosta, normalmente as medições são feitas principalmente em superfícies bidimensionais e em furos unidimensionais ou ao longo de linhas de amostragem linear. Como consequência, a estimativa do bloco unitário é tipicamente realizada e incorporada nas classificações dos maciços rochosos. Conforme ISRM (1978) o tamanho do bloco pode ser descrito por índice dimensional (*I_b*) ou índice volumétrico (*J_v*). Palmström (2005), usou o índice *J_v* para encontrar RQD com base no levantamento de amostragem linear.

Quadro 6. Classificação de maciços rochosos em função do tamanho e forma dos blocos (adaptado de ISRM, 1978; Vallejo & Ferrer, 2011).

Classes	Tipo de maciço rochoso	Características
I	Maciço compacto	Poucas descontinuidades ou muito espaçadas
II	Maciço de blocos paralelepípedicos	Dimensões da mesma ordem de grandeza
III	Maciço tabular	Uma dimensão consideravelmente menor que as duas restantes
IV	Maciço colunar	Uma dimensão consideravelmente maior que as duas restantes
V	Maciço irregular	Grandes variações do tamanho e forma dos blocos
VI	Maciço esmagado	Fracturação intensa

Para Vallejo & Ferrer (2011) e ISRM (1978), o papel do tamanho do bloco é decisivo, pois condiciona tanto o comportamento do maciço rochoso e sua resistência, quanto as propriedades

deformacionais. O tamanho e a forma do bloco são definidos pelo número de conjuntos de discontinuidades, a sua orientação e o espaçamento e persistência.

ISRM (1978) assinalaram os blocos definidos pela compartimentação do maciço e apresentam duas características importantes sob o ponto de vista da exploração, particularmente:

- Dimensão – é função do espaçamento, do número de fraturas e da sua continuidade;
- Forma – é função do número de famílias de fraturas e da sua orientação, como se pode observar também na Figura 9.

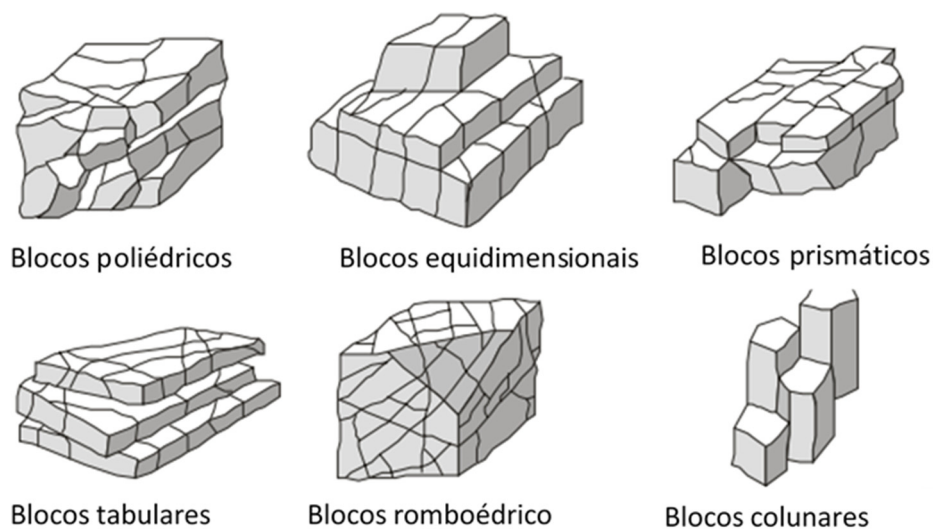


Figura 9. Exemplo das formas de bloco (adaptado de Palmström, 2005).

❖ **Índice de espaçamento (I_f)**

De entre todas as propriedades, o espaçamento das discontinuidades, particularmente, protagoniza uma função importante na determinação da dimensão da rocha: os blocos maiores têm fracturação afastada e o maciço rochoso é mais resistente, ao contrário de blocos com dimensões menores. Deere (1963) fez a quantificação deste parâmetro desde blocos menos afastados (<5 cm) a muito afastados (>3 m), e a partir daí fez a leitura da percentagem “good rocks” no “index log”, que logo deu origem ao RQD. Deere & Deere (1988) atualizou o RQD para uso da classificação do maciço rochoso e considerou o material rocha com dimensão maior que 100 mm para o cálculo da percentagem de RQD de muito pobre (0-25%) a excelente (90-100%) (Figura 10).

❖ **Índice dimensional (I_b)**

Para a ISRM (1978), o objetivo do índice do tamanho de bloco é representar as dimensões médias de blocos de rochas. O valor médio dos espaçamentos individuais (S_1 , S_2 , etc.) pode não dar um valor realístico de I_b (pode calcular-se através da Equação 1) se houver mais de três

conjuntos de descontinuidades, mas tem pouca influência nos tamanhos reais dos blocos, como observado no campo. Palmström (2005), afirmou que o espaçamento das descontinuidades é uma distância perpendicular entre duas descontinuidades de uma família de descontinuidades, e conforme a experiência do autor, ainda existem as descontinuidades aleatórias (S_r), pode estimar-se um intervalo entre 5 a 10 m.

$$lb = \frac{S1 + S2 + S3}{3}$$

Equação 1. Índice dimensional (ISRM, 1978; Vallejo & Ferrer, 2011).

❖ Índice volumétrico (J_v)

J_v representa o índice volumétrico em metro cúbico (somatório do número de descontinuidades por unidade de comprimento, para o conjunto das famílias) e S_r as juntas aleatórias não faz parte do conjunto das famílias de descontinuidades (Palmström 2005). N_r é o número das descontinuidades totais medidas menos o número das descontinuidades das famílias.

Para Vallejo & Ferrer (2011) é difícil analisar em modelo tridimensional (largura, comprimento e altura) de um maciço rochoso, mas pode determinar-se através da contagem de descontinuidades de cada família que se intersectam, medindo perpendicularmente a direção de cada uma das famílias. Para o cálculo de índice volumétrico pode utilizar a Equação 2 e o Quadro 7.

$$J_v = \frac{1}{S1} + \frac{1}{S2} + \frac{1}{S3} + \frac{N_r}{S_r}$$

Equação 2. Índice volumétrico (Palmström, 2005).

Quadro 7. Classificação de J_v (adaptado de Palmström, 2005).

Descrição	Índice volumétrico J_v (descontinuidades/ m^3)	Volume (m^3)
Blocos muito grandes	<1	>25
Blocos grandes	1-3	1-25
Blocos de tamanho médio	3-10	0,025-1
Blocos pequenos	10-30	0,001-0,025
Blocos muito pequenos	>30	<0,001

❖ Índice da qualidade da rocha (RQD)

Deere (1963) desenvolveu (e atualizado em Deere & Deere, 1988) um sistema de classificação dos estados de alteração e fracturação baseado num índice que designou por RQD, indicativo da qualidade dos maciços rochosos, definido a partir dos testemunhos de sondagens realizadas com

recuperação contínua de amostra. O RQD é definido como a percentagem determinada pelo quociente entre o somatório dos fragmentos de amostra com comprimento superior a 10 cm e o comprimento total furado em cada manobra, como se pode visualizar na Figura 10.

$$RQD = 115 - 3.3 Jv$$

Equação 3. Correlação de RQD e Jv (Palmström 2005).

No entanto, a Equação 3 foi atualizada para a Equação 4, provavelmente porque dá uma correlação média mais apropriada do que a Equação 3 e que pode ser representativo para os blocos mais longos ou planos, enquanto a Equação 4 é mais robusta (Palmström 2005).

$$RQD = 110 - 2.5 Jv$$

Equação 4. Correlação de RQD e Jv (Palmström 2005).

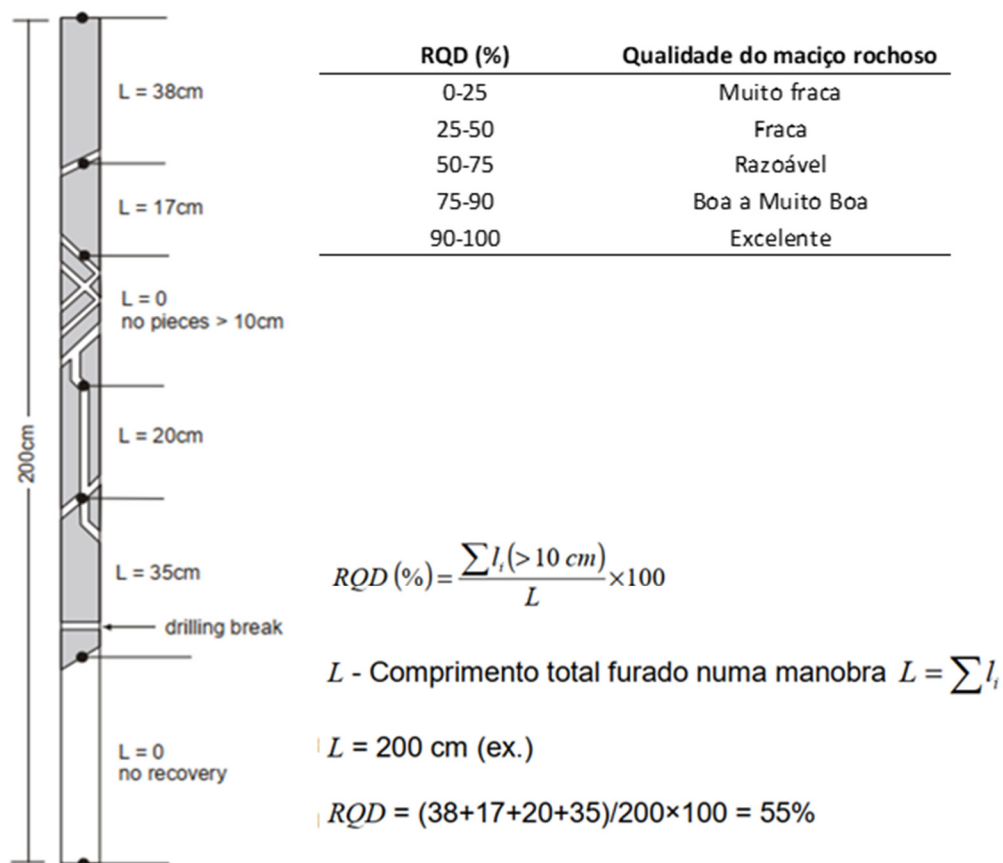


Figura 10. Procedimento de calculação de RQD (Deere 1963, Deere & Deere 1988) (adaptado de Palmström, 2005).

Por outro lado, pode calcular-se o valor de RQD indiretamente através de um ábaco criado por Priest (1993) que utiliza o espaçamento médio das discontinuidades e assim obtém-se o limiar do RQD teórico (%), como se pode observar na Figura 11.

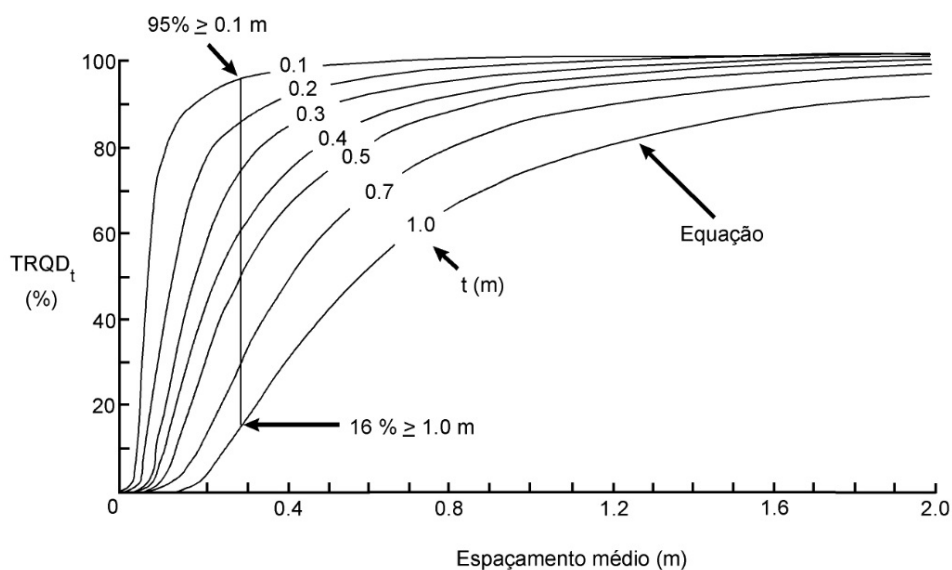


Figura 11. Ábaco para a determinação do RQD teórico através do espaçamento médio das descontinuidades, em que t é “threshold”, ou seja, o limiar do RQD (Priest, 1993).

A linha de $t=1$ demonstra um valor mais conservador em relação ao $RQD_{teórico}$. Os ajustes para as outras curvas do ábaco só devem ser realizados se os dados do espaçamento forem estatisticamente representativos e o intervalo de confiança cumpre os $95\% > 0,1$ m (Priest 1993).

2.2. Escavabilidade do maciço rochoso

Para Tsiambaos & Saroglou (2010) escavabilidade é usado como um termo amplo que se refere à facilidade de escavação de rochas e massas rochosas e inclui os métodos: a escavação, quando existem condições de escavação fácil / muito fácil; ripabilidade, para as condições de escavação moderadas a difíceis; e desmonte com explosivos para as condições de escavação muito difíceis. Além disto, o conhecimento das características físicas e mecânicas, bem como o comportamento dos geomateriais a serem escavados, é vital para a seleção do método mais eficaz de escavação. Deste modo, Kaya et al. (2011) destacou que a seleção correta do método e dos equipamentos de escavação nas escavações superficiais e subterrâneas depende das propriedades de escavabilidade das rochas, em particular UCS, I_s (50), I_f , J_v , Q , RMR_{89} e GSI.

A escavabilidade do maciço rochoso já tem sido tratada por vários autores desde a evolução do equipamento feito por Caterpillar (1970), onde, na altura, o parâmetro que se considerou foi apenas relativamente à velocidade sísmica. Então esta técnica tem evoluído desde Franklin et al. (1971), Weaver (1975), Kirsten (1982), Minty & Kearns (1983), Scoble & Muftuoglu (1984); Smith (1986), Singh et al. (1987), Karpuz (1990); Hadjigeorgiou & Scoble (1990); Pettifer & Fookes (1994), Galiza et al. (2011a,b) destacando o mais recente que foi aplicar o GSI (Geological Strength Index) de Hoek et al. (1998, 2013) na escavabilidade tendo sido a proposta de Tsiambaos & Saroglou (2010).

2.2.1. Métodos de Franklin, Broc & Walton (1971)

Franklin et. al. (1971) no seu artigo: "Logging the mechanical character of rock", relata a importância de "index log" que fornece muitas informações sobre a geologia (tamanho do grão, conteúdo de quartzo e estratificação) e geomecânica (resistência e índice de espaçamento). No *index log* fazem-se as leituras dos mapas de espaçamento de fraturas e que podem indicar os tamanhos que provavelmente resultarão do desmonte com explosivos, portanto, podem auxiliar no planeamento de extração da rocha e transporte dos materiais desmontados. Com base no *index log* definiram-se dois parâmetros de escavabilidade: espaçamento das descontinuidades (I_f) e índice de carga pontual (I_{S50}). Logo elaborou-se um ábaco que subdivide a escavabilidade do maciço rochoso em quatro áreas o que facilita a escolha de métodos de escavação, isto é, escavação (*Dig*), ripagem (*Rip*), explosivo para desagregar (*Blast to loosen*) e desmonte com explosivos (*Blast to fracture*). No entanto, o autor sugeriu que futuros trabalhos, deveriam incluir outros parâmetros no diagrama, como por exemplo, parâmetros de deformabilidade e teste de durabilidade.

Logo, em 2011, Galiza et al. fez uma interessante revisão para ajustar os parâmetros que se agrupavam no ábaco, nomeadamente I_f , I_{S50} e UCS , RQD e o "número de Schmidt/ressalto" (R) (Figura 12). A linha vermelha representada no ábaco corresponde à escavação com explosivo que será feita, quando o maciço apresentar $I_{S50} > 5$ MPa e o espaçamento médio deverá ser acima de 0,05 m.

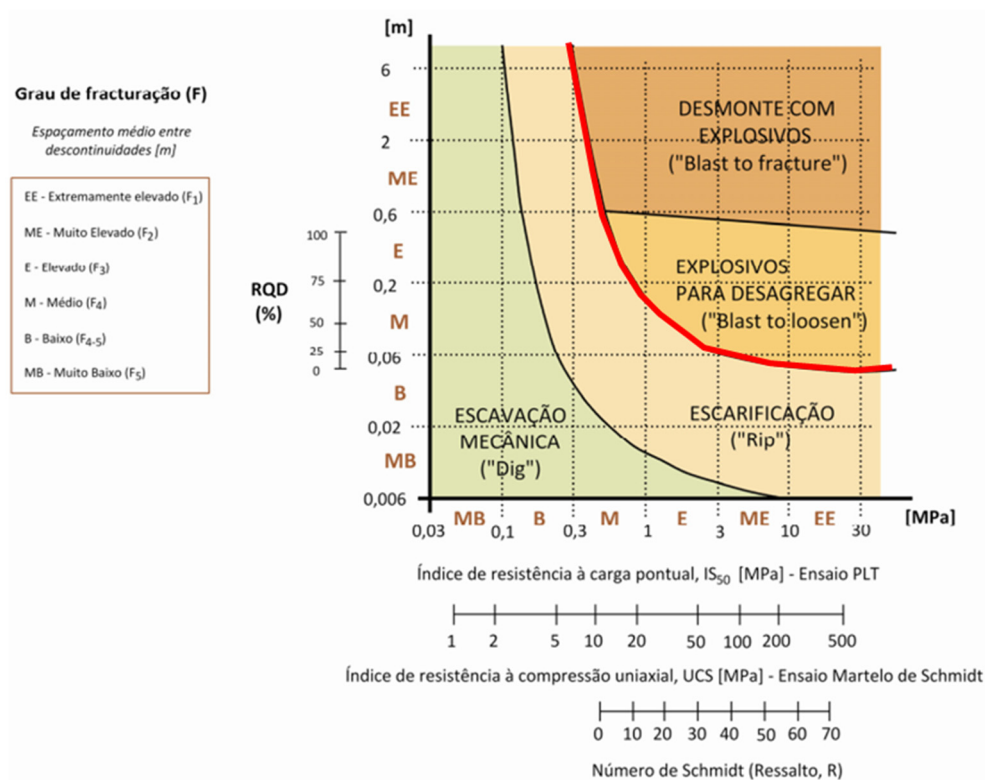


Figura 12. Ábaco para a escavabilidade de um dado maciço rochoso (adaptado de Franklin et al., 1971 por Galiza et al., 2011a,b).

2.2.3. Método de Pettifer & Fookes (1994)

O método de Franklin et. al. (1971), facilita a escolha da técnica de escavação, porém, com o desenvolvimento de equipamentos mecânicos, o método ficou retrógrado. De tal forma, Pettifer & Fookes (1994) fazem a revisão do método anterior que adaptam com a tecnologia do século XX e foi concebido um ábaco da escavabilidade que subdividiu as técnicas da escavação em escavação mecânica, escarificação, explosivos ou o martelo hidráulico, ripagem e desmonte com explosivos. Este método é particularmente útil para as avaliações rápidas durante pesquisas no campo, e para os projetos onde dados de sondagens de amostragem “drill core” e sísmica ou testes de laboratório não estão disponíveis. O ábaco de escavabilidade atualizado enfatiza os limites de extração usando diferentes tamanhos de trator, desde Caterpillar de D6 a Caterpillar D11N, onde a última foi a mais poderosa no século XX.

No ábaco original consideram-se 3 parâmetros principais: I_s (50), I_f ou tamanho dos blocos e orientação de descontinuidades, e o grau de abrasividade da rocha, que não está no ábaco, mas tem grande impacto na escavabilidade. Conforme os autores, os procedimentos de descontinuidade foram seguidos ISRM (1981) e as medições foram feitas ao longo da linha de amostragem linear ou amostragem de “drill core”, pois por este meio fazem-se a caracterização geológica, geotécnica e geomecânica das descontinuidades.

Em 2011, Galiza et al., apresenta uma revisão da proposta de Pettifer & Fookes (1994). O ábaco (Figura 13) apresenta, genericamente, os seguintes parâmetros (obtidos através do estudo geológico-geotécnico de testemunhos de sondagem ou, complementarmente, em afloramento): I_s (50), grau de fracturação em termos de espaçamento médio entre descontinuidades e grau de alteração. Estes parâmetros podem ainda ser correlacionáveis com outras grandezas, nomeadamente o I_s (50) com UCS e com o “número de Schmidt” e o grau de fracturação (RQD) ou pelo espaçamento médio entre descontinuidades em termos de “fracture intercept”, proposto pela ISRM (1981).

Mais recentemente, Tsiambaos & Saroglou (2010), propõem a utilização do GSI adaptado por Marinou & Hoek (2000) com o objetivo de avaliar o tipo de escavabilidade previsível para o maciço. Os ábacos de Franklin et al. (1971) e Pettifer & Fookes (1994) possuem, atualmente, algumas desatualizações, visto que as tecnologias e capacidades dos equipamentos têm tido uma evolução crescente, nomeadamente os modernos equipamentos hidráulicos que ampliam as áreas de escavação mecânica e de escarificação para o interior das regiões de desmonte com explosivos (Bastos, 1998; Tsiambaos & Saroglou, 2010). Todavia, são ábacos muito expeditos e permitem-nos retirar interessantes deduções de ordem prática sobre o pressuposto grau de escavabilidade de um dado maciço (Galiza et al., 2011ab).

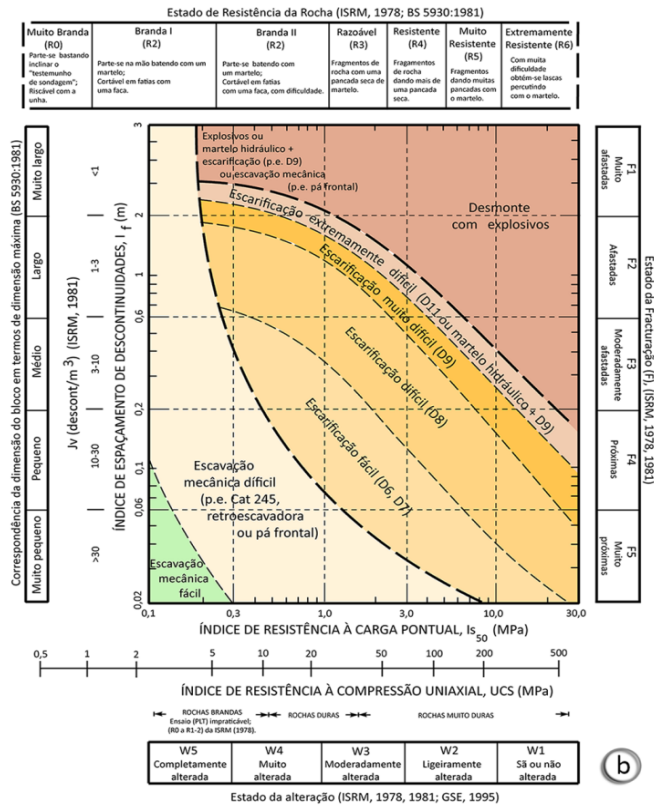


Figura 13. Diagrama ilustrativo da complexidade dos parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos envolvidos na caracterização dos maciços para os efeitos de desmorte (adaptado de Franklin et al., 1971 e de Pettifer & Fookes, 1994, por Galiza et al. 2011a,b).

Em suma, neste trabalho foi escolhida a revisão técnica do ábaco de Pettifer & Fookes (1994) adaptado por Galiza et al. (2011a,b), uma vez que o ábaco é mais atualizado e fornece os parâmetros mais detalhados. Além disso, os seus parâmetros são capazes de ir ao encontro, de se conjugarem, com o uso das medições de descontinuidades através da técnica de amostragem linear e com o apoio do martelo de geólogo ou do martelo de Schmidt que facilitam a obtenção dos parâmetros mecânicos.

2.3. Desmorte da rocha com substâncias explosivas

Segundo Bernardo & Vidal (2005), “...a utilização de explosivos civis em obras geotécnicas, cujos enquadramentos legais são cada vez mais restritivos, é já uma técnica baseada em procedimentos científicos, fundamentados nos conceitos da dinâmica das rochas, que têm permitido conhecer melhor a ação dos explosivos nos maciços rochosos, em função dos seus mecanismos de rotura e respetivas propriedades geomecânicas...”.

O desmorte consiste na operação de extração de uma parte mais ou menos significativa da rocha que constitui o maciço rochoso (Galiza et al., 2011b), destacando-se o desmorte em bancada que é o método típico que se adapta em geral a todas as pedreiras para a produção de agregados. Segundo Galiza et al. (2011b), a operação de desmorte envolve três grupos de parâmetros (e.g.,

Franklin & Dusseault 1991): i) geológico-estruturais, petrofísicos, geotécnicos e geomecânicos do maciço rochoso; ii) ferramentas de execução; iii) geometria do diagrama de fogo. No entanto, Heiniö (1999) e Galiza et al. (2011c), acrescentaram que o primeiro grupo é incontrolável nos seus parâmetros, nomeadamente estrutura regional e litologia, textura, grau de fracturação (F), grau de alteração (W), hidrologia e hidrogeologia do maciço, abrasividade, dureza, densidade, resistência à compressão, enquanto o segundo e o terceiro grupos são parâmetros controláveis. Obviamente, os principais objetivos do rebentamento da rocha com explosivos são a fragmentação e o movimento da rocha.

Para Jimeno et al. (1995) os parâmetros controláveis são geometria (diâmetro do furo, comprimento do furo, espaçamento entre furos, distância à frente, altura da bancada, etc.); propriedades de explosivos (tipos de explosivos, resistência, energia, etc.) e tempo (retardo e sequência de iniciação).

2.3.3. Substâncias explosivas

Para Galiza et al. (2011c) e Góis et al. (2012), os produtos *explosivos*¹ são compostos químicos ou misturas, que quando ativados por uma fonte de energia térmica (calor), mecânica (choque ou fricção) se podem decompor bruscamente libertando um grande volume de gases, alta pressão e temperatura. Essa energia, se for convertida em trabalho, provoca a rotura e fragmentação da rocha. Em função da velocidade de decomposição, os produtos explosivos podem desenvolver três tipos de reação como se pode constatar no Quadro 8.

Quadro 8. Características dos tipos de reação de produtos explosivos (adaptado de Galiza *et al.*, 2011c).

Tipos/Características	Combustão	Deflagração	Detonação
Duração da reação	Bastante longa	Alguns ms	Alguns μ s
Velocidade de decomposição	m/s	Centenas m/s	Alguns km/s
Pressão gerada	Desprezável	Entre 3 e 5 kbar	Centenas de kbar
Efeitos produzidos	Calor, luz e gases	Grande força de impulsão	Onda de choque

¹ A definição do explosivos em termos legal conforme Norma Timor-Leste, Despacho Conjunto n.º 1/2017 "Explosivo", qualquer composto químico ou mistura mecânica que contenha qualquer componente oxidante e de combustível em proporções, quantidades ou volumes tais que, por ignição por meio de fogo, fricção, concussão, percussão ou detonação de qualquer parte do mesmo, possa, e se destina a, causar uma explosão, e inclui pólvora, pólvora usada para rebentamentos, dinamite, espoletas ou agentes detonadores, pólvora sem fumo, granadas, minas ou qualquer engenho explosivo e exclui combustíveis para motores, a menos que incorporados noutras misturas com o fim de causar uma explosão; A definição do explosivo em termos legal conforme Decreto-Lei n.º 9/2017 de Portugal, "Explosivo" «Explosivos», as matérias e objetos considerados pelas Recomendações das Nações Unidas relativas ao transporte de mercadorias perigosas e constantes da classe 1, adotadas através do Acordo Europeu Relativo ao Transporte Internacional de Mercadorias Perigosas por Estrada, concluído em Genebra em 30 de setembro de 1957, aprovado para adesão pelo Decreto -Lei n.º 45 935, de 19 de setembro de 1964, regulamentado pelo Decreto -Lei n.º 41 -A/2010, de 29 de abril, alterado pelos Decretos-Leis n.º 206 -A/2012, de 31 de agosto, 19 -A/2014, de 7 de fevereiro, e 246-A/2015, de 21 de outubro;

Na Figura 14 ilustra-se a evolução do sistema de iniciação (detonadores).

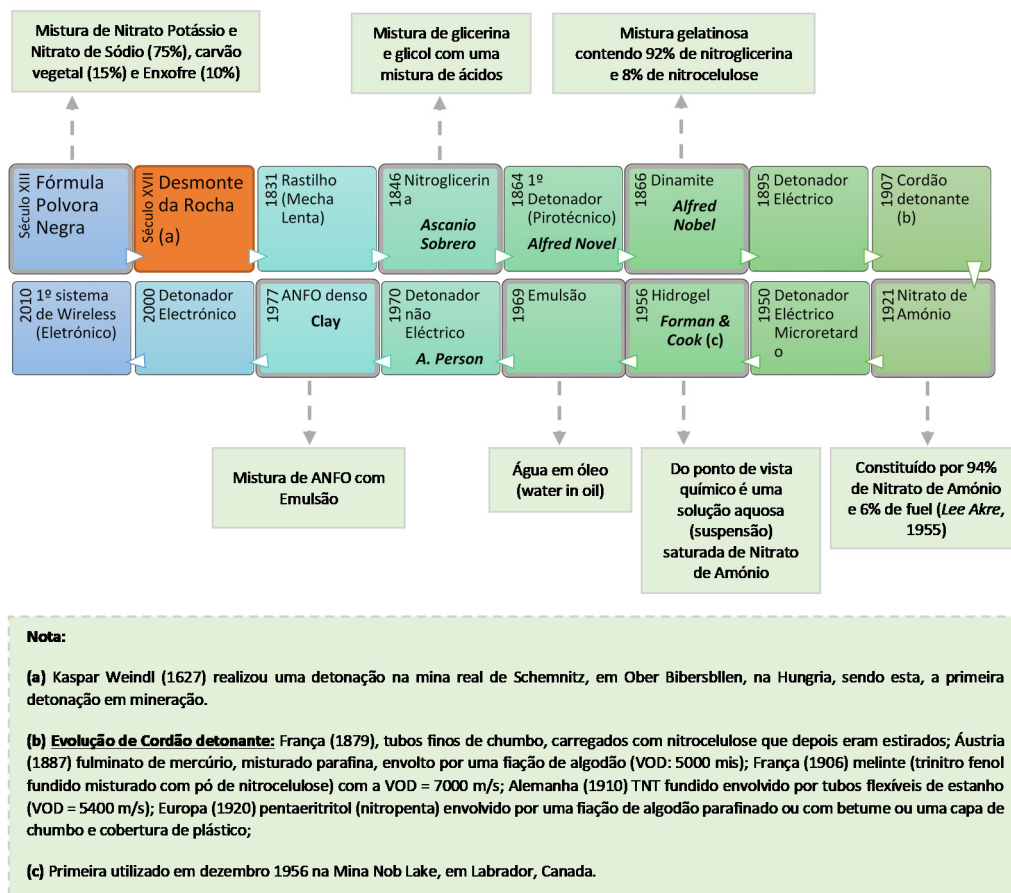


Figura 14. Evolução de Explosivos e sistema de iniciação (adaptado de Bernardo, 2014; Silva, 2009).

Os produtos explosivos podem ser divididos em baixos explosivos, tais como a pólvora negra, ou altos explosivos que consistem em explosivos primários, como o fulminato de mercúrio, e são caracterizados pela sua sensibilidade ao choque, faísca ou chama, que podem originar a detonação do explosivo e normalmente têm a função de cargas iniciadoras, como por exemplo os detonadores; explosivos secundários detonam apenas quando submetidos a uma onda de choque, normalmente criada pela detonação de um explosivo primário. Exemplos deste tipo são os explosivos militares como o TNT e explosivos industriais como as gelatinas e algumas emulsões. Alguns tipos de explosivos, denominados agentes explosivos, necessitam de outro explosivo detonante para serem iniciados, como é o caso do ANFO e algumas emulsões (Bernardo 2014, Galiza et al. 2011c, Góis et al. 2012).

Para Bernardo (2014) as propriedades mais importantes dos explosivos são: energia específica, velocidade de detonação, densidade, resistência à água, tipo de gases, pressão de detonação, sensibilidade ao detonador, entre outras. No entanto, a “força” ou “potência” é uma das características fundamentais conforme o uso industrial para produzir efeitos mecânicos que

fragmentam melhor o maciço rochoso. Conforme Gomes et al. (2008), esta força pode ser calculada através da Equação 5.

$$S = \frac{5}{6} \times e + \frac{1}{6} \times V$$

Equação 5. Força de explosivos por unidade de peso (Gomes et al., 2008).

Onde,

S = força do explosivo por unidade de peso

E = coeficiente energético

$$e = \frac{425 \times Qv}{500000}$$

Qv = calor de reação kcal/kg

V = coeficiente volumétrico

$$V = \frac{Vg}{850}$$

Vg = Volume de gás libertado à temperatura de 0 °C e à pressão de 1 atmosfera

Bernardo (2014) diz que o explosivo mais barato não é o que conduz ao resultado do desmonte mais acessível. Para o autor a seleção do explosivo deve estar conforme o objetivo do desmonte e considerar fatores económicos, tais como custo do explosivo, custo de perfuração e custo de fragmentação secundária, transporte e britagem; características da rocha e maciço rochoso; tipo de explosivo através de impedância característica; condições existentes, como por exemplo a presença de água; resultados pretendidos e restrições ambientais (vibrações, ruído, projeção e sobrefaturação do maciço remanescente). No entanto, o autor reforçou que do ponto de vista técnico, deverá ser escolhido o explosivo do qual resulte o melhor encontro de impedâncias (*impedance matching*).

Para Gomes et al. (2008) a impedância de um explosivo é o produto da velocidade de detonação pela densidade de carga do explosivo (Equação 6).

$$n = \frac{pe \times VD}{pr \times VC}$$

Equação 6. Relação entre a impedância do explosivo e da rocha (Gomes et al., 2008).

Onde:

n = relação entre a impedância do explosivo e da rocha

pe = densidade do explosivo (g/cm³)

ρ_r = densidade da rocha (g/cm^3)

V_D = velocidade da detonação (m/s)

V_C = velocidade da propagação das ondas na rocha (m/s)

Terá que ser escolhido o explosivo comercial que se apresentar mais adequado à impedância da rocha de modo a reduzir a influência da interface explosivo/rocha e assim tirar o máximo partido da energia do produto explosivo empregue. Se a impedância de rocha for superior à impedância de explosivos, provavelmente pode não conduzir à fragmentação ou resultará em blocos com dimensões maiores.

No desmonte em bancada é frequente a utilização dos microretardos para diferenciar o tempo de detonação em cada furo da mesma fiada, criando um espaço para a movimentação das seguintes fiadas, e assim sucessivamente. Bernardo (2014), faz a comparação dos preços unitários de vários detonadores desde o de menor ao maior custo: pirotécnicos, elétricos, não elétricos e eletrónicos. Esta comparação inclui a análise da eficiência (fragmentação e/ou deslocamento); aspetos ambientais (vibrações e/ou projeções) e ocupacionais (segurança do operador no local do trabalho) como se pode visualizar no Quadro 9.

Quadro 9. Análise comparativa dos sistemas de iniciação (adaptado de Bernardo, 2014).

Sistema	Pirotécnico	Elétrico	Não elétrico	Eletrónico
Precisão (com implicações ambientais) dos sistemas de iniciação disponíveis				
Características	Ineficaz – não permite verificar atrasos entre furos, de forma previsível (muito menos nos intervalos de tempo necessários, na ordem dos milissegundos). Em Portugal só se podem usar 5 detonadores deste tipo no mesmo desmonte	Constituiu um avanço relativamente ao último, pois, permite trabalhar com atrasos a nível de milissegundos embora com erros associados ao elemento retardador pirotécnico e limitação do número de atrasos por desmonte (geralmente 20)	Constituiu um avanço relativamente aos últimos pois também permite trabalhar com atrasos a nível de milissegundos embora com erros associados ao elemento retardador pirotécnico e sem limitação do número de atrasos por desmonte (infinitos atrasos)	Resolve o problema dos erros associados ao elemento retardador, que deixa de ser pirotécnico e passa a ser controlado (o atraso) por um CHIP, sem limitação do número de atrasos por desmonte (infinitos atrasos) e sem o utilizador se sujeitar a atrasos <i>standard</i> (25 ms no sistema elétrico ou 17, 25, 42 ou 67 ms no não elétrico). O utilizador pode escolher qualquer atraso (em intervalos de 1 ms) para evitar quaisquer problemas com a frequência das vibrações e reduzindo as amplitudes
Segurança ocupacional (relativa aos blasters) dos sistemas de iniciação.				
Características	Muito baixa, devido ao atraso do rastilho que tem de ser Iniciado presencialmente (por uma pessoa) e nem sempre apresenta a Mesma velocidade de combustão	Melhora relativamente ao anterior, mas são sensíveis a correntes espúrias (erráticas) que podem iniciar de forma extemporânea o desmonte, provocando acidentes	Melhora muito em relação ao anterior, é mais robusto (tudo não elétrico mais resistente que o fio elétrico) mas não permite a verificação prévia e inequívoca do estado de funcionamento das ligações e detonadores	Melhora totalmente e é intrinsecamente seguro, pois são insensíveis a correntes espúrias e o sistema é defendido por um chip que só pode ser acionado por uma determinada BLAST BOX, que recebe informação de um determinado LOGGER ou SCANNER. Além disso permite disparos remotos (à distância), até 2 km, defendendo, de eventuais projeções de blocos, a pessoa que procede ao disparo (<i>blaster</i>)
Segurança pública associada aos diferentes sistemas de iniciação				
Características	Podem ser usados por Qualquer pessoa que tenha uma fonte de calor (por exemplo 1 cigarro aceso ou um fósforo)	Podem ser usados por qualquer pessoa que tenha uma bateria ajustada ao tipo de detonador (por exemplo 1 pilha de 9 V, para os mais sensíveis)	Podem ser usados por qualquer pessoa que tenha acesso a um dos detonadores anteriores, sem os quais se torna muito difícil iniciar este sistema	Só pode ser usado por quem possua um LOGGER ou SCANNER específico, para a programação do detonador e uma BLAST BOX (com uma chave digital única, em cada BLAST BOX) para o disparo, ambos específicos da série de detonadores que se pretende iniciar (das várias existentes, por exemplo, só na ORICA há 3: i-kon, UNITRONIC ou eDev)
Equipamento de suporte				
Características		Ohmímetro (verificar o estado da resistência do circuito, pode ser em baixa resistência, alta resistência ou resistência infinita) Explosor (responsável pela colocação da energia com capacidade 20% acima do valor da resistência máxima da serie	Tubo de choque (não oferece uma verificação do sistema de circuito da serie como do elétrico)	LOGGER (SCANNER) BLAST BOX

2.3.4. Mecanismo da rotura da rocha pelos explosivos

Para Langefors & Kihlström (1963) toda a ação de detonação leva apenas alguns segundos na escala de tempo em que vários eventos ocorrem em diferentes segmentos desses segundos. Uma vez iniciado, o explosivo libera uma enorme quantidade de energia por meio de reações químicas, resultando em gases de alta pressão, no furo de explosão, que podem atingir e exceder 10 GPa. A alta pressão de gases não é, por si só, a única causa da quebra; a rapidez da reação desempenha o papel principal. De acordo com Zhang (2016), após a detonação, um explosivo pode produzir uma pressão acima de 20 GPa e uma temperatura acima de 3000°C.

Para Heiniö (1999), Galiza et al. (2011c) e Góis et al. (2012) durante a detonação de uma carga explosiva no interior do maciço rochoso ocorrem ondas de choque e pressão dos gases.

Como se pode visualizar na Figura 15, a coluna explosiva transforma-se, em alguns milissegundos, numa coluna de gás com alta pressão e alta velocidade, criando uma onda de choque violenta de encontro com a parede do furo. Como a pressão desenvolvida é muito superior à resistência da compressão do material-rocha, gera-se a destruição da estrutura intercrystalina, com a formação de um anel de rocha fragmentada de maior ou menor diâmetro conforme a pressão de detonação do explosivo que se designa como a primeira fase de rebentamento (Góis et al. 2012).

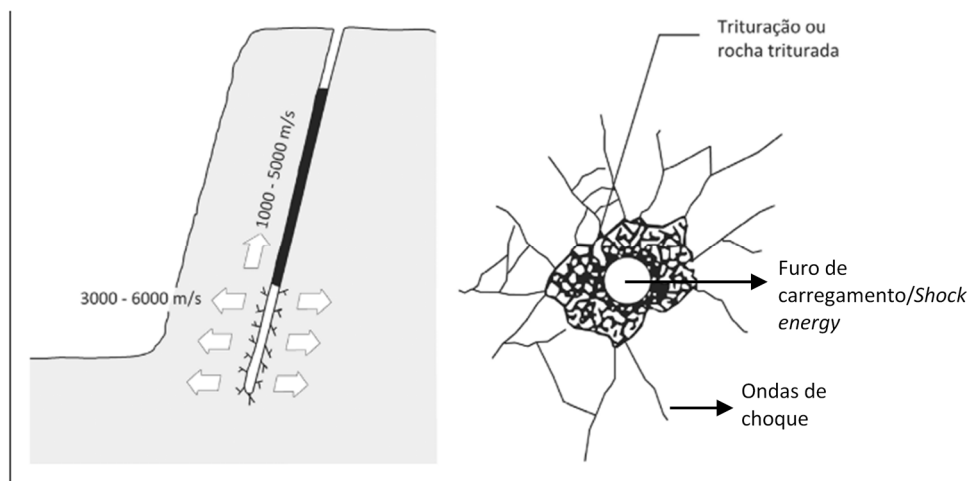


Figura 15. 1ª fase de rebentamento (adaptado de Galiza et al. 2011c, Góis et al. 2012).

Na segunda fase, a onda de choque propaga-se na rocha degradando-se rapidamente, criando a zona de pré-rotura induzindo-se fissuras radiais até um determinado limite em que se entra na zona elástica da rocha e onde a onda de choque atravessa o maciço à velocidade do som na rocha sem a desfazer.

Já na última fase (Figura 16) a onda de choque atinge a frente da bancada e reflete-se. A rocha é muito resistente à compressão, mas pouco à tração, o impacto entre a compressão e a tração

provocam um fenómeno de fissuração sensivelmente paralelo à frente livre, ao mesmo tempo que alarga fraturas previamente criadas. Simultaneamente, o gás residual penetra nas fissuras aumentando-as e a pressão diminui rapidamente. A rocha está fragmentada pelo efeito combinado da fraturação radial e da fraturação pela onda refletida. O gás empurra o material para fora da cavidade a uma velocidade entre 10 e 30 m/s. Durante esta fase ainda se produz fraturação por flexão e por colisão entres os diversos fragmentos (Góis et al. 2012).

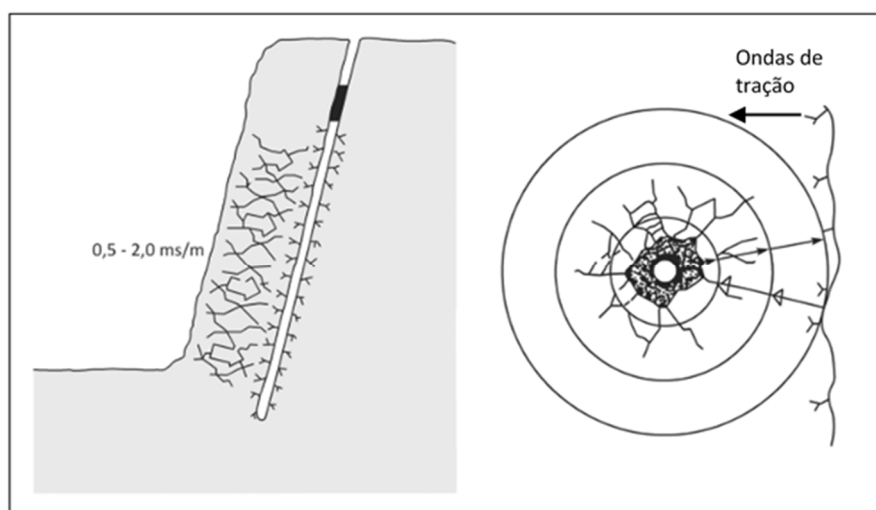


Figura 16. 3ª fase de rebentamento (adaptado de Galiza *et al.*, 2011).

Segundo Dinis da Gama (1998), apenas cerca de 5% a 15% da energia libertada pelas detonações de explosivos em rocha, são efetivamente usados para a fragmentação da rocha. Deste modo para Bernardo & Vidal (2005) significa que a maior parcela da energia possuída nos explosivos é transferida ao ambiente envolvente sob a forma de efeitos colaterais, suscetíveis de causar impactes avultados. Desses efeitos, destacam-se cinco: vibrações transmitidas aos terrenos e estruturas próximas, onda aérea ou ruído, projeção de blocos de rocha, criação de poeiras e sobrefaturação do maciço rochoso remanescente, com a possibilidade de criar instabilizações futuras em terrenos contíguos.

2.3.5. Diagrama de fogo

O conceito de "diagrama de fogo" é entendido como o conjunto de trabalhos a realizar, nas frentes de desmonte, com o intuito de proceder à escavação de uma rocha dura (a que não permite, em tempo útil e a custo aceitável, o desmonte mecânico) e compreende o conjunto de furos, apropriadamente dispostos no volume a desmontar, preenchidos com determinados tipos e quantidades de explosivo e com uma adequada sequência de disparo (em que se enquadram os sistemas de iniciação), visando as desejadas otimizações a nível da fragmentação ou a redução de vibrações, decorrentes do desmonte, segundo Bernardo (2014b).

As características gerais do diagrama de fogo, consistem em altura da bancada, números de furos e números de fiadas e que equivale ao volume do material desmontado. A determinação de um plano de fogo numa bancada envolve conjunto de parâmetros que devem ser levados em consideração nos padrões de fragmentação da rocha por explosivos. A Figura 17 apresenta o esquema típico da geometria do diagrama de fogo e também se podem visualizar no Quadro 10, as fórmulas das grandezas básicas do cálculo de desmonte em bancada.

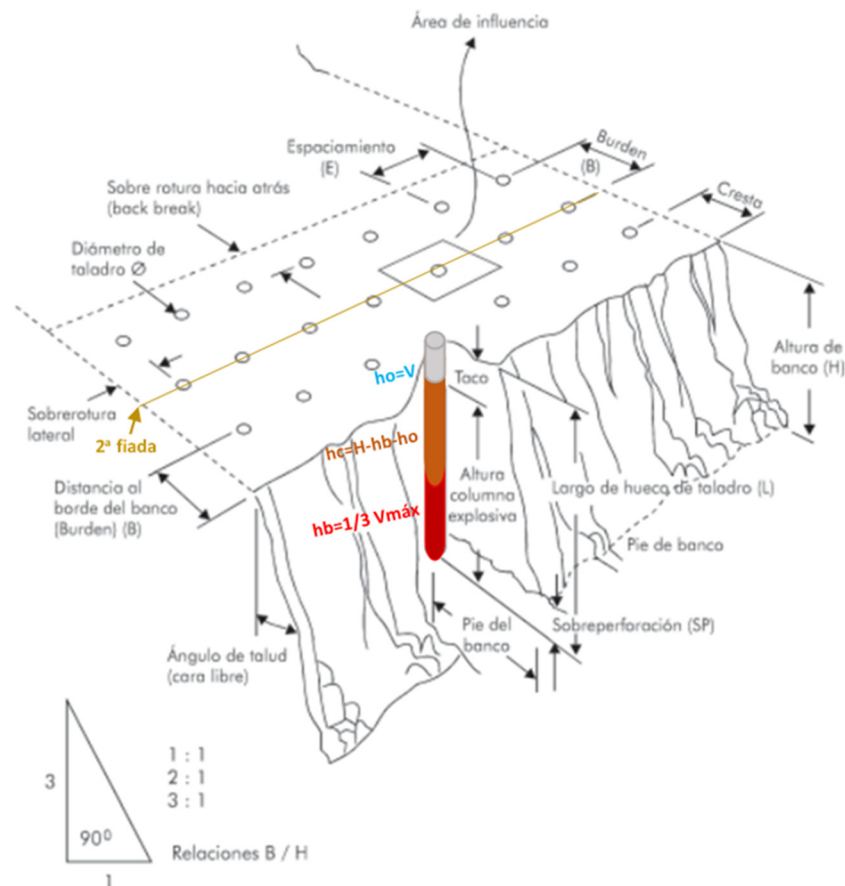


Figura 17. Geometria de desmonte em bancada (adaptado de EXSA, 1989).

2.3.6. Parâmetros do cálculo do diagrama de fogo

Para realizar um trabalho de perfuração é necessário determinar o diâmetro do furo, como um ponto de partida. Para Heiniö (1999), os fatores que restringem o diâmetro do furo são: o tamanho requerido da fragmentação da rocha; a necessidade de baixa carga por furo devido ao perigo de vibrações no solo; a necessidade de escavação seletiva da rocha. O tamanho da fragmentação da rocha tende a aumentar quando a relação do comprimento do furo (H) e diâmetro do furo (d) diminui abaixo de $H/d=60$. Segundo o autor, para a produção do agregado, o grau de fragmentação do material desmontado deve ser menor que a dimensão da abertura do britador primário, e Jimeno (1995) indica um valor entre 65 mm a 165 mm. Mesmo que o diâmetro menor conduza a maior custo de operação de desmonte, devido ao aumento de perfuração específica e carga

específica, a fragmentação produzida tem dimensão menor, logo o custo final das operações seguintes é mais rentável (Gomes et al., 2008).

Na Figura 18 evidencia-se que quanto maior for a altura da bancada (altura da bancada ideal é menor que 15 m), maior será o diâmetro do furo, logo resultará a maior dimensão da fragmentação da rocha. Além disto, o diâmetro do furo também pode determinar a escolha do volume da caçamba consoante o tipo de equipamento de carga (Heiniö 1999).



Figura 18. Relação entre altura da bancada para vários diâmetros do furo (adaptado de Heiniö, 1999).

Por outro lado, se a bancada for inclinada, a profundidade do furo será um pouco maior e deverá ser medida de acordo com a inclinação do furo. Para Langefors & Kihlström (1963) embora o furo vertical seja mais fácil na execução, o furo inclinado oferece mais vantagens, nomeadamente:

- O aproveitamento de energia é melhor (85%-90%) e o grau de fragmentação é maior;
- Evita-se o efeito de quebra na retaguarda, mas também é reduzida a possibilidade de interrupção do sistema de iniciação, quando o rebentamento simultâneo de várias fiadas de tiros;
- O pé é eliminado após uma ou duas fiadas de detonação;
- Para além disto, conforme Jimeno et al. (1995), poderá ser diminuída a subfuração, logo há menor utilização de energia e menos vibração.

No entanto, Jimeno et al. (1995), ainda acrescentou que as desvantagens de escolher os furos inclinados são:

- Os furos longos com diâmetro menor provocam maior desvio do furo;
- Dificuldade de colocar os bits na boca dos furos;
- Maiores gastos dos bits, a produção (m^3 /metros lineares) é menor;
- Dificuldade de carregar explosivos quando o furo tem água.

O comprimento do furo (H) é constituído por três partes: a altura da carga do fundo (hb), a altura da carga de coluna (hc) e o tamponamento ($h0$). O hb é a parte mais confinada e é necessário ter um explosivo potente para cortar o maciço rochoso, e necessariamente a concentração das cargas do fundo (lb) é superior à carga da coluna ($lc = 40\%$ a 60% do lb). O $h0$ é a porção superior do furo, que não deve receber carga explosiva, e, normalmente, se carrega com gravilhas finas com calibres entre 5 e 10 mm de diâmetro e, por norma, é igual a distância à frente ($h0=V$). Se $h0 < V$, o risco de projeções será maior; caso contrário, resultará um maior número de blocos grandes no desmonte.

A distância à frente (V) é um parâmetro que varia conforme a altura da bancada (H) e o diâmetro do furo (d), e tem a tendência a aumentar de extensão se for aumentada a dimensão de ambos os parâmetros. Também está relacionada com os desvios do furo, por isso existe a distância à frente máxima ($V_{máx}$). Conforme Langefors & Kihlström, (1963) é calculada com a Equação 7.

$$V_{máx} = \frac{d}{33} \times \sqrt{\frac{p \times s}{c \times f \times \left(\frac{E}{V}\right)}}$$

Equação 7. Distância à frente máxima ($V_{máx}$) (Langefors & Kihlström, 1963)

Onde,

d = diâmetro do furo no fundo do furo (mm)

p = grau da compactação do explosivo (kg/m)

s = força do explosivo

c = constante da rocha (kg/m^3)²

$\underline{c} = c + 0,005$ para $V_{máx}$ de 1,4 a 15 m

f = grau de confinamento, 1 para furos verticais, 0,95 para furos com inclinação 1:3

Por outro lado, existe a relação entre espaçamento (E) e distância à frente (V), a qual influencia o controlo de fragmentação: enquanto $E/V > 1,25$, conduzem a fragmentação mais fina, da relação $E/V < 1,25$ resultam calibres maiores. Para obter um calibre equilibrado Langefors e Kihlström, (1963) definiu uma relação $E/V=1,25$.

No entanto, a Equação 7 foi simplificada por Olofsson (1990) e, de acordo com o tipo do explosivo utilizado (dinamite, emulsão e ANFO), destacando a concentração da carga (lb) como um parâmetro principal que tem influência na $V_{máx}$, e inclui alguns outros fatores corretivos como inclinação da frente da bancada, a qualidade da rocha e a altura da bancada, como se pode observar nas suas fórmulas no Quadro 10 (Gomes et al. 2008).

² a constante da rocha que é a quantidade de explosivos (kg) necessária para extrair um metro cúbico de um maciço rochoso. O trabalho pode ser planeado diretamente com $c = 0,4 \text{ kg/m}^3$ que se refere ao tipo do maciço granítico. Conforme Langefors & Kihlström (1963) com este valor apresentam-se resultados satisfatórios, comprovados por cálculos feitos para vários tipos de trabalhos de detonação e aplicados em todas as partes do mundo

Quadro 10. Parâmetros dos cálculos do diagrama de fogo (adaptado de Gomes et al., 2008).

Definição	Fórmula	Unidade					
Diâmetro de furo (d)	Abaco	mm					
Altura da bancada (K)	Abaco	m					
Distância máxima da linha de furos à frente livre (Vmáx)	$Vmáx = 1,47 \times \sqrt{lb} \times R1 \times R2 \times R3 \rightarrow \text{dinamite}$	m					
	$Vmáx = 1,45 \times \sqrt{lb} \times R1 \times R2 \times R3 \rightarrow \text{emulsão}$						
	$Vmáx = 1,35 \times \sqrt{lb} \times R1 \times R2 \times R3 \rightarrow \text{ANFO}$						
Subfuração (U)	$U = 0,3 \times Vmáx$	m					
Comprimento do furo (H)	$H = 1,05 \times (K + U)$	m					
Distância à frente (V)	$V = Vmáx - F$	m					
Espaçamento (E)	$E = 1,25 \times V$	m					
Concentração da carga de fundo (lb)	Catálogo do explosivo	kg/m					
Comprimento da carga de fundo (hb)	$hb = 1,3 \times Vmáx$	m					
Peso da carga de fundo (Qb)	$Qb = lb \times hb$	kg					
Comprimento do furo para Tamponamento (h0)	$hc = H - hb - h0$	m					
Concentração da carga de coluna (lc)	$lc = 40 \text{ a } 60\% \text{ de } lb$	kg/m					
Comprimento da carga de fundo (hc)	$hc = H - hb - h0$	m					
Peso da carga de fundo (Qc)	$Qc = lc \times hc$	kg					
Peso da carga por furo (Qt)	$Qt = Qb + Qc$	kg					
Carga específica (q)	$q = \frac{n \times Qt}{n \times E \times V \times K}$	kg/m ³					
Número de furos (n)	-	-					
Número de fiadas (N)	-	-					
Perfuração Específica (B)	$b = \frac{n \times H}{n \times E \times V \times K}$	m/m ³					
Informação complementares							
Fator corretivo para as inclinações (R1)	Vertical	10:1	5:1	3:1	2:1	1:1	-
	0,95	0,96	0,98	1	1,03	1,1	
Fator corretivo para as constantes da rocha (R2)	0,3		0,4		0,5		-
Constante da rocha (c)	1,15		1,00		0,9		
Fator corretivo para as alturas de bancada (R3)	$R3 = 1,16 - \left(0,16 \times \frac{K_2}{K_1}\right)$						-
Altura da bancada atual (K1)	Abaco						m
Altura da bancada nova = 2 Vmáx (K2 > K1) (K2)	-						m
Densidade do explosivo colocado no furo (P)	Catálogo do explosivo						kg/m
Fator corretivo relativo aos desvios de furação (F)							-

Conforme Heiniö (1999) pode utilizar-se a carga específica (q) como a base para os cálculos do diagrama de fogo, e estes cálculos podem conduzir à escolha do tipo do explosivo que serve para desmontar o maciço rochoso tendo como resultado uma fragmentação ideal. Porém, para Gomes et al. (2008) o aumento da carga específica conduz a uma maior fragmentação, e por consequência pode levar ao perigo de projeções e dispersão do material desmontado.

Segundo Jimeno et al. (1995), como a resistência ao cisalhamento é maior que a resistência à tração, uma distribuição de carga seletiva deve ser usada para que a energia específica no fundo do furo seja de 2 a 2,5 vezes maior que a energia da coluna. Isto significa que explosivos de alta densidade e resistência devem ser usados nas cargas de fundo, como dinamites e emulsões (explosivo tipo *Pulsar*); e explosivos de baixa densidade e resistência média na carga da coluna, tais como ANFO de baixa densidade e emulsões (explosivo tipo *Magnafrac*). A carga do fundo deve ter um comprimento de pelo menos 0,6 da distância à frente, de modo que seu centro de gravidade esteja acima. Enquanto para Langefors & Kihlström (1963) a extensão da carga do fundo para um comprimento superior ao valor da distância à frente não contribua sensivelmente para a quebra no nível da ponta do pé, sugerindo, portanto, que a carga mais baixa deve estar entre 0,6 e 1,3 da distância à frente.

2.3.7. Esquema de temporização e sistema de iniciação de rebentamento

Existem formas de iniciar a detonação de explosivos, nomeadamente iniciação à superfície, iniciação múltipla, iniciação axial e o mais conhecido nesta indústria que é o sistema de iniciação no fundo do furo, devido ao melhor aproveitamento da energia do explosivo, cujo tamponamento conserva os gases de explosão até os expulsar para fora. Esta técnica resulta num aumento da fragmentação, no deslocamento da rocha e na diminuição das projeções. Para além disto, a pressão no interior do furo mantém-se elevada e a vibração também é menor devido às ondas de choque na direção da superfície (Gomes et al. 2008).

Sabendo que a movimentação da primeira fiada deve garantir uma distância de 1/3 da largura da bancada, antes do início da detonação da fiada seguinte tem que existir um intervalo de tempo entre fiadas de frente que deve ser de entre 10 e 30 ms/m. Para otimizar o resultado de um rebentamento é necessário que o intervalo entre furos da mesma fiada seja de 5 a 10 ms/m do espaçamento (Heiniö 1999, Gomes et al. 2008). A Equação 8 indica como se pode calcular a velocidade inicial da detonação (V_0).

$$V_0 = \frac{K}{V^{1,17}} \times l^{1,17}$$

Equação 8. Velocidade inicial da detonação (V_0) (Heiniö, 1999; Gomes et al., 2008).

Onde,

$K = 15 - 33$ (constante da resistência da rocha); 15 - Rocha branda; 33 - Rocha dura

$V =$ Distância à frente (m)

$L =$ Concentração da carga no furo (kg/m)

Conforme Jimeno et al. (1995) uma melhor fragmentação é geralmente obtida em desmonte de várias fiadas em vez de uma só fiada.

A Figura 19 ilustra um sistema de iniciação, onde se descreve um rebentamento do furo que acontece quando ocorre um rebentamento superficial e em profundidade. Assim, o rebentamento superficial deve ocorrer antes do rebentamento em profundidade, o que evita um corte dos ligadores, pois observa-se que os detonadores em profundidade têm um tempo de retardo maior que o tempo do retardo em superfície.

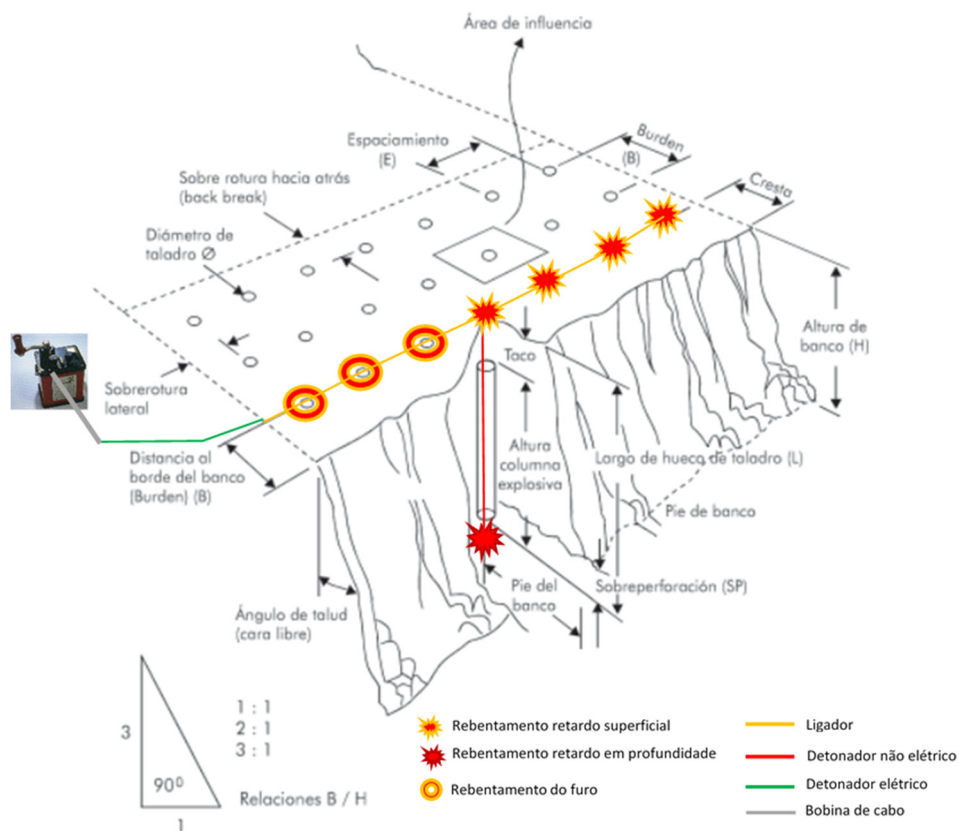


Figura 19. Sistema de iniciação (adaptado de EXSA, 1989).

Jimeno et al. (1995) consideram que os tempos de atraso entre os furos e as sequências de iniciação desempenham um papel importante na detonação porque reduzem o peso de carga por furo e, portanto, os níveis de vibrações produzidos juntamente com uma quebra e controle mais efetivos do deslocamento de rochas, subfuração e projeções dos blocos.

2.3.4. Impactes ambientais

Ao desmontar um maciço rochoso modificam-se os aspetos do meio ambiente e, por vezes, o equilíbrio natural dos ecossistemas. Estas alterações não ocorrem unicamente no meio ambiente, mas também na própria vida do homem e muitos dos quais são de difícil resolução. Para Bernardo & Vidal (2005) a principal fonte de impactes ambientais advêm da escavação de maciços rochosos com uso de explosivos, devido aos seus efeitos. Em seguida apresentam-se estes impactes por ordem crescente, habitual, de afetação:

- Instabilidades causadas ao maciço rochoso remanescente;
- Projeção de fragmentos;
- Produção de poeiras;
- Ruído das detonações;
- Vibrações transmitidas aos terrenos.

Para aqueles autores, os últimos parâmetros provocam danos em estruturas próximas dos desmontes, principalmente a detonação nas proximidades de zona urbana, a qual muitas vezes conduz a queixas da população. Bernardo & Vidal (2005) disseram que para controlar as vibrações ocasionadas por detonações é frequente obedecer à lei de atenuação da velocidade das partículas, considerando o tipo de maciço rochoso, a carga explosiva e a distância (Figura 20). A partir daí podem implementar-se medidas de prevenção e controle dos impactos das vibrações. Para isto, é necessário sismógrafo de alta sensibilidade e que tenha a capacidade de trabalhar com muitos geofones para gravar eventos de vibrações. O autor citou também o artigo de Goldman (1948), onde define quais as faixas de vibrações detetáveis pelos seres humanos, as consequências de velocidades vibratórias e as frequências produzidas (Figura 20), em que se considera que o incómodo causado pela velocidade vibratória decresce com a frequência.

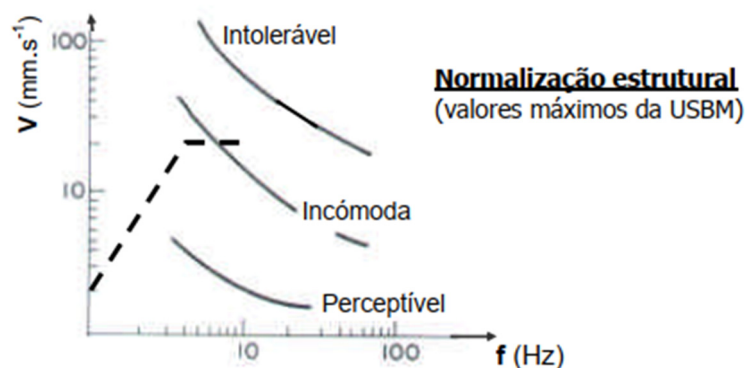


Figura 20. Comparação da resposta humana à vibração mecânica (segundo Goldman, 1948) com a normalização estrutural (USBM - RI 8507, 1981) (adaptado de Bernardo & Vidal, 2005).

Bernardo & Negreira (2015) propõem uma nova fórmula (Equação 9) mais completa para a previsão da vibração. Essa fórmula teve origem da fórmula de Langefors, Kihlström e Johnson:

$$v = a \times W^b \times D^c \times T^d$$

Equação 9. Máxima velocidade vibratória resultante (PVS) (Bernardo & Negreira (2015)).

Onde,

v = a máxima velocidade vibratória resultante ou PVS (mm/s)

D = a distância entre os pontos de detonação e de registo (m)

W = a carga máxima por atraso, ponderada com a pressão de detonação (kg)

T = é o tempo de retardamento utilizado usado entre cargas explosivas (ms)

Os parâmetros ' a ', ' b ', ' c ' e ' d ' são constantes empíricas, a serem ajustadas a cada situação, que se pode determinar através de programa *Multiple Linear Regression*.

Para além disto, a norma portuguesa NP 2074, de 2015, atribui os valores limite recomendáveis para a velocidade de vibração em função da frequência, que se aplica a todas as estruturas, nomeadamente a edifícios para habitação, indústria e serviços, bem como a escolas, hospitais e similares, igrejas ou monumentos que exijam cuidados especiais, e a outras infraestruturas quando sujeitas a vibrações originadas por solicitações impulsivas (Quadro 11).

Quadro 11. Valores limites recomendados para a velocidade de vibração (de pico), em mm/s (adaptado de NP 2074, 2015).

Tipo de estrutura	Frequência dominante, f		
	f ≤ 10 Hz	10 Hz < f ≤ 40 Hz	> 40 Hz
Sensíveis	1,5	3,0	6,0
Correntes	3,0	6,0	12,0
Reforçadas	6,0	12,0	40,0

Para Dick et al. (1983) as vibrações no solo e *airblast* são causas potenciais de danos materiais e irritações humanas, mas é pouco provável que causem danos pessoais, mas, no entanto, a projeção dos blocos (*flyrock*) é uma causa potencial de morte, ferimentos graves e danos materiais.

Heiniö (1999), refere que existem três fatores em que o desmonte com explosivos afeta o ambiente: ondas de choque, vibrações no solo e projeções dos blocos. O autor propõe um gráfico em que se pode estimar a projeção dos blocos a partir da relação entre diâmetro do furo e a carga específica do explosivo, como se pode observar na Figura 21. Para tal questão Galiza et al. (2011c)

também sugeriu as Equações 10 e 11 baseadas numa série de simulações numéricas, onde estima o alcance máximo ($L_{máx}$) em metros e o diâmetro máximo dos blocos projetados (d_b) em milímetros.

$$L_{máx} = \frac{\rho_r}{10} \left(\frac{d_f}{25,4} \right)^{2/3}$$

Equação 10. Estimativa do alcance máximo ($L_{máx}$) de projeção dos blocos (Galiza *et al.*, 2011c).

$$d_b = \frac{1}{10} \left(\frac{d_f}{25,4} \right)^{2/3}$$

Equação 11. Diâmetro máximo dos blocos projetados (Galiza *et al.*, 2011c).

Onde,

D_f = diâmetro do furo (mm)

ρ_r = massa volúmica da rocha “*in situ*” (kg/m³)

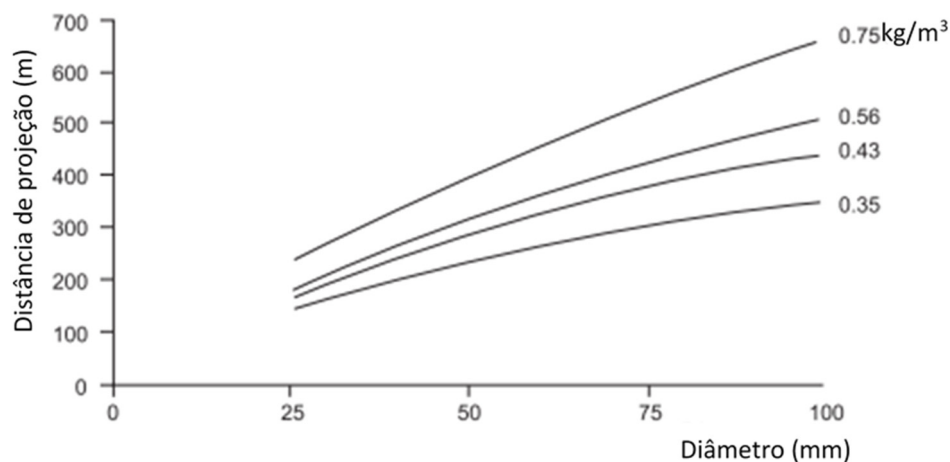


Figura 21. Projeção máxima em função do diâmetro do furo e carga específica do explosivo (Heiniö, 1999).

Para Bacci *et al.* (2006) o conceito de desempenho ambiental tem sido utilizado como forma de revelar as relações do empreendimento com o meio ambiente e com a sociedade, constituindo um parâmetro de análise da sua postura diante das questões socioambientais, uma vez que a atividade de desmonte com explosivos afeta os meios como a água, o solo e o ar, além da população local. Como se pode ver no Quadro 12, o autor falou também nos impactos da perfuração e nos carregamentos dos furos com explosivos.

Quadro 12. Principais aspetos e impactos ambientais da atividade de lavra a céu aberto, destacando operação de perfuração e desmonte com explosivos (adaptado de Bacci et al., 2006).

Atividades	Aspetos	Impactos
Perfuração das bancadas	Geração de ruído e poeira	Poluição sonora
	Utilização de equipamento de proteção (máscara, luvas, botas, protetor de ouvidos)	Perturbação das vizinhanças e exposição ocupacional dos trabalhadores
Carregamento dos furos com explosivos	Possibilidade de acidentes	Diminuição dos riscos de acidentes e da exposição ocupacional dos trabalhadores
	Bom conhecimento geológico-estrutural da jazida e da área de exploração	Explosão, riscos de vida
	Treinamento e capacitação dos técnicos	Redução de impactes ambientais
Desmonte das bancadas com detonação dos explosivos	Geração e propagação de ondas sísmicas no terreno e no ar (vibração e sobrepressão atmosférica)	Redução de riscos de acidentes
	Projeção de fragmentos	Riscos de danos a construções civis, desconforto à população vizinha, riscos de incidentes e de vida
	Geração de ruído, fumos e gases	Riscos de danos a construções civis e riscos a vida humana
	Escorregamentos de taludes fora do setor de desmonte	Poluição sonora
	Dimensionamento correto das cargas explosivas e dos parâmetros do plano de fogo (perfuração, carregamento, amarração dos furos, limpeza da face, tempos de retardo, etc.)	Desconforto à população e riscos de incidentes e intoxicação
		Riscos de acidentes
		Redução das vibrações e da sobrepressão atmosférica, não ocorrência de projeções, diminuição dos gases, além do fraturamento ideal da rocha

Mediante os problemas anteriormente referidos, Dinis da Gama (1998) definiu uma correlação entre a magnitude dos impactes ambientais e os custos das operações de desmonte de rocha com explosivos em relação à fragmentação de rochas. Como se pode ver na Figura 22, determinou que os custos unitários de perfuração e desmonte aumentam na medida em que o tamanho da fragmentação é menor, mas tendem a diminuir os custos de operações seguintes. No entanto, em relação aos impactes ambientais e se o pretendido for um tamanho de fragmentos menor pode causar sobrefaturação, vibração e poeiras. Por isso, existe fragmentação ótima onde se garante que os custos unitários sejam rentáveis para todas as operações.

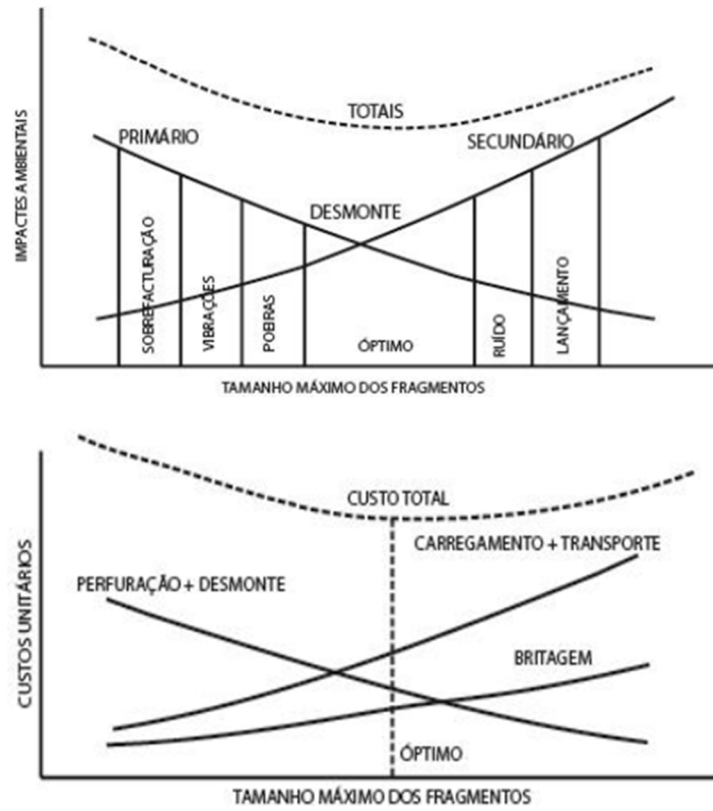


Figura 22. Minimização de custos nas várias operações unitárias em função da dimensão dos fragmentos e consequentes impactes ambientais (Dinis da Gama & Jimeno, 1993) In: IGM, 1998 e Góis et al. (2012).



Operação de perfuração e carregamento do material da Pedreira de Serdedelo (Ponte de Lima, Viana de Castelo, Portugal).

Capítulo III

Caso de Estudo

(página propositadamente em branco)

3. Caso de Estudo

3.1. Enquadramento do trabalho

Como foi referido no estado da arte, vários autores defenderam nos seus estudos a relação entre os parâmetros que influenciam os custos das operações de desmonte, desde logo a escolha de *bits* (vida útil dos *bits*, custo por hora de perfuração e UCS), desvio dos furos (má limpeza, irregularidade da bancada e mau alinhamento dos furos), geometria da bancada (diâmetro do furo, altura da bancada, distância à frente e espaçamento entre os furos), parâmetros da rocha (UCS, RQD, espaçamento de descontinuidades, condições de descontinuidades e orientação das descontinuidades), parâmetros de explosivos (carga específica), custos auxiliares (salários, transporte, armazenamento e custos indiretos, tais como empreiteiros) e abertura de entrada do britador (resultado da fragmentação pretendida). Para se conferirem os parâmetros expressos foram realizados estudos em três pedreiras distintas, com base nas técnicas e metodologias utilizadas neste trabalho e como referido na Figura 23.

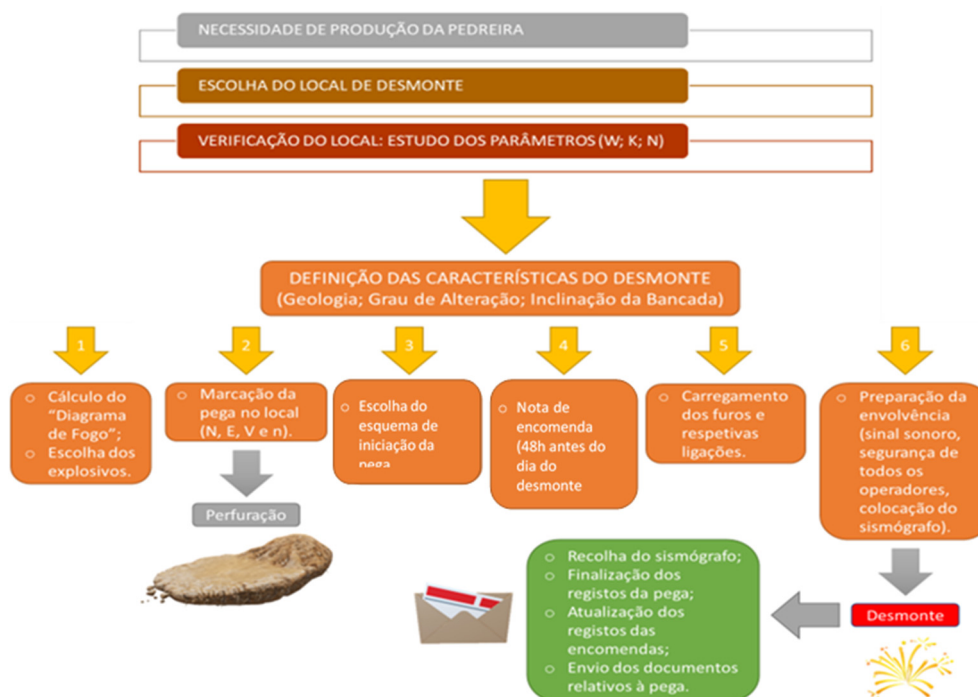


Figura 23. Plano de desmonte em bancada da Pedreira de Serdedelo e Fornelo.

No Quadro 14 indicam-se as localizações e a geometria das pedreiras estudadas. Os primeiros estudos foram executados nas pedreiras de Fornelo e Serdedelo, sob domínio de estágio curricular. Os estudos englobam todas as operações pretendidas (Figura 2), à exceção da operação de levantamento das descontinuidades (técnica de amostragem linear) que não é mencionado nesta figura, pode observar-se na Figura 23 o plano de desmonte em bancada típica das duas pedreiras.

Em relação ao trabalho na pedra de Jonize foi escrito um relatório que tem como base a realização de um *Field Study Program* que incide sobre a técnica de implementação do uso de explosivos comerciais em Timor-Leste, bem como todos os encargos associados. Este tipo de planeamento ainda não é frequente em Timor-Leste, por isso o desenvolvimento deste trabalho encontra-se no domínio teórico, referindo-se apenas ao levantamento de amostragem linear, à caracterização do maciço rochoso e à marcação da pega. Os restantes parâmetros estão relacionados com a aplicabilidade prática do dimensionamento do desmonte. Este trabalho desenvolveu-se durante dois meses e foi realizado sob orientação da ANPM³, da Direção de *Mineral Exploration and Exploitation*.

Quadro 13. Localização e geometria das três pedreiras.

Pedreira	Elevo Agregados, LDA	Elevo Agregados, LDA	Jonize, LDA
Localização (1) "A área e a população são referidas à Freguesia"			
País	Portugal	Portugal	Timor-Leste
Região	Norte	Norte	3 - Centro
Distrito	Porto	Viana do Castelo	Liquiçá
Conselho	Vila do Conde	Ponte de Lima	Bazartete
Freguesia	Fornelo e Vairão	Serdedelo "Ribeira" (2)	Tibar - Turlilo
Área (km ²)	10,85	6,85	-
Total população atual	2643	467	-
Latitude (°)	41°19'36.10"N	41°45'22.77"N	8°34'48.14"S
Longitude (°)	8°38'13.37"W		125°31'37.43"E
Limites geográficos	União das freguesias de Bagunte, Ferreiró, Outeiro Maior e Parada (NE); Macieira da Maia (N); Fajozes (W); Guião (S) e União das freguesias de Malta e Canidelo (SE)	Gondufe (N); Beira do Lima (NE); Boalhosa (SE); Fornelos e Queijada (SW) e Ribeira (NW)	Díli (NE); Aileu (S); Liquiçá (W)
Geometria (3)			
Comprimento (m)	± 650	± 440	± 583
Largura (m)	± 330	± 300	± 240
Ponto cotado mais alto (m)	210-220	320-330	165
Ponto cotado mais baixo (m)	110-120	180-190	50
Área licenciada (ha)	28,39	17,13	10,00
Área de mina (ha)	-	-	4,82
Perímetro (m)	± 2 000	± 1 700	+ 1 500
(1) Fornelo: www.cm-viladoconde.pt e http://novo.freguesias.pt/index.php ; Serdedelo: www.cm-pontedelima.pt e http://novo.freguesias.pt/index.php ; Jonize: http://www.anpm.tl e <i>Anual Report, 2016-2018</i> . (2) Da área total a projeto 23,3% da mesma (39.841,7 m ²) situa-se na freguesia Ribeira, enquanto 76,7% (131.460,3 m ²) na freguesia Serdedelo; (3) Jonize, 2017; Elevolution, 2015; MonteAdriano, 2013.			

³ A Autoridade Nacional do Petróleo e Minerais (ANPM) é a instituição pública de Timor-Leste, criada ao abrigo do Decreto-Lei n.º 1/2016 de 9 de fevereiro, que constitui a primeira revisão ao Decreto-Lei n.º 20/2008 de 19 de junho, sobre a Autoridade Nacional do Petróleo, responsável pela gestão e regulação das atividades petrolífera e de exploração mineira na área de Timor-Leste, tanto offshore como onshore, e na Área Conjunta de Desenvolvimento Petrolífero (ACDP), de acordo com o disposto no Decreto-Lei de criação da ANPM, na Lei das Atividades Petrolíferas de Timor-Leste, no Tratado do Mar de Timor e no Código Mineiro (www.anpm.tl).

3.2. Breve enquadramento sobre utilização de explosivos em Timor-Leste

Timor-Leste é um país que tem uma longa e recente história de luta pela independência, para o povo deste país a utilização de explosivos ainda traz memórias muito dolorosas. Acresce o facto que em Timor-Leste a maior parte dos explosivos apenas são utilizados pelos agentes policiais ou militares. Segundo a narrativa de pessoas mais idosas, a utilização de explosivos comerciais foi feita antes da época da ocupação Indonésia, tendo como objetivo abrir os taludes para a passagem das estradas.

Atualmente, em Timor-Leste existe o projeto *Tibar Port*, na zona de Kaiteu, do subdistrito Tibar e Distrito Liquiçá. Esta obra vai utilizar maior quantidade de material rocha e maior dimensão de blocos em que será possível a extração com recurso a explosivos. De tal forma obrigou o governo a criar e aprovar o Despacho Conjunto nº 1/2017 que permite ao país implementar a técnica de utilização de explosivos. Por este diploma, é concedida autorização desde que se respeite o licenciamento para importação, posse, transporte e uso de explosivos, mas é apenas validado para o projeto *Tibar Port*. A Figura 24 apresenta a história de leis e normas relativas ao uso de explosivos.



Figura 24. Estrutura da Lei, destacando as questões de explosivos, em Timor-Leste.

3.3. Descrição da Pedreira de Fornelo

A pedreira tem a licença com o n.º 4138 e é de categoria classe I⁴, com vida útil prevista para 45 anos. Esta pedreira pertence à empresa Elevation – Engenharia S.A. desde o ano de 2013, e já foi explorada por outras empresas por um período de cerca de 30 anos, uma delas foi a empresa MonteAdriano – Agregados, S.A. A matéria-prima explorada é granito industrial que tem por objetivo de comercialização a construção civil e obras públicas e utiliza o método de desmonte com recurso a explosivos. Os produtos comercializados, agregados britados, estão de acordo com o Regulamento CE dos Produtos de Construção (Marcação CE)⁵, nomeadamente de dimensão 0/4, 4/8, 8/14, 12/20 e 20/40. A pedreira possui uma capacidade produtiva nominal de 200t/h, sendo que a partir de 2013 a produção é cerca de 200 000 ton/ano, com taxa de aproveitamento de 99,8%. O total dos trabalhadores nesta pedreira é de dezasseis pessoas. De acordo com PDM de Vila do Conde, o local de estudo, a pedreira de Fornelo, pertence à categoria de Espaços Industriais (Indústria Extrativa) e à REN (MonteAdriano, 2013), como se pode observar na Figura 25.

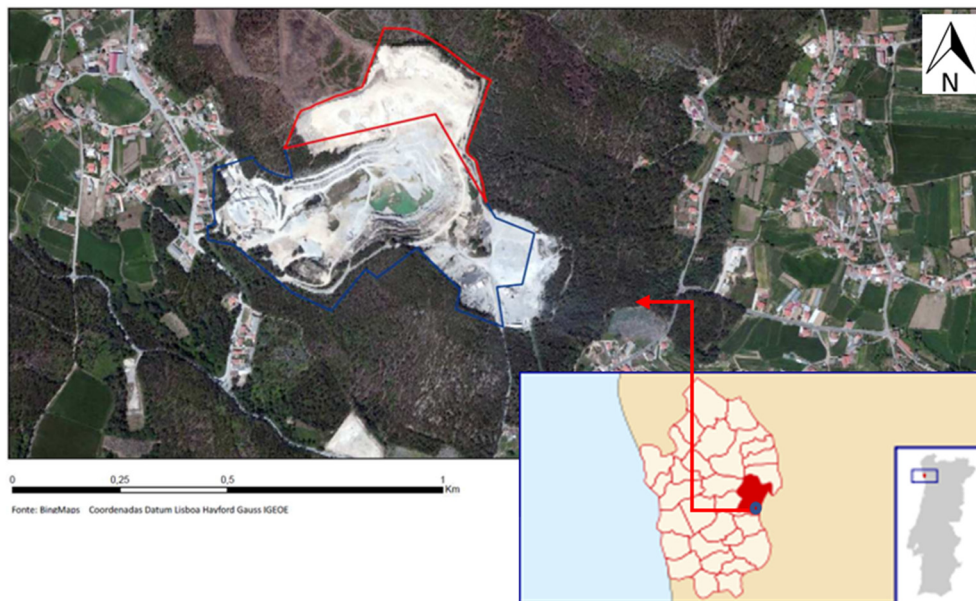


Figura 25. Localização da Pedreira de Fornelo (adaptado de MonteAdriano, 2013).

3.3.1. Topografia

O concelho de Vila do Conde enquadra-se numa região de relevos fracos, com uma topografia suave que evolui de forma crescente, do litoral para o interior do concelho (Figura 26).

A paisagem geomorfológica da área em estudo é caracterizada por apresentar um carácter particularmente regular da topografia local, refletindo em parte a homogeneidade litológica e a

⁴ Classe da pedreira (segundo o art. 10º A do DL nº270/01 de 6/10 alterado e republicado pelo DL 40/2007, de 12/10) – Portugal

⁵ Marcação CE indica a conformidade de um produto com os requisitos estabelecidos em diretivas comunitárias "Nova Abordagem". A marcação «CE» nos produtos industriais certifica que estes estão em conformidade com todas as disposições reguladoras da União Europeia.

estrutura do maciço granítico e também se encontram formações de xisto-grauváquico ante-ordovícico e séries metamórficas derivadas (MonteAdriano, 2013).

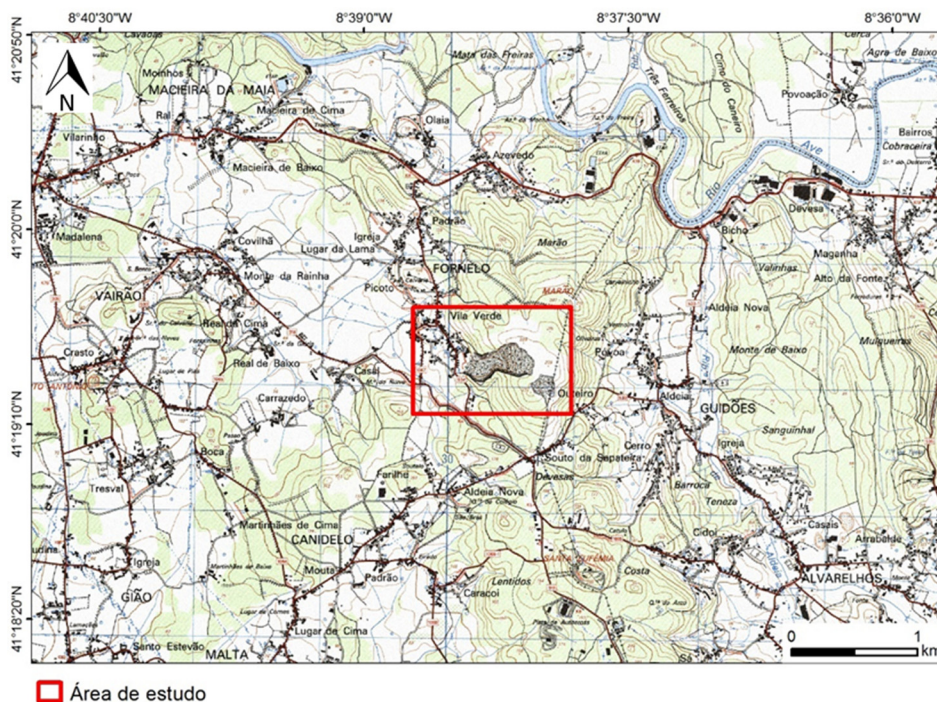


Figura 26. Extrato da Carta Militar n.º 97 (Trofa) com a localização da pedreira de Fornelo (IGeoE, 2011).

A área da Pedreira de Fornelo situa-se dentro da Bacia Hidrográfica do Rio Ave. Cerca de 60% desta área encontra-se a altitudes inferiores a 280 m, verificando-se em apenas 10% daquela área altitudes superiores a 560 m (MonteAdriano, 2013).

Na quase totalidade da região em estudo, e consequentemente, na área da Pedreira de Fornelo, está definida uma rede de drenagem que obedece a dois padrões distintos, consoante estejam presentes rochas cristalinas ou metamórficas, sendo a configuração com maior evidência na formação geológica presente (granito) a baixa permeabilidade do meio geológico (MonteAdriano, 2013).

No que se refere à capacidade de uso do solo, a pedreira insere-se numa mancha sem classificação para a agricultura, ou seja, uso não agrícola. Neste sentido a ocupação do solo restringe-se à exploração florestal, predominante de eucalipto e alguns pinheiros bravos e, neste local específico, à exploração de granito (Atlas Ambiente. In: MonteAdriano, 2013).

De acordo com O. Ribeiro (1988), o concelho de Vila do Conde está enquadrado num clima que caracteriza a “Província Atlântica do Norte” (estações de Porto, Santo Tirso, Caldas da Saúde, Braga e Viana do Castelo). Esta província abrange a região litoral do Norte de Portugal, desde o Rio Minho até perto do Mondego. O pino do Verão é fresco (cerca de 20°C em agosto, em média) e o Inverno suave (mais de 8°C em janeiro). A continentalidade térmica é fraca. A precipitação é superior a

1000 mm quase em toda a parte, mas com a existência de dois meses secos (menos de 30 mm), em geral. Os nevoeiros são frequentes, mesmo no Verão – as trovoadas são igualmente frequentes. Existência de ar muito húmido todo o ano (MonteAdriano, 2013).

3.3.2. Geologia

A região em estudo localiza-se predominantemente em terrenos de rochas ígneas, num afloramento granítico alcalino (Granito da Póvoa do Varzim). Do ponto de vista geotectónico insere-se na ZCI do Maciço Ibérico (Pereira et al., 1989; Dias et al., 2000). Segundo a sistematização de rochas graníticas da ZCI de Ferreira et al. (1987), baseada essencialmente na intensidade da deformação impressa nas suas texturas e no enquadramento geodinâmico, a distribuição espacial destes granitóides está relacionada com os megacisalhamentos dúcteis da ZCI (i.e., a ocidente do megacisalhamento de Vigo – Vila Nova de Cerveira – Peso da Régua e a oriente do megacisalhamento do Sulco Carbonífero Dúrico-Beirão; Ferreira et al., 1987; Dias et al., 2000), (MonteAdriano, 2013).

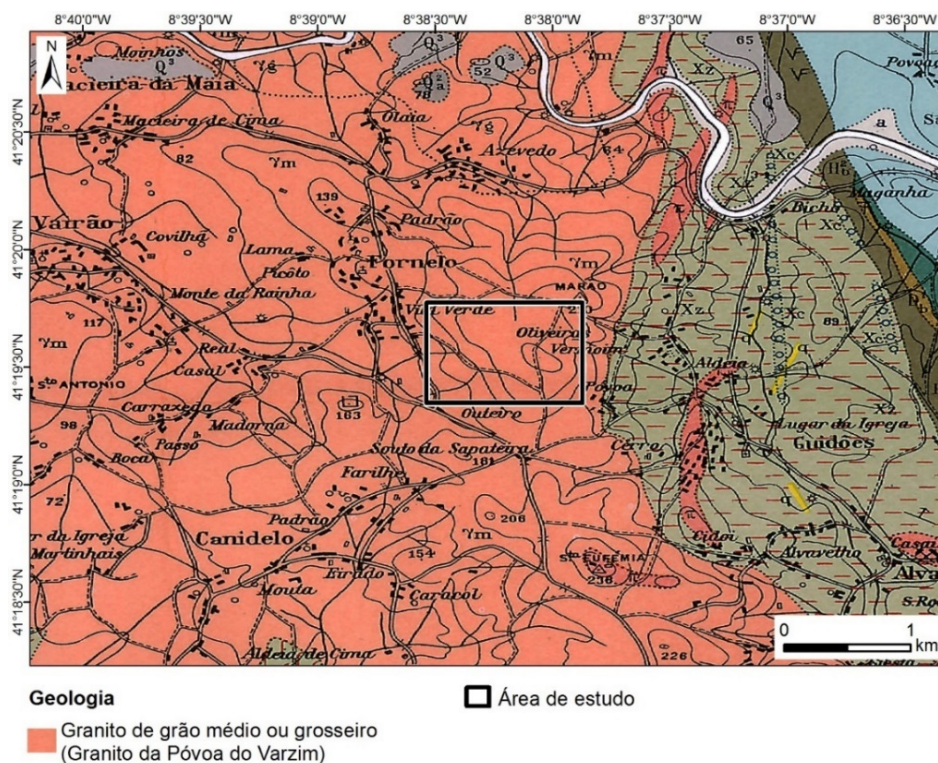


Figura 27. Extrato da carta geológica, folha 9 – A (Póvoa de Varzim), escala 1/50 000 (adaptado de Teixeira & Cândido de Medeiros, 1965).

Geologicamente o local do maciço intrusivo é composto pela fácies de granito porfiróide de grão grosseiro, essencialmente biotítico de grão médio ou grosseiro (Medeiros et al., 1980). Trata-se de uma rocha de grão médio a grosseiro, onde os minerais constituintes do granito, o feldspato potássico, a plagioclase e o quartzo, surgem sem evidenciarem qualquer simetria à vista

desarmada. São visíveis cristais de biotite e por vezes surgem raros megacristais, em geral com contornos arredondados, de feldspato potássico (Figura 27).

Na pedraira, o granito tem um perfil de alteração que compreende a existência de um horizonte esquelético de terra vegetal e um horizonte de saibro granítico, esbranquiçado com espessura variável em função do tipo de transição para a rocha sã (MonteAdriano, 2013).

3.4. Descrição da Pedreira de Serdedelo

Esta pedraira teve a licença com o n.º 4441 e de classe II, com vida útil prevista de 11 anos e também pertence à empresa Elevation – Engenharia S.A. desde o ano de 2013. A exploração comercial do maciço rochoso já terá tido início em 1975 e a última mudança de proprietário foi na mesma data que a pedraira de Fornelo. A matéria-prima explorada, de modo geral, é a mesma que a de Fornelo e também utiliza o método de desmonte com recursos a explosivos. Os produtos acabados cumprem os requisitos de marcação CE. A produção expeável é 140 000 ton/ano (2015) com taxa de aproveitamento de 94% (2015). O total de trabalhadores neste empreendimento é de doze pessoas e, pontualmente, alguns trabalhadores da pedraira de Fornelo que fazem a mudança de local de trabalho (operador de perfuração e técnico de desmonte com explosivos), quando é necessário. De acordo com PDM de Ponte de Lima, o local em estudo pertence à categoria de área para exploração de recursos geológicos e área predominantemente florestal de produção condicionada e REN (Elevation, 2015). As povoações mais próximas da pedraira distam 300 e 400 m, sendo uma delas Serdedelo (Figura 28).



Figura 28. Localização da pedraira de Serdedelo (adaptado de MonteAdriano, 2013).

3.4.1. Topografia

A região é caracterizada por relevos muito elevados com vales profundos, característicos de uma zona acidentada com uma vasta gama de unidades geológicas.

A bacia hidrográfica do Rio Lima, ficando a Pedreira de Serdedelo situada a cerca de 2 km em linha recta da margem esquerda do referido rio. No que diz respeito à hidrogeologia, a zona em

que se implanta a Pedreira de Serdedelo encontra-se inserida em meio fissurado com permeabilidade alta a média. De uma forma geral, a profundidade até à rocha sã e não fraturada é relativamente pequena, pelo que a profundidade das captações verticais não vai além dos 80 m. Em muitos casos, os níveis produtivos não ultrapassam os 30 a 40 m (Pedreira Ribeira, 2004).

De um modo geral, em termos da ocupação do solo, a região onde se localiza a área de implantação do projeto em estudo, encontra-se revestida por vegetação arbustiva e herbácea e por áreas florestais (dominando o pinheiro bravo e o eucalipto). Seguem-se, em termos de ocupação, as superfícies agrícolas. Na envolvente da Pedreira de Serdedelo os solos são preferencialmente utilizados para a agricultura, silvicultura e pastorícia. Relativamente à fauna, de uma maneira geral, as espécies identificadas na zona de implantação da Pedreira de Serdedelo são consideradas em Portugal como não ameaçadas (Pedreira Ribeira, 2004).

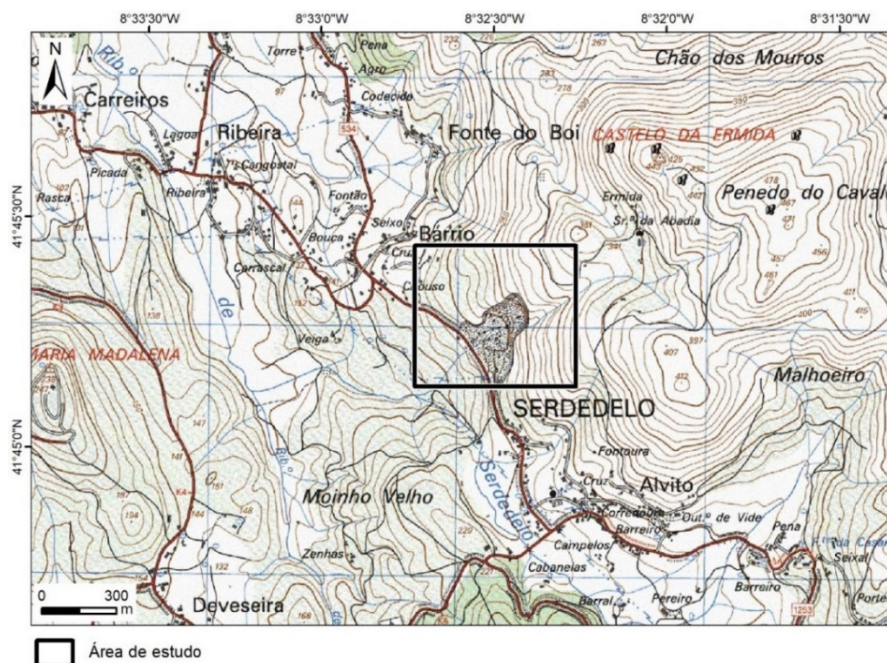


Figura 29. Extrato da carta militar, folha 28 (Ponte de Lima), escala 1/25 000 (IGeoE, 2015).

Do ponto de vista climático, o local de implantação da pedreira insere-se numa região de clima de tipo marítimo, fachada atlântica. O regime térmico caracteriza-se por Verões de tipo moderado e Invernos frescos, não sendo a falta de água uma preocupação nesta região (Pedreira Ribeira, 2004) (Figura 29).

3.4.2. Geologia

A região em estudo, localiza-se predominantemente em terrenos de rochas eruptivas, num afloramento granítico extenso (mancha de Refoios do Lima) que ocupa o canto NE da área coberta pela folha 5-A da Carta Geológica de Portugal, incluindo tanto a freguesia da Ribeira como a

freguesia de Serdedelo.

Geologicamente o local do maciço intrusivo é composto pela fácies de granito porfiroide de grão grosseiro ou médio a grosseiro, essencialmente biotítico (Medeiros et al., 1980).

Conforme Galiza et al. (2011a,b) a pedreira de Serdedelo corresponde a um maciço constituído genericamente por um granito porfiroide, de grão grosseiro a médio, biotítico, exibindo uma foliação materializada sobretudo pelo alinhamento dos cristais de biotite de plagioclase (Figura 30).

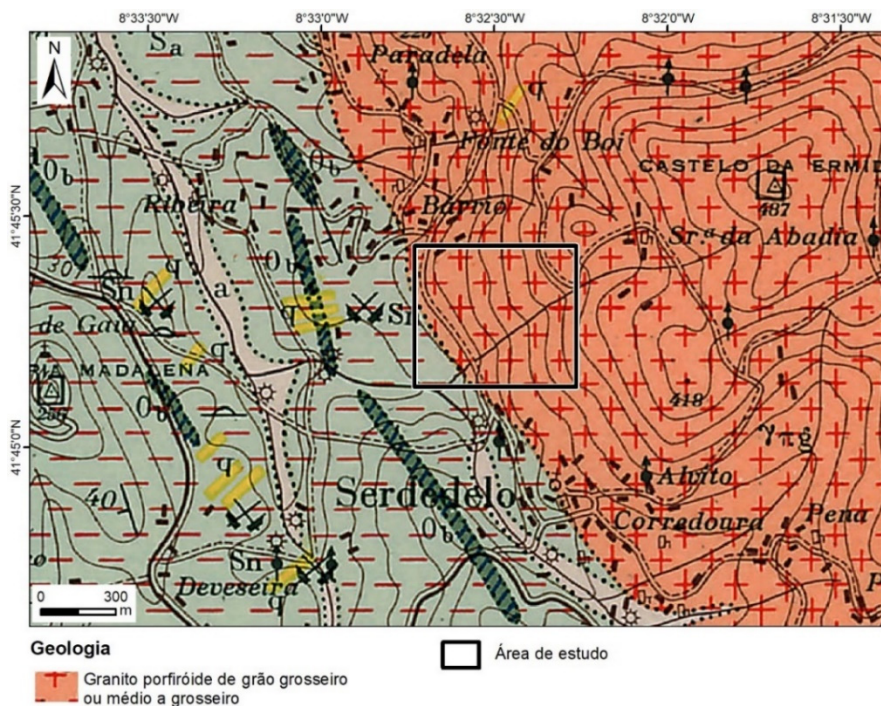


Figura 30. Extrato da carta geológica, folha 5 – A (Viana do Castelo), escala 1/50 000 (adaptado de Cândido de Medeiros & Teixeira, 1970).

3.5. Descrição da Pedreira de Jonize

A pedreira é classificada como uma pedreira de grande escala⁶ e já terá tido início de *Atividades Minerais*⁷ a partir de 2001. Os seus objetivos são servir projetos de infraestruturas do Governo e de NGO, através de concurso público e projetos de emergência, que cobrem atividades de construção das estradas, pontes, edifícios, portos, entre outras. Portanto o seu produto final não se coloca no mercado como produto de comercialização, porém apenas serve para satisfazer exclusivamente as necessidades da empresa que explora a pedreira e dos seus sócios. A matéria-prima explorada é o andesito e o método de exploração é mecânico. A capacidade da produção da pedreira é 80 ton/h.

⁶ Nos termos da alínea c) do artigo 6.º do Diploma Ministerial n.º 64/2016 de 16 de novembro – Timor-Leste

⁷ Nos termos da alínea d) do artigo 2.º do Diploma Ministerial n.º 64/2016 de 16 de novembro ...” *Atividades Minerais*”: significa as atividade e operações dirigidas à prospeção, pesquisa, avaliação, desenvolvimento, exploração, transformação e refinação, transporte e comercialização de minerais, bem como as Atividades de Encerramento da Mina....

O número de trabalhadores é de dezanove pessoas (permanentes e contratados) (Jonize Unipessoal, Lda., 2017).

A exploração das massas minerais da pedreira de Jonize, cuja localização foi delimitada, não tem em conta as distâncias mínimas entre zona da defesa ou *Zonas Classificadas*⁸ com o intuito de minimizar os impactes ambientais, económicos e sociais da indústria extrativa, uma vez que na altura de criação da pedreira não existiam Decretos-Lei ou Regulamentos que referissem as distâncias mínimas entre a área da pedreira e *Zonas Classificadas*. Porém, o artigo 3.º do Diploma Ministerial n.º 64/2016, de 16 de novembro, dá ênfase às “Atividades Minerárias Normas e Melhores Práticas” e, no mesmo documento, no artigo 21.º nos termos de alínea e) e f) “Plano de Lavra”, destacam-se algumas informações sobre a realização de estudos prévios, a questão de controlo, a monitorização, a saúde e a segurança. No entanto, estas normas não são tão completas e vinculativas como o Decreto-Lei n.º 340/2007 de 12 de outubro que consta do anexo II do artigo 4.º, de Portugal.

Na Figura 31 é possível visualizar que a povoação mais próxima fica mesmo na zona delimitação da pedreira, não contém nenhum edifício nem ponte perto das imediações, a estrada principal fica aproximadamente a 180 m, e também a área de escolha não é considerada como *Zona Classificada*. A nível paisagístico é bastante visível e visualmente agressiva a área de exploração da pedreira.

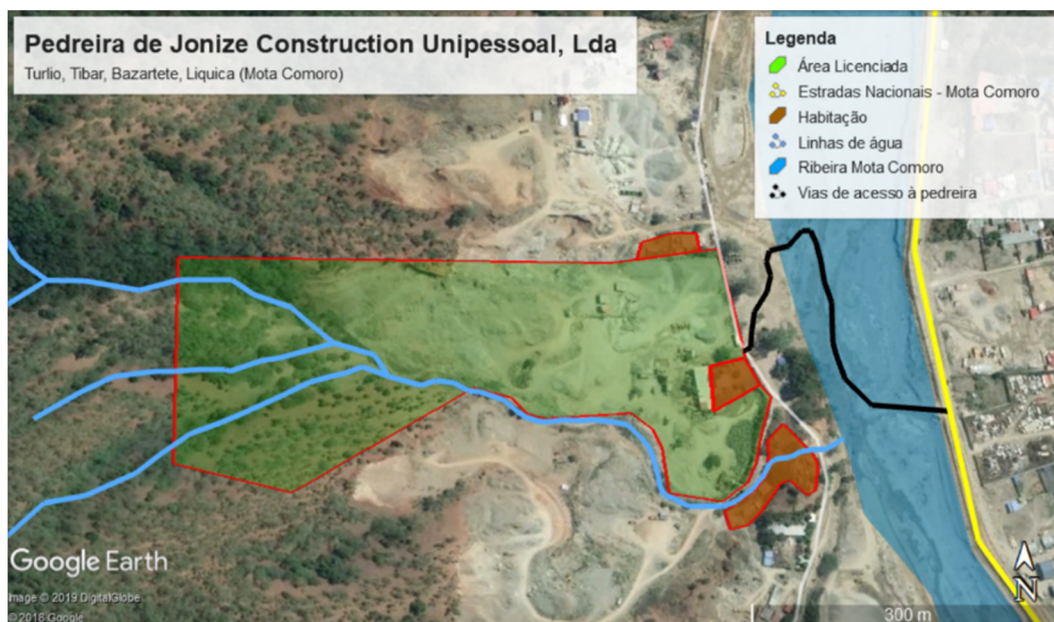


Figura 31. Área do estudo da pedreira de Jonize (adaptado de *Google Earth* em janeiro de 2019).

⁸ Nos termos da alínea a) do artigo 2.º do Diploma Ministerial n.º 64/2016 de 16 de novembro “...Áreas Classificadas”: Significa as áreas que são consideradas de especial interesse para a conservação da natureza, nomeadamente áreas protegidas, sítios de interesse comunitário, zonas especiais de conservação ou de proteção especial, quer existente quer a criar nos termos da legislação em vigor, tal como classificados na alínea 6) do artigo 3.º, do presente Diploma Ministerial “...são proibidas Atividades Mineiras em Áreas Classificadas...” ..

3.5.1. Topografia

Em termos de formação de relevo, o local de estudo apresenta-se com uma inclinação bastante acentuada (Vilanova, 2010). A camada da terra vegetal, tem a espessura, em média, de um metro e apresenta-se sobreposta a uma camada de material silte-argiloso (Figura 32). Toda esta zona é fortemente arborizada, mas destaca-se o local utilizado para pastorícia que também é *habitat* de aves, entre outros animais que fazem parte da fauna timorense.

O local de estudo é intercetado por três linhas de água e essas interseções não fazem parte da área de Mina (Figura 31). Além disto, a pedreira encontra-se perto da ribeira de Mota Comoro aproximadamente a 60 m na zona Leste. A ribeira nasce num ponto elevado, segue em direção ao Norte, com uma enorme e densa cobertura vegetal, e a sua taxa de infiltração pode ser elevada dependendo da época.



Figura 32. Fronteira de terras vegetais e mais camada de site-argiloso com a camada rochosa.

As características climáticas da região enquadram-se dentro dos valores do clima equatorial, quente e húmido com duas estações: das chuvas e a seca. Na zona em estudo, a precipitação é de 1000-2000 mm/ano e a temperatura varia entre 24-20° C (Vilanova, 2010).

3.5.2. Geologia

De acordo com mapa Geológico Regional de Díli, conforme S. Bachri no R. L. Situmorang, 1994, a área da pesquisa faz parte da *Formação Aileu* (Pa) e é composta por filitos, xisto, anfibolitos e arenais. Além destas rochas, existem também rochas vulcânicas na zona Sul que se estimam da idade de Pérmico a Jurássico, de acordo com indícios dos fósseis que foram encontrados por Bruschweiler (1977; in: Charlon, 1992) tais como fósseis de *Crinóides* de idade do Pérmico e *Buchia Belemnopsis* da idade Jurássica. Estes fósseis foram encontrados na área de sedimentação a grande profundidade com uma espessura de mais que 100 m (Jonize Unipessoal, Lda., 2017).

Destacando o local de pesquisa encontra-se uma intrusão de peridotito, blocos de filito e xisto e depósitos fluviais (ANPM, 2018) (Figura 33). Esta rocha apresenta uma textura grosseira, é bastante homogênea, exibindo uma cor que varia do verde escuro a preto. Os minerais principais que constituem o maciço rochoso são olivina, ortopiroxena, clinopiroxena, e minerais acessórios/alteração: sendo uma rocha instável em condições superficiais, os processos de alteração são localmente intensos, dando-se a formação de minerais de alteração, tais como o talco e asbestos (Nogueira, 2012).

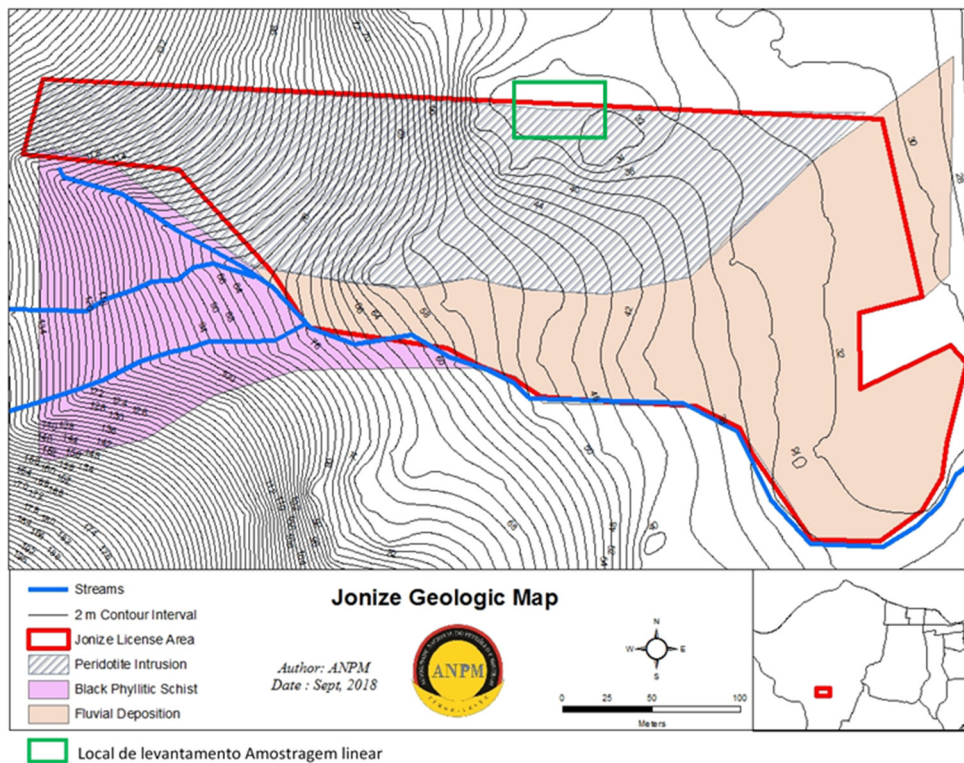


Figura 33. Carta geológica da pedra de Jonize (adaptado de ANPM, 2018).



A movimentação do maciço rochoso durante o desmonte na perspectiva das bancadas na parte NE da Pedreira de Serdedelo (Ponte de Lima, Viana de Castelo, Portugal).

Capítulo IV

Resultados e Discussão

(página propositadamente em branco)

4. Resultados e Discussão

4.1. Descrição geral

A seleção do local do desmorte depende das necessidades da pedra, em função do tipo de material pretendido. A Figura 34 ilustra as fases do levantamento de campo onde, através da técnica de amostragem linear, são caracterizadas do ponto de vista geológico, geotécnico e geomecânico as zonas a desmontar.

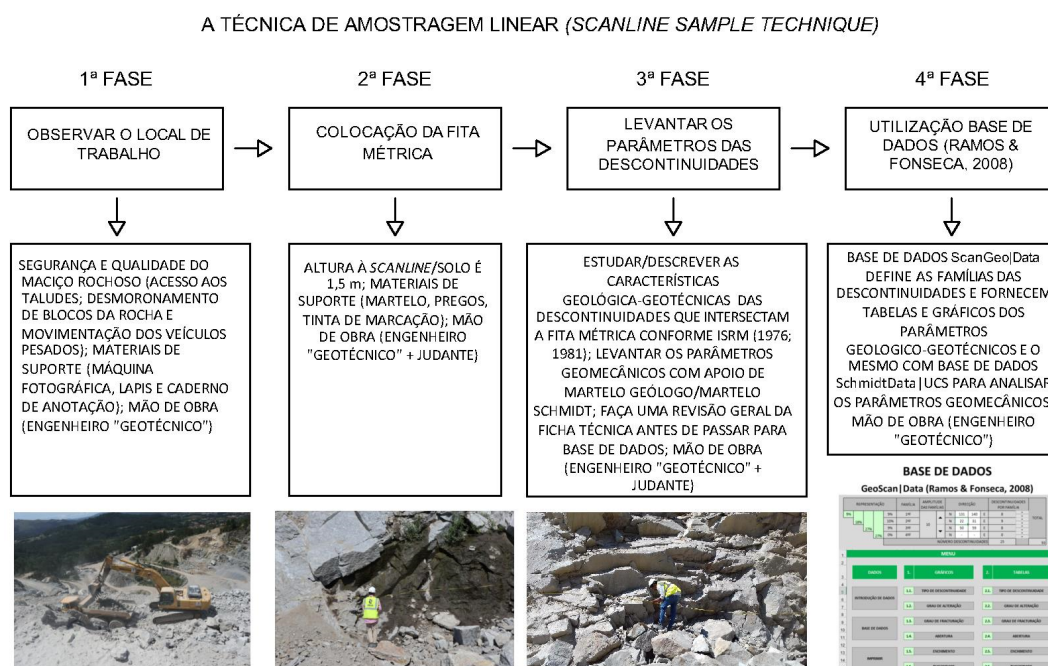


Figura 34. As fases de estudo das características do maciço rochoso pela técnica da amostragem linear.

Os dados recolhidos através da técnica de amostragem linear, foram processados no *software Dips da Rocscience* (RocScience, 2004), onde é possível realizar um estereograma e um diagrama de rosetas. Para além disso, foi também utilizado o aplicativo *GeoScan|Data* (Ramos 2008, Fonseca 2008, Fonseca et al. 2010, Chaminé et al. 2016) que faz uma análise estatística exploratória de todos os dados de BGD.

Posteriormente, determina-se o tamanho médio do bloco unitário do maciço rochoso. Com base em três parâmetros, tais como, o grau de alteração (W), o grau de fracturação (F) e a classe de resistência (S), foi definido um zonamento geotécnico.

No final, os parâmetros recolhidos foram projetados para o ábaco de Pettifer & Fookes (1994) revisto por Galiza et al. (2011,a,b), por forma a determinar a escavabilidade do maciço de cada pega de fogo.

4.2. Pedreira de Fornelo

4.2.1. Basic Geotechnical Description (BGD)

O levantamento deste local foi feito na bancada nº 4 (Figura 35), com orientação N74ºE, numa extensão de *scanline* de 23,50 m, posicionada a uma altura de 1,50 m da base do patamar. Foram registadas 56 descontinuidades. No Anexo I encontra-se um resumo de todos os parâmetros da descrição BGD.



Figura 35. Localização da pega nº 2 da bancada nº 4 da Pedreira de Fornelo.

Tipo de descontinuidades

Na generalidade, o tipo de descontinuidades predominantes no maciço rochoso são as *diaclasses* ($n=55$; $p=98\%$) (Figura 36). Quanto à sua continuidade, são predominantemente classificadas como *muito pouco contínuas* ($n^9=42$; $p^{10}=75\%$) com o comprimento <1 m.

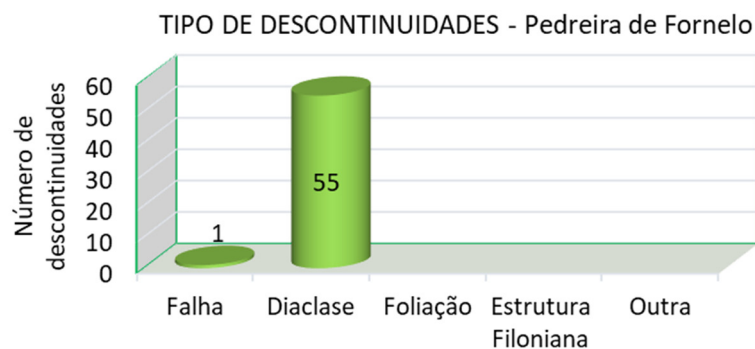


Figura 36. Tipo de descontinuidade da bancada nº 4.

⁹ Número das descontinuidades (n)

¹⁰ Percentagem das descontinuidades representadas (p)

Através do *software Dips* da *Rocsciense* (RocScience, 2004), foram definidas três principais famílias de descontinuidades, foi definida uma principal família com 21% de representação, e foram indicadas a 2ª família, com 14% de representação e a 3ª família, com 13% de representação. Foi realizado o respetivo estereograma (Figura 38) e diagrama de rosetas (Figura 39). Para além disso, também se recorreu ao aplicativo *GeoScan/Data* (Ramos 2008, Fonseca 2008, Fonseca et al. 2010) que faz uma análise estatística da distribuição das descontinuidades, como se pode visualizar na Figura 36.

REPRESENTAÇÃO		FAMÍLIA	AMPLITUDE DAS FAMÍLIAS	DIRECÇÃO			DESCONTINUIDADES POR FAMÍLIA	TOTAL
21%	36%	21%	10	N	130	139	E	
		14%		N	20	29	E	8
	48%	13%		N	50	59	E	7
		0%		N	-	-	E	0
NÚMERO DESCONTINUIDADES							27	56

Figura 37. Análise estatística das distribuições das descontinuidades.

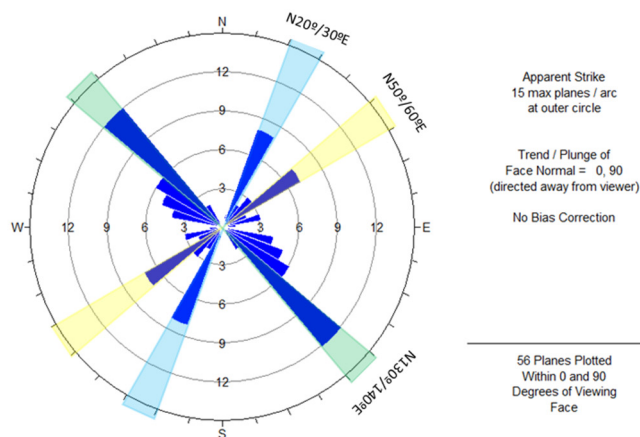


Figura 38. Diagrama de rosetas geral com 56 descontinuidades projetadas em intervalos (pétalas) com 10° de amplitude.

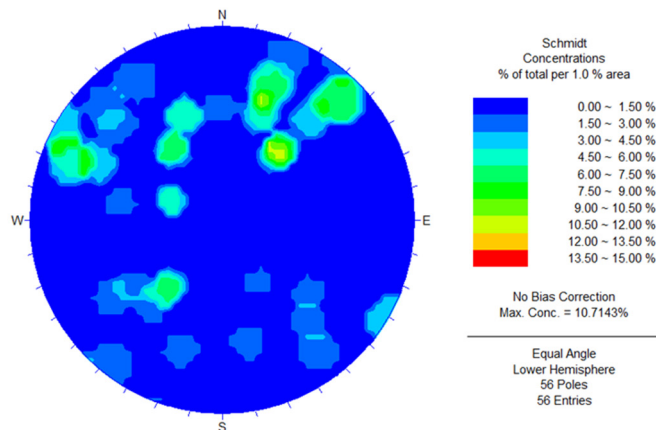


Figura 39. Diagrama de contorno estrutural relativo ao tratamento estatístico das 56 descontinuidades.

Grau de Alteração (W)

Na generalidade (Figura 40), o grau de alteração predominante que o maciço apresenta é o W1 (n=30; p=53,6%), ou seja, *sã ou não alterada*, não demonstrando sinais de alteração na matriz rochosa.

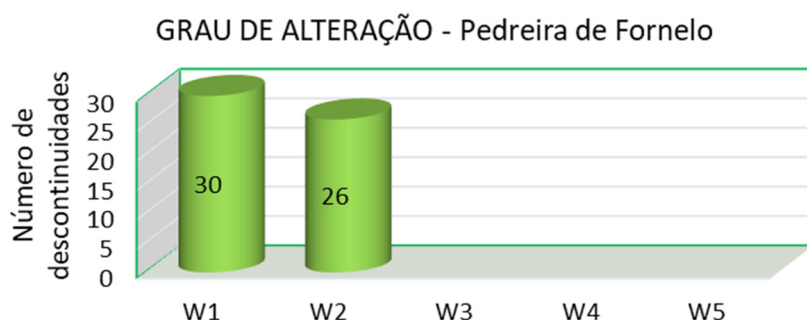


Figura 40. Estado do grau de alteração da bancada nº 4.

O Quadro 14 demonstra o grau de alteração (W) de cada uma das famílias de descontinuidades definidas. As restantes famílias, representam 28 descontinuidades, enquanto a família 1, 2 e 3, consubstanciam respetivamente, 12, 8 e 7 descontinuidades registadas. Apesar de na 1ª e 2ª família, ser predominante o W2, o grupo das restantes famílias, o W1 representa a grande maioria.

Quadro 14. Estado de alteração de cada família da bancada nº 4.

	FAMÍLIA 1: N130-139E; 82SW					FAMÍLIA 2: N20-29E; 76SE				
%	41,7%	58,3%	0,0%	0,0%	0,0%	12,5%	87,5%	0,0%	0,0%	0,0%
No. des.	5	7	0	0	0	1	7	0	0	0
Descrição	W1	W2	W3	W4	W5	W1	W2	W3	W4	W5
	FAMÍLIA 3: N50-59E; 48SE					RESTANTES FAMÍLIAS				
%	57,1%	42,9%	0,0%	0,0%	0,0%	69,0%	31,0%	0,0%	0,0%	0,0%
No. des.	4	3	0	0	0	20	9	0	0	0
Descrição	W1	W2	W3	W4	W5	W1	W2	W3	W4	W5

Durante o levantamento de campo, verificou-se que grande parte das superfícies das descontinuidade registadas, apresentavam-se húmidas e com material alterado provenientes da escorrença das águas superficiais. Por conseguinte, para a realização do ensaio de resistência do

maciço rochoso com o martelo de Schmidt, foi necessário limpar previamente as superfícies das descontinuidades, para garantir a fiabilidade dos resultados obtidos.

Grau de Fracturação (F)

O grau de fracturação predominante é F3, *mediamente afastadas* entre 20-60 cm ($n=20$; $p=36\%$), seguindo-se F4, com *fracturação próxima* entre 6-20 cm ($n=18$; $p=32\%$), como se pode observar na Figura 41.

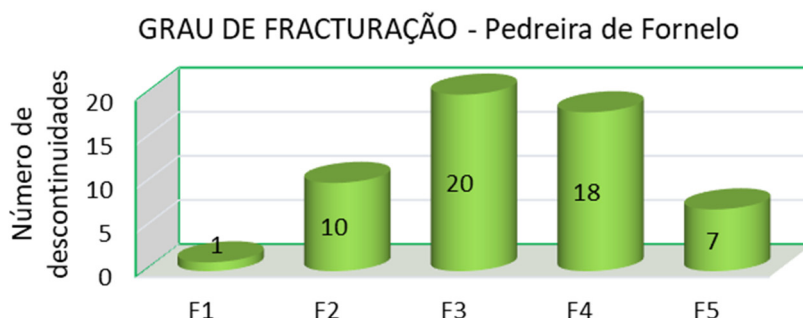


Figura 41. Espaçamento das descontinuidades da bancada nº 4.

O Quadro 15 demonstra o grau de fracturação (F) predominante em cada uma das famílias das descontinuidades, onde as restantes famílias representam 28 descontinuidades. Enquanto na 3ª família e no grupo das restantes famílias, a fracturação predominante é F3, na 1ª família é F4.

Quadro 15. Estado de alteração de cada família da bancada nº 4.

	FAMÍLIA 1: N130-139E; 82SW					FAMÍLIA 2: N20-29E; 76SE				
%	0,0%	8,3%	16,7%	41,7%	33,3%	0,0%	37,5%	0,0%	37,5%	25,0%
No. des.	0	1	2	5	4	0	3	0	3	2
Descrição	F1	F2	F3	F4	F5	F1	F2	F3	F4	F5
	FAMÍLIA 3: N50-59E; 48SE					RESTANTES FAMÍLIAS				
%	0,0%	28,6%	71,4%	0,0%	0,0%	3,4%	13,8%	44,8%	31,0%	3,4%
No. des.	0	2	5	0	0	1	4	13	9	1
Descrição	F1	F2	F3	F4	F5	F1	F2	F3	F4	F5

A Figura 42 apresenta grau de alteração (W) e o grau de fracturação (F) acentuado do local de estudo.

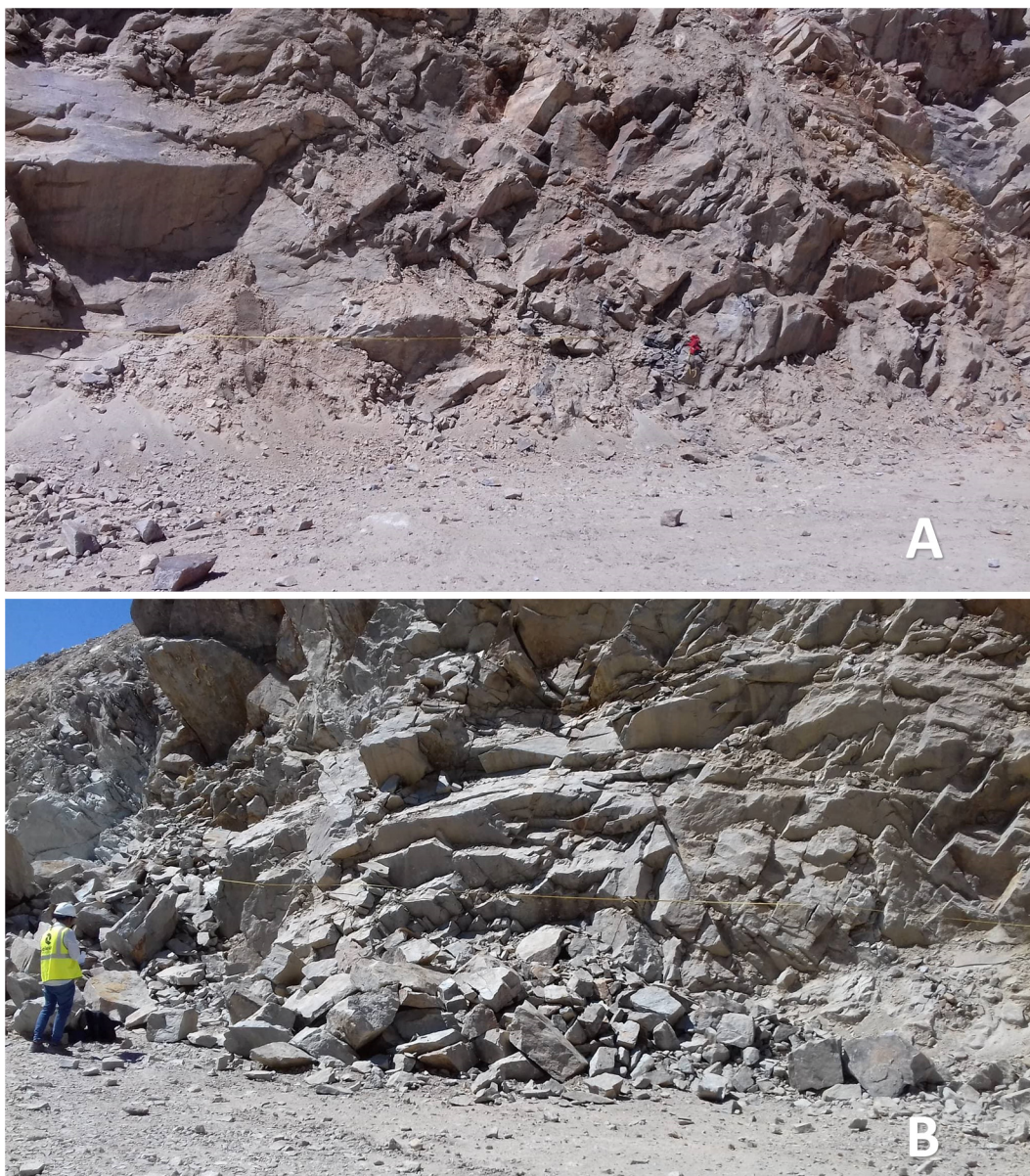


Figura 42. Aspeto de alteração e fracturação do maciço rochoso. A) Perspetiva à direita da *scanline* com o grau de alteração (W3) e grau de fracturação (F) acentuado. B) Perspetiva à esquerda de *scanline*.

Classe de resistência (S)

Foram realizadas 6 estações geomecânicas para a realização dos ensaios do campo com o martelo de Schmidt (Quadro 16). A zona do maciço rochoso onde foi realizado o desmorte da pega nº 2 na bancada nº 4 da pedreira de Fornelo, apresenta uma resistência média de 130 MPa, que pode ser classificada, segundo ISRM (1981), como *resistência elevada* (S2). A Figura 43 demonstra distribuição da classe de resistência ao longo do perfil de levantamento de *scanline*.

Quadro 16. Quadro do resumo da resistência à compressão uniaxial convertida pelo valor do ensaio de martelo de Schmidt da bancada nº 4.

Número de estação	Distância à origem (m)	UCS (MPa)	Classe de resistência (ISRM, 1981)
1	1,10	106,99	2
2	5,90	120,34	2
3	10,60	128,00	2
4	15,30	215,03	1
5	21,10	94,87	2
6	24,00	114,84	2

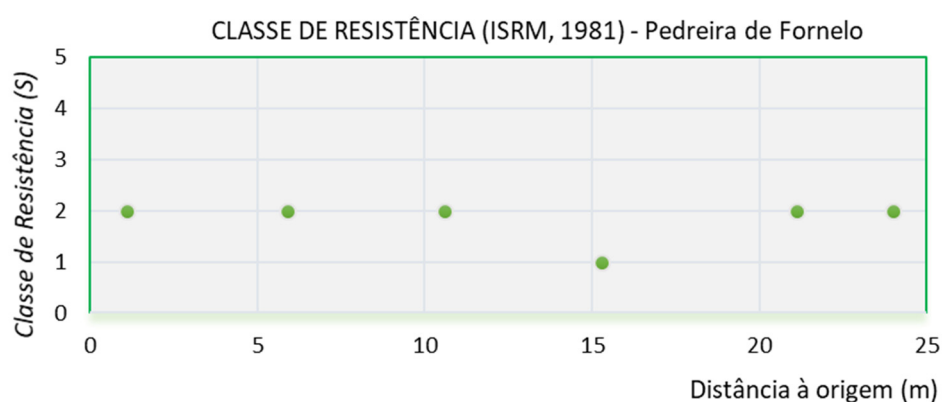


Figura 43. Classe de resistência da bancada nº 4.

Com a análise dos parâmetros de classificação do maciço, tais como, o grau de alteração (W), grau de fracturação (F) e a classe de resistência (S), foram elaborados gráficos de dispersão em que, no eixo das abcissas, se representava a distância à origem da *scanline*, e o eixo das ordenadas representava as classificações de cada parâmetro (Figura 44). Com esta análise, foi possível definir duas diferentes zonas: zona 1 (Z1) e a zona 2 (Z2).

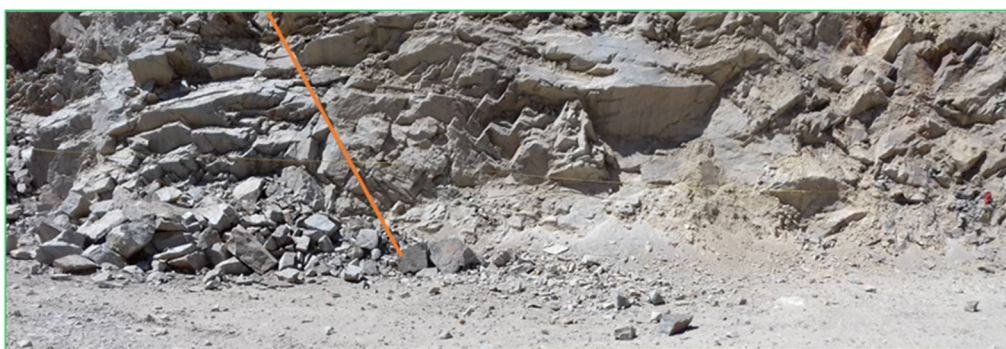
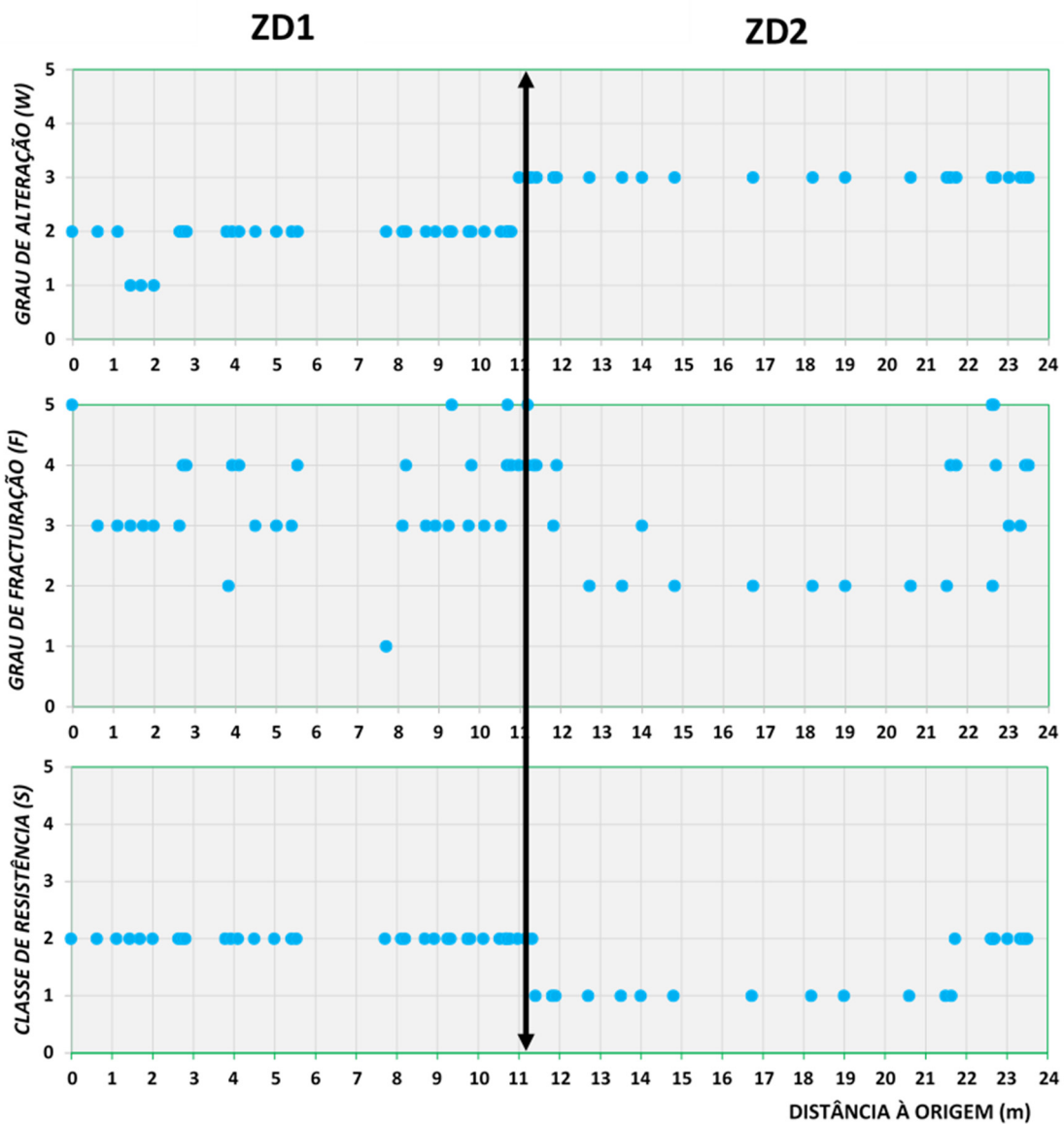


Figura 44. Caracterização de pormenor da bancada a desmontar segundo o grau de alteração (W), grau de fracturação (F) e classe de resistência (S). A cor laranja refere-se a uma falha provável.

O quadro 17 apresenta a caracterização pormenor da bancada a desmontar.

Quadro 17. Caracterização de pormenor da bancada a desmontar.

Zonamento Geotécnico (ZG)	Z1	Z2
Litologia	Granito amarelo	Granito amarelo
Grau de alteração (W)	W2	W3
Grau de fracturação (F)	F3; F4	F2
Classe de resistência (S)	S2	S3
Distância (m)	0-11	11-25m

4.2.2. Análise da Blocometria

A caracterização da blocometria do maciço rochoso, considera três parâmetros geológico-geotécnicos simples (ISRM, 1978): o Índice Dimensional (*lb*); o Índice Volumétrico (*Jv*) e o valor de RQD (*Rock Quality Designation*) (ISRM 1981, Deere & Deere 1988, Priest 1993, Palmström, 2005).

Com base nas características das três famílias principais anteriormente definidas (Quadro 18), determinamos seguidamente o *lb* e o *Jv*.

Quadro 18. Síntese dos dados geológico-estruturais da fracturação da pega nº 2 da bancada nº 4.

Família	Direção	Inclinação	Espaçamento médio (m)	Descontinuidades por família
Família 1	N130-139E	82SW	0,22	12
Família 2	N20-29E	76SE	0,46	8
Família 3	N50-59E	48SE	0,62	7
Número de descontinuidades				27

Índice dimensional (*lb*)

O *lb* é calculado conforme a Equação 1 (ISRM, 1978; Vallejo & Ferrer, 2011) através da qual se obteve um valor de *lb* de 0,43 (Figura 45), sendo que existe grandes variações do tamanho e forma dos blocos, como se pode confirmar no Quadro 18 e na Figura 46.

$$lb = \frac{0,22 + 0,46 + 0,62}{3} = 0,43$$

Figura 45. Resultado do *lb* conforme o cálculo da Equação 1.

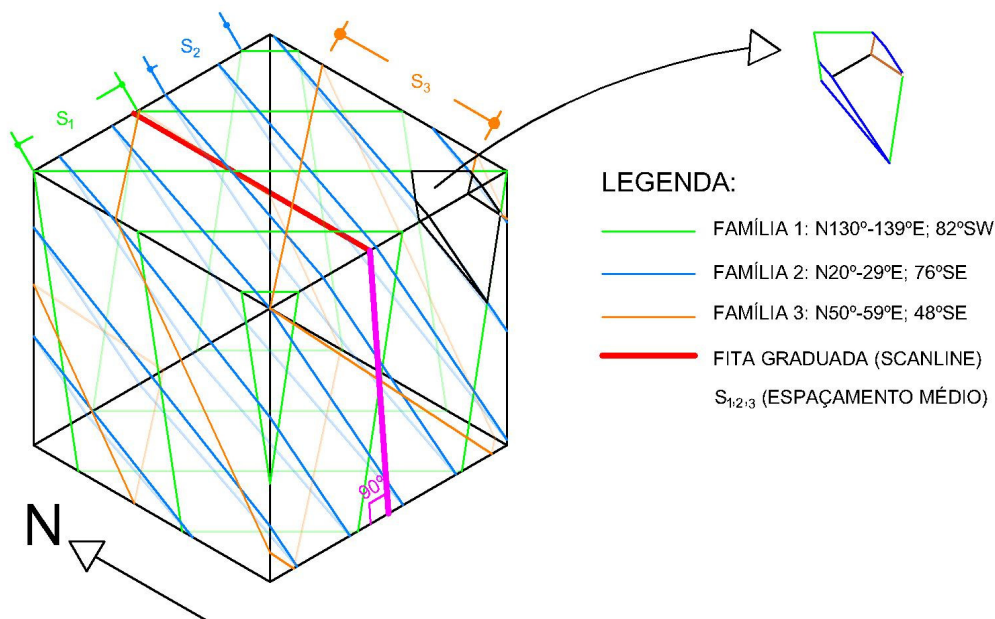


Figura 46. Representação esquemática da blocometria da bancada nº 4.

Índice Volumétrico – Volumetric Joint Count (J_v)

Conforme a Equação 2 (Palmström, 2005), o valor de J_v é 3,25 descontinuidades/ m^3 (Figura 47). Segundo a classificação J_v (Palmström, 2005), o tamanho dos blocos que serão extraídos terá uma dimensão entre (0,025-1 m^3) e são classificados como blocos de tamanho médio.

$$J_v = \frac{1}{12} + \frac{1}{8} + \frac{1}{7} + \frac{29}{10} = 3,25 \text{ des}/m^3$$

Figura 47. Resultado do J_v conforme o cálculo da Equação 2.

4.2.3. Escavabilidade do maciço rochoso

Com base nos parâmetros obtidos anteriormente (Quadro 19 e a Figura 48), é possível determinar a escavabilidade do maciço rochoso através do ábaco de Pettifer & Fookes (1994) revisto por Galiza et al. (2011a,b).

O índice de espaçamento das descontinuidades, l_f (m) é um parâmetro que se encontra através do número de descontinuidades ($n=56$) sobre a extensão da fita métrica (23,50 m.).

Quadro 19. Parâmetros para analisar a escavabilidade do maciço rochoso da bancada nº 4 conforme Pettifer & Fookes (1994).

Litologia	W	F	R	UCS (MPa)	J_v (des./ m^3)	l_f (m)
Granito	W2	F3	R4-5	130	3,25	0,42

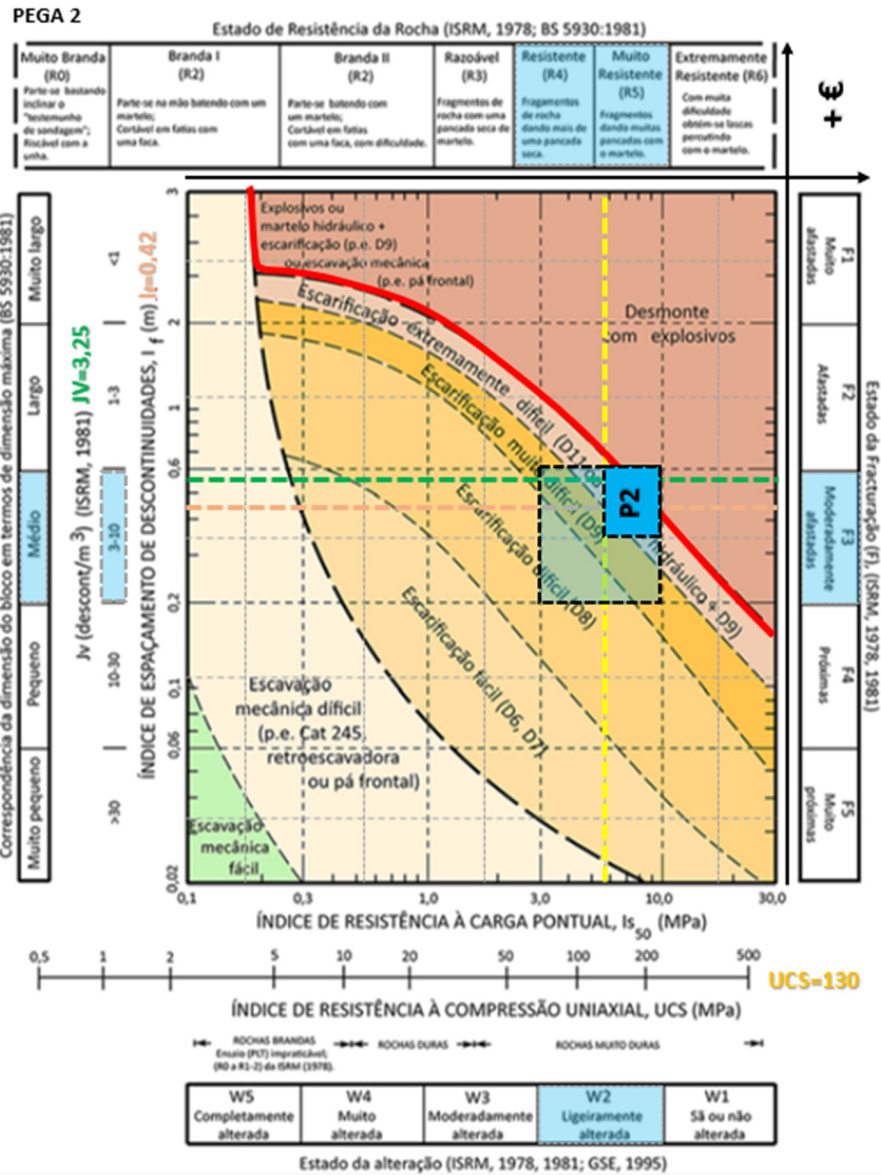


Figura 48. Ábaco de escavabilidade (adaptado de Franklin et al. 1971; Pettifer e Fookes, 1994; Galiza et al. 2011a,b).

A Figura 48 demonstra o diagrama ilustrativo da complexidade dos parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos envolvidos na caracterização dos maciços para efeitos de desmorte. O P2 classifica-se a escavabilidade do maciço rochoso com a técnica de escarificação extremamente difícil e desmorte com explosivos.

4.3. Pedreira de Serdedelo

O levantamento de *scanline* desta Pedreira divide-se em três bancadas diferentes, bancada nº 7, bancada nº 6 e bancada nº 5, como se pode visualizar na Figura 49.



Figura 49. Localização das três bancadas do estudo na Pedreira de Serdedelo na perspetiva da zona Este.

4.3.1. Basic Geotechnical Description (BGD) – Bancada nº 7

O levantamento deste local foi feito com a orientação da *scanline* N190E, numa extensão de *scanline* de 46,0 m, posicionada a uma altura de 1,50 m da base do patamar. No Anexo I encontra-se um resumo de todos os parâmetros da descrição BGD.

Tipo de descontinuidades

Na generalidade (Figura 50), as descontinuidades predominantes no maciço rochoso são as *diaclases* ($n=37$; $p=100\%$).

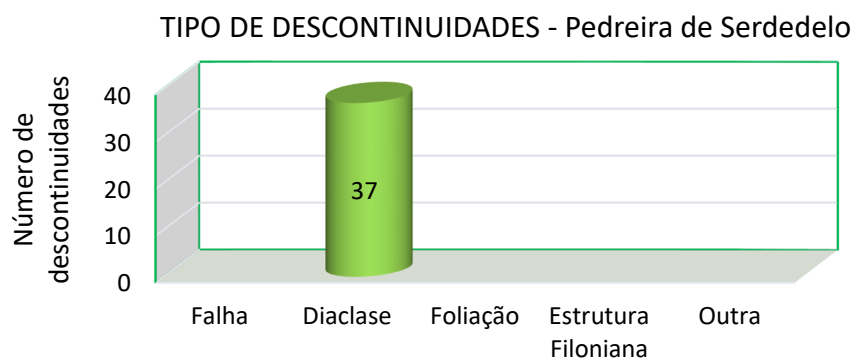


Figura 50. Tipo de descontinuidade da bancada nº 7.

Através da análise das descontinuidades, foi definida uma principal família com 30% de representação, e foram indicadas mais duas famílias, com 8% de representação cada uma, que apesar de reduzida, representa duas direções preferências das descontinuidades (Figura 51), conforme se pode verificar no estereograma (Figura 52) e no diagrama de rosetas (Figura 53). Existem várias descontinuidades aleatórias que não fazem parte das famílias definidas, neste caso, 20 descontinuidades das 37 registadas.

REPRESENTAÇÃO				FAMÍLIA	AMPLITUDE DAS FAMÍLIAS	DIRECÇÃO			DESCONTINUIDADES POR FAMÍLIA	TOTAL		
30%	38%	46%	46%	30%	10	▲	N	40	49		E	11
			8%	2ºF		▼	N	120	129		E	3
			8%	3ºF			N	30	39		E	3
			0%	4ºF			N	-	-		E	0
NÚMERO DESCONTINUIDADES										17	37	

Figura 51. Análise estatística das distribuições das descontinuidades.

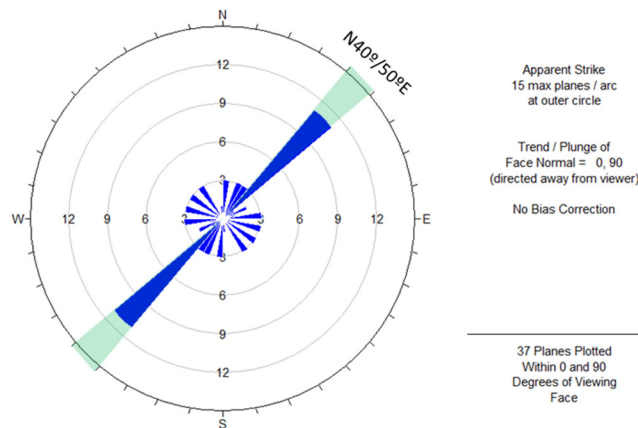


Figura 52. Diagrama de rosetas geral da bancada nº 7, com 37 descontinuidades projetadas em intervalos (pétalas) com 10º de amplitude.

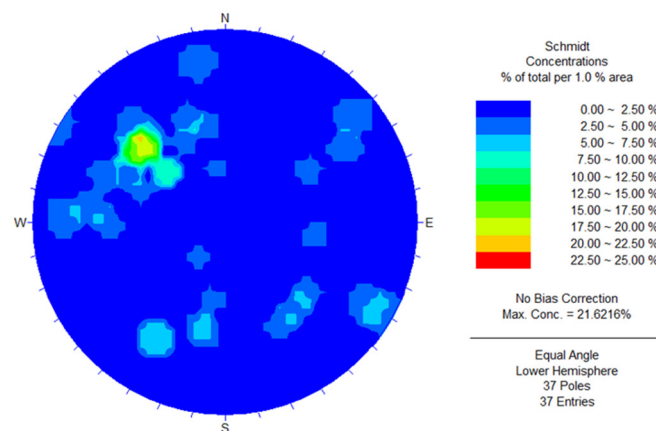


Figura 53. Diagrama de contorno estrutural relativo ao tratamento estatístico das 37 descontinuidades da bancada nº 7.

Estado de alteração (W)

Na generalidade (Figura 54), o grau de alteração predominante que o maciço apresenta é o W2 ($n=20$; $p=54,1\%$), concluindo-se que o maciço rochoso é *ligeiramente alterado*. O maciço apresenta mudança na cor original da matriz rochosa (descoloração). 37,8 % das descontinuidades são W3 - *mediamente alterada*. Pontualmente, na zona de preferencial percolação de água, o grau de alteração é W4 ($n=3$; $p=8,1\%$).

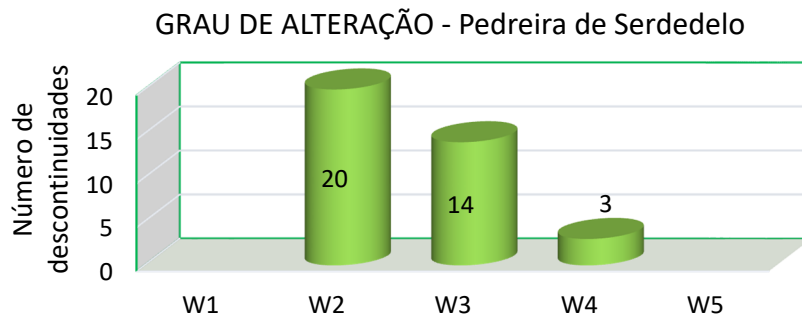


Figura 54. Estado da alteração da bancada nº 7.

A abertura das descontinuidades são *abertas* ($n=22$; $p=59\%$) com comprimento 0,5-10 mm. Durante o processo de levantamento dos dados no campo observou-se também que a bancada em estudo apresenta percolação de água através das descontinuidades, localizadas a uma distância da origem da *scanline*, entre 3,9-10,5 m e 20-24,90 m, definindo-se a presença de água como *gotejante*.

Quadro 20. Estado de alteração de cada família da bancada nº 7.

	FAMÍLIA 1: N40-49E; 60SE					FAMÍLIA 2: N120-129E; 70NE				
%	0,0%	27,3%	72,7%	0,0%	0,0%	0,0%	66,7%	0,0%	33,3%	0,0%
No. des.	0	3	8	0	0	0	2	0	1	0
Descrição	W1	W2	W3	W4	W5	W1	W2	W3	W4	W5
	FAMÍLIA 3: N30-39E; 84NW					RESTANTES FAMÍLIAS				
%	0,0%	66,7%	33,3%	0,0%	0,0%	0,0%	66,7%	27,8%	5,6%	0,0%
No. des.	0	2	1	0	0	0	12	5	1	0
Descrição	W1	W2	W3	W4	W5	W1	W2	W3	W4	W5

O Quadro 20 demonstra o grau de alteração (*W*) de cada uma das famílias de descontinuidades definidas. As restantes famílias representam 20 descontinuidades, enquanto a 1ª família, 2ª e 3ª, consubstanciam respetivamente 11, 3 e 3 descontinuidades registadas. Contudo a 1ª família é predominante W3, o grupo das restantes famílias, o W2 representa a grande maioria.

Estado de fracturação (F)

Na generalidade (Figura 55), o grau de fracturação predominante é F2, ($n=16$; $p=43,2\%$), com um afastamento entre 60-200 cm, classificando-se como *afastadas*.

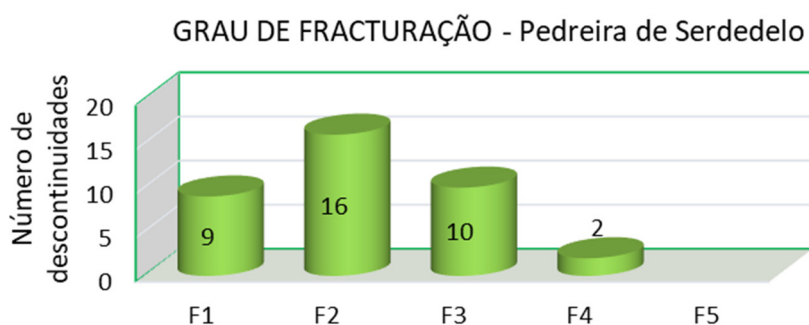


Figura 55. Espaçamento das descontinuidades da bancada nº 7.

O Quadro 21 demonstra o grau de fracturação (*F*) de cada uma das famílias de descontinuidades definidas. As restantes famílias, representam 20 descontinuidades, enquanto a 1ª família, 2ª e 3ª, consubstanciam respetivamente 11, 3 e 3 descontinuidades registadas. Contudo a 1ª família é predominante F3, o grupo das restantes famílias, o F2 representa a grande maioria.

Quadro 21. Grau de fracturação de cada família da bancada nº 7.

	FAMÍLIA 1: N40-49E; 60SE					FAMÍLIA 2: N120-129E; 70NE				
%	25,0%	25,0%	50,0%	0,0%	0,0%	33,3%	33,3%	66,7%	0,0%	0,0%
No. des.	3	3	6	0	0	1	1	2	0	0
Descrição	F1	F2	F3	F4	F5	F1	F2	F3	F4	F5
	FAMÍLIA 3: N30-39E; 84NW					RESTANTES FAMÍLIAS				
%	66,7%	33,3%	0,0%	0,0%	0,0%	16,7%	61,1%	11,1%	11,1%	0,0%
No. des.	2	1	0	0	0	3	11	2	2	0
Descrição	F1	F2	F3	F4	F5	F1	F2	F3	F4	F5

A Figura 56 demonstra o aspecto de grau de alteração (W) e grau de fracturação (F) do maciço rochoso da bancada em estudo.

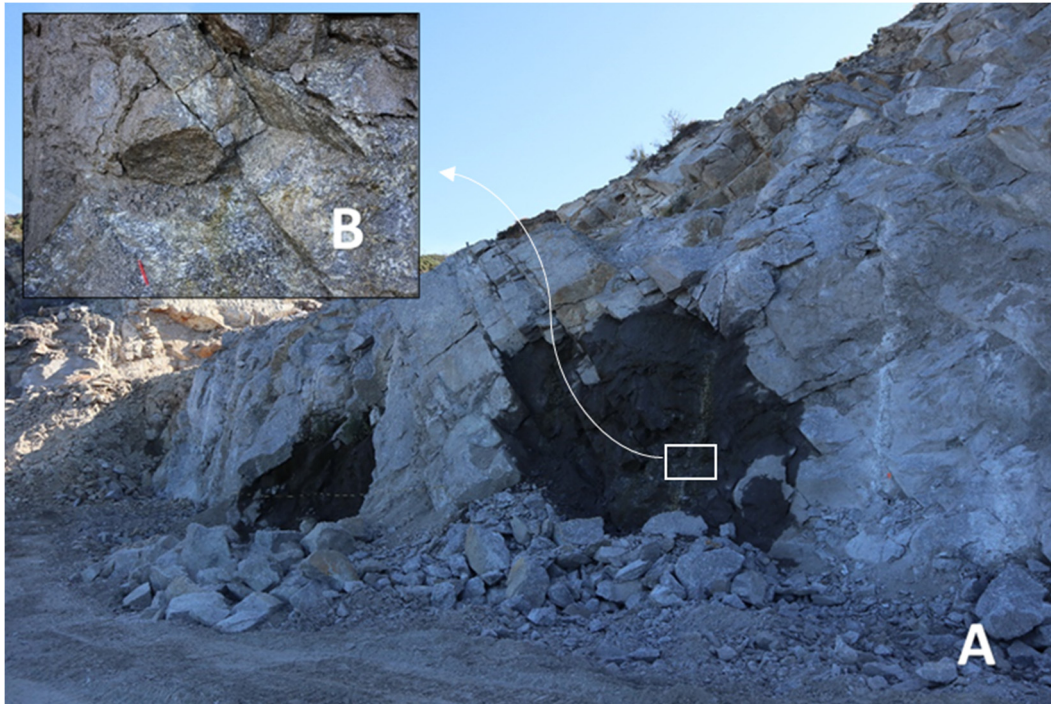


Figura 56. Aspecto de alteração e fracturação do maciço rochoso da Pedreira de Serdedelo da bancada nº 7. A) Frente da bancada passagem da linha de *scanline*; B) Presença da água com características gotejantes.

Classe de resistência (S)

Foram realizadas 14 estações geomecânicas para a realização dos ensaios do campo com o martelo de Schmidt. Constatou-se assim (Figura 57), que o granito de Serdedelo da bancada nº 7 da pega nº 1 classifica-se, na sua maioria, como sendo do tipo *resistência elevada (S2)*, segundo ISRM (1981) sendo valor médio da resistência de 117,35 MPa, sabendo que o levantamento de cada estação é feito em mais ou menos 2,5 m (Quadro 9).

Quadro 22. Quadro do resumo da resistência à compressão uniaxial convertida pelo valor do ensaio de martelo de Schmidt da bancada nº 7 da Pedreira de Serdedelo.

Número de estação	Distância à origem (m)	UCS (MPa)	Classe de resistência (ISRM, 1981)
1	2,60	117,64	2
2	5,00	117,88	2
3	7,60	83,54	2
4	10,00	86,38	2
5	14,50	157,59	2
6	16,60	124,07	2
7	20,60	187,72	2
8	24,90	36,61	3
9	27,30	127,55	2
10	31,40	147,76	2
11	34,00	161,66	2
12	37,80	69,76	2
13	41,00	104,31	2
14	45,00	120,48	2

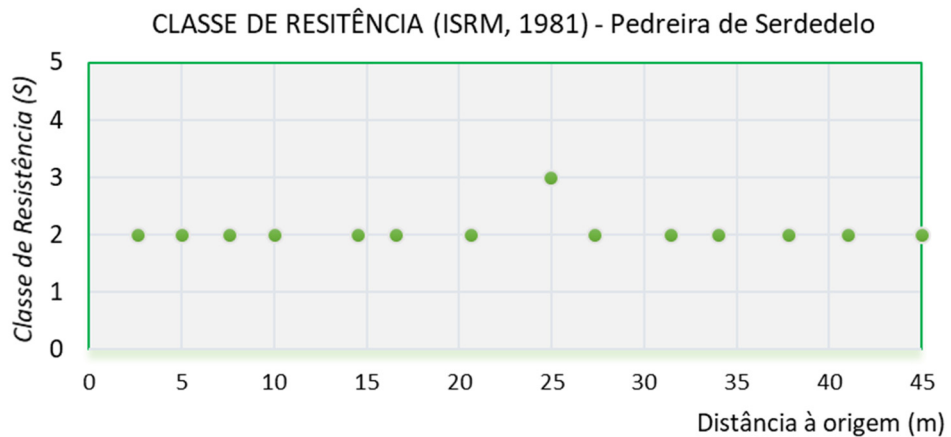


Figura 57. Classe de resistência da bancada nº 7 da Pedreira de Serdedelo.

4.3.2. Análise da Blocometria

A caracterização da blocometria do maciço rochoso, considera três parâmetros geológico-geotécnicos simples (ISRM, 1978): o Índice Dimensional (I_b); o Índice Volumétrico (J_v) e o valor de RQD (*Rock Quality Designation*) (ISRM 1981, Deere & Deere 1988, Priest 1993, Palmström, 2005).

Com base nas características das três famílias principais anteriormente definidas (Quadro 23), determinamos seguidamente o I_b e o J_v .

Quadro 23. Síntese dos dados geológico-estruturais da fracturação da pega nº 1 da bancada nº 7.

Família	Direção	Inclinação	Espaçamento médio (m)	Descontinuidades por família
Família 1	N40-49E	60SE	0,98	11
Família 2	N120-129E	70NE	0,92	3
Família 3	N30-39E	84NW	2,43	3
Número de descontinuidades				17

Índice dimensional (*lb*)

O *lb* é calculado conforme a equação 1 (ISRM, 1978; Vallejo & Ferrer, 2011) através da qual se obteve um valor de *lb* de 1,44 (Figura 58), sendo que existe grandes variações do tamanho e forma dos blocos como se pode confirmar no Quadro 23 e na Figura 59. Para o caso o tipo do maciço encontrado é *colunar*.

$$lb = \frac{0,98 + 0,92 + 2,43}{3} = 1,44$$

Figura 58. Resultado do *lb* do cálculo da Equação 1.

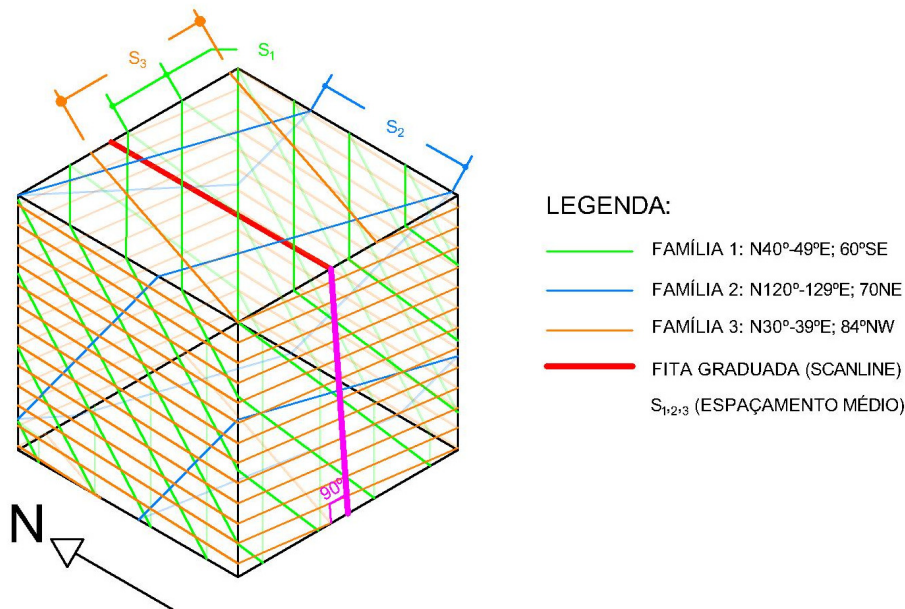


Figura 59. Representação esquemática da blocometria da bancada nº 7.

Índice Volumétrico – Volumetric Joint Count (Jv)

Conforme a Equação 2 (Palmström, 2005), o valor de Jv é 2,76 descontinuidades/m³ (Figura 60). Segundo a classificação Jv (Palmström, 2005), o tamanho dos blocos que serão extraídos terá uma dimensão entre (0,025-1 m³) e são classificados como blocos de *tamanho médio*.

$$Jv = \frac{1}{11} + \frac{1}{3} + \frac{1}{3} + \frac{20}{10} = 2,76 \text{ des/m}^3$$

Figura 60. Resultado do Jv conforme o cálculo da Equação 2.

4.3.3. Escavabilidade do maciço rochoso

Com base nos parâmetros obtidos anteriormente (Quadro 24 e a Figura 61), é possível determinar a escavabilidade do maciço rochoso através do ábaco de Pettifer & Fookes (1994) revisto por Galiza et al. (2011a,b).

O índice de espaçamento das descontinuidades, lf (m) é um parâmetro que se encontra através do número de descontinuidades ($n=37$) sobre a extensão da fita métrica (46 m):

Quadro 24. Parâmetros para analisar a escavabilidade (Pettifer & Fookes, 1994) do maciço rochoso da bancada nº 7 da Pedreira de Serdedelo.

Litologia	W	F	R	UCS (MPa)	Jv (des./m ³)	lf (m)
Granito	W2	F2	R4-5	117	2,65	1,24

A Figura 61 demonstra o diagrama ilustrativo da complexidade dos parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos envolvidos na caracterização dos maciços para efeitos de desmonte, o P1 classifica-se a escavabilidade do maciço rochoso com o recurso a explosivos.

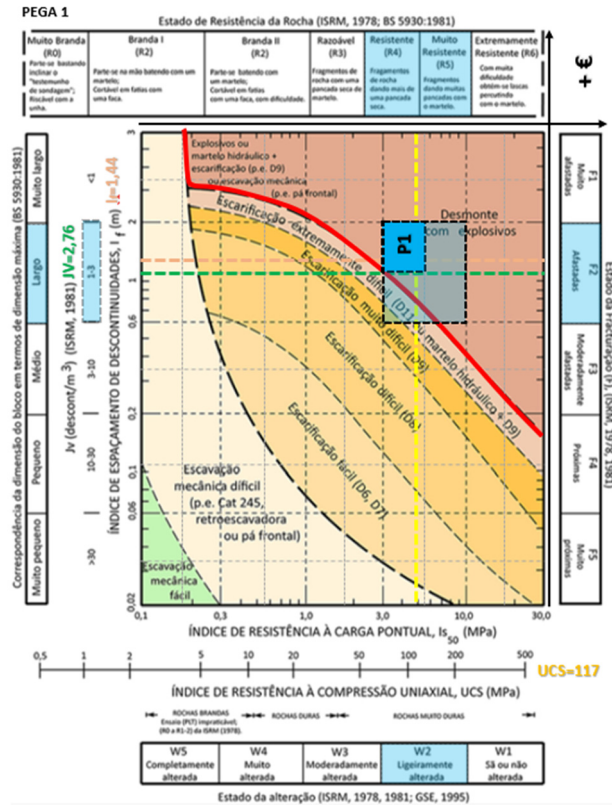


Figura 61. Ábaco de escavabilidade (adaptado de Franklin et al. 1971, Pettifer & Fookes 1994, Galiza et al. 2011a,b).

4.3.4. Basic Geotechnical Description (BGD) – Bancada nº 6

O levantamento deste local foi feito com a orientação N190ºE, numa extensão de *scanline* de 40,30 m, posicionada a uma altura de 1,20 m da base do patamar. Foram registadas 59 descontinuidade. No Anexo I encontra-se um resumo de todos os parâmetros da descrição BGD

Tipo de descontinuidades

Na generalidade, o tipo de descontinuidades predominantes no maciço rochoso são as *diaclasses* (n=59; p=100%) (Figura 62). Quanto à sua continuidade, são classificadas como *pouco contínua*, *medianamente contínua* e *contínua* com as mesmas representações de 10 números de descontinuidades (p=27%) e o intervalo do comprimento 1-20 m.

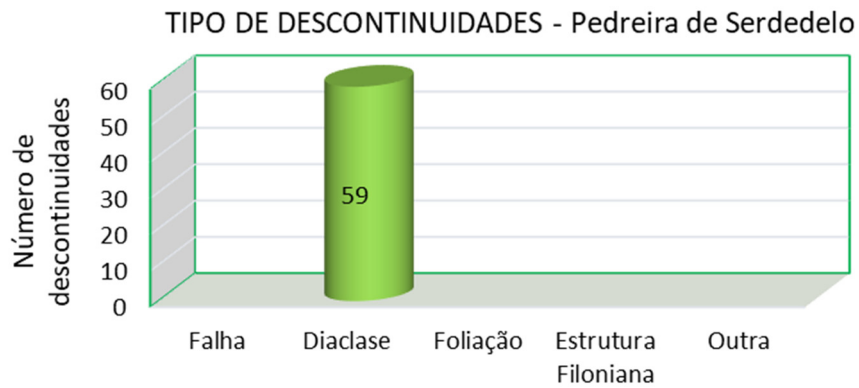


Figura 62. Tipo de descontinuidade da bancada nº 6.

Através da análise das descontinuidades, foi definida uma principal família com 31% de representação, e foi indicada a 2ª família com 25% de representação cada e 3ª família com 8% de representação (Figura 63), conforme se pode verificar no estereograma (Figura 64) e no diagrama de rosetas (Figura 65). Existem várias descontinuidades aleatórias que não fazem parte das famílias definidas, neste caso, 20 descontinuidades das 37 registadas.

REPRESENTAÇÃO		FAMÍLIA	AMPLITUDE DAS FAMÍLIAS	DIRECÇÃO			DESCONTINUIDADES POR FAMÍLIA		TOTAL		
31%		31%	10	▲	N	60	69	E		18	
		25%			2ªF	N	140	149	E	15	
		8%		3ªF	▼	N	110	119	E	5	
		8%		4ªF		N	70	79	E	5	
NÚMERO DESCONTINUIDADES							43		59		

Figura 63. Análise estatística das distribuições das descontinuidades.

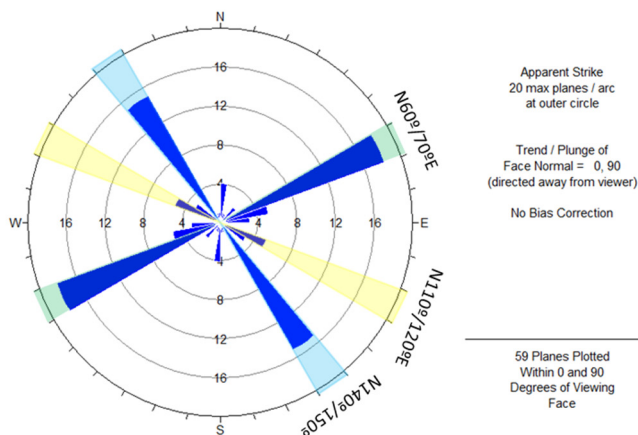


Figura 64. Diagrama de rosetas geral da bancada nº 6, com 59 descontinuidades projetadas em intervalos (pétalas) com 10º de amplitude.

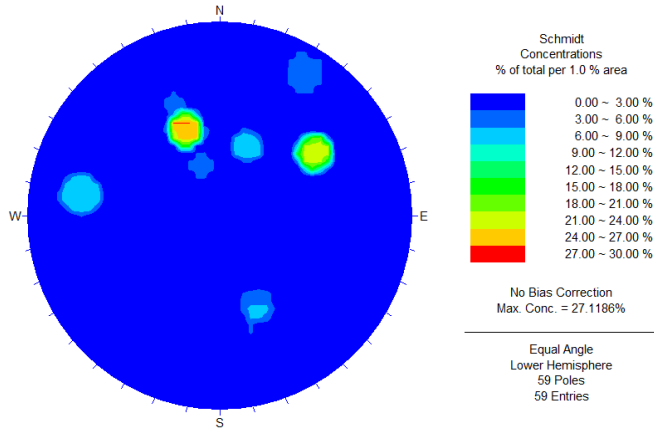


Figura 65. Diagrama de contorno estrutural relativo ao tratamento estatístico das 59 descontinuidades da bancada nº 6.

Estado de alteração (W)

Na generalidade (Figura 66), o grau de alteração predominante que o maciço apresenta é o W1 ($n=29$; $p=49,2\%$), concluindo-se como um maciço *são* ou *não* alterado. Em seguida o W2 ($n=27$; $p=45,8\%$) é *ligeiramente alterada*. O maciço revela mudança na cor original da matriz rochosa (descoloração).

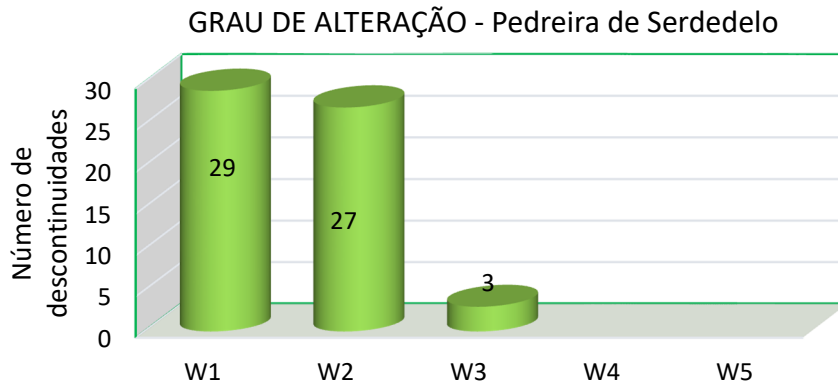


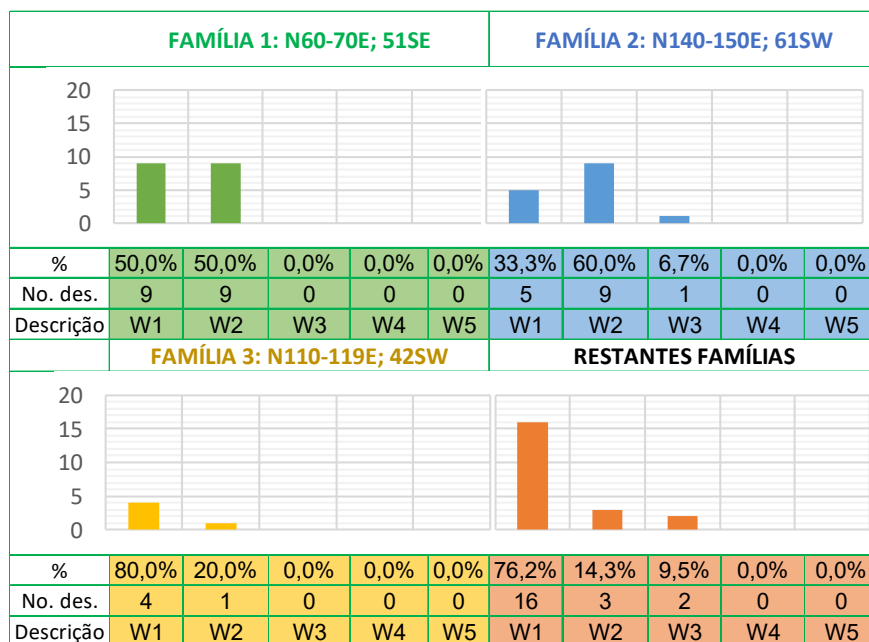
Figura 66. Estado de alteração da bancada nº 6 da Pedreira de Serdedelo.

A abertura das descontinuidades são *abertas* ($n=69$; $p=41\%$) com o comprimento 0,5-10mm. Durante o processo de levantamento dos dados no campo observou-se também que a bancada em estudo apresenta percolação de água através das descontinuidades, localizadas a uma distância da origem da *scanline*, entre 27-34,40 m e 20-24,90 m define-se a presença de água *gotejante*.

O Quadro 25 demonstra o grau de alteração (W) de cada uma das famílias de descontinuidades definidas. As restantes famílias, representam 21 descontinuidades, enquanto a 1ª família, 2ª e 3ª,

consustanciam respetivamente, 18, 15 e 5 descontinuidades registadas. Apesar de na 1ª, 2ª e 3ª família ficam entre W1-2, o grupo das restantes famílias, o W1 representa a grande maioria.

Quadro 25. O estado de alteração da bancada nº 6 de cada família da Pedreira de Serdedelo.



Estado de fracturação (F)

Na generalidade (Figura 67), o grau de fracturação predominante é F2, *afastadas* entre 60-200 cm ($n=16$; $p=43,2\%$), seguindo-se F3, com *mediamente afastadas* entre 20-60 cm ($n=16$; $p=27,1\%$).

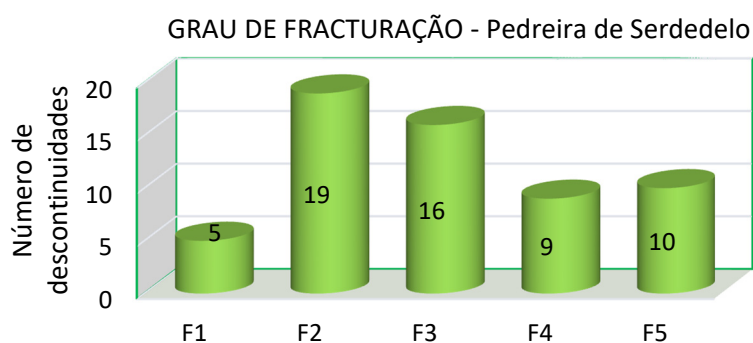
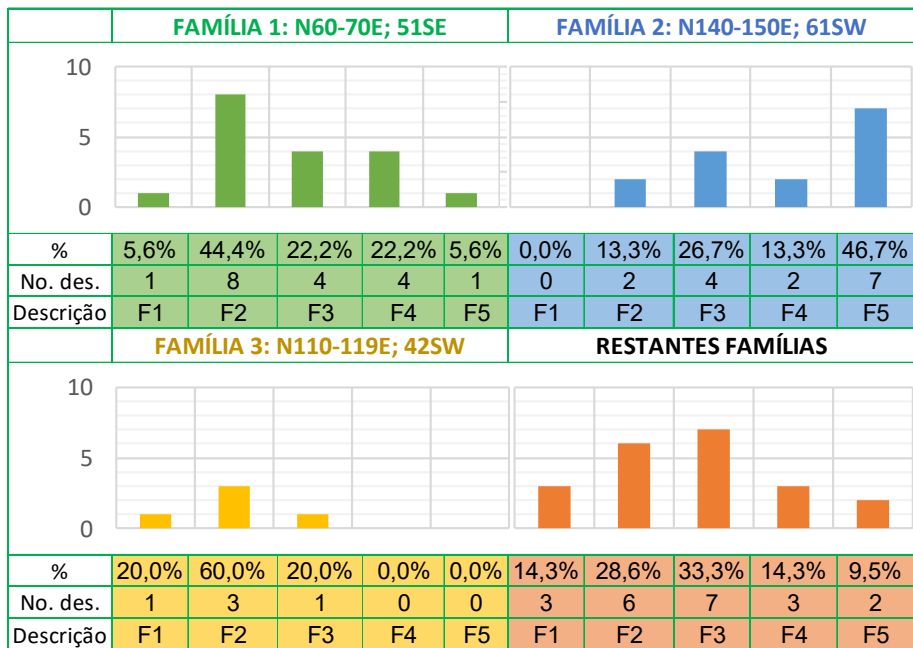


Figura 67. Espaçamento das descontinuidades da bancada nº 6.

O Quadro 26 demonstra o grau de fracturação (F) predominante em cada uma das famílias das descontinuidades, onde as restantes famílias representam 21 descontinuidades. Enquanto na 1ª e na 3ª família, a fracturação predominante é F2, na 2ª família, a fracturação predominante é F5, e nas restantes famílias é F3.

Quadro 26. Grau de fracturação de cada família da bancada nº 6 da Pedreira de Serdedelo.



A Figura 68 demonstra o aspeto de alteração e fracturação do maciço rochoso da Pedreira de Serdedelo da 6ª bancada.

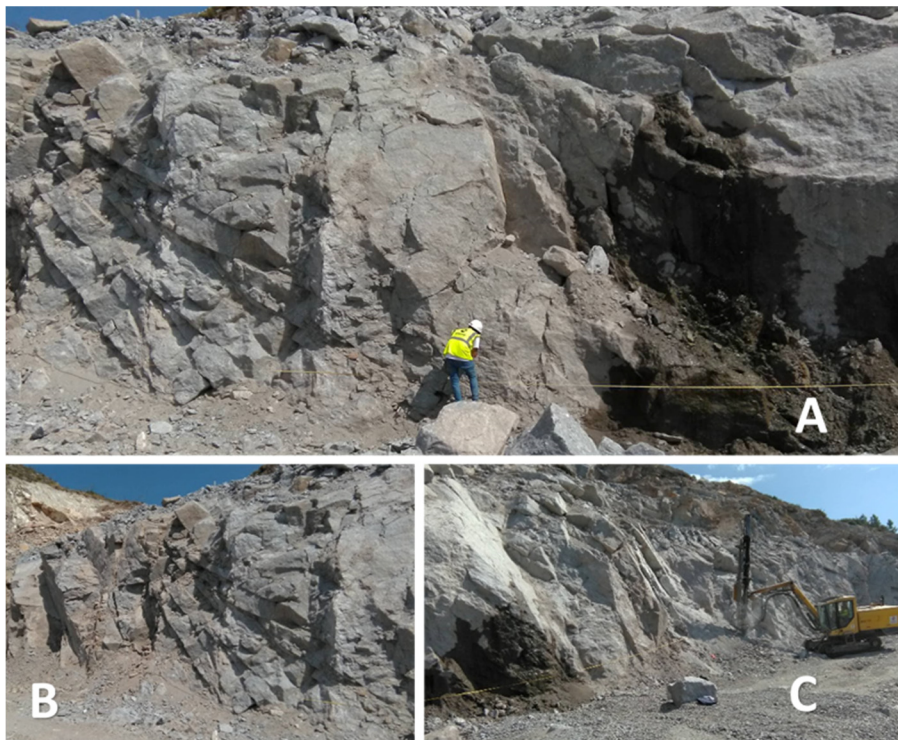


Figura 68. Aspeto de alteração e fracturação do maciço rochoso da Pedreira de Serdedelo da 6ª bancada. A) Frente da bancada e o centro da passagem da linha de *scanline*, onde existe uma linha de água com caracter gotejante; B) Perspetiva à esquerda da *scanline* com o W1 acentuado, neste local encontra-se maciço predominante com mineral de Quartzo; C) Perspetiva à direita da linha de *scanline*.

Classe de resistência (S)

Foram realizadas 14 estações geomecânicas para a realização dos ensaios do campo com o martelo de Schmidt. Constatou-se assim (Figura 69), que o granito de Serdedelo da bancada nº 6 da 3ª pega classifica-se, na sua maioria, como sendo a *resistência elevada* (S2) segundo ISRM (1981) sendo valor médio da resistência de 125,07 MPa, sabendo que a o levantamento de cada estação é feito em mais ou menos 5 m (Quadro 27).

Quadro 27. Quadro do resumo da resistência à compressão uniaxial convertida pelo valor do ensaio de martelo de Schmidt da bancada nº 6 da Pedreira de Serdedelo.

Número de estação	Distância à origem (m)	UCS (MPa)	Classe de resistência (ISRM, 1981)
1	1,00	80,46	2
2	7,40	202,62	1
3	10,20	51,90	3
4	15,20	133,50	2
5	20,30	129,12	2
6	24,80	106,48	2
7	30,80	96,71	2
8	36,00	145,66	2
9	40,30	179,14	2

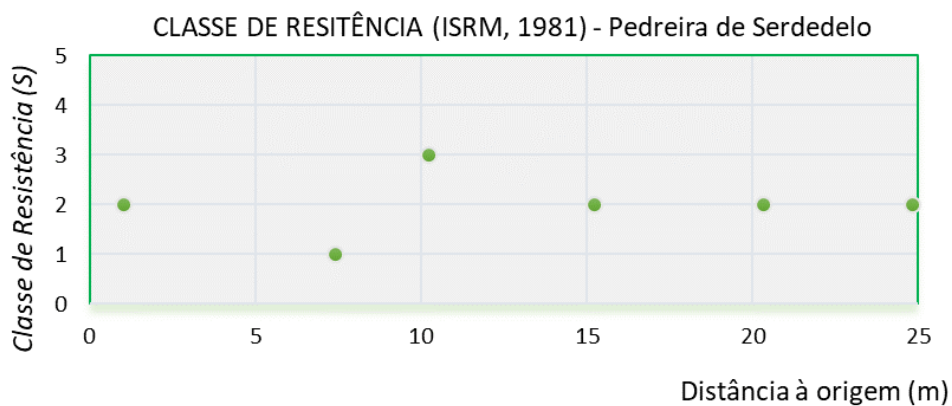


Figura 69. Classe de resistência da bancada nº 6 da Pedreira de Serdedelo.

4.3.5. Análise da Blocometria

A caracterização da blocometria do maciço rochoso, considera três parâmetros geológico-geotécnicos simples (ISRM, 1978): o Índice Dimensional (*I_b*); o Índice Volumétrico (*J_v*) e o valor de RQD (*Rock Quality Designation*) (ISRM 1981, Deere & Deere 1988, Priest 1993, Palmström, 2005).

Com base nas características das três famílias principais anteriormente definidas (Quadro 28), determinamos seguidamente o lb e o J_v .

Quadro 28. Síntese dos dados geológico-estruturais da fracturação da pega nº 3 da bancada nº 6.

Família	Direção	Inclinação	Espaçamento médio (m)	Descontinuidades por família
Família 1	N60-70E	51SE	0,84	18
Família 2	N140-150E	61SW	0,15	15
Família 3	N110-119E	42SW	1,83	5
Número de descontinuidades				38

Índice dimensional (lb)

O lb é calculado conforme a Equação 1 (ISRM, 1978; Vallejo & Ferrer, 2011) através da qual se obteve um valor de lb de 0,94 (Figura 70), sendo que existe grandes variações do tamanho e forma dos blocos como se pode confirmar no Quadro 28 e na Figura 71. Para o caso o tipo do maciço encontrado é maciço de blocos *paralelepípedos*.

$$lb = \frac{0,84 + 0,15 + 1,83}{3} = 0,94$$

Figura 70. Resultado do lb do cálculo da Equação 1.

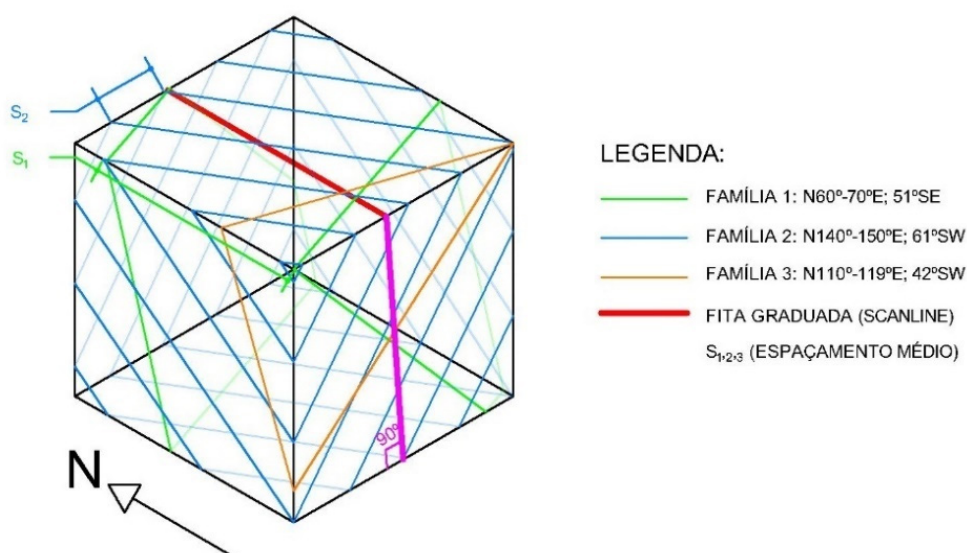


Figura 71. Representação esquemática da blocometria da bancada nº 6.

Índice Volumétrico – Volumetric Joint Count (Jv)

Conforme a Equação 2 (Palmström, 2005), o valor de Jv é 2,42 descontinuidades/m³ (Figura 72). Segundo a classificação Jv (Palmström, 2005), o tamanho dos blocos que serão extraídos terá uma dimensão entre (1-25 m³) e são classificados como blocos de *tamanho grande*.

$$Jv = \frac{1}{18} + \frac{1}{15} + \frac{1}{5} + \frac{21}{10} = 2,42 \text{ des/m}^3$$

Figura 72. Resultado do Jv conforme o cálculo da Equação 2.

4.3.6. Escavabilidade do maciço rochoso

Com base nos parâmetros obtidos anteriormente (Quadro 29 e a Figura 73), é possível determinar a escavabilidade do maciço rochoso através do ábaco de Pettifer & Fookes (1994) revisto por Galiza et al. (2011a,b).

O índice de espaçamento das descontinuidades, lf (m) é um parâmetro que se encontra através do número de descontinuidades (n=59) sobre a extensão da fita métrica (40,30 m).

Quadro 29. Parâmetros para analisar a escavabilidade (Pettifer & Fookes, 1994) do maciço rochoso da bancada nº 6 da Pedreira de Serdedelo.

Litologia	W	F	R	UCS (MPa)	Jv (des./m³)	lf (m)
Granito	W1	F2	R4-5	125	2,42	0,68

A Figura 73 demonstra o diagrama ilustrativo da complexidade dos parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos envolvidos na caracterização dos maciços para efeitos de desmonte e o P3 classifica-se a escavabilidade do maciço rochoso com a técnica de desmonte com recurso a explosivos.

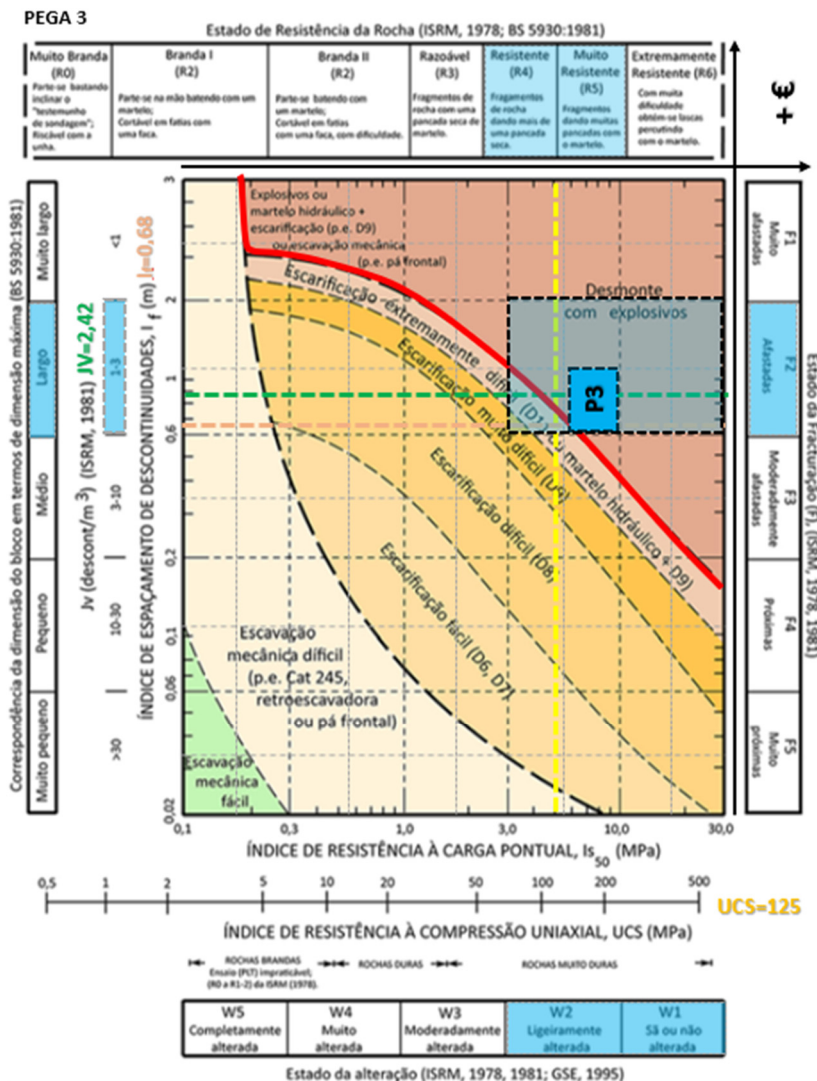


Figura 73. Ábaco de escavabilidade (adaptado de Franklin et al. 1971, Pettifer & Fookes 1994, Galiza et al. 2011a,b).

4.3.7. Basic Geotechnical Description (BGD) – Bancada nº 5

O levantamento deste local foi feito com a orientação da *scanline* N180E, numa extensão de *scanline* de 49,0m, posicionada a uma altura de 1,20 m da base do patamar. No Anexo I encontra-se um resumo de todos os parâmetros da descrição BGD.

Tipo de descontinuidades

Na generalidade (Figura 74), o tipo de descontinuidades predominantes no maciço rochoso são as *diaclases* (n=89; p=100%). Quanto à sua continuidade, são classificadas como *mediamente contínua* (52; 88,1%), com um intervalo do comprimento entre 3-10 m.

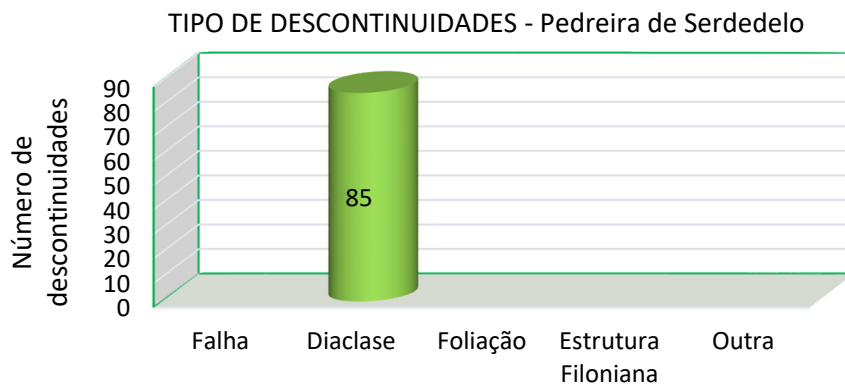


Figura 74. Tipo de descontinuidade da bancada nº 5 da Pedreira de Serdedelo.

Através da análise das descontinuidades, foi definida a 1ª família com 81% de representação, e foi indicada a 2ª família com 11% de representação cada e 3ª família com 8% de representação (Figura 75), conforme se pode verificar no estereograma (Figura 76) e no diagrama de rosetas (Figura 77). Existem várias descontinuidades aleatórias que não fazem parte das famílias definidas, neste caso, 54 descontinuidades das 85 registadas.

REPRESENTAÇÃO		FAMÍLIA	AMPLITUDE DAS FAMÍLIAS	DIRECÇÃO		DESCONTINUIDADES POR FAMÍLIA		TOTAL	
18%	28%	18%	10	N	160	169	E		15
		11%		N	100	109	E	9	
	36%	8%		N	20	29	E	7	
	47%	11%		N	60	69	E	9	
NÚMERO DESCONTINUIDADES							40		85

Figura 75. Análise estatística das distribuições das descontinuidades.

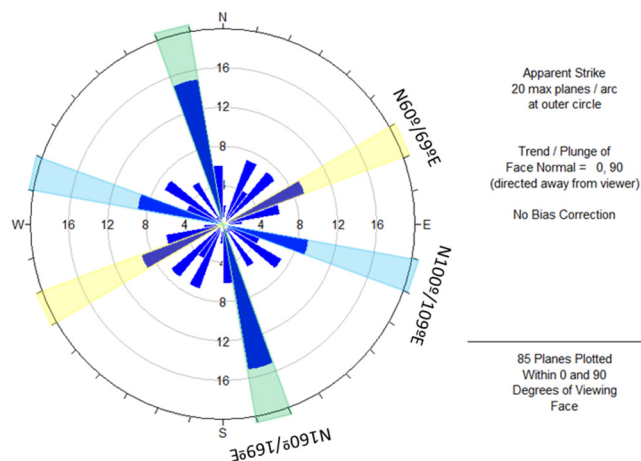


Figura 76. Diagrama de rosetas geral da bancada nº 5, com 85 descontinuidades projetadas em intervalos (pétalas) com 10º de amplitude.

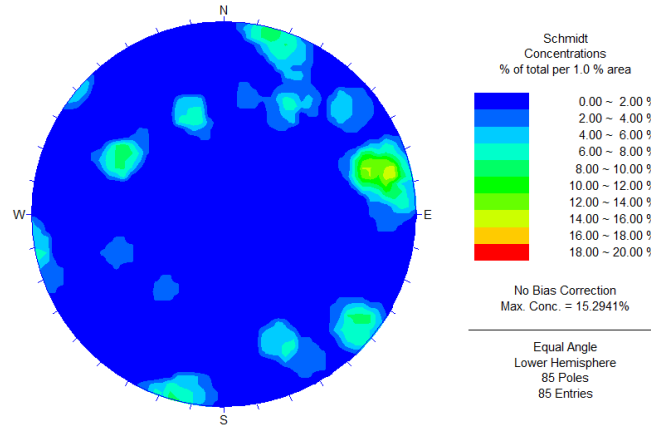


Figura 77. Diagrama de contorno estrutural relativo ao tratamento estatístico das 85 descontinuidades da bancada nº 5.

Estado de alteração (W)

Na generalidade (Figura 78), o grau de alteração predominante que o maciço apresenta é o W1 (n=32; p=37,6%), concluindo-se como um maciço são ou não alterado. Em seguida, o W2 (n=28; p=32,9%) é ligeiramente alterada. O maciço revela mudança na cor original da matriz rochosa (descoloração) e também pode observar as imagens da Figura 80.

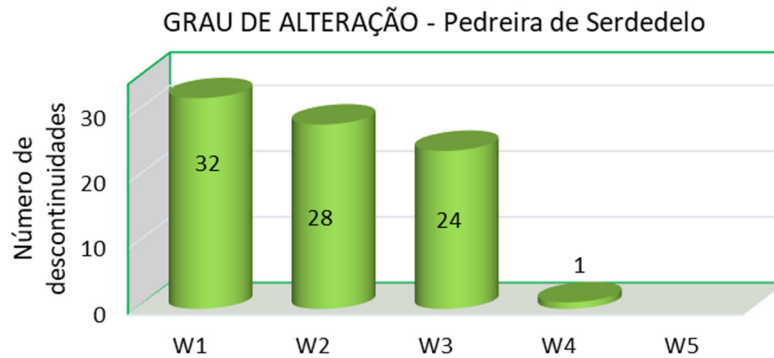


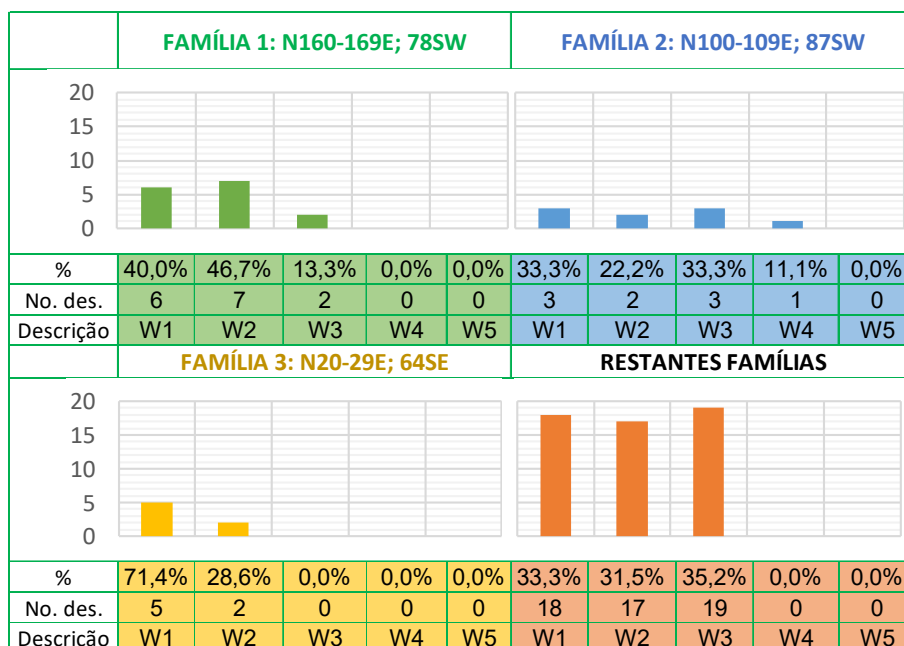
Figura 78. Estado de alteração da bancada nº 5 da Pedreira de Serdedelo.

A abertura das descontinuidades são *fechadas* (n=58; p=68,2%) com comprimento <0,1-0,5 mm. Durante o processo de levantamento dos dados no campo observou-se também que a bancada em estudo apresenta percolação de água através das descontinuidades, definindo-se a presença de água como *gotejante*.

O Quadro 30 demonstra o grau de alteração (W) de cada uma das famílias de descontinuidades definidas. As restantes famílias, representam 54 descontinuidades, enquanto a 1ª família, 2ª e 3ª, consubstanciam respetivamente 15, 9 e 7 descontinuidades registadas. Contudo a 1ª família é

predominante W3, a 2ª família é W1 e W3, a 3ª família é W1, o grupo das restantes famílias, o W3 representa a grande maioria.

Quadro 30. O estado de alteração da bancada nº 5 de cada família da Pedreira de Serdedelo.



Estado de fracturação (F)

Na generalidade (Figura 79), o grau de fracturação predominante é F3, ($n=29$; $p=34,1\%$), com um afastamento entre 20-60 cm, classificando-se como *mediamente afastadas*. Pois seguindo F2 ($n=27$; $p=32\%$) com um afastamento entre 60-200 cm, classificando-se como *afastadas* e F4 ($n=26$; $p=31\%$) com um afastamento entre 6-20 cm, casificando-se como próximas. E também pode observar na Figura 79 demonstra o grau de fracturação do maciço.

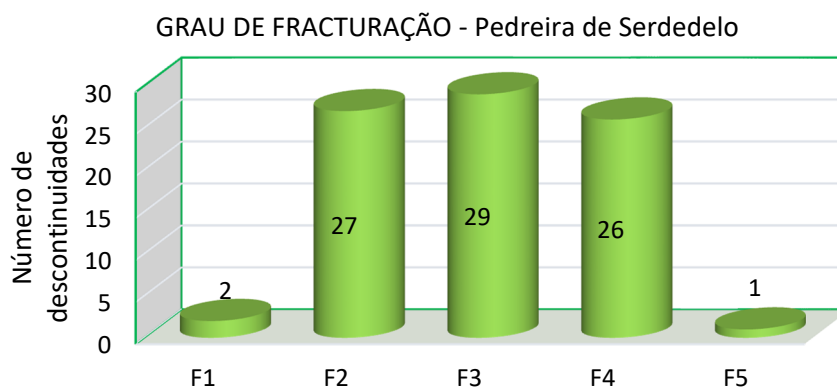


Figura 79. Espaçamento das descontinuidades da bancada nº 5 da pedreira de Serdedelo.

O Quadro 31 demonstra o grau de fracturação (*F*) predominante em cada uma das famílias das discontinuidades, onde as restantes famílias representam 54 discontinuidades. Enquanto na 1ª família, a fracturação predominante é F2, na 2ª família, a fracturação predominante é F4 e F3, na 3ª família, a fracturação predominante é F4 e nas restantes famílias é F3.

Quadro 31. Grau de fracturação de cada família da bancada nº 5 da Pedreira de Serdedelo.

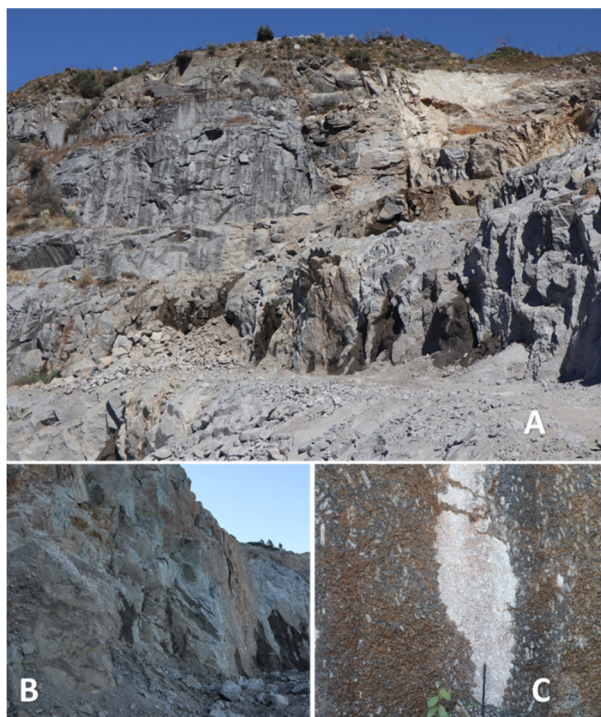
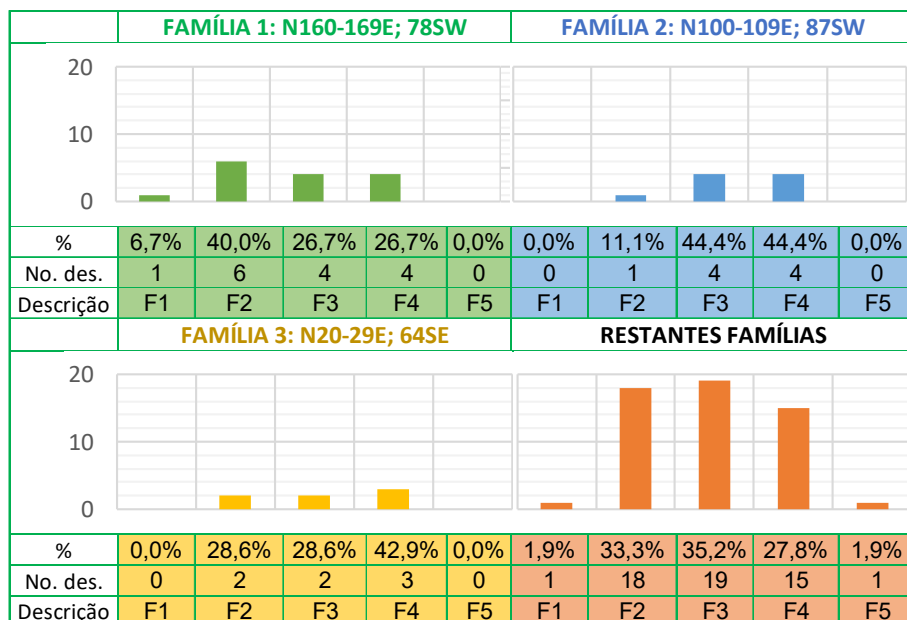


Figura 80. Aspeto de alteração e fracturação do maciço rochoso da Pedreira de Serdedelo da 5ª bancada. A) Perspetiva NNE da bancada; B) Perspetiva à esquerda da *scanline* (SSE) com o grau de alteração (W2) acentuado; C) Granito biotítico de grão grosseiro a medio com megacristais de feldspato.

Classe de resistência (S)

Foram realizadas 14 estações geomecânicas para a realização dos ensaios do campo com o martelo de Schmidt. Constatou-se assim (Figura 81), que o granito de Serdedelo da bancada nº 6 da 3ª pega classifica-se, na sua maioria, como sendo *resistência elevada (S2)*, segundo ISRM (1981) sendo valor médio da resistência de 125,07 MPa, sabendo que a o levantamento de cada estação é feito em mais ou menos 5 m (Quadro 32).

Quadro 32. Quadro do resumo da resistência à compressão uniaxial convertida pelo valor do ensaio de martelo de Schmidt da bancada nº 5.

Número de estação	Distância à origem (m)	UCS (MPa)	Classe de resistência (ISRM, 1981)
1	0,00	169,62	2
2	5,10	93,00	2
3	10,00	159,42	2
4	15,40	68,52	2
5	20,00	90,84	2
6	25,00	139,53	2
7	30,00	151,05	2
8	35,00	188,09	2
9	39,80	148,48	2
10	44,70	122,08	2
11	49,00	190,43	2

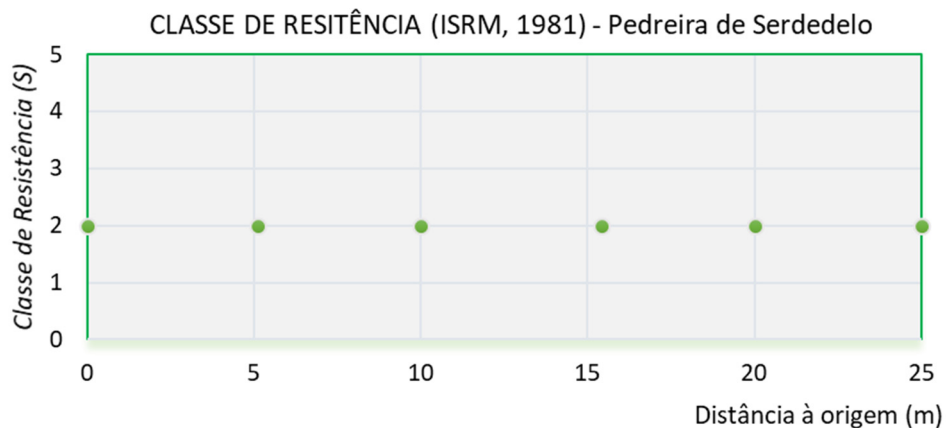


Figura 81. Classe de resistência da bancada nº 5.

4.3.8. Análise da Blocometria

A caracterização da blocometria do maciço rochoso, considera três parâmetros geológico-geotécnicos simples (ISRM, 1978): o Índice Dimensional (I_b); o Índice Volumétrico (J_v) e o valor de RQD (*Rock Quality Designation*) (ISRM 1981, Deere & Deere 1988, Priest 1993, Palmström, 2005).

Com base nas características das três famílias principais anteriormente definidas (Quadro 33), determinamos seguidamente o lb e o J_v .

Quadro 33. Síntese dos dados geológico-estruturais da fracturação da 4ª pega da bancada nº 5.

Família	Direção	Inclinação	Espaçamento médio (m)	Descontinuidades por família
Família 1	N160-169E	78SW	0,74	15
Família 2	N100-109E	87SW	0,31	9
Família 3	N20-29E	64SE	0,36	7
Número de descontinuidades				31

Índice dimensional (lb)

O lb é calculado conforme a Equação 1 (ISRM, 1978; Vallejo & Ferrer, 2011) através da qual se obteve um valor de lb de 0,47 (Figura 82), sendo que existe grandes variações do tamanho e forma dos blocos como se pode confirmar no Quadro 33 e na Figura 83. Para o caso o tipo do maciço encontrado é *colunar*.

$$lb = \frac{0,74 + 0,31 + 0,36}{3} = 0,47$$

Figura 82. Resultado do lb do cálculo da Equação 1.

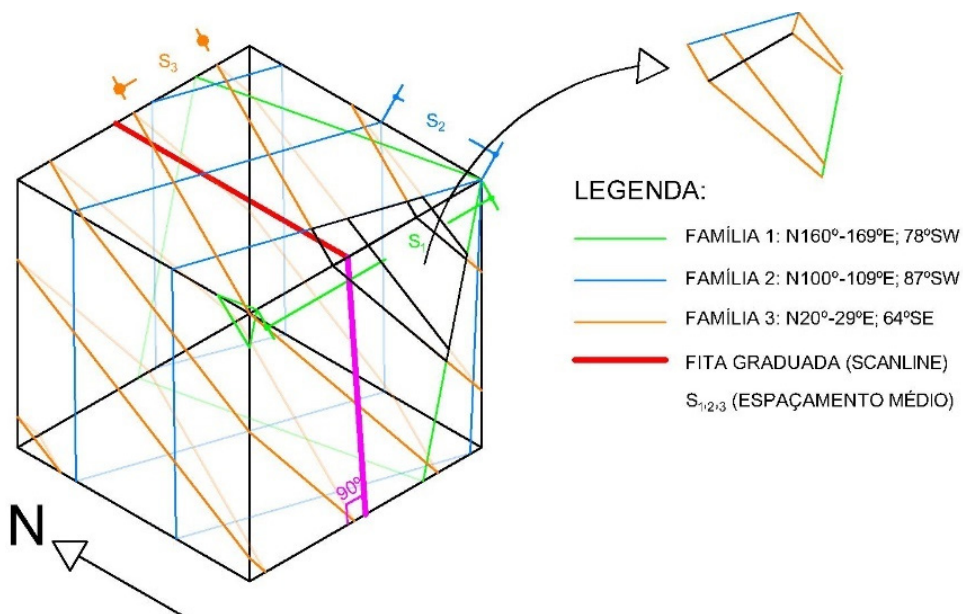


Figura 83. Representação esquemática da blocometria da bancada nº 5 da Pedreira de Serdedelo.

Índice Volumétrico – Volumetric Joint Count (Jv)

Conforme a Equação 2 (Palmström, 2005), o valor de Jv é 5,72 descontinuidades/m³ (Figura 84). Segundo a classificação Jv (Palmström, 2005), o tamanho dos blocos que serão extraídos terá uma dimensão entre (0,025-1 m³) e são classificados como blocos de *tamanho médio*.

$$Jv = \frac{1}{15} + \frac{1}{9} + \frac{1}{7} + \frac{54}{10} = 5,72 \text{ des/m}^3$$

Figura 84. Resultado do Jv conforme o cálculo da Equação 2.

4.3.9. Escavabilidade do maciço rochoso

Com base nos parâmetros obtidos anteriormente (Quadro 34 e a Figura 85), é possível determinar a escavabilidade do maciço rochoso através do ábaco de Pettifer & Fookes (1994).

O índice de espaçamento das descontinuidades, lf (m) é um parâmetro que se encontra através do número de descontinuidades ($n=85$) sobre a extensão da fita métrica (49 m).

Quadro 34. Parâmetros para analisar a escavabilidade (Pettifer & Fookes, 1994) do maciço rochoso da bancada nº 5 da Pedreira de Serdedelo.

Litologia	W	F	R	UCS (MPa)	Jv (des./m³)	lf (m)
Granito	W1	F3	R4-5	138	5,72	0,58

A Figura 85 demonstra o diagrama ilustrativo da complexidade dos parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos envolvidos na caracterização dos maciços para efeitos de desmonte. o P4 classifica-se a escavabilidade do maciço rochoso com a técnica de desmonte com recurso a explosivos.

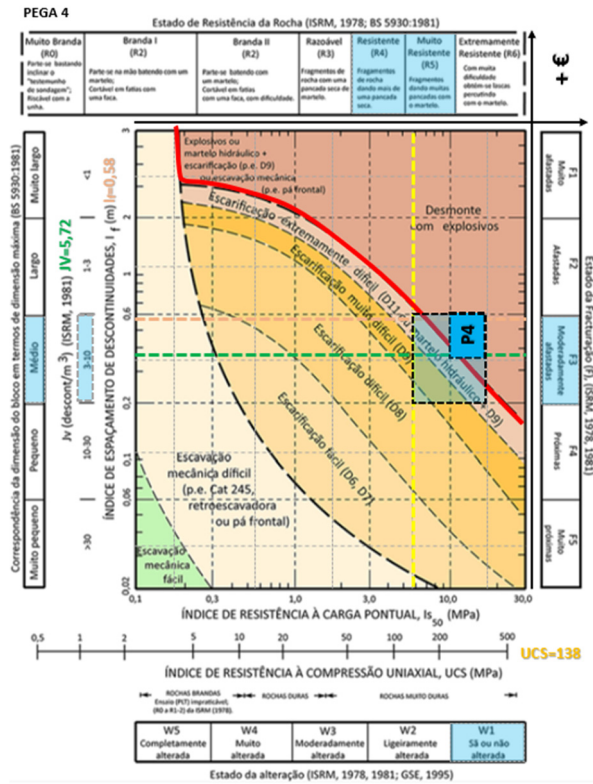


Figura 85. Ábaco de escavabilidade (adaptado de Franklin et al. 1971, Pettifer & Fookes 1994, Galiza et al. 2011a,b).

4.3.10. Caracterização pormenor da bancada nº 5, 6 e 7

Com a análise dos parâmetros de classificação do maciço, tais como, o grau de alteração (W), grau de fracturação (F) e a classe de resistência (S), foram elaborados gráficos de dispersão para a bancada nº 5, 6, e 7 da Pedreira de Serdedelo em que, no eixo das abcissas, se representava a distância à origem da *scanline*, e o eixo das ordenadas representava as classificações de cada parâmetro (Figura 86). Com esta análise, foi possível definir duas diferentes zonas: zona 1 (Z1) e a zona 2 (Z2) (Quadro 35).

Quadro 35. Caracterização de pormenor da bancada a desmontar.

Zonamento Geotécnico (ZG)	Z1	Z2
Grau de alteração (W)	W1-2	W3; W4
Grau de fracturação (F)	F2	F2; F3
Classe de resistência (S)	S2	S2
Distância (m)	0-28	28-50

- **Z1** – na perpetiva à direita, ou na direção SW da bancada. O maciço apresenta a tonalidade cinza azulada e o grau de alteração predominante W1-2, esta zona o *maciço* *sã* e *compacta*, e não

houve a presença de água e o grau de fracturação (*F*) é *afastadas* (60-200 cm), enquanto a classe de resistencia é *elevada* (S2) em média apresenta 147 MPa.

- **Z2** – na perpetiva à esquerda, ou na direção NE da bancada nota-se a zona entre *ligeiramente alterada* (W2) e *moderadamente alterada* (W3) com a tonalidade amarelada, pois é uma zona que se cruza com a linha de água e demonstra uma variação de grau de fracturação e o mais representada são F2 é *afastadas* (60-200 cm) e F3 é *mediamente afastadas* (20-60 cm) , enquanto a classe resistência denominada é *elevada* (S2) em média 118 MPa.

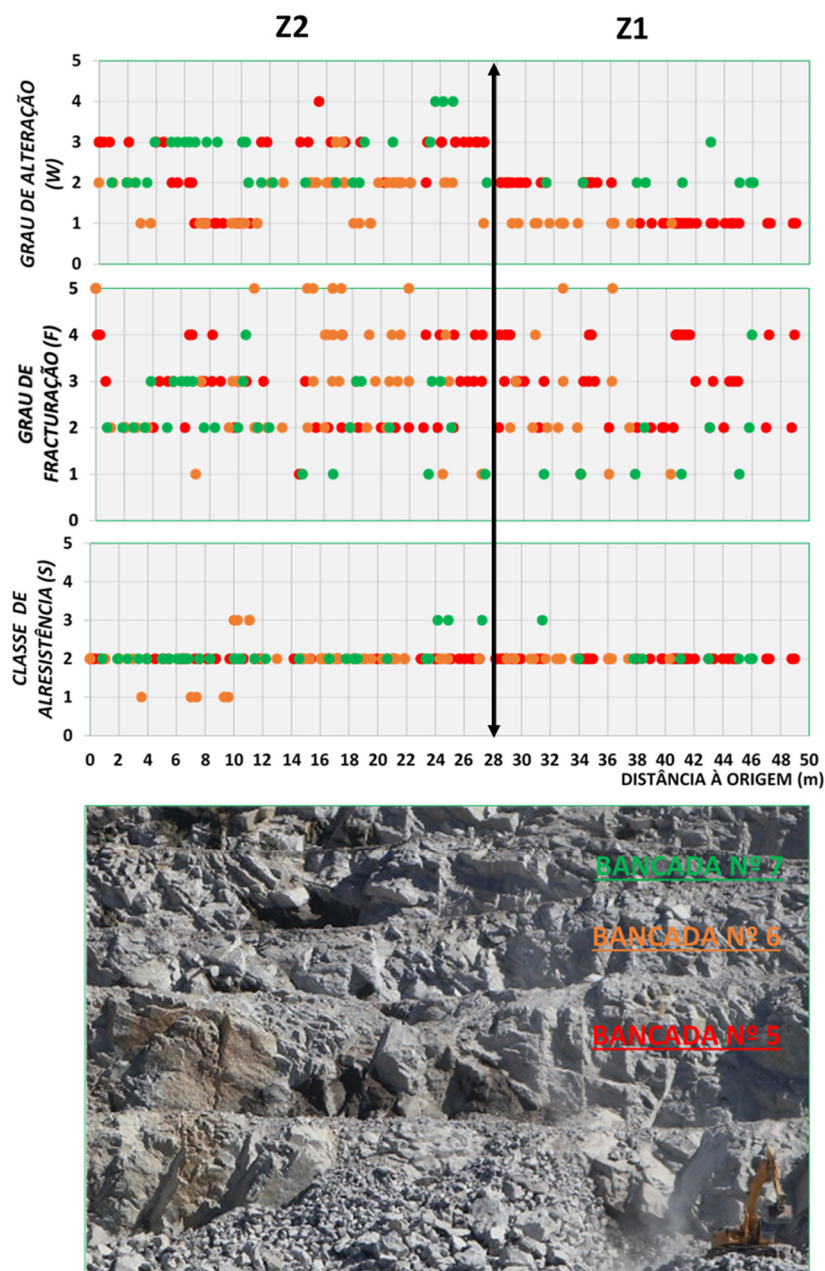


Figura 86. Caracterização de pormenor da bancada a desmontar segundo o grau de alteração (W), grau de fracturação (F) e classe de resistência (S).

4.4. Pedreira de Jonize

O local da escolha do levantamento de *scanline* é na cota mais baixa da pedreira (50 m), pois é onde o maciço se apresenta mais resistente do que as outras e a prova disso é o facto de essa rocha já ter sido utilizada em trabalhos de obras públicas.

4.4.1. Basic Geotechnical Description (BGD)

O levantamento deste local foi feito com a orientação N80°E, numa extensão de *scanline* de 39,73 m, posicionada a uma altura de 1,50 m da base do patamar. Foram registadas 75 descontinuidades. No Anexo I encontra-se um resumo de todos os parâmetros da descrição BGD.

Tipo de descontinuidades

Na generalidade (Figura 87), o tipo das descontinuidades predominantes no maciço rochoso são as *diaclases* ($n=71$; $p=94,1\%$) e a *falha* ($n=1$; $p=1,3\%$). Quanto a sua continuidade, são predominante classificada *pouco continua* ($n=44$; $p=58,7\%$). As descontinuidades desta zona estendendo-se numa faixa com a direção principal de NE-SW.



Figura 87. Tipo da descontinuidade da Pedreira de Jonize.

Através da análise das descontinuidades, foi definida uma principal família com 31% de representação, e foram indicadas mais duas famílias, com 16% de representação cada uma, que apesar de reduzida, representa duas direções preferências das descontinuidades (Figura 89), conforme se pode verificar no estereograma (Figura 90) e no diagrama de rosetas (Figura 91). Existem várias descontinuidades aleatórias que não fazem parte das famílias definidas, neste caso, 28 descontinuidades das 75 registadas.

REPRESENTAÇÃO				FAMÍLIA	AMPLITUDE DAS FAMÍLIAS	DIRECÇÃO				DESCONTINUIDADES POR FAMÍLIA	TOTAL		
31%				31%	1ºF	10	▲	N	10	19		E	23
	47%			16%	2ºF		▲	N	40	49	E	12	
		63%		16%	3ºF		▼	N	150	159	E	12	
			63%	0%	4ºF		▼	N	-	-	E	0	
NÚMERO DESCONTINUIDADES											47		

Figura 89. Análise estatística das distribuições das descontinuidades.

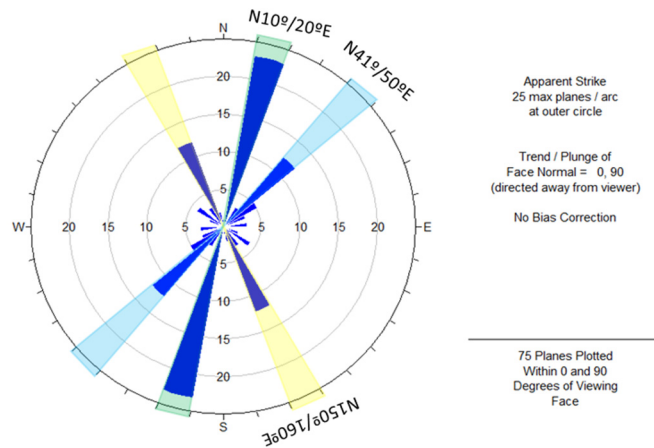


Figura 90. Diagrama de rosetas geral, com 75 descontinuidades projetadas em intervalos (pétalas) com 10° de amplitude.

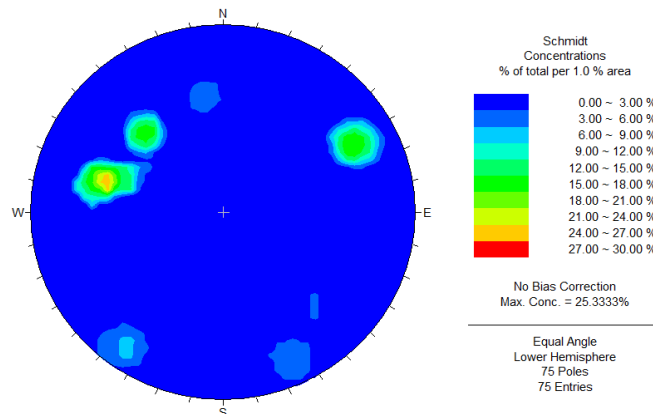


Figura 91. Diagrama de contorno estrutural relativo ao tratamento estatístico das 75 descontinuidades.

Estado de alteração (W)

Na generalidade (Figura 92), o grau de alteração predominante que o maciço apresenta é o W2 ($n=36$; 48%), concluindo-se que o maciço rochoso é *ligeiramente alterado*. O maciço demonstra mudança na cor original da matriz rochosa (descoloração), sendo o W3 apresenta ($n=19$; $p=25,3\%$) é o W4-5 ($n=18$; $p=24\%$). Existe uma zona, onde foi difícil de levantar as descontinuidades cujo maciço são bastante alteradas e fraturadas, localizada a uma de distância entre os 19,50 m a 22,00 m.

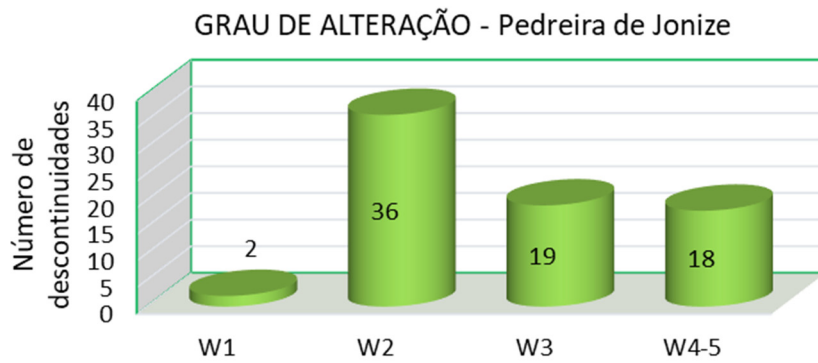
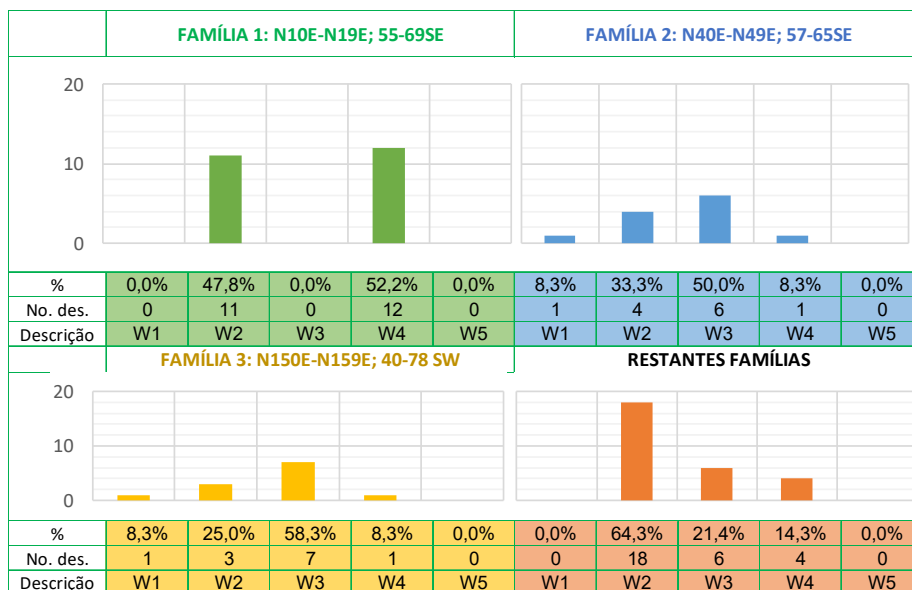


Figura 92. Estado de alteração da Pedreira de Jonize.

A abertura das descontinuidades são *fechadas* ($n=65$; $p=49\%$) com comprimento <1 mm. Durante o processo de levantamento dos dados no campo observou-se também que a bancada em estudo é húmida. O material preenchido nestas aberturas são de maior parte *argila mole*. Os materiais que constituem o preenchimento são provocados pelas movimentações nas superfícies das descontinuidades ou são arrastados devido à percolação da água (*seepage*).

O Quadro 36 demonstra o grau de alteração (W) de cada uma das famílias de descontinuidades definidas. As restantes famílias, representam 28 descontinuidades, enquanto a 1ª família, 2ª e 3ª, consubstanciam respetivamente 23, 12 e 12 descontinuidades registadas. Contudo a 1ª família é predominante W4, a 2ª e 3ª família é W3, o grupo das restantes famílias, o W2 representa a grande maioria.

Quadro 36. Estado de alteração de cada família da Pedreira de Jonize.



Estado de fracturação (F)

Na generalidade (Figura 93), o grau de fracturação predominante é F2 (n=22; p=29,3%), com um afastamento entre de 60-200 mm (afastadas), seguindo-se F3 (n=21; p=28%), *mediamente afastada* entre 20-60 cm. O F4 (n=21; p=28%) representa *fracturação próxima* entre 6-20 cm.

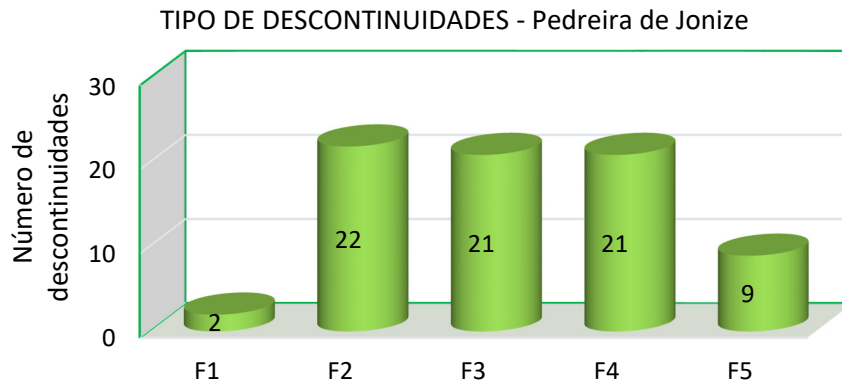


Figura 93. Espaçamento das descontinuidades da pedreira de Jonize.

O Quadro 37 demonstra o grau de fracturação (F) predominante em cada uma das famílias das descontinuidades, onde as restantes famílias representam 28 descontinuidades. Enquanto na 1ª família, a fracturação predominante é F4, na 2ª família e nas restantes famílias é F2, na 3ª família é F3.

Quadro 37. Grau de fracturação de cada família da Pedreira de Jonize.

	FAMÍLIA 1: N10E-N19E; 55-69SE					FAMÍLIA 2: N40E-N49E; 57-65SE				
%	4,3%	8,7%	17,4%	39,1%	30,4%	8,3%	41,7%	33,3%	16,7%	0,0%
No. des.	1	2	4	9	7	1	5	4	2	0
Descrição	F1	F2	F3	F4	F5	F1	F2	F3	F4	F5
	FAMÍLIA 3: N150E-N159E; 40-78 SW					RESTANTES FAMÍLIAS				
%	0,0%	33,3%	50,0%	16,7%	0,0%	0,0%	39,3%	25,0%	28,6%	7,1%
No. des.	0	4	6	2	0	0	11	7	8	2
Descrição	F1	F2	F3	F4	F5	F1	F2	F3	F4	F5

Na Figura 94, observou-se que o complexo peridotito/serpentinó apresenta carácter ultramáfico que expõe uma mineralogia pobre em sílica e escassa em Alumínio (Al), sendo, no

entanto, muito enriquecida em Magnésio (Mg), olivina, hornblenda, piroxena e plagioclase; porém existem também alguns minerais de quartzo, principalmente nas faces de descontinuidades que não sofrem alteração dos minerais e os minerais apresentam-se com textura afanítica (tamanho dos cristais=1 mm) com a cor típica holomelanocrata. O material serpentinito é derivado do peridotito que por sua vez, sofrem grande pressão e temperatura, logo o material encontra-se em maior alteração dos minerais e a própria forma aumentado os números de famílias de descontinuidades.



Figura 94. Aspeto de alteração e fracturação do maciço rochoso da Pedreira de Jonize. A) Perspetiva SSE da bancada; B) Peridotito com minerais de olivina, hornblenda, piroxena e plagioclase; cor de amarelo avermelhado, efeito de oxidação de minerais Fe e Mg acentuado; C) Sistema de compartimentação do maciço de alteração (W2).

Grau de resistência (R)

Na caracterização o elemento resistente da rocha *in situ*, nesse caso foi utilizado o martelo de geólogo no qual se consegue medir as diferentes classes da rocha conforme ISRM (1978).

O resultado de resistência do maciço em estudo apresenta uma resistência de R4 (50-100 MPa) e R5 (100-250 MPa), que foi feito pela análise expedita, segundo ISRM (1978), o R4 demonstra pedaços pequenos de rocha seguros com a mão são partidos com um único golpe de martelo, enquanto o R5 requer muitos golpes de martelo para partir espécies intactos de rocha (Quadro 38 e Figura 95).

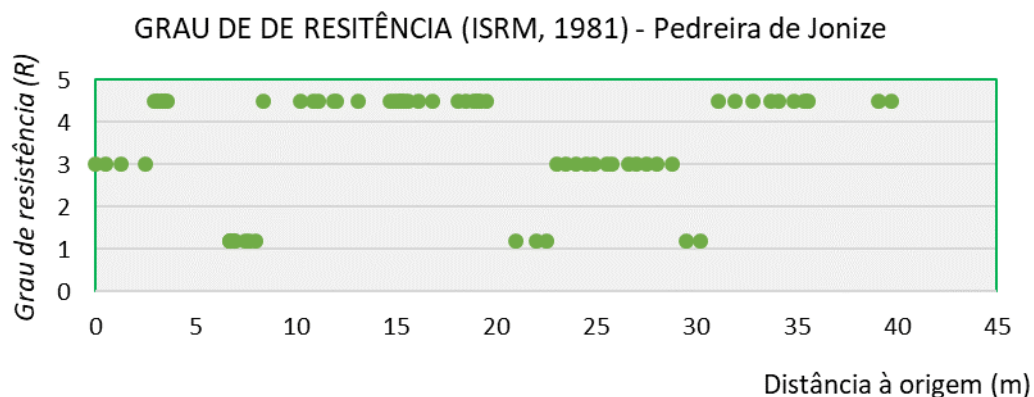


Figura 95. Grau de resistência da bancada nº 6 da Pedreira de Jonize.

Quadro 38. Resumo da resistência à compressão uniaxial aproximada (ISRM, 1978) obtida pelo ensaio *in situ* com recurso ao martelo de geólogo.

Distância (m)	Litologia	Grau de resistência (R)	Resistência à compressão uniaxial aproximada (ISRM, 1978) (MPa)
0,00-2,50	amarelo vermelho	R3	25-50
2,95-3,60	amarelo azul verde	R4-5	50-250
6,80-8,00	amarelo alterado	R1-2	1-25
8,40-21,00	amarelo azul verde	R4-5	50-250
21,00	rochas fraturadas	R1-2	1-25
22,00-22,50	solos residuais	R1-2	1-25
23,00-28,80	amarelo alterado	R3	25-50
29,50	solos residuais	R1-2	1-25
30,20-39,73	amarelo azul verde	R4-5	50-250

Nota:

- 1) Amarelo vermelho: Peridotito com minerais de olivina, hornblenda, piroxena e plagioclase; cor de amarelo avermelhado, efeito de oxidação de minerais Fe e Mg;
- 2) Amarelo azul verde: Peridotito com minerais de olivina, hornblenda, piroxena e plagioclase; mantém-se azul e verde fresca e alguns com efeitos de oxidação de minerais Fe e Mg;
- 3) Amarelo alterado: Peridotito/Serpentinito, caracteriza-se como uma zona de transição "zona alterada a muito alterada ou mesmo decomposta; os minerais de Peridotitos alteram-se bastante devido à temperatura superficial
- 4) Rochas fraturadas: nesta zona dificilmente foi levantado as descontinuidades

Com a análise dos parâmetros de classificação do maciço, tais como, o grau de alteração (*W*), grau de fracturação (*F*) e o grau de resistência (*R*), foram elaborados gráficos de dispersão em que, no eixo das abcissas, se representava a distância à origem da *scanline*, e o eixo das ordenadas representava as classificações de cada parâmetro (Figura 96). Com esta análise, foi possível definir duas diferentes zonas (Quadro 39): zona 1 (Z1), zona que representa melhores características, com a extensão 33,18 m e a zona 2 (Z2) representa pior condição, com a extensão de 5,5 m que demonstra a cor amarelada. Para além disto, na distância de 19-23 m encontra-se uma zona de falha e desta vez o maciço da proximidade não se consegue avaliar as descontinuidades.

Quadro 39. Caracterização de zonamento geotécnico da Pedreira de Jonize.

Zonamento Geotécnico (ZG)	ZD I	ZD II
Litologia	Peridotito com minerais de olivina, hornblenda, piroxena e plagioclase; mantém-se azul e verde fresca e alguns com efeitos de oxidação de minerais Fe e Mg com a tonalidade de amarelo avermelhado	Peridotito/Serpentinito, caracteriza-se como uma zona de transição "zona alterada a muito alterada ou mesmo decomposta; os minerais de Peridotitos alteram-se bastante
Grau de alteração (W)	W2; W3	W4
Grau de fracturação (F)	F2; F3 e F4	F3; F5
Grau de resistência (R)	R3; R4-5	R1-2
Distância (m)	33,18	5,55

Zonamento geotécnico, é definido pelo grau de alteração (*W*), grau de fracturação (*F*) e classe de resistência (*S*) da Pedreira de Jonize. A cor laranja refere-se a uma falha se encontra no zonamento

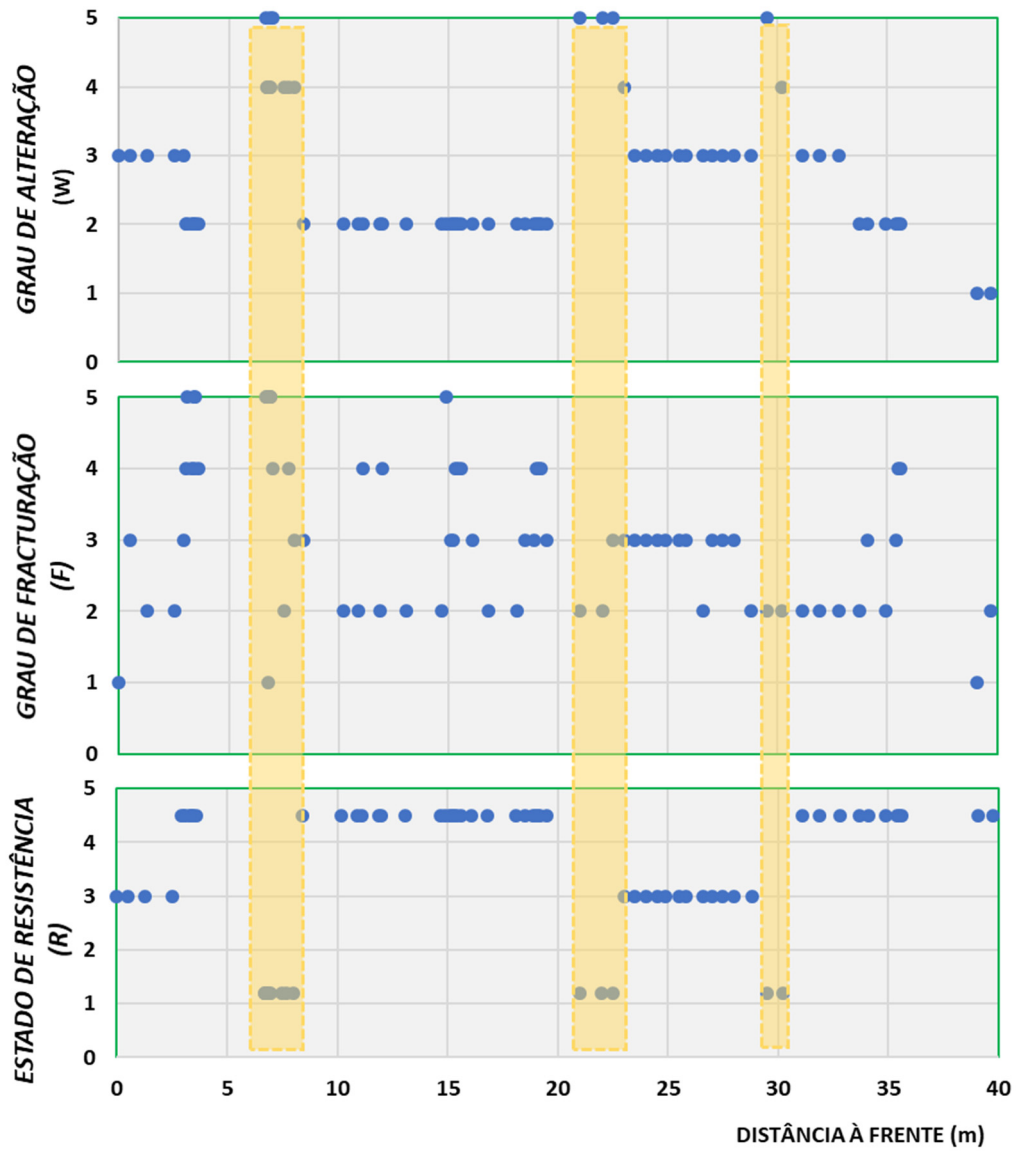


Figura 96. Caracterização de pormenor da bancada a desmontar segundo o grau de alteração (W), grau de fracturação (F) e classe de resistência (S). A cor laranja refere-se a uma falha.

4.4.2. Análise da Blocometria

A caracterização da blocometria do maciço rochoso, considera três parâmetros geológico-geotécnicos simples (ISRM, 1978): o Índice Dimensional (lb); o Índice Volumétrico (Jv) e o valor de RQD (*Rock Quality Designation*) (ISRM 1981, Deere & Deere 1988, Priest 1993, Palmström 2005).

Com base nas características das três famílias principais anteriormente definidas (Quadro 40), determinamos seguidamente o lb e o Jv .

Quadro 40. Síntese dos dados geológico-estruturais da fracturação da Pedreira de Jonize.

Família	Direção	Inclinação	Espaçamento médio	Descontinuidades por família
Família 1	N10E-N19E	55-69 SE	0,50 m	23
Família 2	N40E-N49E	57-65 SE	0,77 m	12
Família 3	N150E-N159E	40-78 SW	0,49 m	12
			47	

Índice dimensional (lb)

O lb é calculado conforme a equação 1 (ISRM, 1978; Vallejo & Ferrer, 2011) através da qual se obteve um valor de lb de 0,59 (Figura 97), sendo que existe grandes variações do tamanho e forma dos blocos como se pode confirmar no Quadro 40 e na Figura 98. Para o caso o tipo do maciço encontrado é *colunar*.

$$lb = \frac{0,50 + 0,77 + 0,49}{3} = 0,59$$

Figura 97. Resultado do lb do cálculo da Equação 1.

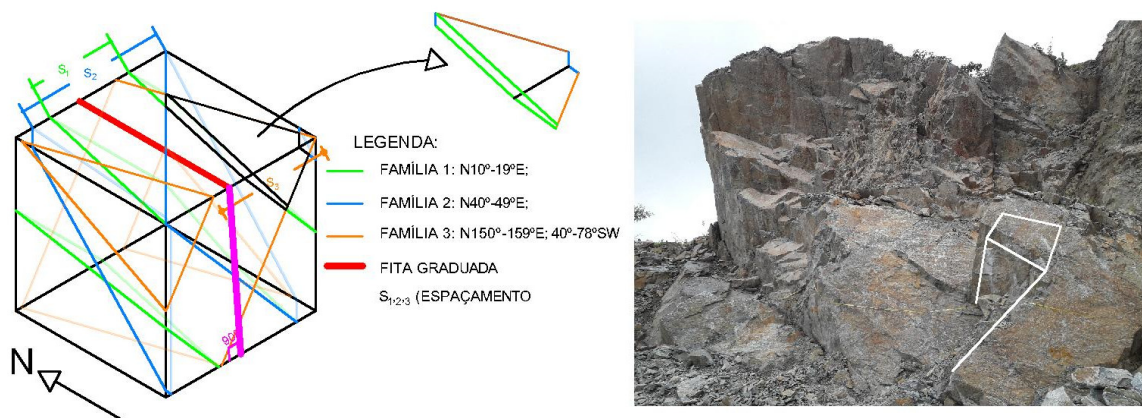


Figura 98. Representação esquemática da blocometria da Pedreira de Jonize.

Índice Volumétrico – Volumetric Joint Count (J_v)

Conforme a Equação 2 (Palmström, 2005), o valor de J_v é 14,21 descontinuidades/ m^3 (Figura 99). Segundo a classificação J_v (Palmström, 2005), o tamanho dos blocos que serão extraídos terá uma dimensão entre (0,001-0,025 m^3) e são classificados como blocos de *tamanho pequeno*.

$$J_v = \frac{1}{23} + \frac{1}{12} + \frac{1}{12} = 14,21 \text{ des}/m^3$$

Figura 99. Resultado do J_v conforme o cálculo da Equação 2.

Índice de qualidade da rocha - Rock Quality Designation (RQD)

Através da Equação 3 encontrou-se o resultado de $RQD=68\%$ pelo facto de apresentar o $J_v=14,21$ descontinuidades/ m^3 , segundo a classificação dos maciços rochosos com base no RQD (Vallejo & Ferrer, 2011), conclui-se que o maciço em estudo apresenta qualidade razoável (Figura 10).

Por outro lado, com o ábaco na Figura 100, consegue-se tirar o valor de RQD_t em função do espaçamento médio das descontinuidades.

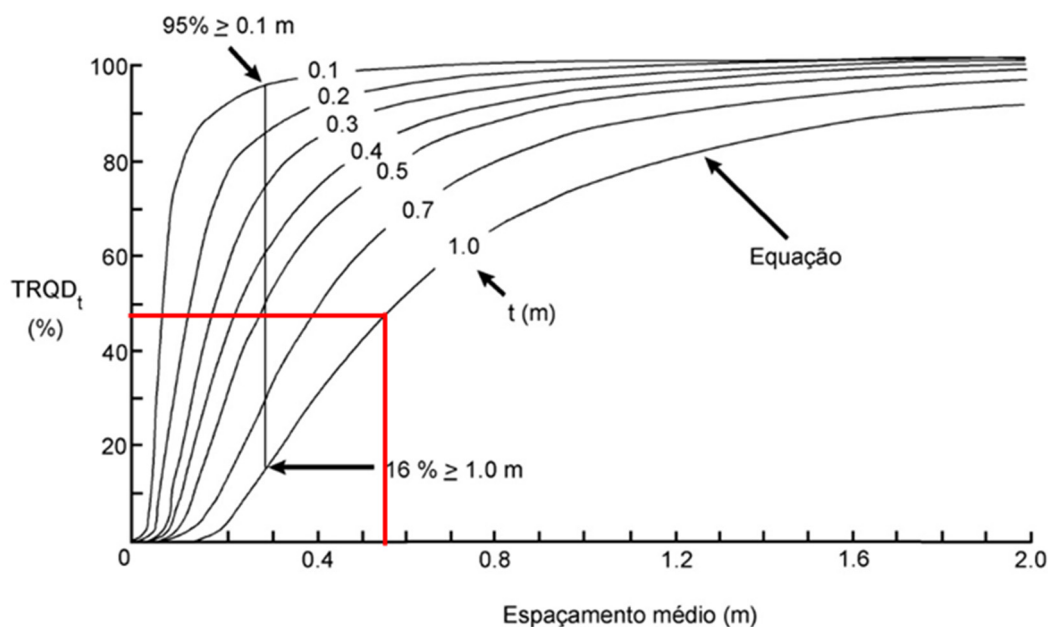


Figura 100. Ábaco para a determinação da variação do RQD com o espaçamento médio das descontinuidades, através do RQD teórico (RQD_t) para uma série de intervalos do valor limiar t (RQD_t – *theoretical RQD for a general threshold value t*) (adaptado de Priest & Hudson 1976, Priest 1993).

O Quadro 41 demonstra os parâmetros com um intervalo dos valores calculados, uma vez que estes intervalos daria uma ideia sobre as distribuições possíveis dos valores que podem encontrar no terreno.

Quadro 41. Quadro-síntese dos parâmetros necessários.

Parâmetros	Valor calculado	Intervalo
Espaçamento / Fracture Intercept, F	0,54	0,53-0,55
l_b	0,59	0,54-0,64
J_v (descontinuidades/m ³)	14,21	13-15
RQDt (%)	68	63-73
TRQDt (%)	48	46-50

4.4.3. Escavabilidade do maciço rochoso

Com base nos parâmetros obtidos anteriormente (Quadro 42 e a Figura 101), é possível determinar a escavabilidade do maciço rochoso através do ábaco de Pettifer & Fookes (1994) revisto por Galiza et al. (2011a,b).

O índice de espaçamento das descontinuidades, l_f (m) é um parâmetro que se encontra através do número de descontinuidades ($n=75$) sobre a extensão da fita métrica (39,73 m).

Quadro 42. Parâmetros para analisar a escavabilidade (Pettifer & Fookes, 1994) do maciço rochoso da Pedreira de Jonize.

Litologia	W	F	R	UCS (MPa)	J_v (des./m ³)	l_f (m)
Peridotito/serpentinito	W2	F3	R4-5	70-100	14,21	0,53

A Figura 101 demonstra o diagrama ilustrativo da complexidade dos parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos envolvidos na caracterização dos maciços para efeitos de desmonte, no entanto, o maciço encontra-se a escavabilidade com escarificação *extremamente difícil e muito difícil*.

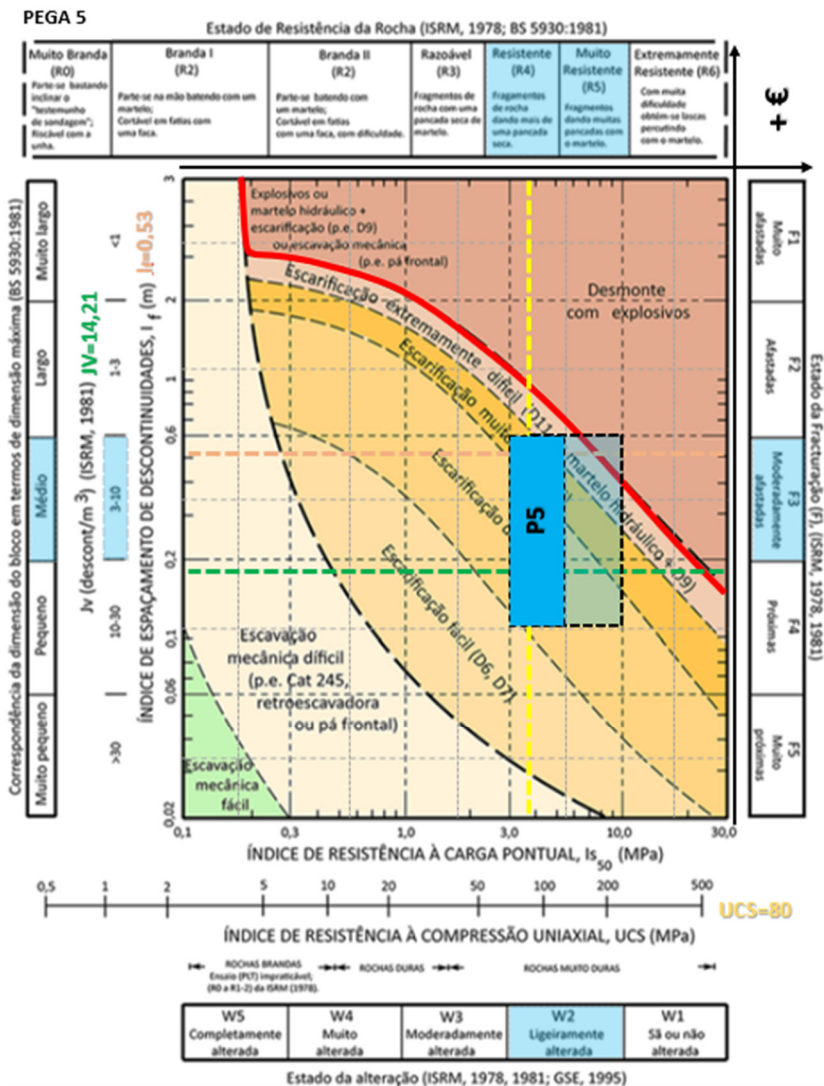


Figura 101. Ábaco de escavabilidade (adaptado de Franklin et al. 1971, Pettifer & Fookes 1994, Galiza et al. 2011a,b).

4.5. Caracterização do método de exploração com recurso a explosivos

O explosivo escolhido para o desmonte foi a emulsão. Do ponto de vista químico, a emulsão, apresenta-se na forma de uma dispersão estável de um líquido imiscível noutro e muito resistente à água, como se pode ver no Anexo II. Não contém substâncias explosivas na sua constituição e não tem efeitos nocivos ao corpo humano. É um explosivo de última geração, com excelente resistência à água e muito seguro no manuseamento. Os acessórios de tiro utilizados são do tipo não elétrico (Anexo II). São acessórios seguros, expeditos na ligação e permitem uma boa versatilidade na temporização. O explosivo e acessórios de tiro utilizados são da empresa *Orica Mining, S.A.*

O dimensionamento do diagrama e respetivas cargas, foi realizado em função das características e geometria da bancada, as características geológicas, geotécnicas e geomecânicas do maciço,

assim como, a dimensão e distribuição granulométrica do material desmontado, tendo em consideração a máxima dimensão do fragmentador primário.

As operações de manuseamento e utilização de explosivos são realizadas por pessoal com carta de fogo. O horário das pegas de fogo encontra-se devidamente afixado em local próprio para o efeito, sendo estas realizadas entre as 11 horas e as 18 horas, os rebentamentos são sinalizados (pela emissão de sinais sonoros) e o número de detonações não ultrapassa uma por dia, tentando-se evitar sempre os horários da movimentação das pessoas.

Os furos são inclinados porque apresentam vantagens, tais como, um maior grau de fragmentação, maior aproveitamento de energia, melhor regularização da soleira e redução do efeito de quebra à retaguarda. Os materiais utilizados para o tamponamento são gravilha de dimensão 5-10 mm por forma a regular os gases gerados na detonação.

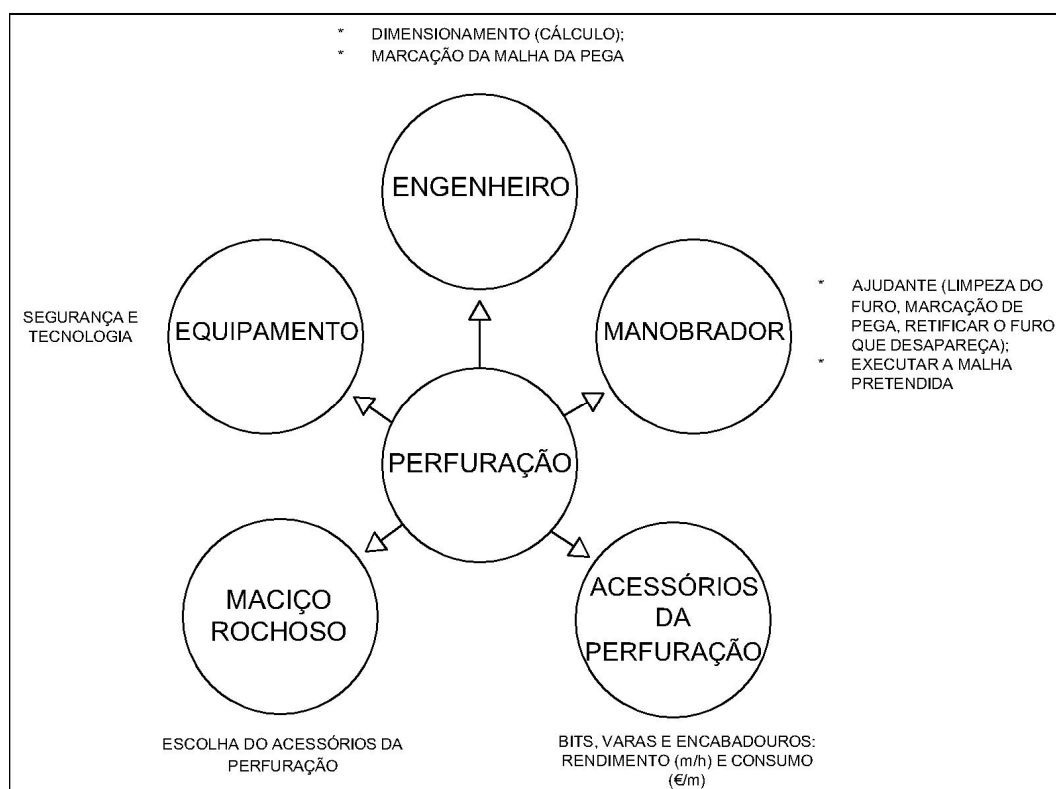


Figura 102. Esquema de elementos da perfuração.

A perfuração é a primeira operação a realizar, envolve 5 parâmetros importantes como se pode visualizar na Figura 102. Nesta figura, a mão de obra (engenheiro e manobrador) é responsável pelo dimensionamento, marcação da pega e manobra o equipamento. As características do maciço rochoso, influenciam a escolha do tipo de acessórios de perfuração.

4.5.1. Breve descrição da Pedreira de Fornelo

Nesta pedreira, o desenvolvimento da escavação é efetuado em flanco de encosta, de cima para baixo, em pisos por degraus inclinados com uma altura média de 12 m. O desmonte é executado em várias direções, em função do posicionamento das bancadas (Figura 103).



Figura 103. Localização das bancadas sujeitam a desmonte da pega 2 da Pedreira de Fornelo (adaptado de *Google Earth* em junho de 2019).

Relativamente à largura das bancadas, esta depende da evolução dos trabalhos, não devendo ser nunca inferior a 8 m durante a fase de exploração, de modo a permitir a circulação de meios e equipamentos em segurança. No que respeita à configuração final projetada para os taludes para efeitos de recuperação, de forma a salvaguardar a sua estabilidade, prevê-se que sejam constituídos patamares com largura média de 4 m e altura de 12 m.

O método de desmonte utilizado é com recurso a explosivos, recorrendo-se a equipamentos de perfuração hidráulica com martelo à cabeça (furos de 76 mm de diâmetro) com inclinação de bancada de 12 graus, progredindo na fase de recuperação para 20 graus.

Por razões limitadas da capacidade do balde da escavadora ou do calibre de admissão ao britador primário (700 mm), torna-se necessário, no desmonte com recurso explosivo, procurar garantir um calibre adequado e com a menor percentagem possível de fragmentos que necessitem de fragmentação secundária. O Quadro 43 apresenta as características desses equipamentos.

Quadro 43. Características do equipamento produtivo da Pedreira de Fornelo.

Equipamento móvel	Marca	Modelo	Potencia	Volume de caçamba
Perfuradora	Atlas Copco	ROC D7	18 kw	Não aplicável
Escavadora Hidráulica	Komatsu	PC450LC-6	228 kw	2,70 m ³
Dumper	Euclid	R32	298 kw	14,6 a 21 m ³
Equipamento móvel	Marca	Modelo	Potencia	Máx feeding
Alimentador	SVEDALA	VMHC 48/15	22 kw	600 t/h
Primário	SVEDALA	JM1211HD	132 Kw	-

4.5.2. Dimensionamento do digrama de fogo e esquema de ligação

Neste dimensionamento a fragmentação vista como objetivo principal do desmonte, depende de vários parâmetros como, estado de fracturação do maciço rochoso, características geomecânicas do maciço rochoso, carga específica, perfuração específica, tipo de diagrama de fogo, sequência de iniciação, inclinação da furação, qualidade da furação “desvios” e dimensão da pega. O dimensionamento do diagrama de fogo iniciou-se com os parâmetros descritos no Quadro 44 (Anexo III).

Quadro 44. Parâmetros a considerar no cálculo do dimensionamento da pega nº 2.

Geologia	Granito amarelo			
Grau de alteração – W	W2			
Grau de fracturação – F	F3			
Resistência à compressão uniaxial – UCS	130 MPa			
Altura da bancada – K	12,5 m			
Largura da frente – W	31 m			
Diâmetro do furo – d	76 mm			
Diâmetro do explosivo	62			
Constante da rocha – c	0,4 (Langefors & Kihlatröm, 1963) ¹¹			
Inclinação do furo (°)	12			
Tipo de explosivos (emulsão-ORICA)	<i>Pulsar</i>		<i>Magnafrac</i>	
Diâmetro (mm)	60	50	60	50
Comprimento (mm)	500	500	500	500
Peso (g)	1 785	1 250	1 785	1250
Concentração da carga (kg/m)	3,57	2,50	3,57	2,5\0
Condições de furos	Secos			

A primeira escolha do explosivo com base na concentração da carga do fundo (lb) para iniciar o cálculo do dimensionamento, para Olofsson (1990) é um parâmetro que influencia a V_{max} . O diâmetro do explosivo deve garantir um espaço anelar de 14 mm (é igual para as restantes pegas), neste caso escolheu-se o explosivo *Senatel Pulsar* com o diâmetro 60 mm e o lb é 3,57 kg/m, este explosivo aplica-se bem no desmonte a céu aberto na carga do fundo para a rocha dura a branda. Enquanto para a carga de coluna escolheu-se o explosivo *Senatel Magnafrac* com o diâmetro de 60 mm e o lb é 3,57 kg/m, aplicando-se como carga de coluna para a rocha dura. Estas informações servem para dimensionar a geometria da pega e da carga (Quadro 44 e Quadro 45).

¹¹ “...it can nowadays be considered unnecessary in most blasting operations to make a trial blasting. The job can be planed directly with $c=0,4 \text{ kg/m}^3$. With this value as a starting point calculation have been made for various types of blasting jobs and applied in all parts of the world with satisfactory results...” (Langefors & Kihlstrom, 1963)

Quadro 45. Diagrama teórico das características geométricas e dimensionamento da pega nº 2.

Geometria da pega	$V_{máx}$	2,74 m	Dimensionamento da carga	b	0,18 m/m ³
	U	0,82 m		lb	3,57 kg/m
	H	13,99 m		hb	3,50 m
	V	2,24 m		Qb	12,50 kg
	E	2,81 m		lc	3,57 kg/m
	$h0$	1,99 m		hc	8,50 m
	n	52 unidades		Qc	30,35 kg
	N	4 fiadas		Qt	42,84 kg
	W	31,00 m		q	0,54 kg/m ³
	K	12,50 m		-	-

Após realizado o cálculo (Quadro 45), sabendo que a distribuição de furos se apresenta com uma malha de 6,29 m² que serão executados para 52 furos com o comprimento total de 727,48 m. Com este diagrama de fogo é possível desmontar um volume de material de 4 092 m³.

A bancada desmontada, que apresenta apenas uma frente livre, Figura 104, indica a distribuição dos furos que foram marcados numa malha em “pé de galinha” (é igual para as restantes pegas). Na marcação dos furos garante-se sempre a mesma cota para a base da bancada desmontada, evitando assim a irregularidade da soleira para a próxima pega. Posto isto, as informações do Quadro 46 são quantidades médias por furo, uma vez que cada furo poderá sofrer ajustamento de carga, em função das condições encontradas no terreno.

Quadro 46. Consumo de explosivos da pega nº 2 da Pedreira de Fornelo.

	Carga de Fundo	Carga de Coluna	Total
Nº de Cartuchos/furo	7 unidades	17 unidades	24 unidades
Nº de Cartucho\’s	362 unidades	884 unidades	1 248 unidades
Carga (Qt)	649,74 kg	1 577,94 kg	2 227,68 kg

Os resultados do Quadro 45, são cálculos do diagrama teórico em que garante uma boa fracturação segundo o critério relação E/V (1,25), no entanto, na prática “em campo” é sempre necessário ajustar alguns parâmetros do diagrama para irmos ao encontro da fragmentação pretendida (<700 mm) com melhor relação possível entre o resultado e o custo. No Quadro 47, a distribuição dos furos apresenta-se com uma malha de 8,91 m². Serão executados 42 furos com uma extensão total de perfuração de 557,1 m. Com este diagrama foi desmontado um volume de material de 4 776,65 m³. Conforme se pode observar no terreno (Figura 105) a sua superfície não é regular, logo os comprimentos dos furos não são iguais (H médio=13,3 m).

Quadro 47. Diagrama prático no campo da pega nº 2 da Pedreira de Fornelo.

Distância à frente (V)	2,70 m	Volume	4 776,65 m ³
Espaçamento (E)	3,30 m	Carga total (Qt)	2 075 kg
Secção da malha	8,91 m ²	Perfuração esp. (b)	0,117 m/m ³
Nº de furos (n)	42	Carga esp. (q)	0,434 kg/m ³
Comprimento total	557,1 m	Carga máxima/tempo	56,61 kg

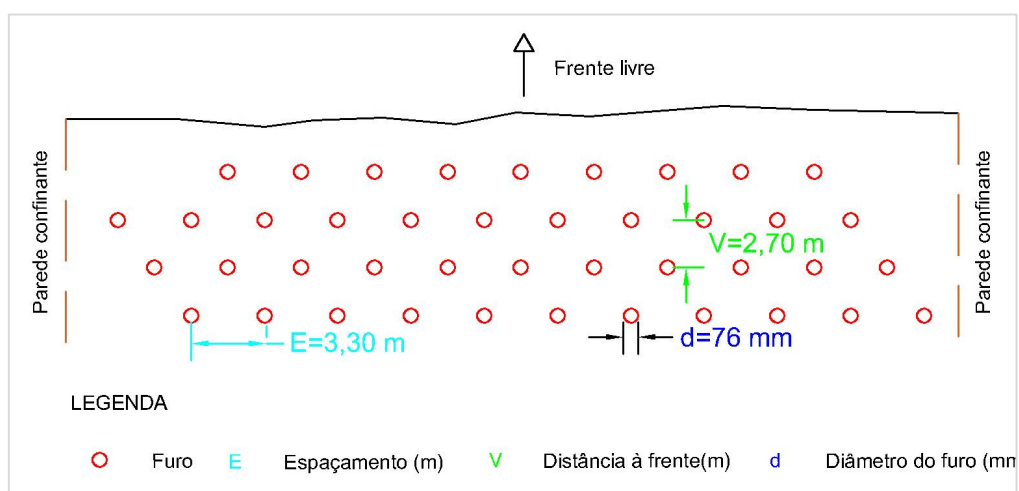


Figura 104. Diagrama do fogo da pega nº 2 da Pedreira de Fornelo. Esquema da pega (sem escala).



Figura 105. Distribuição dos explosivos a cada furo na perspectiva SW da pedreira, nessa imagem demonstra os furos com encaixo de tubo PVC, evitando o desmoronamento de detritos no furo.

Os tipos de acessórios utilizados nessa pega como se demonstra no Quadro 48.

Quadro 48. Acessórios de tiro da pega nº 2da pedreira de Fornelo.

Ligadores			Detonadores não elétricos			Detonadores elétricos		
Retardo	Comp.	Qtd.	Retardo	Comp.	Qtd.	Retardo	Comp.	Qtd.
(ms)	(m)		(ms)	(m)		(ms)	(m)	
17	4	40	475	18	35	T0	24	1
42	4	5	475	4,2	10	-	-	-

A Figura 106 representa o sistema de ligação da pega, iniciando-se esta, no furo com o tempo 0ms. Os detonadores utilizados foram os não elétricos, todos eles com um retardo de 475ms e como tal é preciso arranjar uma forma de temporizar cada furo com um tempo diferente. Para isso recorre-se aos ligadores, para atribuir a cada furo um tempo diferente para detonar. Os detonadores são conectados aos ligadores na superfície, com temporizações individuais de 17 ms e 42 ms. Observou-se que os ligadores de 42 ms foram utilizados na zona de passagem entre as fiadas, com o objetivo de garantir o deslocamento necessário da primeira fiada, antes da movimentação da fiada seguinte. Com este esquema de ligação tentou-se garantir um melhor controlo das projeções; melhor concentração da pilha de escombros; facilitar a remoção do material desmontado e uma melhor fragmentação provocada pela colisão entre fiadas consecutivas.

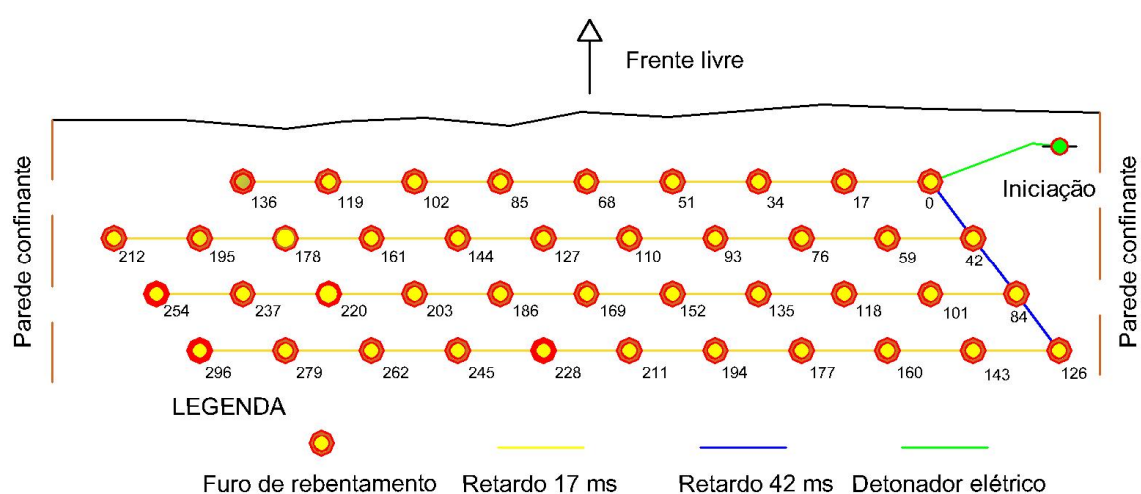


Figura 106. Esquema de ligação da pega 2 da Pedreira de Fornelo (sem escala).

Após o rebentamento verificou-se (Figura 107) que a pilha final dos escombros era composta por fragmentos predominantes com um calibre de dimensões <700 mm (valor pretendido).

Para além disso, durante o rebentamento observou-se também que não houve projeções significativas (Anexo VI) e o registo sísmico do local onde foi colocado o sismógrafo (estrutura que estava a 435 m do desmorte) demonstra que estava dentro dos parâmetros admissíveis segundo a NP 2074, apresentando velocidade de pico 2,0 mm/s e frequência dominante 12 Hz.



Figura 107. Resultado da fragmentação do maciço rochoso pelo desmonte com recurso a explosivos. A) A ilustração de círculo vermelho é bloco de dimensão 25 cm; B) O retângulo branco demonstra a perspetiva de concentração da pilha de escombros.

4.5.3. Breve descrição da Pedreira de Serdedelo

O método de desmonte na Pedreira de Serdedelo processa-se em flanco de encosta, por degraus inclinados, de cima para baixo. As bancadas da exploração apresentam variação de altura entre os 12 e os 15 m. Relativamente à largura das bancadas, esta depende da evolução dos trabalhos, não devendo ser nunca inferior a 8 m durante a fase de exploração, de modo a permitir a circulação de meios e equipamentos em condições de segurança. No que respeita à configuração final projetada para os taludes para efeitos de recuperação, de forma a salvaguardar a sua estabilidade, prevê-se que sejam constituídos patamares com largura média de 4 m, e altura de 10 m na sua configuração final.

O método de desmonte utilizado para a extração de rocha é com recurso a explosivos e para isso é utilizado um equipamento de perfuração hidráulica com martelo à cabeça (furos de 76 mm de diâmetro). Nesta pedreira foram estudadas 3 pegas diferentes: pega nº 1, pega nº 3 e pega nº 4, posicionadas respetivamente na bancada nº 7, bancada nº 6 e bancada nº 5 com a orientação de N180-190E (Figura 108). Apesar da central de britagem ser igual à da Pedreira de Fornelo, a rocha desmontada apresentam cerca de 20% de blocos acima de 700 mm, sendo necessário proceder a um desmonte secundário com martelo pneumático ou com recurso a explosivos.



Figura 108. Localização das bancadas sujeitam a desmonte da pega nº 1, pega nº 3 e pega nº 4 da Pedreira de Serdedelo (adaptado de *Google Earth* em junho de 2019).

4.5.4. Dimensionamento do diagrama de fogo e a esquema de ligação

Bancada nº 7 da pega nº 1

Neste dimensionamento a fragmentação vista como objetivo principal do desmonte, depende de vários parâmetros como, estado de fracturação do maciço rochoso, características geomecânicas do maciço rochoso, carga específica, perfuração específica, tipo de diagrama de fogo, sequência de iniciação, inclinação da furação, qualidade da furação “desvios” e dimensão da pega. O dimensionamento do diagrama de fogo iniciou-se com os parâmetros descritos no Quadro 49 (Anexo III).

Quadro 49. Parâmetros a considerar no cálculo do dimensionamento da pega nº 1.

Geologia	Granito			
Grau de alteração – W	W2			
Grau de fracturação – F	F2			
Resistência à compressão uniaxial – UCS	117 MPa			
Altura da bancada – K	11,08 m			
Largura da frente – W	46 m			
Diâmetro do furo – d	76 mm			
Diâmetro do explosivo	62			
Constante da rocha – c	0,4			
Inclinação do furo (°)	12			
Tipo de explosivos (emulsão-ORICA)	<i>Pulsar</i>		<i>Magnafrag</i>	
Diâmetro (mm)	60	50	60	50
Comprimento (mm)	500	500	500	500
Peso (g)	1 785	1250	1 785	1250
Concentração da carga (kg/m)	3,57	2,50	3,57	2,50
Condições de furos	Presença da água no fundo do furo			

A primeira escolha do explosivo com base na concentração da carga do fundo (lb) para iniciar o cálculo do dimensionamento, para Olofsson (1990) é um parâmetro que influencia a V_{max} . Neste caso escolheu-se o explosivo *Senatel Pulsar* com o diâmetro 60 mm e o lb é 3,57 kg/m, este explosivo aplica-se bem no desmonte a céu aberto na carga do fundo para a rocha dura a branda. Enquanto para a carga de coluna escolheu-se o explosivo *Senatel Magnafrag* com o diâmetro de 60 mm e o lb é 3,57 kg/m, aplicando-se como carga de coluna para a rocha dura. Estas informações servem para dimensionar a geometria da pega e da carga (Quadro 49 e Quadro 50).

Quadro 50. Diagrama teórico das características geométricas e dimensionamento da pega nº 1.

Geometria da pega	$V_{máx}$	2,74 m	Dimensionamento da carga	b	0,139 m/m ³
	U	0,82 m		lb	3,58 kg/m
	H	12,50 m		lb	3,57 kg/m
	V	2,29 m		hb	3,50 m
	E	2,86 m		Qb	12,50 kg
	$h0$	2,00 m		Lc	3,57 kg/m
	n	54 unidades		Hc	7,00 m
	N	3 fiadas		Qc	24,99 kg
	W	46 m		Qt	37,49 kg
	K	11,1 m		Q	0,52 kg/m ³

Após realizado o cálculo (Quadro 50), sabendo que a distribuição de furos se apresenta com uma malha de 6,55 m² que serão executados para 54 furos com o comprimento total de 675 m. Com este diagrama consegue-se extrair material com volume de 3 918 m³.

A bancada desmontada, que apresenta apenas uma frente livre, Figura 109. Na marcação dos furos garante-se sempre a mesma cota para a base da bancada desmontada, evitando assim a irregularidade da soleira para a próxima pega. Posto isso, as informações do Quadro 51 são quantidades médias por furo, uma vez que cada furo poderá sofrer ajustamento de carga, em função das condições encontradas no terreno.

Quadro 51. Consumo de explosivos da pega nº 1.

	Carga de fundo	Carga de coluna	Total
Nº de Cartuchos/furo	14 unidades	7 unidades	21 unidades
Nº de Cartuchos	378 unidades	756 unidades	1 134 unidades
Carga (Qt)	674,73 kg	1 349,46 kg	2 024,19 kg

Os resultados do Quadro 50, são cálculos do diagrama teórico em que garante uma boa fracturação segundo o critério relação E/V (1,25), no entanto, na prática “em campo” é sempre necessário ajustar alguns parâmetros do diagrama para irmos ao encontro da fragmentação pretendida (<700 mm) com melhor relação possível entre o resultado e o custo. No Quadro 52, a distribuição dos furos se apresenta com uma malha de 7,50 m². Serão executados para 33 furos com a extensão total de 393,7 m. Com este diagrama foi desmontado um volume de material de 2 829 m³. Conforme se pode observar no terreno (Figura 109) demonstra-se que as superfícies da bancada não é regular, logo os cumprimentos dos furos não são iguais (H médio=11,9 m).

Quadro 52. Diagrama prático no campo da pega nº 1.

Distância à frente (V)	2,50 m	Volume	2 829,00 m ³
Espaçamento (E)	3,00 m	Carga total (Qt)	1 375 kg
Secção da malha	7,50 m ²	Perfuração esp. (b)	0,139 m/m ³
Nº de furos (n)	33	Carga esp. (q)	0,486 kg/m ³
Comprimento total	393,70 m	Carga máxima/tempo	46,43 kg

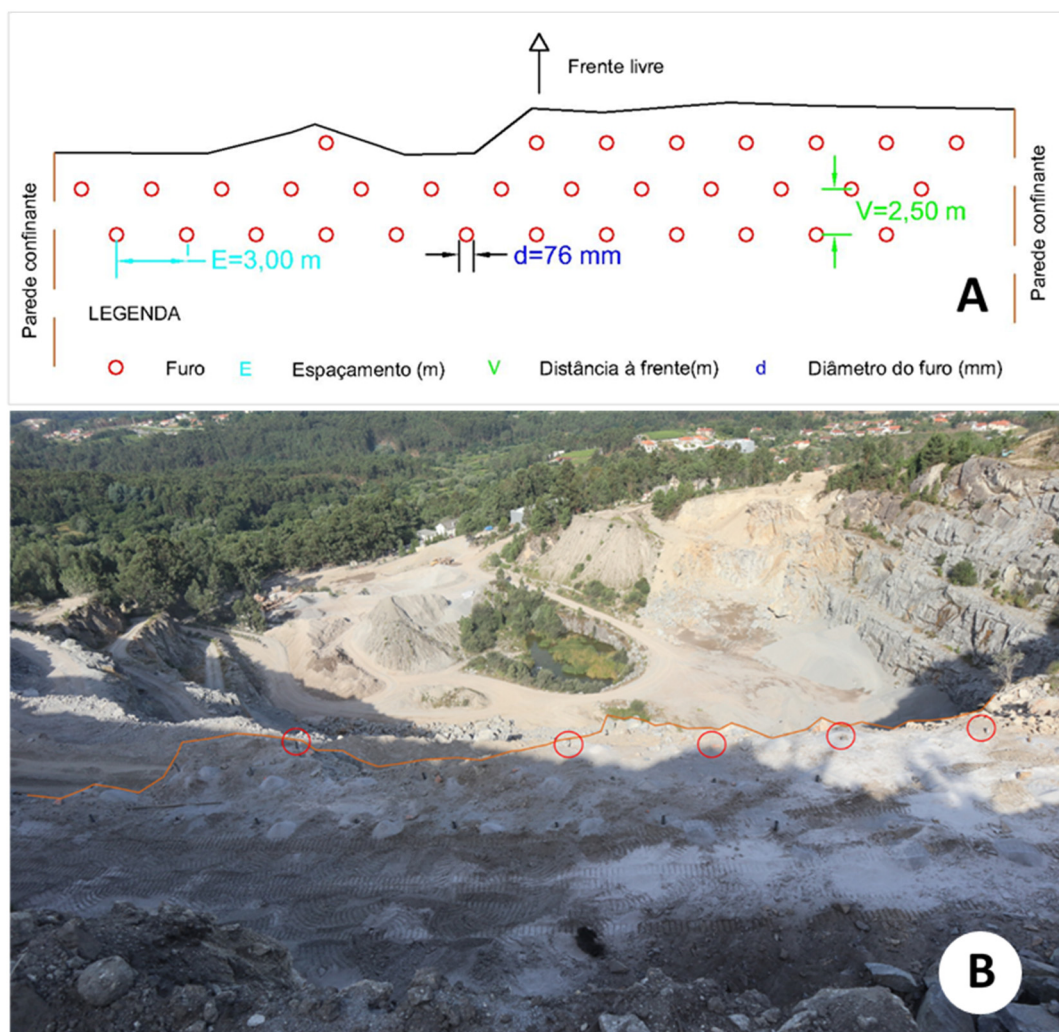


Figura 109. Diagrama do fogo da pega 1 da Pedreira de Serdedelo. A) Esquema da pega (sem escala); B) A distribuição dos explosivos a cada furo na perspectiva NW da pedreira “em cima da 8ª bancada”, nessa imagem demonstra os furos com encaixo de tubo PVC, os círculos vermelhos indicam os furos da 1ª fiada com V menor que o que foi calculado e a linha laranja é a extremidade da bancada.

Os tipos de acessórios utilizados nessa pega como se demonstra no Quadro 53.

Quadro 53. Acessórios de tiro da bancada nº 7 da pega nº 1.

Ligadores			Detonadores não elétricos			Detonadores elétricos		
Retardo	Comp.	Qty.	Retardo	Comp.	Qty.	Retardo	Comp.	Qty.
(ms)	(m)		(ms)	(m)		(ms)	(m)	
17	4	30	475	15	35	T0	24	1
25	4	5	475	4,2	10	-	-	-
42	4	5	-	-	-	-	-	-

A Figura 110 representa o sistema de ligação da pega, iniciando-se esta, no furo com o tempo 0ms. Os detonadores utilizados foram os não elétricos, todos eles com um retardo de 475 ms e como tal é preciso arranjar uma forma de temporizar cada furo com um tempo diferente. Para isso recorre-se aos ligadores, para atribuir a cada furo um tempo diferente para detonar. Os detonadores são conectados aos ligadores na superfície, com temporizações individuais de 17 ms e 42 ms. Observou-se que os ligadores de 42 ms foram utilizados na zona de passagem entre as fiadas, com o objetivo de garantir o deslocamento necessário da primeira fiada, antes da movimentação da fiada seguinte. Com este esquema de ligação tentou-se garantir um melhor controlo das projeções; melhor concentração da pilha de escombros; facilitar a remoção do material desmontado e uma melhor fragmentação provocada pela colisão entre fiadas consecutivas.

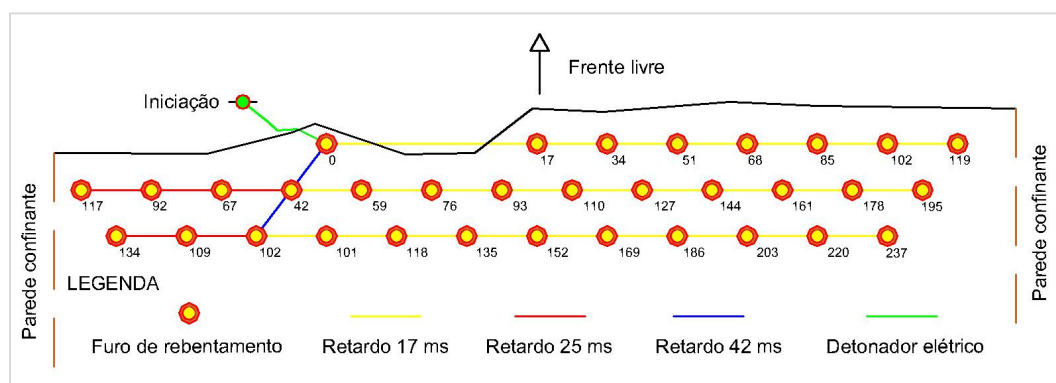


Figura 110. Esquema de ligação da pega nº 1 (sem escala).

Após o rebentamento verificou-se (Figura 111) que a pilha final dos escombros era composta por fragmentos com um calibre de dimensões superior 700 mm (valor não pretendido).

Para além disso, durante o rebentamento observou-se também que não houve projeções significativas (Anexo VI) e o registo sísmico do local onde foi colocado o sismógrafo (estrutura que estava a 447 m do desmonte) demonstrar que estava dentro dos parâmetros admissíveis, apresentando velocidade de pico 0 mm/s e frequência dominante 0 Hz.



Figura 111. Resultado da fragmentação de rochas pelo desmonte com recursos explosivos. A) A ilustração blocos com dimensão superior a 700mm; B) A perspectiva NNE de concentração da pilha de escombros em que se distribua até bancada nº 5, a seta vermelha demonstra bancada nº 7.

Bancada nº 6 da pega nº 3

Neste dimensionamento a fragmentação vista como objetivo principal do desmonte, depende de vários parâmetros como, estado de fracturação do maciço rochoso, características geomecânicas do maciço rochoso, carga específica, perfuração específica, tipo de diagrama de fogo, sequência de iniciação, inclinação da furação, qualidade da furação “desvios” e dimensão da pega. O dimensionamento do diagrama de fogo iniciou-se com os parâmetros descritos no Quadro 54 (Anexo III).

Quadro 54. Parâmetros a considerar no cálculo do dimensionamento da pega nº 3.

Geologia	Granito			
Grau de alteração – W	W1			
Grau de fracturação – F	F2			
Resistência à compressão uniaxial – UCS	125 MPa			
Altura da bancada – K	10 m			
Largura da frente – W	40 m			
Diâmetro do furo – d	76 mm			
Diâmetro do explosivo	62			
Constante da rocha – c	0,4			
Inclinação do furo (°)	12			
Tipo de explosivos (emulsão-ORICA)	<i>Pulsar</i>		<i>Magnafrag</i>	
Diâmetro (mm)	60	50	60	50
Comprimento (mm)	500	500	500	500
Peso (g)	1 785	1250	1 785	1250
Concentração da carga (kg/m)	3,57	2,50	3,57	2,50
Condições de furos	Alguns furos apresentam presença da água sobre sair a superfície enquanto injetar os explosivos			

A primeira escolha do explosivo com base na concentração da carga do fundo (lb) para iniciar o cálculo do dimensionamento, para Olofsson (1990) é um parâmetro que influencia a V_{max} . Neste caso escolheu-se o explosivo *Senatel Pulsar* com o diâmetro 60 mm e o lb é 3,57 kg/m, este explosivo aplica-se bem no desmonte a céu aberto na carga do fundo para a rocha dura a branda. Enquanto para a carga de coluna escolheu-se o explosivo *Senatel Magnafrag* com o diâmetro de 60 mm e o lb é 3,57 kg/m, aplicando-se como carga de coluna para a rocha dura. Estas informações (Quadro 54) servem para dimensionar a geometria da pega e da carga (Quadro 56 e Quadro 55).

Quadro 55. Diagrama teórico das características geométricas e dimensionamento da pega nº 3.

Geometria da pega	$V_{máx}$	2,74 m	Dimensionamento da carga	lb	3,57 kg/m
	U	0,82 m		b	0,17 m/m ³
	H	11,36 m		lb	3,57 kg/m
	V	2,32 m		hb	3,50 m
	E	2,90 m		Qb	12,50 kg
	$h0$	2,32 m		lc	3,57 kg/m
	n	45 unidades		hc	5,50 m
	N	3 fiadas		Qc	19,64 kg
	W	40,00 m		Qt	32,13 kg
	K	10,00 m		q	0,48 kg/m ³

Após realizado o cálculo (Quadro 55), sabendo que a distribuição de furos se apresenta com uma malha de 6,73 m² que serão executados para 45 furos com o comprimento total de 511,2 m. Com este diagrama de fogo é possível desmontar um volume de material de 3 035 m³.

A bancada desmontada, que apresenta apenas uma frente livre, Figura 112. Na marcação dos furos garante-se sempre a mesma cota para a base da bancada desmontada, evitando assim a irregularidade da soleira para a próxima pega. Posto isso, as informações do Quadro 56 são quantidades médias por furo, uma vez que cada furo poderá sofrer ajustamento de carga, em função das condições encontradas no terreno.

Quadro 56. Consumo de explosivos da bancada nº 6 pega nº 3.

	Carga de Fundo	Carga de Coluna	Total
Nº de Cartuchos/furo	7 unidades	11 unidades	18 unidades
Nº de Cartuchos	315 unidades	495 unidades	810 unidades
Carga (Qt)	562,28 kg	883,58 kg	1 445,85 kg

Os resultados do Quadro 55, são cálculos do diagrama teórico em que garante uma boa fracturação segundo o critério relação E/V (1,25), no entanto, na prática “em campo” é sempre necessário ajustar alguns parâmetros do diagrama para irmos ao encontro da fragmentação pretendida (<700 mm) com melhor relação possível entre o resultado e o custo. No Quadro 57, a distribuição dos furos apresenta-se com uma malha de 7,50 m². Serão executados 42 furos com uma extensão total de perfuração de 426,30 m. Com este diagrama foi desmontado um volume de material de 3 039,75 m³. Conforme se pode observar no terreno (Figura 112) a sua superfície não é regular, logo os comprimentos dos furos não são iguais (H médio=10,20 m).

Quadro 57. Diagrama prático no campo da pega nº 3.

Distância à frente (V)	2,50 m	Volume	3 039,75 m ³
Espaçamento (E)	3,00 m	Carga total (Qt)	1 400 kg
Secção da malha	7,50 m ²	Perfuração esp. (b)	0,140 m/m ³
Nº de furos (n)	42	Carga esp. (q)	0,461 kg/m ³
Comprimento total	426,30 m	Carga máxima/tempo	44,64 kg

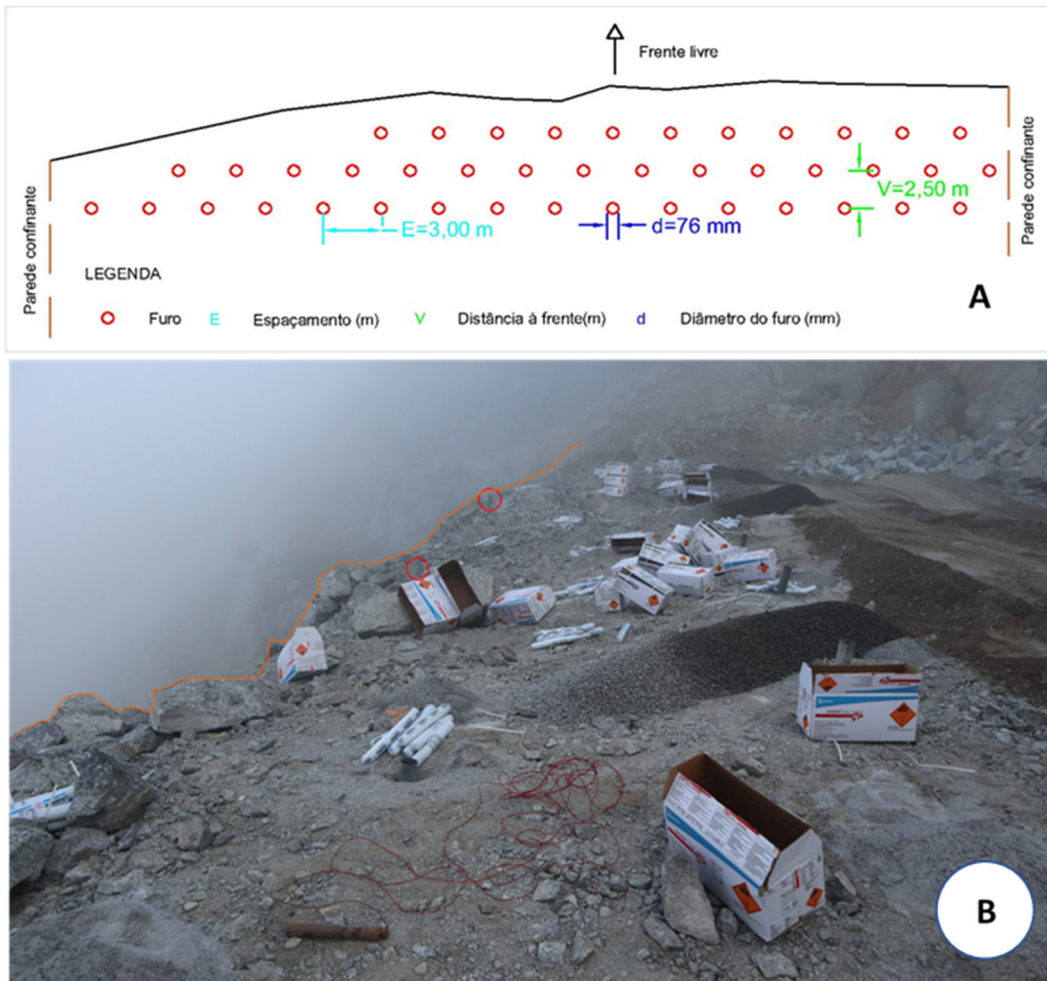


Figura 112. Diagrama do fogo da pega nº 3 da Pedreira de Serdedelo. A) Diagrama do fogo da pega nº 3 da Pedreira de Serdedelo. Esquema da pega (sem escala); B) A distribuição dos explosivos a cada furo na perspetiva NNE da pedreira, essa imagem apresenta os furos com encaixo de tubo PVC, os círculos vermelhos indicam os furos da 1ª fiada com V menor que o que foi calculado e a linha laranja é a extremidade da bancada.

Os tipos de acessórios utilizados nessa pega apresentam-se no Quadro 58.

Quadro 58. Acessórios de tiro da bancada nº 6 da pega nº 3.

Ligadores			Detonadores não elétricos			Detonadores elétricos		
Retardo	Comp.	Qtd.	Retardo	Comp.	Qtd.	Retardo	Comp.	Qtd.
(ms)	(m)		(ms)	(m)		(ms)	(m)	
17	4	30	475	15	15	T0	24	2
25	4	25	475	12	30	-	-	-
42	4	5	475	4,2	15	-	-	-

A Figura 113 representa o sistema de ligação da pega, iniciando-se esta, no furo com o tempo 0ms. Os detonadores utilizados foram os não elétricos, todos eles com um retardo de 475 ms e

como tal é preciso arranjar uma forma de temporizar cada furo com um tempo diferente. Para isso recorre-se aos ligadores, para atribuir a cada furo um tempo diferente para detonar. Os detonadores são conectados aos ligadores na superfície, com temporizações individuais de 17 ms e 42 ms. Observou-se que os ligadores de 42 ms foram utilizados na zona de passagem entre as fiadas, com o objetivo de garantir o deslocamento necessário da primeira fiada, antes da movimentação da fiada seguinte. Com este esquema de ligação tentou-se garantir um melhor controlo das projeções; melhor concentração da pilha de escombros; facilitar a remoção do material desmontado e uma melhor fragmentação provocada pela colisão entre fiadas consecutivas.

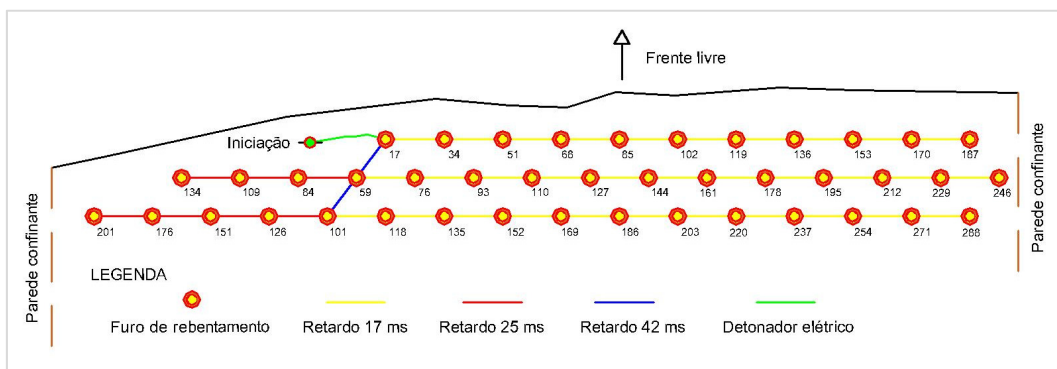


Figura 113. Esquema de ligação da pega nº 3 (sem escala).

Após o rebentamento verificou-se que a pilha final dos escombros era composta por fragmentos com um calibre de dimensões superior 700 mm (valor não pretendido).

Para além disso, durante o rebentamento observou-se também que não houve projeções significativas (Anexo VI) e o registo sísmico do local onde foi colocado o sismógrafo (estrutura que estava a 407 m do desmonte) demonstrar que estava dentro dos parâmetros admissíveis segundo NP 2074, apresentando velocidade de pico 2,2 mm/s e frequência dominante 29 Hz.

Bancada nº 5 da pega nº 4

Neste dimensionamento a fragmentação vista como objetivo principal do desmonte, depende de vários parâmetros como, estado de fracturação do maciço rochoso, características geomecânicas do maciço rochoso, carga específica, perfuração específica, tipo de diagrama de fogo, sequência de iniciação, inclinação da furação, qualidade da furação “desvios” e dimensão da pega. O dimensionamento do diagrama de fogo iniciou-se com os parâmetros descritos no Quadro 59 (Anexo III).

Quadro 59. Parâmetros a considerar no cálculo do dimensionamento da pega nº 4.

Geologia	Granito			
Grau de alteração – W	W1			
Grau de fracturação – F	F3			
Resistência à compressão uniaxial – UCS	135 MPa			
Altura da bancada – K	12,2 m			
Largura da frente – W	49 m			
Diâmetro do furo – d	76 mm			
Diâmetro do explosivo	62			
Constante da rocha – c	0,4			
Inclinação do furo (°)	12			
Tipo de explosivos (emulsão-ORICA)	Pulsar		Magnafrag	
Diâmetro (mm)	60	50	60	50
Comprimento (mm)	500	500	500	500
Peso (g)	1 785	1 250	1 785	1 250
Concentração da carga (kg/m)	3,57	2,50	3,57	2,50
Condições de furos	Alguns furos apresentam presença da água sobre sair a superfície enquanto injetar o explosivo (Figura 114)			

A primeira escolha do explosivo com base na concentração da carga do fundo (lb) para iniciar o cálculo do dimensionamento, para Olofsson (1990) é um parâmetro que influencia a V_{max} . Neste caso escolheu-se o explosivo *Senatel Pulsar* com o diâmetro 60 mm e o lb é 3,57 kg/m, este explosivo aplica-se bem no desmonte a céu aberto na carga do fundo para a rocha dura a branda. Enquanto para a carga de coluna escolheu-se o explosivo *Senatel Magnafrag* com o diâmetro de 60 mm e o lb é 3,57 kg/m, aplicando-se como carga de coluna para a rocha dura. Estas informações servem para dimensionar a geometria da pega e da carga (Quadro 59 e Quadro 60).

Quadro 60. Diagrama teórico das características geométricas e dimensionamento da pega nº 4.

Geometria da pega	$V_{máx}$	2,74 m	Dimensionamento da carga	lb	3,57 kg/m
	U	0,82 m		b	0,18 m/m ³
	H	13,65 m		lb	3,57 kg/m
	V	2,25 m		hb	3,50 m
	E	2,82 m		Qb	12,50 kg
	$h0$	2,15 m		lc	3,57 kg/m
	n	57 unidades		hc	8,00 m
	N	3 fiadas		Qc	28,56 kg
	W	49,00 m		Qt	41,06 kg
	K	12,20 m		q	0,53 kg/m ³

Após realizado o cálculo (Quadro 60), sabendo que a distribuição de furos se apresenta com uma malha de 6,55 m² que serão executados para 57 furos com o comprimento total de 778,05 m. Com este diagrama é possível extrair material com volume de 4 410 m³.

A bancada desmontada, que apresenta apenas uma frente livre, Figura 114. Na marcação dos furos garante-se sempre a mesma cota para a base da bancada desmontada, evitando assim a irregularidade da soleira para a próxima pega. Posto isto, as informações do Quadro 61 são quantidades médias por furo, uma vez que cada furo poderá sofrer ajustamento de carga, em função das condições encontradas no terreno.

Quadro 61. Consumo de explosivos da bancada nº 5 pega nº 4.

	Carga de fundo	Carga de coluna	Total
Nº de Cartuchos/furo	7 unidades	16 unidades	23 unidades
Nº de Cartuchos	399 unidades	912 unidades	1 311 unidades
Carga (Qt)	712,22 kg	1 627,92 kg	2 340,14 kg

Os resultados do Quadro 60, são cálculos do diagrama teórico em que garante uma boa fracturação segundo o critério relação E/V (1,25), no entanto, na prática “em campo” é sempre necessário ajustar alguns parâmetros do diagrama para irmos ao encontro da fragmentação pretendida (<700 mm) com melhor relação possível entre o resultado e o custo. No Quadro 62, a distribuição dos furos apresenta-se com uma malha de 7,50 m². Serão executados 54 furos com uma extensão total de perfuração de 700,3 m. Com este diagrama foi desmontado um volume de material de 5 049,75 m³. Conforme se pode observar no terreno (Figura 114) a sua superfície não é regular, logo os comprimentos dos furos não são iguais (H médio=13 m).

Quadro 62. Diagrama prático no campo da pega nº 4.

Distância à frente (V)	2,50 m	Volume	5 049,75 m ³
Espaçamento (E)	3,00 m	Carga total (Qt)	2 325 kg
Secção da malha	7,50 m ²	Perfuração esp. (b)	0,139 m/m ³
Nº de furos (n)	54	Carga esp. (q)	0,460 kg/m ³
Comprimento total	700,3 m	Carga máxima/tempo	48,21 kg

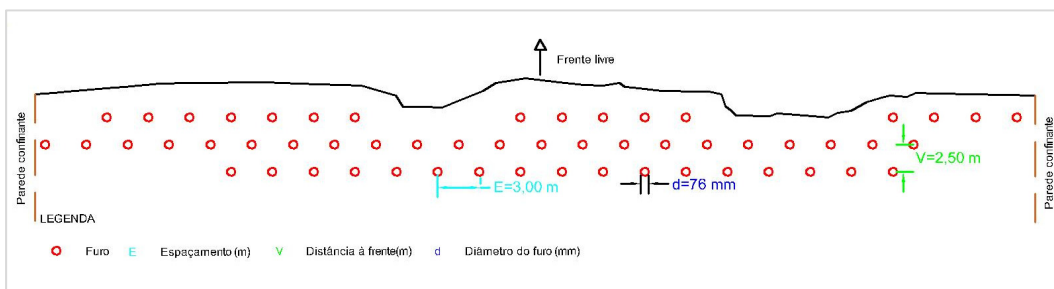


Figura 114. Diagrama do fogo da bancada nº 5 da pega nº 4 (Anexo VI).

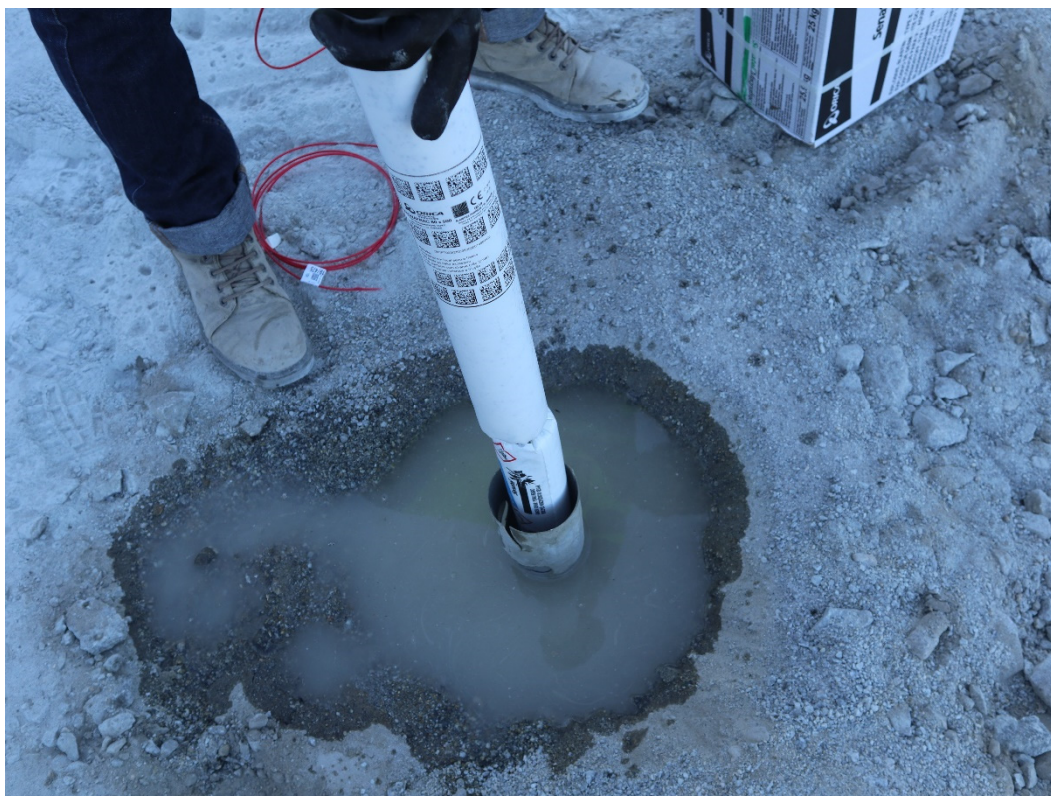


Figura 115. O explosivo flutua dado que existe muita água no furo.

Durante o carregamento, e verificando que o explosivo flutua no furo devido à presença da água, a opção recaiu na utilização de um explosivo mais denso que a água. Neste caso todos os explosivos têm a densidade $1,2 \text{ g/cm}^3$ (Figura 115).

Os detonadores utilizados nesse diagrama de fogo como se demonstra no Quadro 63.

Quadro 63. Acessórios de tiro da bancada nº 5 da pega nº 4.

Ligadores			Detonadores não elétricos			Detonadores elétricos		
Retardo (ms)	Comp. (m)	Qty.	Retardo (ms)	Comp. (m)	Qty.	Retardo (ms)	Comp. (m)	Qty.
17	4	45	475	18	35	T0	24	2
25	4	15	475	14	20	-	-	-
42	4	5	475	4,2	20	-	-	-

A Figura 116 representa o sistema de ligação da pega, iniciando-se esta, no furo com o tempo 0ms. Os detonadores utilizados foram os não elétricos, todos eles com um retardo de 475 ms e como tal é preciso arranjar uma forma de temporizar cada furo com um tempo diferente. Para isso recorre-se aos ligadores, para atribuir a cada furo um tempo diferente para detonar. Os detonadores são conectados aos ligadores na superfície, com temporizações individuais de 17 ms e 42 ms. Observou-se que os ligadores de 42 ms foram utilizados na zona de passagem entre as fiadas, com o objetivo de garantir o deslocamento necessário da primeira fiada, antes da movimentação da fiada seguinte. Com este esquema de ligação tentou-se garantir um melhor controlo das projeções; melhor concentração da pilha de escombro; facilitar a remoção do material desmontado e uma melhor fragmentação provocada pela colisão entre fiadas consecutivas.

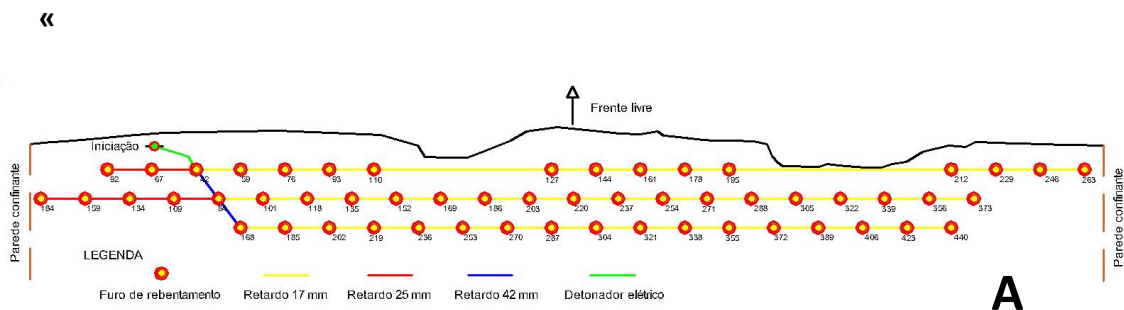


Figura 116. Esquema da ligação da bancada 5 da pega 4 da Pedreira de Serdedelo (Anexo VI). A) Esquema de ligação calculada; B). Esquema de ligação no campo na perspetiva NNE da pedreira.

Após o rebentamento verificou-se que a pilha final dos escombros era composta por fragmentos predominantes com um calibre de dimensões superior que 700 mm (valor não pretendido).

Para além disso, durante o rebentamento observou-se também que não houve projeções significativas (Anexo VI) e o registo sísmico do local onde foi colocado o sismógrafo (estrutura que estava a 400 m do desmonte) demonstra que estava dentro dos parâmetros admissíveis segundo a NP 2074, apresentando velocidade de pico 1,7 mm/s e frequência dominante 28 Hz.

4.5.5. Descrição da Pedreira de Jonize

Nessa pedreira a evolução da lavra é efetuada em flanco de encosta, de cima para baixo, em pisos por degraus direitos. A evolução da área de extração define-se que por mês serão extraídos um volume de material entre 200-220 m³ com a geometria como se pode visualizar na Figura 117.

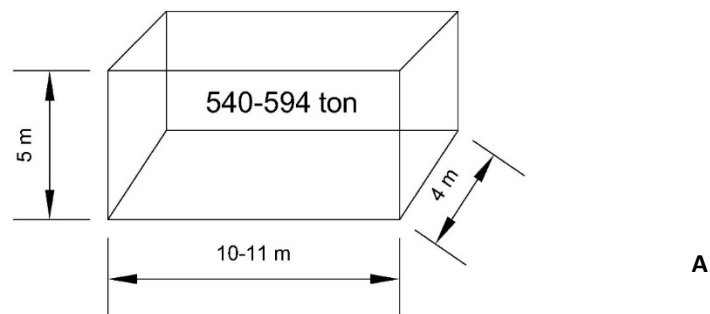


Figura 117. Geometria da bancada da Pedreira de Jonize. A) O volume do material extraído por mês relativamente ao ano de 2015-2017; B) Perspetiva da bancada WSW da pedreira em que se identificam três bancadas definidas.

O método de desmonte utilizado na extração do material é com recurso a equipamento mecânico, nomeadamente, uma escavadora de modelo Hitachi ZX 210 F (Figura 118) e uma pá carregador como principais equipamentos de escavação e remoção dos materiais.

Na parte da britagem, o primário *de maxilas* é o modelo PE 600 x 900 da marca Chinesa *Shanghai Jianshei Luqiao*, com abertura da saída de 20-100 mm com a capacidade de 20-52 m³/h (Figura 118). Os produtos finais da britagem apresentam-se com variação de dimensão 0/5, 5/10, 10/15 e 15/20.



Figura 118. Escavadora Hitachi ZX 210 F descarrega o material para a tolva alimentadora na perspetiva NW da pedreira.

4.5.6. Plano do desmonte com recurso ao explosivo da Pedreira de Jonize

O diagrama de fogo para esta pedreira foi dimensionado para o local onde foram estudadas as características geóloga-geotécnicas e geomecânicas. A definição da geometria da bancada e a escolha de explosivos são com base nessas características assim como nos equipamentos disponíveis na pedreira.

Geometria da bancada

A geometria desta bancada, no que diz respeito à largura dos patamares, teve em consideração a dimensão dos equipamentos de nela vão circular, por forma a garantir a sua passagem com segurança. O Quadro 64 demonstra a geometria da bancada que será executado no desmonte com explosivo.

Quadro 64. Plano da geometria da bancada para o desmonte com explosivo.

Largura total (Hitachi ZX 210 F)	3 m
Largura da bancada	8 m
K - Altura da bancada	14 m
Largura da frente livre	40 m
Previsão do volume da bancada a desmontar	1 480 m ³

Escolha de explosivo

Como se pode ver na caracterização geotécnica do maciço rochoso na zona da bancada a desmontar, o mesmo apresenta-se *ligeiramente alterado* (W2) com um grau de fracturação predominante *afastado* (F2) a *mediamente afastado* (F3) e com um grau de resistência R4-5. Para além disto, o local não apresenta evidências da presença de água.

No dimensionamento do diagrama de fogo, foi definido que os furos seriam realizados com uma ligeira inclinação, uma vez que, especificamente para produção de agregados, apresente vantagens, tais como, grau de fragmentação, aproveitamento de energia, regularização da soleira e redução do efeito da quebra à retaguarda. Recorrendo ao ábaco infra, foi definido um furo de 76 mm de diâmetro (Figura 119). Consequentemente a escolha do diâmetro de explosivo deve garantir um espaço anelar de 14 mm, assim sendo, o diâmetro do explosivo será entre 60 mm.

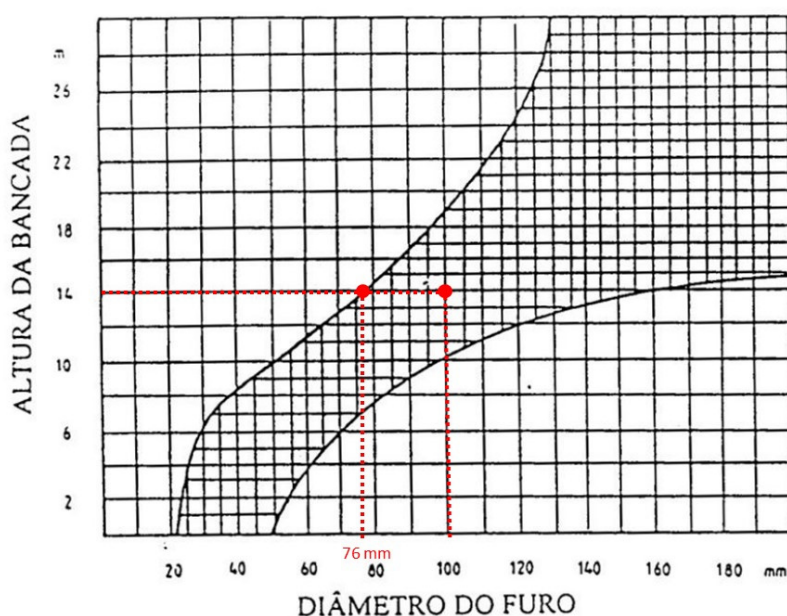


Figura 119. Ábaco da relação entre altura da bancada e diâmetro do furo (adaptado de Sandvik, 1999).

O explosivo e acessórios de tiro que serão utilizados no dimensionamento do diagrama de fogo e esquema de ligação são da *Orica*, como se pode ver as suas características em Anexo II apresenta o de resumo dos explosivos e os seus acessórios de tiro.

Neste dimensionamento a fragmentação vista como objetivo principal do desmonte, depende de vários parâmetros como, estado de fracturação do maciço rochoso, características geomecânicas do maciço rochoso, carga específica, perfuração específica, tipo de diagrama de fogo, sequência de iniciação, inclinação da furação, qualidade da furação “desvios” e dimensão da pega. O dimensionamento do diagrama de fogo iniciou-se com os parâmetros descritos no Quadro 65.

Quadro 65. Parâmetros a considerar no cálculo do dimensionamento da Pedreira de Jonize.

Geologia	Peridotito "serpentinito"			
Grau de alteração – W	W2			
Grau de fracturação – F	F3			
Resistência à compressão uniaxial – UCS	70-100 MPa			
Altura da bancada – K	14 m			
Largura da frente – W	40 m			
Diâmetro do furo – d	76 mm			
Diâmetro do explosivo	62 mm			
Constante da rocha – c	0,4			
Inclinação do furo (°)	12			
Tipo de explosivos (emulsão-ORICA)	Ultrax		Powerpac	
Diâmetro (mm)	60	50	60	50
Comprimento (mm)	500	500	550	550
Peso (g)	1 790	1 250	1 562	1 042
Concentração da carga (kg/m)	3,58	2,50	2,84	1,89
Condições de furos	Húmido			

A primeira escolha do explosivo com base na concentração da carga do fundo (lb) para iniciar o cálculo do dimensionamento. Segundo as fórmulas de Olofsson (1990) é um parâmetro que influencia o V_{max} . Neste caso escolheu-se o explosivo *Senatel Ultrax* com o diâmetro 60 mm e o lb é 3,58 kg/m, este explosivo aplica-se bem no desmorte a céu aberto na carga do fundo para a rocha branda e resistente a humidade. Enquanto para a carga de coluna escolheu-se explosivo *Senatel Powerpac* com o diâmetro de 60 mm e o lb é 2,84 kg/m (no mercado da *Orica* só existe 3,12 kg/m), é um explosivo encartuchado resistente à humidade, aplicando-se como carga de coluna para maciços brandos. A elevada velocidade de detonação, a resistência à humidade e a natureza robusta desse explosivo tornam-no na escolha ideal para substituir cargas de coluna de explosivo do tipo ANFO.

Com base na informação do Quadro 65 foi dimensionado o diagrama de fogo apresentado no Quadro 66.

Quadro 66. Diagrama teórico das características geométricas e dimensionamento da Pedreira de Jonize.

Geometria da Pega	$V_{máx}$	2,73 m	Dimensionamento da Carga	b	0,186 m/m ³
	U	0,82 m		lb	3,58 kg/m
	H	15,56 m		hb	3,50 m
	V	2,19 m		Qb	12,53 kg
	E	2,73 m		Lc	2,51 kg/m
	$h0$	2,06 m		hc	10,00 m
	n	48 unidades		Qc	31,42 kg
	N	3 fiadas		Qt	43,77 kg
	W	40 m		q	0,52 kg/m ³
	K	14 m		-	-

A bancada de desmorte apresenta-se confinado. A Figura 120 demonstra a distribuição dos furos que foram marcados numa malha em "pé de galinha". Com este diagrama consegue-se

desmontar um volume de 4 011 m³ (10 829 toneladas). Na marcação dos furos garante-se sempre a mesma cota para a base da bancada desmontada, evitando assim a irregularidade da soleira para a próxima pega.

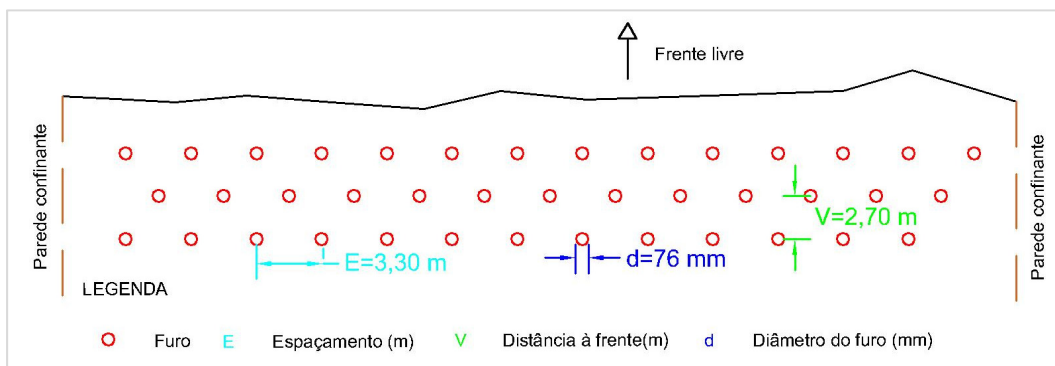


Figura 120. Diagrama do fogo da Pedreira de Joniza.

Porém este diagrama (Quadro 66) ao comparar com as pegas de Serdedelo e Fornelo, apresenta a carga específica e perfuração específica maior, o que não é justificável quando comparamos as características destes maciços. Por isso, foi necessário ajustar a malha para essa pega, conforme o apresentado no Quadro 67.

Quadro 67. Diagrama prático ajustado das características geométricas e dimensionamento da Pedreira de Jonize.

Geometria da Pega	<i>V</i> _{máx}	2,73 m	Dimensionamento da Carga	<i>b</i>	0,125 m/m ³
	<i>U</i>	0,82 m		<i>lb</i>	3,58 kg/m
	<i>H</i>	15,56 m		<i>hb</i>	3,50 m
	<i>V</i>	2,70 m		<i>Qb</i>	12,53 kg
	<i>E</i>	3,30 m		<i>Lc</i>	2,92 kg/m
	<i>h0</i>	2,06 m		<i>hc</i>	10,00 m
	<i>n</i>	40 unidades		<i>Qc</i>	29,20 kg
	<i>N</i>	3 fiadas		<i>Qt</i>	41,73 kg
	<i>W</i>	40 m		<i>q</i>	0,335 kg/m ³
	<i>K</i>	14 m		-	-

Com esse diagrama o volume do material desmontado será 4 990 m³ sendo o consumo dos explosivos o apresentado no Quadro 68.

Quadro 68. Consumo de explosivos da Pedreira de Jonize.

	Carga de Fundo	Carga de Coluna	Total
Nº de Cartuchos/furo	7 unidades	18 unidades	25 unidades
Nº de Cartuchos	280 unidades	800 unidades	1 080 unidades
Carga (Qt)	501,20 kg	1 168,00 kg	1 669,20 kg

Os tipos de acessórios utilizados nessa pega encontra-se indicados no Quadro 69.

Quadro 69. Acessórios de tiro da Pedreira de Jonize.

Ligadores			Detonadores não elétricos			Detonadores elétricos		
Retardo	Comp.	Qtd.	Retardo	Comp.	Qtd.	Retardo	Comp.	Qtd.
(ms)	(m)		(ms)	(m)		(ms)	(m)	
17	4	7	475	18	44	T0	24	2
25	4	7	-	-	-	-	-	-
42	4	25	-	-	-	-	-	-

A Figura 121 representa o sistema de ligação da pega, iniciando-se esta, no furo com o tempo 0ms. Os detonadores utilizados foram os não elétricos, todos eles com um retardo de 475 ms e como tal é preciso arranjar uma forma de temporizar cada furo com um tempo diferente. Para isso recorre-se aos ligadores, para atribuir a cada furo um tempo diferente para detonar. Os detonadores são conectados aos ligadores na superfície, com temporizações individuais de 17 ms, 25 ms e 42 ms. Observou-se que os ligadores de 42 ms foram utilizados na zona de passagem entre as fiadas, com o objetivo de garantir o deslocamento necessário da primeira fiada, antes da movimentação da fiada seguinte. Com este esquema de ligação tentou-se garantir um melhor controlo das projecções; melhor concentração da pilha de escombro; facilitar a remoção do material desmontado e uma melhor fragmentação provocada pela colisão entre fiadas consecutivas.

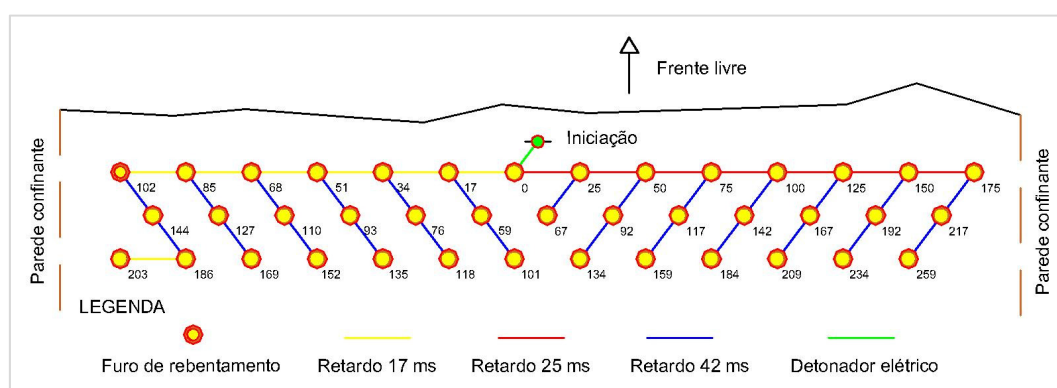


Figura 121. Esquema de ligação da Pedreira de Jonize.

Por razões limitativas da capacidade do balde da escavadora ou do calibre de admissão ao britador primário, torna-se necessário no desmonte a recurso explosivo procura garantir um calibre adequado britador primário apresenta (500 mm). Para isso recorreu-se o método de Kuz-Ram para prever o tamanho de blocos com dimensão maior que 500 mm. Obtivemos cerca de 2,8% (percentagem de material graúdo, pode ser consultado no Anexo III, onde estão demonstrados os resultados dos cálculos do método de Kuz-Ram).

Para além do resultado granulométrico do diagrama, foram também analisados aspetos ambientais e de segurança, tais como vibrações e projeções. Consegue-se perceber que 'teoricamente, com $q=0,335 \text{ kg/m}^3$, o movimento da pilha da bancada poderia atingir $\pm 22 \text{ m}$, enquanto a projeção de blocos prevista poderá ser de $\pm 300\text{m}$ segundo o diagrama de Heiniö (1999), como se pode visualizar na Figura 122 e Figura 123.

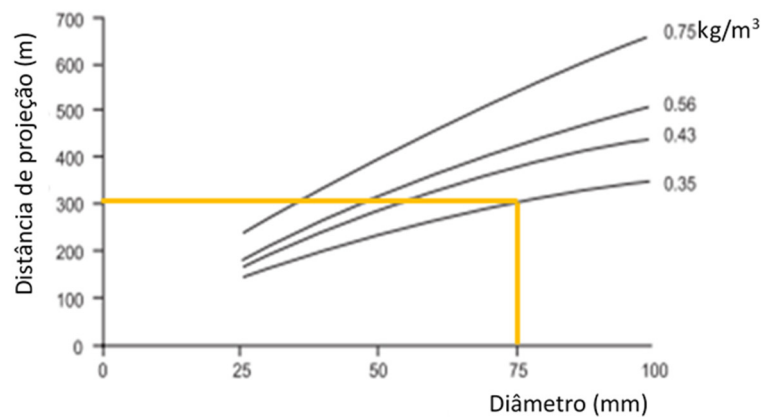


Figura 122. Distância da projeção dos blocos em função dos diâmetros do furo e a carga específica (adaptado de Heiniö, 1999).

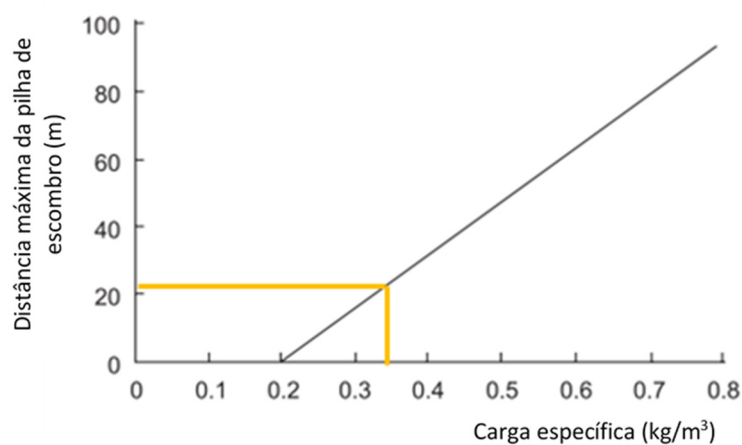


Figura 123. Movimentação da pilha da bancada em função da carga específica (adaptado de Heiniö, 1999).

Para além disto, foi analisado também a vibração causada consoante a carga máxima ocupada por cada furo de desmonte, em que o tempo de detonação é diferente para todos os furos. A Sevedefo propõe a seguinte relação (Gomes, 2008):

$$V = 700 \times Q^{0,7} / R^{1,5}$$

Equação 12. Velocidade de partícula, segundo Sevedefo (Gomes *et al.*, 2008).

Onde, Q é a carga (kg) enquanto R é a distância (m), entretanto o local de desmonte perto de população com a distância de 100 m como a carga por furo são 43,77 kg, isto resulta numa velocidade (V) de 9,86 mm/s. Conforme a NP2074 o valor de velocidade encontrado está dentro do limite com a frequência dominante 10Hz a 40Hz para estrutura corrente.

4.6. Os custos de desmonte com recursos a explosivos em bancada

Antes de dimensionar um desmonte temos que definir o local a desmontar. Essa escolha depende das produções necessárias e normalmente é feita pelo diretor do centro de produção com o auxílio do encarregado, sendo que o acompanhamento do engenheiro responsável pelo desmonte também é muito importante (Figura 23). Para saber o custo do desmonte com explosivos é fulcral o estudo de pormenor dos parâmetros que envolvem as operações seguintes (Anexo V):

4.6.1. Levantamento das características geológico-geotécnicas e geomecânicas

Para a concretização deste estudo foi aplicada a técnica de amostragem linear, retirando todas as características geológico-geotécnicas do maciço em questão, bem como o levantamento da resistência do mesmo com recurso ao martelo de Schmidt ao longo da fita métrica. Esta tarefa é desempenhada por um engenheiro “geotécnico”.

Os parâmetros que determinam o custo unitário (€/m³) desta tarefa são: tempo que demora levantar os dados das discontinuidades (minutos) naturalmente influenciado pelo número de discontinuidades a registar, e o custo/hora da mão-de-obra, este custo é normalmente designado na empresa por PTI. Para este estudo foi definido um valor de 15 €/h.

O levantamento geológico-geotécnico de cada discontinuidade demora cerca de 3,5 minutos, o levantamento geomecânico recorrendo ao martelo de Schmidt demora 6 minutos para anotar 10 pancadas em cada discontinuidade escolhida e recorrendo ao martelo de geólogo, demora 2 minutos. No martelo de Schmidt, o comprimento considerado de um ponto para o outro é menor

que 5,00 m ao longo do comprimento da fita métrica, e o mesmo para o dimensionamento com martelo de geólogo. O tempo total da operação obtém-se como na Equação 13.

$$Tlb = (t \times L.G.G. + t \times L.M.S)/60$$

Equação 13. O cálculo do tempo total (*Tlb*) do levantamento das características geológico-geotécnicas e geomecânicas da bancada.

Onde,

Tlb= tempo total de levantamento de L.G.G. e L.M.S. (horas)

t= tempo que demora levantar os dados de cada descontinuidade (minuto)

L.G.G.= número das descontinuidades de levantamento de geológico-geotécnico

L.M.S.= número das descontinuidades de levantamento de martelo de Schmidt

O custo unitário (€/m³) é determinado pelo produto de *Tlb* (Equação 13) e PTI pelo volume desmontado da pega. Nesta operação, o número de descontinuidades é principal fator que influencia o tempo que demora a finalizar o trabalho.

O Quadro 70 demonstra os resultados dos custos da operação de levantamento em bancada.

Quadro 70. Os custos da operação de levantamento de bancada.

Nº Pega	P1		P2		P3		P4		P5	
Comprimento de fita métrica	46,00 m		23,50 m		40,30 m		49,00 m		39,73 m	
Nº desc.	a	b	a	b	a	b	a	b	a	b
	37 uni	14 uni	56 uni	6 uni	59 uni	9 uni	85 uni	11 uni	75 uni	10 uni
t	3,5 min	6,0 min	3,5 min	6,0 min	3,5 min	6,0 min	3,5 min	6,0 min	3,5 min	2,0 min
Tlb	3,56 h		3,87 h		4,34 h		6,06 h		4,71 h	
PTI	15,00 €/h		15,00 €/h		15,00 €/h		15,00 €/h		16,00 €/h	
Valor	53,38 €		58,00 €		65,13 €		90,88 €		75,33 €	
Volume	2 829 m ³		4 777 m ³		3 040 m ³		5 050 m ³		4 990 m ³	
Custo unitário	0,019 €/m ³		0,012 €/m ³		0,021 €/m ³		0,018 €/m ³		0,015 €/m ³	
a) Levantamento geológico-geotécnico (L.G.G.); b) levantamento do martelo de Schmidt (L.M.S.); PTI – Preço da tarifa interna.										

Comentário ao Quadro 70:

Neste quadro verificou-se que a pega P4 (Serdedelo) apresenta *Tlb* (6,06h) maior devido ao maior número de descontinuidades (n=85), logo o valor ou o custo é maior (90,88 €) e a pega P1 (Serdedelo) apresenta *Tlb* (3,56 h) menor que as restantes pegas (n=37), logo o valor ou o custo é menor (53,38 €). Por outro lado, a pega P3 tem o custo unitário (0,021 €/m³) superior que as restantes.

Conclui-se que o *Tlb* aumenta à medida que aumenta também a quantidade de números das descontinuidades, enquanto o custo unitário (CU) depende do volume do material desmontado em relação ao custo da operação de levantamento em bancada.

4.6.2. Caracterização do maciço rochoso

É um trabalho de escritório que se foca na interpretação, análise e tratamento estatístico dos dados com apoio da informação das grandezas geológico-geotécnicas e geomecânicas de ISRM (1978, 1981), Brady & Brown (2014), utilizando a base de dados *ScanGeoData/BGD* e *Schmidt/UCS* (Fonseca et al., 2010; Galiza et al., 2011a,b; Chaminé et al. 2016) e o *Software Dips*, os seus cálculos e resultados como se pode ver neste capítulo da Secção 4.1.

A primeira tarefa neste trabalho é fazer uma revisão geral das fichas técnicas do campo, pois facilita a transferência da informação para as ferramentas de base de dados. Depois do levantamento de campo, é necessário compilar, tratar e analisar os dados de campo, para isso é preciso um tempo médio de 8 horas de trabalho.

Nesta tarefa foi também assumido um valor 15 €/h como valor de PTI. O tempo total (T_{cmr}) da operação obtém-se em horas através da Equação 14.

$$T_{cmr} = 8 + ((2 \times L.G.G. + 2 \times L.M.S)/60)$$

Equação 14. O cálculo do tempo total da caracterização do maciço rochoso (T_{cmr}).

O custo unitário (€/m³) é determinado pelo produto de T_{cmr} (Equação 3) dessa operação e PTI pelo volume desmontado da pega. Como na operação anterior, o principal parâmetro que influencia o custo deste trabalho é o número de descontinuidades, neste caso, para além da quantidade de dados que é necessário processar e tratar, na fase de análise o tempo pode variar de caso para caso, dependendo da sua complexidade. A estimativa destes custos pode ser observada no Quadro 71.

Quadro 71. Os custos da caracterização do maciço rochoso.

No. Pega	P1		P2		P3		P4		P5	
Comprimento fita métrica	46,00 m		23,50 m		40,30 m		49,00 m		39,73 m	
Nº descontinuidades	a	b	a	b	a	b	a	b	a	b
	37 uni	14 uni	56 uni	6 uni	59 uni	9 uni	85 uni	11 uni	75 uni	10 uni
Tempo fixo	8 h		8 h		8 h		8 h		8 h	
Tempo variável	2,0 min		2,0 min		2,0 min		2,0 min		2,0 min	
T _{cmr}	9,70 h		10,07 h		10,27 h		11,20 h		10,83 h	
PTI	15,00 €/h		15,00 €/h		15,00 €/h		15,00 €/h		15,00 €/h	
Valor	145,50 €		151,00 €		154,00 €		168,00 €		162,50 €	
Volume	2 829 m ³		4 777 m ³		3 040 m ³		5 050 m ³		4 990 m ³	
Custo unitário	0,051 €/m ³		0,032 €/m ³		0,051 €/m ³		0,033 €/m ³		0,033 €/m ³	
a) Levantamento geológico-geotécnico (L.G.G.); b) levantamento do martelo de Schmidt (L.M.S.); PTI – Preço da tarifa interna										

Comentário ao Quadro 71:

Neste quadro verificou-se que a pega P4 (Serdedelo) apresenta Tcmr (11,20h) maior devido ao maior número de descontinuidades (n=85) logo o valor, ou o custo é maior (168,00 €) e a pega P1 (Serdedelo) apresenta Tcmr (9,70 h) menor que as restantes pegas (n=37), logo o valor, ou o custo é menor (145,50 €). Por outro lado, a pega nº 1 e P3 apresenta o custo unitário igual (0,051 €/m³) e são superiores que as restante e pega P2 o que têm o menor custo unitário (0,032 €/m³).

Conclui-se que o Tcmr aumenta à medida que aumenta também a quantidade de números das descontinuidades, enquanto o custo unitário (CU) depende do volume do material desmontado em relação ao custo da operação de levantamento em bancada.

4.6.3. Marcação da pega e acompanhamento técnico

Nesta operação a mão de obra utilizada é um engenheiro responsável pelo desmonte. O custo deste trabalho é variável e depende da dimensão da malha da pega e outras condições do local como: altura, nivelamento da soleira, tipo do material e a fragmentação pretendida.

O tempo é determinado somando as horas de gabinete mais as horas de campo. O tempo total (T_{mp}) da operação obtém-se em horas através da Equação 15.

$$T_{mp} = \text{Horas de gabinete} + \text{Horas de campo}$$

Equação 15. O tempo total (T_{mp}) da marcação da pega e acompanhamento técnico.

O custo unitário (€/m³) é adquirido pelo produto de T_{mp} (Equação 15) dessa operação e PTI pelo volume desmontado da pega. A marcação da pega é uma operação importante (Figura 124), pois se a fiada não for marcada corretamente, pode haver sérios problemas, um deles é os furos cruzarem-se e causar um aumento da concentração de carga, aumentando o risco associado à projeção de blocos. Por outro lado, devido à irregularidade da bancada, é necessária ajustar o comprimento dos furos para nivelar o patamar da bancada seguinte.

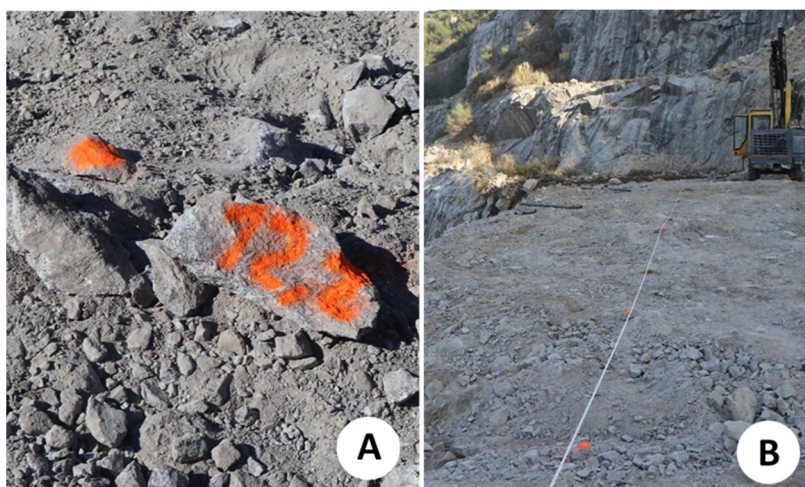


Figura 124. Marcação da pega. A) O ponto do furo junta com a marcação da altura da perfuração; B) Alinhamento dos furos numa fiada e mediação do espaçamento entre os furos com apoio de fita métrica

O Quadro 72 demonstra os custos da operação de marcação da pega de todas as pedreiras.

Quadro 72. Os custos da operação de marcação da pega.

Pega	Malha da pega	Tmp	PTI	Valor	Volume	Custo unitário
P1	7,50 m ²	30 h	16,61 €/h	498,30 €	2 829 m ³	0,18 €/m ³
P2	8,91 m ²	53 h	16,61 €/h	872,03 €	4 777 m ³	0,18 €/m ³
P3	7,50 m ²	15 h	16,61 €/h	249,15 €	3 040 m ³	0,08 €/m ³
P4	7,50 m ²	23 h	16,61 €/h	373,73 €	5 050 m ³	0,07 €/m ³
P5	8,91 m ²	15 h	16,61 €/h	249,15 €	4 990 m ³	0,05 €/m ³

Comentário ao Quadro 72:

A marcação da pega no terreno o Tmp é indefinido para as horas de trabalho no campo, dependendo da condição e muitas vezes demora mais tempo devido ao desnivelamento da bancada ou a ausência de ajudante enquanto o trabalho em gabinete em média 7,5 horas/dia. Neste caso verificou-se que a pega P2 de Fornelo o Tmp é superior que as restantes pegas, pois as superfícies de bancada são desniveladas, resultando o maior Tmp, mesmo que a malha da marcação fosse maior. Relembrando que a pega P5 não se executa esta operação os valores apresentados meramente informações das estimativas teóricas.

4.6.4. Perfuração

A perfuração engloba vários recursos, equipamento, mão de obra e acessórios de perfuração.

Mão de obra

A mão-de-obra para realização desta operação deve ser um manobrador com formação e preferencialmente alguma experiência, não pode ser uma mão-de-obra indeferida, pelo contrário, deve ser especializada. Por vezes, dependendo a limpeza da bancada e do nível de autonomização do equipamento, é necessário um servente para auxiliar a limpeza da zona de emboquilhamento dos furos. O custo unitário deste trabalho é definido pelo produto das *horas de trabalho efetivo*¹² e o PTI de manobrador (7,70 €/h) pelo volume da pega desmontado, como se pode ver no Quadro 73.

Quadro 73. Os custos da operação de perfuração com recurso à mão de obra.

Pega	Malha da pega	Comprimento total do furo	Horas	PTI	Valor	Volume	Custo unitário
P1	7,50 m ²	393,70 ml	14 h	7,70 €/h	107,80 €	2 829 m ³	0,04 €/m ³
P2	8,91 m ²	557,10 ml	30 h	7,70 €/h	231,00 €	4 777 m ³	0,05 €/m ³
P3	7,50 m ²	426,30 ml	28 h	7,70 €/h	215,60 €	3 040 m ³	0,07 €/m ³
P4	7,50 m ²	700,30 ml	26 h	7,70 €/h	200,20 €	5 050 m ³	0,04 €/m ³
P5	8,91 m ²	622,40 ml	23 h	7,70 €/h	173,25 €	4 990 m ³	0,03 €/m ³

¹² Horas em que está a executar o trabalho poderá ser dentro de horas normais (HN) é 8h/ ou poderá mais em que se designa horas extras (HE).

Comentário ao Quadro 73:

Neste quadro verificou-se que o tempo que demora da pega P2 é superior das restantes pegas, pois o comprimento total de furos é superior, enquanto as características desta bancada é W2-W3, F2 e S2, porém esse tempo podia ser menor, facto de o encravamento das varas de perfuração durante execução do trabalho fez com que impede o rendimento do trabalho. Para a pega nº 1 apresenta horas de trabalho menores que as restantes pegas, pois a superfície da bancada é nivelada facilitando trabalho de manobrador, e a bancada apresenta as características F2, W2 e S2. Relembrando que a pega P5 não se executa esta operação os valores apresentados meramente informações para a estimativas teóricas, por isso o tempo (horas) apresentado poderia ser alterado em função do trabalho no campo. Em suma, esta tarefa por vezes o tempo que demora e a qualidade da perfuração necessita também da experiência do manobrador, para além das características do maciço rochoso em que pode influenciar o custo unitário.

Materiais de desgaste e manutenção

Os materiais considerados neste trabalho são três: Acessórios de perfuração (bits, varas e encabadouros) e tubo de PVC; peças mecânicas de manutenção e combustíveis para o equipamento de perfuração da Atlas Copco ROC D7.

Para material de perfuração, o rendimento dos aços depende muito da resistência e abrasividade do maciço a perfurar, para além dos parâmetros de regulação do próprio equipamento. No caso dos bits, pode-se recorrer à sua fiação, aumentando a sua vida útil em metros lineares perfurados e o seu rendimento m/h. Neste caso o PTI definido é 2,00 €/ml. O custo unitário (€/m³) deste material é definido pelo produto de metros lineares perfurados e o PTI, sobre o volume do material desmontado.

Para peças mecânicas de manutenção o custo total foi definido 12,50 €/h, que são os custos de manutenção do martelo, 9,5 €/h mais os custos da manutenção geral (óleos, massas, etc.) que são 3 €/h.

O consumo de combustível depende do estado do equipamento, nomeadamente se é recente ou muito antigo, assim como do tipo de maciço rochoso e também da experiência do manobrador. Em função do consumo e do custo do combustível, para este caso em concreto foi definido um PTI de 1,30 €/l para a Pedreira de Fornelo e Serdedelo, enquanto Pedreira de Jonize é 0,82 €/l. O custo unitário (€/m³) do combustível é definido pelo produto do PTI e litros de combustíveis gastos durante a perfuração, sobre o volume de material desmontado.

O Quadro 74 demonstra os custos da operação de perfuração.

Quadro 74. Os custos da operação de perfuração com recurso de matérias de desgaste.

Pega	Recursos	Comprimento total do furo	Horas/quantidade /comprimento	PTI	Valor	Volume	Custo unitário
P1	Material de Perfuração	393,70 ml	393,70 ml	2,00 €/ml	787,40 €	2 829 m ³	0,28 €/m ³
P1	Combustíveis	393,70 ml	182,99 l	1,30 €/l	237,89 €	2 829 m ³	0,08 €/m ³
P1	Peças Mecânicas de Manutenção	393,70 ml	12,50 €/h	12 h	150,00 €	2 829 m ³	0,05 €/m ³
Total					1 175,29 €	2 829 m ³	0,42 €/m ³
P2	Material de Perfuração	557,10 ml	557,10 ml	2,00 €/ml	1 114,20 €	4 777 m ³	0,23 €/m ³
P2	Combustíveis	557,10 ml	452,94 l	1,30 €/l	588,82 €	4 777 m ³	0,12 €/m ³
P2	Peças Mecânicas de Manutenção	557,10 ml	12,50 €/h	27 h	337,50 €	4 777 m ³	0,07 €/m ³
Total					2 040,52 €	4 777 m ³	0,43 €/m ³
P3	Material de Perfuração	426,30 ml	426,30 ml	2,00 €/ml	852,60 €	3 040 m ³	0,28 €/m ³
P3	Combustíveis	426,30 ml	337,86 l	1,30 €/l	439,22 €	3 040 m ³	0,14 €/m ³
P3	Peças Mecânicas de Manutenção	426,30 ml	12,50 €/h	16 h	200,00 €	3 040 m ³	0,07 €/m ³
Total					1 491,82 €	3 040 m ³	0,49 €/m ³
P4	Material de Perfuração	700,30 ml	700,30 ml	2,00 €/ml	1 400,60 €	5 050 m ³	0,28 €/m ³
P4	Combustíveis	700,30 ml	383,03 l	1,30 €/l	497,94 €	5 050 m ³	0,10 €/m ³
P4	Peças Mecânicas de Manutenção	700,30 ml	12,50 €/h	25 h	312,50 €	5 050 m ³	0,06 €/m ³
Total					2 211,04 €	5 050 m ³	0,44 €/m ³
P5	Material de Perfuração	622,40 ml	622,40 ml	2,40 €/ml	1 493,76 €	4 990 m ³	0,30 €/m ³
P5	Combustíveis	622,40 ml	286,30 l	0,82 €/l	234,77 €	4 990 m ³	0,05 €/m ³
P5	Peças Mecânicas de Manutenção	622,40 ml	12,5	16 h	194,50 €	4 990 m ³	0,04 €/m ³
Total					1 923,03 €	4 990 m ³	0,39 €/m ³

Comentário ao Quadro 74:

As características dos materiais rochosos são parâmetros importantes que influenciam o rendimento da perfuração, uma vez o maciço resistente apresenta maior desgaste e fica mais cara. Nos materiais de desgaste, os aços foram o recurso mais caro, em seguida os custos de combustíveis e o mais barato é peça mecânicas e manutenção.

O resultado do Quadro 74, a pega P4 (700,30 ml) foi mais caro devido ao maior metros lineares perfurados e o mais barato foi a pega P1 (393,70 ml).

Relembrando que a pega P5 não se executa esta operação os valores apresentados meramente informações para a estimativa teórica, uma vez que na sua execução poderia ser alterado, por outro lado, assumido os 20% para a taxa de Importação dos aços, conforme a o valor da exportação que empresas portuguesas fornecem. Enquanto o preço de combustíveis anda por volta de 0,82 €/l (0,90 USD). Como o próprio maciço é mais brando que os restante, ponderando os combustíveis gastos nesta pedra é menos que 20% de 23 l/h gastos normais da Pedreira de Serdedelo e Fornelo.

Para além disto, existe também o custo da amortização (Quadro 75), cujo PTI é definido a 200€/dia. O custo unitário (€/m³) da amortização é o produto do PTI, sobre o volume do material desmontado.

Quadro 75. Os custos da operação de perfuração (amortização).

Pega	Recursos	Comprimento total dos furos	Dias	PTI	Valor	Volume	Custo unitário
P1	Amortizações (equipamento de perfuração Atlas Copco ROC D7)	393,70 ml	3	200,00 €/dia	600,00 €	2 829 m ³	0,21 €/m ³
P2		557,10 ml	5	200,00 €/dia	1 000,00 €	4 777 m ³	0,21 €/m ³
P3		426,30 ml	4	200,00 €/dia	800,00 €	3 040 m ³	0,26 €/m ³
P4		700,30 ml	5	200,00 €/dia	1 000,00 €	5 050 m ³	0,20 €/m ³
P5		622,40 ml	3	200,00 €/dia	600,00 €	4 990 m ³	0,12 €/m ³

Comentário ao Quadro 75:

Neste quadro verificou-se que o valor de amortização cresce, a medida que aumenta os dias do trabalho, por isso a pega P2 e P4 apresenta o valor (€) mais alto (1 000,00 €), uma que os dias dos trabalhos são superiores (5 dias) que as restantes pegas. Por outro lado, a pega P3 apresenta o maior custo unitário (0,26 €/m³). Relembrando que a pega P5 não se executa esta operação os valores apresentados meramente informações para a estimativa teórica e os 3 dias ((622,4ml / 40m/h) =15,56h (7,5 horas de trabalho por dia)).

4.6.5. Carga, escorva e detonação (CED)

Mão de obra

Este trabalho é feito no momento da entrada de explosivos devido a questões de segurança, já que para armazenar estes materiais é necessário ter um paiol. Para isso a mão de obra precisa de um técnico com experiência profissional na área de desmonte com explosivo, assim como um ajudante que deve ter a carta de fogo. Para esse trabalho, o PTI do Engenheiro considerado foi de 16,61 €/h para 7,5 horas de trabalho efetivo por dia. Enquanto o PTI considerado para o ajudante foi 10,85 €/h para 8 horas de trabalho efetivo. Os seus resultados como se pode ver no Quadro 76.

Quadro 76. Os custos de mão de obra de carga, escorva e detonação.

Pega	Recursos	Horas	PTI	Valor	Volume	Custo unitário
P1	Engenheiro Arvorado/Chefe de Equipa/Capataz	7,5 h	16,61 €/h	124,58 €	2 829 m ³	0,044 €/m ³
P1		8,0 h	10,85 €/h	86,80 €	2 829 m ³	0,031 €/m ³
Total				211,38 €	2 829 m ³	0,075 €/m ³
P2	Engenheiro Arvorado/Chefe de Equipa/Capataz	7,5 h	16,61 €/h	124,58 €	4 777 m ³	0,026 €/m ³
P2		8,0 h	10,85 €/h	86,80 €	4 777 m ³	0,018 €/m ³
Total				211,38 €	4 777 m ³	0,044 €/m ³
P3	Engenheiro Arvorado/Chefe de Equipa/Capataz	7,5 h	16,61 €/h	124,58 €	3 040 m ³	0,041 €/m ³
P3		8,0 h	10,85 €/h	86,80 €	3 040 m ³	0,029 €/m ³
Total				211,38 €	3 040 m ³	0,070 €/m ³
P4	Engenheiro Arvorado/Chefe de Equipa/Capataz	7,5 h	16,61 €/h	124,58 €	5 050 m ³	0,025 €/m ³
P4		8,0 h	10,85 €/h	86,80 €	5 050 m ³	0,017 €/m ³
Total				211,38 €	5 050 m ³	0,042 €/m ³
P5	Engenheiro Arvorado/Chefe de Equipa/Capataz	7,5 h	16,61 €/h	124,58 €	4 990 m ³	0,025 €/m ³
P5		8,0 h	10,85 €/h	86,80 €	4 990 m ³	0,017 €/m ³
Total				211,38 €	4 990 m ³	0,042 €/m ³

Comentário ao Quadro 76:

No quadro pode observar que quanto maior o volume do material menor será o custo unitário tanto para o engenheiro como também para arvorado ou chefe da equipa. Isto no campo de trabalho depende também quantidade dos números de furos e dos explosivos determinam o rendimento do trabalho, para além das condições do local de trabalho (clima e temperatura) e a condição dos furos (desvio dos furos, presença da água).

Materiais de explosivos

O custo do explosivo começa pela taxa que é definida pelo valor 0,46 €/kg de explosivos. O custo unitário (€/m³) do explosivo (*Pulsar, Magnafrac, Ultrex*, etc) é definido pelo peso de explosivos em kg gastos vezes o seu custo, por volume do material desmontado, enquanto os acessórios de tiro (detonadores e ligadores) são definidos os seus custos totais dividido por volume da rocha desmontada. Ainda existe também o custo unitário (€/m³) de rastreabilidade que representa 1% do custo dos explosivos e acessórios pelo volume do material desmontado. O objetivo da rastreabilidade é o controlo dos explosivos para utilização civil conforme Decreto-Lei de Portugal nº 33/2013 de 27 de fevereiro. Os custos de explosivos e acessórios também variam consoante o fornecedor e o cliente, no caso em estudo, a empresa fornecedora de explosivos é a *ORICA*. O Quadro 77 demonstra os custos de materiais de explosivos.

Quadro 77. Os custos de materiais de explosivos.

Pega	Recursos	Peso/ Quantidade	PTI	Valor	Volume	Custo unitário
P1	Emulsão Pulsar e Magnafrac	1 375 kg		1 808,50 €	2 829 m ³	0,64 €/m ³
P1	Detonadores Eléctricos, detonadores não eléctricos e ligadores	86,00 uni		267,88 €	2 829 m ³	0,09 €/m ³
P1	Taxas PSP			632,50 €	2 829 m ³	0,22 €/m ³
P1	Rastreabilidade	1%	2 076,4 €	20,76 €	2 829 m ³	0,01 €/m ³
Total				2 729,64 €	2 829 m ³	0,96 €/m ³
P2	Emulsão Pulsar e Magnafrac	2 075 kg		2 723,75 €	4 777 m ³	0,57 €/m ³
P2	Detonadores Eléctricos, detonadores não eléctricos e ligadores	106,00 uni		346,98 €	4 777 m ³	0,07 €/m ³
P2	Taxas PSP			1 328,00 €	4 777 m ³	0,28 €/m ³
P2	Rastreabilidade	100%	3 070,7 €	30,71 €	4 777 m ³	0,01 €/m ³
Total				4 429,44 €	4 777 m ³	0,93 €/m ³
P3	Emulsão Pulsar e Magnafrac	1 400,00 kg		1 868,50 €	3 040 m ³	0,61 €/m ³
P3	Detonadores Eléctricos, detonadores não eléctricos e ligadores	122,00 uni		367,41 €	3 040 m ³	0,12 €/m ³
P3	Taxas PSP			644,00 €	3 040 m ³	0,21 €/m ³
P3	Rastreabilidade	1%	2 235,9 €	22,36 €	3 040 m ³	0,01 €/m ³
Total				2 902,27 €	3 040 m ³	0,95 €/m ³
P4	Emulsão Pulsar e Magnafrac	2 325 kg		3 057,75 €	5 050 m ³	0,61 €/m ³
P4	Detonadores Eléctricos, detonadores não eléctricos e ligadores	142,00 uni		453,86 €	5 050 m ³	0,09 €/m ³
P4	Taxas PSP			1 069,50 €	5 050 m ³	0,21 €/m ³
P4	Rastreabilidade	1%	3 511,6 €	35,12 €	5 050 m ³	0,01 €/m ³
Total				4 616,23 €	5 050 m ³	0,91 €/m ³
P5	Emulsão Ultrex e Powerpac	2 099 kg		2 540,51 €	4 990 m ³	0,51 €/m ³
P5	Detonadores Eléctricos, detonadores não eléctricos e ligadores	99,00 uni		384,83 €	4 990 m ³	0,08 €/m ³
P5	Taxas equivalente			965,54 €	4 990 m ³	0,19 €/m ³
P5	Rastreabilidade	1%	2 690,9 €	26,91 €	4 990 m ³	0,01 €/m ³
Total				3 920,13 €	4 990 m ³	0,79 €/m ³

Comentário ao Quadro 77:

Do mesmo diâmetro do explosivo sucessivamente o mais caro é o Pulsar, depois Ultrex, o Magnafrag a Powerpac é o mais barato, estes explosivos foram escolhidos consoante as características do maciço rochoso. O valor (€) apresentado consoante a quantidade dos explosivos utilizados em função dos números dos furos e do comprimento dos furos.

Neste quadro verificou-se que, a pega P4 apresenta os custos dos materiais de explosivos mais caros, pois apresenta a maior quantidade dos explosivos utilizados em função da quantidade dos furos, comprimento do furo.

Relembrando que os parâmetro definidos na pega P5 assumindo mais 30% para os custos de explosivos e acessórios, considerando como a taxa de importação, devido a ausência de fornecedor local dos produtos explosivos industriais. Enquanto a taxa equivalente é considerado igual como da taxa de PSP, assim como a rastreabilidade é considerado também nesta pega, uma vez que o controlo dos produtos explosivos é fundamental para garantia de segurança nacional.

4.6.6. Fragmentação secundária (martelo hidráulico)

O martelo hidráulico é muito utilizado na pedreira de Serdedelo, devido às características do maciço rochoso, sendo que os blocos obtidos no desmonte são superiores, o que implica a necessidade de reduzir a sua dimensão para estar adequada ao primário.

O martelo hidráulico também é utilizado na Pedreira de Fornelo, embora bastante menos. Neste trabalho o equipamento utilizado é o martelo hidráulico que está acoplado a uma giratória de modelo Komatsu 330. O PTI deste equipamento é 80 €/h. O custo da fragmentação secundária tem um peso representativo médio de 0,25 €/ton, assim sendo, no Quadro 78 pode se visualizar os custos desta operação.

O mesmo se aplica ao caso da Pedreira de Jonize. Neste caso, recorreu-se ao método de Kuz-Ram para encontrar os materiais graúdos, assim sendo, consegue-se estimar o material que será fragmentado recorrendo ao martelo hidráulico antes de entrar no primário, neste caso 2,8% dos materiais acima de 500 mm.

Quadro 78. Os custos da operação de perfuração com recurso de martelo.

Pega	Recursos	Horas	PTI	Valor	Volume	Custo unitário
P1	Martelo hidráulico - Komatsu 330	18 h	80,0 €/dia	1 440,0 €	2 829 m ³	0,509 €/m ³
P2	Martelo hidráulico - Komatsu 330	3 h	80,0 €/dia	240,0 €	4 777 m ³	0,050 €/m ³
P3	Martelo hidráulico - Komatsu 330	20 h	80,0 €/dia	1 600,0 €	3 040 m ³	0,526 €/m ³
P4	Martelo hidráulico - Komatsu 330	32 h	80,0 €/dia	2 560,0 €	5 050 m ³	0,507 €/m ³
P5	Martelo hidráulico - HITACHI ZX 210 F	1 h	80,0 €/dia	94,4 €	4 990 m ³	0,019 €/m ³

Comentário ao Quadro 78:

A pega P4 apresenta maior volume do material desmontado e a própria bancada apresenta melhor qualidade, assim sendo o material que vai para a fragmentação secundária é superior que as restantes pegas. As horas de trabalho nestas pegas são recolhidas no campo após terminar o trabalho de fragmentação secundária com o martelo hidráulico.

Relembrando que a pega P5 não se executa esta operação os valores apresentados meramente informações para a estimativa teórica, as horas do trabalho nesta pega é obtida através dos seguintes cálculos.

Dados:

% material graúdos (0,5m) =2,8%; densidade peridotito=2,7 ton/m³; volume= 4 515 m³; PTI=80 €/h.

Cálculos:

=4 515 m³ x 2,7 ton/m³=12 190,5 ton

=12 190,5 ton x 2,8%=341,33 ton

=341,33 ton x 0,25€/ton=85,33 €

=85,33 €/(80 €/h) =1 h

4.7. Comparação dos custos finais de cinco pegas

A técnica de desmonte com recursos a explosivos é escolhida quando não é rentável optar pela técnica de desmonte com meios mecânicos, devido ao aumento dos custos associados ao desmonte de um maciço de melhor qualidade. O Quadro 79, identifica o custo, em euros, das pegas enquanto o Quadro 81 identifica também os custos em percentagem. O quadro 80 refere qual o custo por metro cúbico desmontado de cada pega.

Após análise do Quadro 79 verifica-se que o volume total do material desmontado foi de 20 658 m³. Entre as seis operações de desmonte com recurso a explosivos: a operação carga, escorva e detonação são as mais caras, representando um custo de 19 121 € e a operação mais barata foi a operação de levantamento em bancada com um custo total de 322,50 €.

Quadro 79. O custo das cinco pegas.

Pega	Volume	Caracterização do maciço rochoso	Levantamento da bancada	Marcação da pega e acompanhamento técnico	Perfuração	Carga escorva e detonação	Martelo	Custo total por pega
P1	2 829 m ³	141,30 €	49,95 €	498,30 €	1 883,09 €	2 941,02 €	1 440,00 €	6 953,66 €
P2	4 777 m ³	150,60 €	52,80 €	872,03 €	3 271,52 €	4 267,31 €	240,00 €	8 854,26 €
P3	3 040 m ³	152,40 €	63,00 €	249,15 €	2 307,42 €	3 113,64 €	1 600,00 €	7 485,61 €
P4	5 050 m ³	166,80 €	90,45 €	373,73 €	3 011,24 €	4 827,60 €	2 560,00 €	11 029,82 €
P5	4 990 m ³	157,50 €	66,30 €	249,15 €	2 696,28 €	3 971,80 €	94,40 €	7 235,43 €
Total	20 685 m ³	768,60 €	322,50 €	2 242,35 €	13 169,55 €	19 121,37 €	5 934,40 €	41 558,77 €

Em relação ao custo (Quadro 79) verifica-se que a pega P4 apresenta um valor superior às restantes (11 029,82 €), seguindo-se da pega P2 (8 854,26 €), da pega P5 (7 235,43 €) e da pega P3 (7 485,61 €). A pega com um custo mais reduzido é a pega P1 que representa um custo total de 6 953,66 €.

No Quadro 80, a mais cara foi a operação de carga escorva e detonação (0,924 €/m³), sendo a mais barata a operação de levantamento em bancada (0,016 €/m³).

Quadro 80. Os custos unitários das cinco pegas.

Pega	Volume	Caracterização do maciço rochoso	Levantamento da bancada	Marcação da pega e acompanhamento técnico	Perfuração	Carga escorva e detonação	Martelo	Custo total por pega
P1	2 829 m ³	0,050 €/m ³	0,018 €/m ³	0,176 €/m ³	0,666 €/m ³	1,040 €/m ³	0,509 €/m ³	2,458 €/m³
P2	4 777 m ³	0,032 €/m ³	0,011 €/m ³	0,183 €/m ³	0,685 €/m ³	0,893 €/m ³	0,050 €/m ³	1,854 €/m³
P3	3 040 m ³	0,050 €/m ³	0,021 €/m ³	0,082 €/m ³	0,759 €/m ³	1,024 €/m ³	0,526 €/m ³	2,463 €/m³
P4	5 050 m ³	0,033 €/m ³	0,018 €/m ³	0,074 €/m ³	0,596 €/m ³	0,956 €/m ³	0,507 €/m ³	2,184 €/m³
P5	4 990 m ³	0,032 €/m ³	0,013 €/m ³	0,050 €/m ³	0,540 €/m ³	0,796 €/m ³	0,019 €/m ³	1,450 €/m³
Média	20 685 m³	0,037 €/m³	0,016 €/m³	0,108 €/m³	0,637 €/m³	0,924 €/m³	0,287 €/m³	2,009 €/m³

Em relação ao custo (Quadro 80) verifica-se que a pega P3 apresenta o custo unitário superior às restantes (2,463 €/m³), seguindo-se da pega P1 (2,458 €/m³), da pega P4 (2,184 €/m³) e a pega P2 (1,854 €/m³). A pega com o custo mais reduzido é a pega P5 que representa um custo unitário total de 1,450 €/m³.

Em relação à coluna no Quadro 81, verificou-se que no geral entre as seis operações: a operação carga, escorva e detonação representa a maior percentagem (46,0%), seguindo-se operação de perfuração (31,7%), pois a operação de martelo (14,3%), a operação da marcação de pega e acompanhamento técnico (5,4%), a operação de caracterização do maciço rochoso (1,8%) e a última que representa menor percentagem é a operação de levantamento em bancada (0,8%). Na Figura 125 está representado de forma esquemática, as operações ordenadas de forma descendente quanto ao seu custo.

Quadro 81. A percentagem representada das cinco pegas.

Pega	Volume (m ³)	Caracterização do maciço rochoso	Levantamento da bancada	Marcação da pega e acompanhamento técnico	Perfuração	Carga escorva e detonação	Martelo	Custo total por pega
P1	2 829 m ³	2,0%	0,7%	7,2%	27,1%	42,3%	20,7%	100,0%
P2	4 777 m ³	1,7%	0,6%	9,8%	36,9%	48,2%	2,7%	100,0%
P3	3 040 m ³	2,0%	0,8%	3,3%	30,8%	41,6%	21,4%	100,0%
P4	5 050 m ³	1,5%	0,8%	3,4%	27,3%	43,8%	23,2%	100,0%
P5	4 990 m ³	2,2%	0,9%	3,4%	37,3%	54,9%	1,3%	100,0%
Média	20 685 m³	1,8%	0,8%	5,4%	31,7%	46,0%	14,3%	100,0%

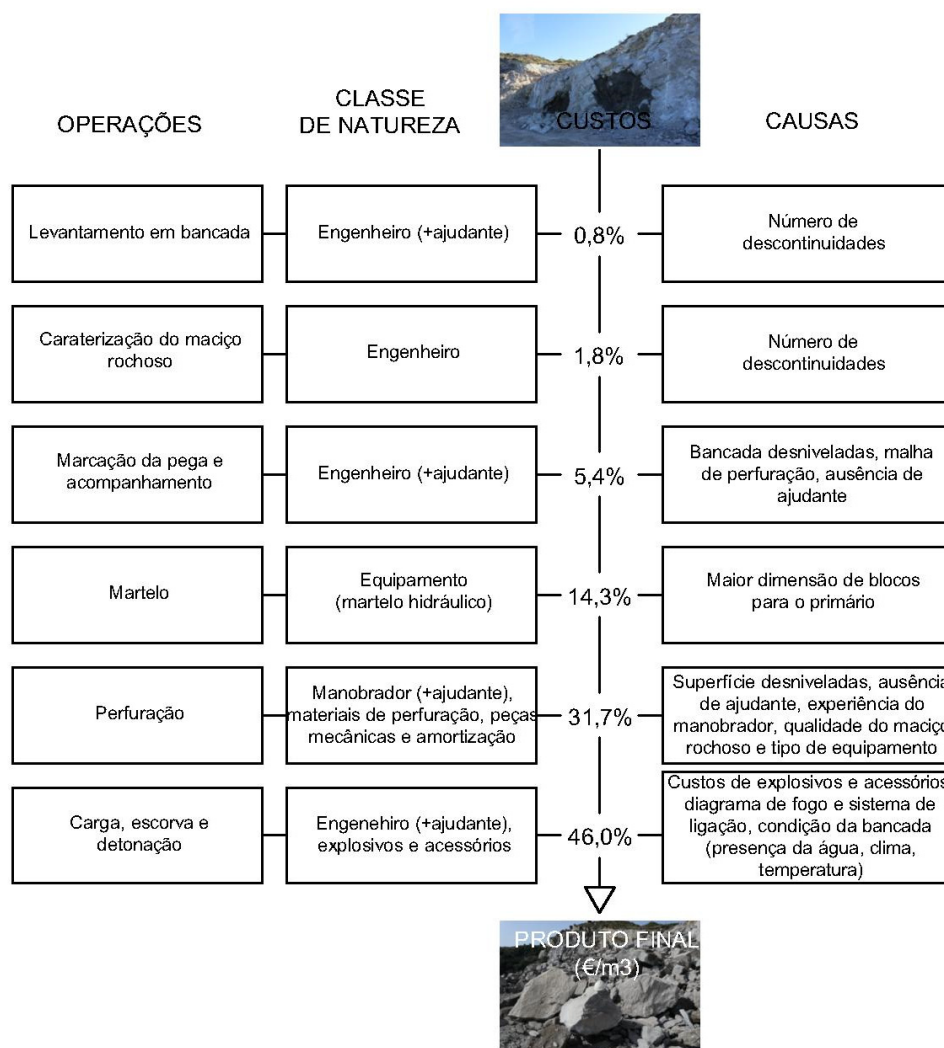


Figura 125. Representação esquemáticas da sequência das operações ordenadas pelo seu custo.

Nos quadros seguintes (Quadro 82, 84, 86, 88 e 90) representa-se o custo, custo unitário e a percentagem representada em cada pega de todas as operações.

No Quadro 82 representa-se a pega P1, para desmontar o volume do material 2 829 m³ o custo da pega é 6 954 € e o custo unitário é 2,458 €/m³.

Quadro 82. O custo, o custo unitário e a percentagem representada em cada pega nº 1.

Pega	Volume	Caracterização do maciço rochoso	Levantamento da bancada	Marcação da pega e acompanhamento técnico	Perfuração	Carga escorva e detonação	Martelo	Custo; CU; %
P1	2 829 m ³	141,30 €	49,95 €	498,30 €	1 883,09 €	2 941,02 €	1 440,00 €	6 953,66 €
P1	2 829 m ³	0,050 €/m ³	0,018 €/m ³	0,176 €/m ³	0,666 €/m ³	1,040 €/m ³	0,509 €/m ³	2,458 €/m ³
P1	2 829 m ³	2,0%	0,7%	7,2%	27,1%	42,3%	20,7%	100,0%

O custo desta pega corresponde às características geológicas, geotécnicas e geomecânicas do maciço rochoso da pega P1 apresentam-se no Quadro 83.

Quadro 83. Parâmetros do maciço rochoso e parâmetros do diagrama de fogo da pega nº 1.

Parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos					Parâmetros do diagrama de fogo						
W	F	JV	If	UCS	Nº furos	H	V	E	Secção	q	b
W2	F2	2,65 des/m ³	1,24 m	117 MPa	33	11,93m	2,5m	3m	7,50m ²	0,486kg/m ³	0,193 m/m ³

No Quadro 84 representa-se o volume do material 4 777 m³ o custo da pega é 6 8854€ e o custo unitário é 1,854 €/m³.

Quadro 84. O custo, o custo unitário e a percentagem representada em cada pega nº 2.

Pega	Volume	Caracterização do maciço rochoso	Levantamento da bancada	Marcação da pega e acompanhamento técnico	Perfuração	Carga escorva e detonação	Martelo	Custo; CU; %
P2	4 777 m ³	150,60 €	52,80 €	872,03 €	3 271,52 €	4 267,31 €	240,00 €	8 854,26 €
P2	4 777 m ³	0,032 €/m ³	0,011 €/m ³	0,183 €/m ³	0,685 €/m ³	0,893 €/m ³	0,050 €/m ³	1,854 €/m³
P2	4 777 m ³	1,7%	0,6%	9,8%	36,9%	48,2%	2,7%	100,0%

O custo desta pega corresponde às características geológicas, geotécnicas e geomecânicas do maciço rochoso da pega P2 apresentam-se no Quadro 85.

Quadro 85. Parâmetros do maciço rochoso e parâmetros do diagrama de fogo da pega nº 2.

Parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos					Parâmetros do diagrama de fogo						
W	F	JV	If	UCS	Nº furos	H	V	E	Secção	q	b
W2-3	F3	3,25 des/m ³	0,42 m	130 MPa	42	13,26m	2,7m	3,3m	8,91m ²	0,434kg/m ³	0,117m/m ³

No Quadro 86 representa-se o volume do material 3 040 m³ o custo da pega é 6 8854 € e o custo unitário é 2,463 €/m³.

Quadro 86. O custo, o custo unitário e a percentagem representada em cada pega nº 3.

Pega	Volume	Caracterização do maciço rochoso	Levantamento da bancada	Marcação da pega e acompanhamento técnico	Perfuração	Carga escorva e detonação	Martelo	Custo; CU; %
P3	3 040 m ³	152,40 €	63,00 €	249,15 €	2 307,42 €	3 113,64 €	1 600,00 €	7 485,61 €
P3	3 040 m ³	0,050 €/m ³	0,021 €/m ³	0,082 €/m ³	0,759 €/m ³	1,024 €/m ³	0,526 €/m ³	2,463 €/m³
P3	3 040 m ³	2,0%	0,8%	3,3%	30,8%	41,6%	21,4%	100,0%

O custo desta pega corresponde às características geológicas, geotécnicas e geomecânicas do maciço rochoso da pega P3 apresentam-se no Quadro 87.

Quadro 87. Parâmetros do maciço rochoso e parâmetros do diagrama de fogo da pega nº 3.

Parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos					Parâmetros do diagrama de fogo						
W	F	JV	If	UCS	Nº furos	H	V	E	Secção	q	b
W1-2	F2	2,42 des/m ³	0,68 m	125 MPa	42	10,15m	2,5m	3m	7,5m ²	0,461kg/m ³	0,140m/m ³

No Quadro 88 representa-se o volume do material 5 050m³ o custo da pega é 6 8854 € e o custo unitário é 2,184 €/m³.

Quadro 88. O custo, o custo unitário e a percentagem representada em cada pega nº 4.

Pega	Volume	Caracterização do maciço rochoso	Levantamento da bancada	Marcação da pega e acompanhamento técnico	Perfuração	Carga escorva e detonação	Martelo	Custo; CU; %
P4	5 050 m ³	166,80 €	90,45 €	373,73 €	3 011,24 €	4 827,60 €	2 560,00 €	11 029,82 €
P4	5 050 m ³	0,033 €/m ³	0,018 €/m ³	0,074 €/m ³	0,596 €/m ³	0,956 €/m ³	0,507 €/m ³	2,184 €/m³
P4	5 050 m ³	1,5%	0,8%	3,4%	27,3%	43,8%	23,2%	100,0%

O custo desta pega corresponde às características geológicas, geotécnicas e geomecânicas do maciço rochoso da pega P4 apresentam-se no Quadro 89.

Quadro 89. Parâmetros do maciço rochoso e parâmetros do diagrama de fogo da pega nº 4.

Parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos					Parâmetros do diagrama de fogo						
W	F	JV	If	UCS	Nº furos	H	V	E	Secção	q	b
W1	F2; F3	5,72 des/m ³	0,58 m	138 MPa	54	12,97m	2,5m	3m	7,5m ²	0,460kg/m ³	0,139m/m ³

No Quadro 90 representa-se o volume do material 4 990 m³ o custo da pega é 7 235 € e o custo unitário é 2,184 €/m³.

Quadro 90. O custo, o custo unitário e a percentagem representada em cada pega nº 5.

Pega	Volume	Caracterização do maciço rochoso	Levantamento da bancada	Marcação da pega e acompanhamento técnico	Perfuração	Carga escorva e detonação	Martelo	Custo; CU; %
P5	4 990 m ³	157,50 €	66,30 €	249,15 €	2 696,28 €	3 971,80 €	94,40 €	7 235,43 €
P5	4 990 m ³	0,032 €/m ³	0,013 €/m ³	0,050 €/m ³	0,540 €/m ³	0,796 €/m ³	0,019 €/m ³	1,450 €/m³
P5	4 990 m ³	2,2%	0,9%	3,4%	37,3%	54,9%	1,3%	100,0%

O custo desta pega corresponde às características geológicas, geotécnicas e geomecânicas do maciço rochoso da pega P5 apresentam-se no Quadro 91.

Quadro 91. Parâmetros do maciço rochoso e parâmetros do diagrama de fogo da pega nº 5.

Parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos					Parâmetros do diagrama de fogo						
W	F	JV	If	UCS	Nº furos	H	V	E	Secção	q	b
W2	F3	14,21 des/m ³	0,53 m	70-100MPa	43	15,56 m	2,7m	3,30m	8,91m ²	0,351kg/m ³	0,125m/m ³

Ao analisar o Quadro 92 verifica-se que a pega P3 apresenta o custo unitário superior às restantes (2,463 €/m³), seguindo-se da pega P1 (2,458 €/m³), da pega P4 (2,184 €/m³) e a pega P2 (1,854 €/m³). A pega com o custo mais reduzido é a pega P5 que representa um custo unitário total de 1,450 €/m³. Os custos das pegas são diferentes devido às características do maciço rochoso (Quadro 92), logo conclui-se que o maciço da pega P3 têm melhor qualidade sucessivamente à qualidade fraca desde a pega P1, P4, P2 e P5, sabendo que a qualidade do maciço rochoso tem impacto no dimensionamento do diagrama de fogo.

Quadro 92. Quadro do resumo dos parâmetros do dimensionamento do desmonte com recursos a explosivos e os custos unitários por pegas.

Parâmetros	Pega 1	Pega 2	Pega 3	Pega 4	Pega 5
Grau de alteração (W)	W2	W2-3	W1-2	W1	W2
Grau de fracturação (F)	F2	F3	F2	F2; F3	F3
Índice volumétrico das desc. (Jv)	2,65 des/m ³	3,25 des/m ³	2,42 des/m ³	5,72 des/m ³	14,21 des/m ³
Índice de espaçamento das desc. (If)	1,24	0,42	0,68	0,58	0,53
Resistência à compressão uniaxial (UCS)	117 MPa	130 MPa	125 MPa	138 MPa	-
Bancada nº	7	4	6	5	1
Nº furos	33	42	42	54	43
Comprimento do furo (H)	11,93 m	13,26 m	10,15 m	12,97 m	15,56 m
Distância à frente (V)	2,50 m	2,70 m	2,50 m	2,50 m	2,70 m
Espaçamento (E)	3,00 m	3,30 m	3,00 m	3,00 m	3,30 m
Secção da pega	7,50 m ²	8,91 m ²	7,50 m ²	7,50 m ²	8,91 m ²
Carga específica (q)	0,486 kg/m ³	0,434 kg/m ³	0,461 kg/m ³	0,460 kg/m ³	0,387 kg/m ³
Perfuração específica (b)	0,139 m/m ³	0,117 m/m ³	0,140 m/m ³	0,139 m/m ³	0,148 m/m ³
Custo total por pega	6 953,66 €	8 854,26 €	7 485,61 €	11 029,82 €	7 235,43 €
Custo unitário por pega	2,458 €/m ³	1,854 €/m ³	2,463 €/m ³	2,184 €/m ³	1,450 €/m ³

Para a analisar o ábaco de Pettifer & Fookes (1994) revisto por Galiza et al. (2011,a,b) (Figura 126), elaborou-se o Quadro 93 em que se apresenta todos os parâmetros do maciço.

Quadro 93. Parâmetros para analisar a escavabilidade (Pettifer & Fookes, 1994) do maciço rochoso da com os custos unitários das pegas P1, P2, P3, P4 e P5.

Parâmetros	Pega 1	Pega 2	Pega 3	Pega 4	Pega 5
Grau de alteração (W)	W2	W2-3	W1-2	W1	W2
Grau de fracturação (F)	F2	F3	F2	F2; F3	F3
Índice volumétrico das desc. (Jv)	2,65 des/m ³	3,25 des/m ³	2,42 des/m ³	5,72 des/m ³	14,21 des/m ³
Índice de espaçamento das desc. (If)	1,24	0,42	0,68	0,58	0,53
Resistência à compressão uniaxial (UCS)	117 MPa	130 MPa	125 MPa	138 MPa	70-100 MPa
Custo unitário por pega	2,458 €/m ³	1,854 €/m ³	2,463 €/m ³	2,184 €/m ³	1,450 €/m ³

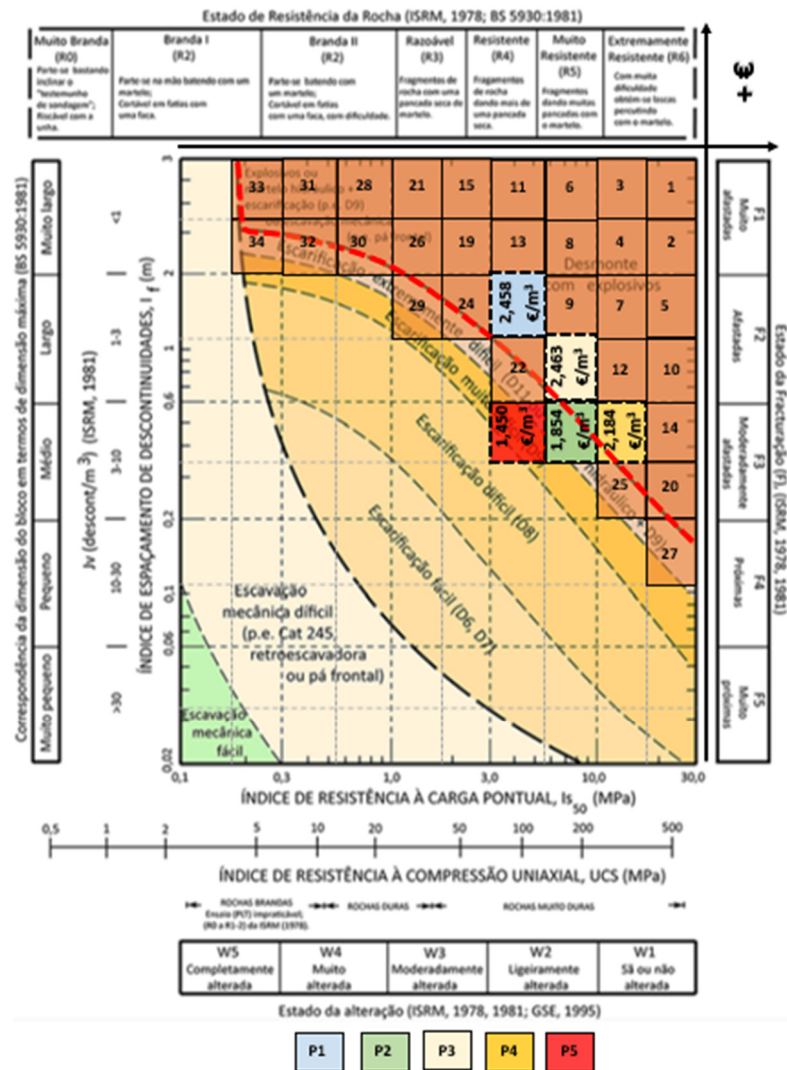


Figura 126. Os resultados dos custos de desmonte com recursos a explosivos, a partir de análise dos parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos conforme o ábaco de Pettifer & Fookes (1994) revisto por Galiza et al. (2011a,b).

A Figura 126 demonstra várias técnicas de escavação em função da escavabilidade. Entretanto os cinco pegas encontram-se inseridas na grelha sobreposta ao ábaco, numeradas e com o respetivo custo euros/m³. Assim sendo, os custos unitários de mais caro para o mais barato

respetivamente, P3 (2,463 €/m³), P1 (2,458 €/m³), P4 (2,184 €/m³), P2 (1,854 €/m³) e P5 (1,450 €/m³).

Apesar do maciço que foi possível caracterizar na Pedreira de Jonize, estar classificado quanto à escavabilidade como escarificável, foi dimensionada e calculado o custo para um desmonte com recurso a explosivos, isto porque entendemos que existe maciço, em profundidade, mais competente e de melhor qualidade, que apenas não é desmontado porque os meios mecânicos disponíveis não têm essa capacidade. A solução do desmonte com explosivos, poderá, para além de baixar o custo da escavação, permitir à pedreira, aceder a uma material rocha muito mais competente com o qual poderá produzir agregados de melhor qualidade e desempenho nas obras onde for aplicado.

Na Pedreira de Jonize utilizou-se equipamento HITACHI ZX 210F (capacidade de balde 0,6 m³). Este equipamento realiza um trabalho de 15 dias/mês, cuja horas normais do trabalho são 8h/dia, em que ainda se divide em horas à disposição, reparação e manutenção, e as horas onde efetivamente o equipamento executa o seu trabalho como se pode ver no Quadro 94.

Quadro 94. Horas do trabalho do equipamento de escavação da Pedreira de Jonize.

HITACHI ZX 210 F (Capacidade de balde 0,6 m³)	
Horas normais de trabalho	8,0 h (100%)
Horas à disposição, reparação e manutenção	3,5 h (44%)
Horas de trabalho a carregar	2,5 h (31%)
Horas de trabalho efetivo de escavação	2,0 h (25%)

No Quadro 95 indica-se a produção do ano de 2015 a 2017, onde a área de produção entre 40 m²/mês a 44 m²/mês.

Quadro 95. Produção explorado “peridotite” com os meios mecânicos na Pedreira de Jonize.

Período de produção	Volume	Produção/dia	Produção/mês	Produção/ano
07/2015 - 06/2016	200 m ³	36,00 ton	540,00 ton	6 480,00 ton
07/2016 - 04/2017	220 m ³	39,60 ton	594,00 ton	5 940,00 ton

Para definir o rendimento desse trabalho na produção/dia dos períodos referidos no Quadro 95, apenas foram consideradas as horas de trabalho efetivo de escavação, que nos permitem chegar a um rendimento de 18,90 ton/h. Posteriormente foi definido o custo do trabalho de escavação com meios mecânicos (Quadro 96).

Quadro 96. O custo final do trabalho de escavação com meios mecânicos.

PTI	40 €/h
Custo final	3,39 €/m ³
	2,12 €/ton

Conforme a Figura 126, o custo unitário da pega P5 é estimado em 1,450 €/m³, que por sua vez, comparando com os custos da técnica de escavação com meios mecânicos, (3,39€/m³) (Quadro 96), é substancialmente mais económico o desmonte com explosivos.

(página propositadamente em branco)



A perspectiva das bancadas na parte SW da Pedreira de Jonize (Beduku, Tibar, Díli, Timor-Leste).

Capítulo V

Conclusões

(página propositadamente em branco)

5. Conclusões

Em Timor-Leste, por vários motivos que não de índole técnica, não são utilizados explosivos no desmonte de rocha para a produção de agregados para a construção civil. Por conseguinte, a escavação dos maciços rochosos é feita apenas com recurso a meios mecânicos, o que limita o desenvolvimento da escavação quando a mesma intercepta um maciço mais competente e, conseqüentemente, com menor escavabilidade. Para além da questão técnico-económica que distingue as diferentes metodologias de escavação (mecânica vs. desmonte com explosivos), no caso de Timor-Leste acaba por limitar a qualidade dos agregados produzidos, uma vez que a qualidade do maciço escavado com meios mecânicos é menor.

O principal objetivo deste trabalho foi, com base na caracterização de escavabilidade da rocha desmontada em quatro pegas de fogo (uma na Pedreira de Fornelo em Vila do Conde e três na Pedreira de Serdedelo em Ponte de Lima) projetar uma pega de fogo em Timor-Leste, na Pedreira de Jonize, e avaliar o custo de escavação mecânica quando comparado com o custo do desmonte com explosivos, nas pegas monitorizadas e na pega projetada para Timor-Leste.

- Na prática confirma-se que na caracterização geológico-geotécnicas do maciço rochoso (material-rocha e as descontinuidades), aplicando a técnica de amostragem linear, o número das amostras das descontinuidades recolhidas nas bancadas em estudo foram algo limitadas. Porém, o número das famílias das descontinuidades representadas para analisar a área das pegas em estudo é suficiente, bem como os parâmetros geomecânicos.
- No dimensionamento da bancada confirma-se que a geometria das bancadas não é linear, em relação ao espaçamento do furo, destacando o facto de os furos da primeira fiada variarem muitas vezes, pois, as cristas de talude são irregulares e o mesmo acontece para os pés de talude. O comprimento do furo também altera de acordo com as cotas da bancada em relação à superfície e à soleira. Portanto, no dimensionamento do diagrama de fogo, a carga de coluna é diferente de furo a furo, enquanto a carga do fundo mantém-se constante, pois, essa carga funciona como corte do maciço rochoso, dado que este exige uma energia suficiente para que possa suceder. As outras circunstâncias que podem ter influência, nomeadamente a presença da água nos furos e o desmoronamento dos detritos, ou o maciço seco com os cristais dos minerais afiados no fundo ou nas paredes do furo podem rasgar o próprio explosivo, ou os desvios dos furos, ou a abertura das descontinuidades nas paredes dos furos são maiores que o diâmetro do furo, logo estes fatores também contribuem para a diversificação da quantidade da carga por furo.

Na hora de execução do desmonte observa-se que, desde a entrada de explosivos no recinto

das pedreiras, a lei estabelece um sistema de identificação e rastreabilidade dos explosivos para uso civil, os quais impõem uma verificação rigorosa de explosivos e os respetivos acessórios, pois isto garante a segurança nacional do país e funciona como um controlo e/ou responsabilidade mútua entre a empresa do sector dos explosivos/distribuidor e engenheiro responsável pelo desmonte (Decreto-Lei n.º 33/2013 de 27 de fevereiro de Portugal). Assim, na implementação do explosivo no terreno são indigitadas pessoas responsáveis “técnico de desmonte”, e a lei, no artigo 36 do Despacho Conjunto n.º 1 /2017 de Timor-Leste, permite a vistoria pela entidade responsável, tal como PNTL. Para além disto, a idoneidade de um técnico permite ou garante um desmonte mais seguro, como por exemplo a regra de três olhos, permite uma verificação três vezes por diferentes técnicos antes de iniciar o desmonte, com o objetivo verificar cautelosamente o sistema de ligação entre os detonadores e ligadores, isto garante ou elimina o falhanço da detonação.

O objetivo específico deste trabalho é determinar os custos da operação de desmonte com recursos a explosivos, seguindo os seus custos unitários (€/m³) da cada pega e, por último a comparação dos custos de desmonte com meios mecânicos e recursos a explosivos da pega P5.

- Após conclusão deste estudo, pudemos verificar que a operação com o custo mais elevado foi a carga escorva e detonação (incluindo explosivo) que representa 46 % (19 121 €; 0,924€/m³) de todas as operações. A operação mais com o custo mais reduzida foi o levantamento em bancada, que representa 0,8% (323 €; 0,016 €/m³). Na Figura 125 está representado de forma esquemática, as operações ordenadas de forma descendente quanto ao seu custo.
- Com a técnica de amostragem linear e martelo Schmidt (martelo geólogo) utilizados neste estudo, conseguiu-se obter vários os parâmetros que influenciam diretamente a escavabilidade do maciço rochoso, tais como, o grau de alteração (W), grau de fracturação (F), classe de resistências (R, UCS), índice volumétrico (Jv) e índice de espaçamento das descontinuidades (If) que consta no ábaco de Pettifer & Fookes (1994) revisto por Galiza et al. (2011a,b). Para tal a pega P3 demonstra a melhor qualidade (W1-2; F2; Jv=2,42 des/m³; If=0,68 m; 125 MPa), a pior foi a pega P5 (W2; F3; Jv=14,21 des/m³; If=0,53 m; 70-100 MPa). Posteriormente conseguiu-se determinar os custos de desmonte com recursos explosivos. A pega P3 foi a que teve o custo mais elevado (2,463 €/m³), a pega P2 foi a que teve o custo mais baixo (1,584 €/m³). Para a pega projetada para Timor-Leste (P5), o custo previsto do desmonte foi de 1,450€/m³.
- O resultado da pega P5, os parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos definidos conforme o ábaco de Pettifer & Fookes (1994) revisto por Galiza et al. (2011a,b) (Figura 126) encontra-se fora da aplicação da técnica de desmonte com recurso a explosivos, mas

conforme a observação no terreno abaixo da cota da bancada estudada poder-se-ia encontrar um maciço resistente, sendo que a zona em estudo foi o local onde conforme a história de *escavabilidade* tinha imensas dificuldades de escarificar. Assim sendo há possibilidade para avançar a técnica de desmonte com recursos a explosivos. Sob o ponto de vista económico a, relativamente à Pedreira de Jonize, estima-se que os custos de desmonte com o recurso a explosivos é mais barato (1,450 €/m³) em comparação com o desmonte com os meios mecânicos (3,39 €/m³). Com base nos resultados indicados considera-se que os trabalhos com o recurso a explosivos fornecem mais vantagem que o método mecânico (vantagem de custos em relação ao volume do material adquirido). No ponto de vista técnico, conseguiu-se extrair o material de alta qualidade em termos de resistência. Para além disso, a área da mina desta Pedreira é 4,82 hectares, apenas 50% já tinha sido extraído desde 2001 a 2016 com meios mecânicos. No ponto de vista logístico, a produção máxima por ano 6 480 toneladas “material desmontado pelos meios mecânicos”, ou com o desmonte com recursos a explosivos conseguiu-se extrair 13 473 t/pega para um volume do material 4 990 m³ e isto poder-se-ia tornar um constrangimento para a importação dos materiais explosivos, pois o custo da importação do material explosivo fica mais caro quando a quantidade da compra é menor. Por isso, para este tipo de trabalho com esta dimensão é necessário no futuro estabelecer uma empresa, ou fornecedor dos produtos explosivos nacionais para que o valor destes produtos sejam mais acessíveis.

Perspetivas futuras

- É aconselhável executar os ensaios no laboratório para a confirmação das características geomecânicas, nomeadamente a resistência à compressão uniaxial (UCS). Destacando em Timor-Leste encontram-se dificuldades de arranjar o martelo de Schmidt pelo que se utiliza o martelo de geólogo, sabendo que análise dos dados foram feitas conforme ISRM (1978), ainda é necessário recorrer os ensaios laboratoriais para garantir os resultados mais confiáveis.
- Os resultados demonstrados no ábaco de Pettifer & Fookes (1994) actualizado por Galiza et al. (2011a,b) sendo ainda necessário encontrar mais maciço que poderia cobrir de todos os pontos, neste caso os resultados são muitos concentrados. Por isso, os futuros trabalhos deveriam analisar os maciços que têm qualidade superior ou igual que os das pegas 1, 2, 3, 4, e 5.
- Uma vez representados e bem distribuídos os valores obtidos, no ábaco de Pettifer & Fookes (1994), poder-se-ia recorrer ao método de Krigagem e, desse modo, obter uma

análise de distribuição espacial mais confiável para todos os pontos que não foram ainda preenchidos.

Por fim, ter um conhecimento prévio da operação de desmonte com substâncias explosivas é imprescindível quando se pretende otimizar os custos da extração da rocha, pois em virtude da má execução podem resultar custos desnecessários na realização das operações subsequentes (desmonte secundário, carregamento e transporte e a britagem). Este trabalho é determinante para uma avaliação prévia dos custos da operação de desmonte com recurso a explosivos, sendo que o técnico poderia adaptar uma solução otimizada, em termos económicos, obviamente em termos técnicos como abordar o diagrama de fogo e gestão do tempo e recursos utilizados no trabalho.

Referências Bibliográficas

Abbaspour, H., Drebenstedt, C., Badroddin, M., Maghaminik, A. (2018). Optimized design of drilling and blasting operations in open pit mines under technical and economic uncertainties by system dynamic modelling. *International Journal of Mining Science and Technology* 28:839–848.

Adebayo, B., Mutandwa, B. (2015). Correlation of blast-hole deviation and area of block with fragment size and fragmentation cost. *International Research Journal of Engineering and Technology*, 02: 402-406.

Administração Interna. Decreto-Lei N.º 9/2017. Diário da República – I Série N.º 7 – 10 de janeiro de 2017. (*Estabelece requisitos na colocação no mercado de explosivos e munições e transpõe a Diretiva N.º 2014/28/EU*).

Afeni, T. B., (2009). Optimization of drilling and blasting operations in an open pit mine: the SOMAIR experience. *Mining Science and Technology*, 19:736-739.

Aydin, A. (2009). ISRM suggested method for determination of the Schmidt hammer rebound hardness: revised version. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, p. 627–634.

Aydin, A., Basu, A. (2005). The *Schmidt* hammer in rock material characterization. *Engineering Geology*, 41:11–14.

Bacci, D., Landim, P., Eston, S. (2006). Aspetos e impactos ambientais de pedreira em área urbana. *REM: R. Esc. Minas, Ouro Preto*, 59(1): 47-54.

Bernardo, P. (2014b). Os Detonadores Eletrônicos no Contexto das Obras de Escavação Mineira. XI Jornadas Técnicas de ANIET. *Portugal Mineral*, 8: 33-35.

Bernardo, P. M., Vidal, N. T. (2005). Metodologia para a prevenção de danos e controle ambiental de vibrações causadas por detonações em maciços rochosos. XV Encontro Nacional do Colégio de Engenharia Geológica e de Minas da Ordem dos Engenheiros, Ponta Delgada. p. 1-14.

Bernardo, P., (2014a). Análise comparativa das substâncias explosivas, mais usadas em desmontes de rocha. Para 3º curso sobre avanços tecnológicos no desmonte de rochas com explosivos em minas e obras civis - Belo Horizonte, p. 1-16.

Bernardo, P., Negreira, F. (2015). A Delay timing between explosive charges as a new parameter to predict and control vibrations. In: R. Farnfield et al. (eds), *European Federation of Explosives Engineers. Lyon Conference Proceedings*, 251-261 p.

Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. Interscience, John Wiley & Sons, New York, 272 p.

Bozic, B. (1998). Control of Fragmentation by Blasting. *Rudarsko-geoloiko-nafini zbornik*, 10:49-57.

CFCCF [Committee on Fracture Characterization and Fluid Flow] (1996). *Rock fractures and fluid flow: contemporary understanding and applications*. National Research Council, National Academy Press, 568 p.

Chaminé, H.I., Afonso, M.J., Teixeira, J., Ramos, L., Fonseca, L., Pinheiro, R., Galiza, A.C. (2013). Using engineering geosciences mapping and GIS-based tools for georesources management: lessons learned from rock quarrying. *European Geologist Journal*, 36:27-33.

Chaminé, H.I. (2016). Técnicas de amostragem em estudos de maciços rochosos fracturados: importância na prática da geologia estrutural, geociências de engenharia e mecânica das rochas. In: H.I. Chaminé, M.J. Afonso, A.C. Galiza (eds.), Eduardo Gomes (1931-2008): Engenheiro, Docente, Empreendedor - Uma Homenagem. Coleção LABCARGA-Geo|2, Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada & Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto, Porto. p. 297-343.

Chaminé, H.I., Afonso M.J., Ramos L. & Pinheiro R. (2015). Scanline sampling techniques for rock engineering surveys: insights from intrinsic geologic variability and uncertainty. In: Giordan D., Thuro K., Carranza-Torres C., Wu F., Marinos P., Delgado C. (eds.), Engineering Geology for Society and Territory – Applied Geology for Major Engineering Projects, IAEG, Springer, 6:357-361.

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

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

Cunningham, C.V. (2005). The Kuz-Ram Fragmentation Model: 20 Years on. European Federation of Explosive Engineers, Brighton.

Deere, D.U. (1963). Technical description of rock cores for engineering purposes. Felsmechanik und Ingenieurgeologie, 1(1):16–22.

Deere, D. U., Deere, D. W. (1988). The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice. In: Rock Classification Systems for Engineering Purposes, ASTM STP 984, Louis Kirkaldie, Ed., American Society for Testing and Materials, Philadelphia, 91-101 p.

Despacho Conjunto N.º 1/2017, 2.ª série – N.º 35A – 31 de agosto de 2017. (Condições Específicas para Importação, Transporte, Armazenamento e Utilização de Produtos Explosivos para a Construção do Porto de Tibar).

Dick, B. R. A., Fletcher, L. R., Andrea, D. V. D. (1983). Explosives and Blasting Procedures Manual. US Department of Interior, Office of Surface Mining Reclamation and Enforcement, 100 p.

Dinis da Gama, C. (1998). Ruídos e vibrações ligados à utilização dos explosivos e equipamentos. Comunicações do 1º Seminário de Auditorias Ambientais Internas. IGM. Portugal.

Diploma Ministerial N.º 1/2008, Jornal da República, 1.ª série – N.º 1 – 30 de julho de 2008. (Regras específicas sobre o licenciamento das atividades extrativas (minas e pedreiras) de massas minerais, e sua exploração de natureza e escala industriais).

Diploma Ministerial N.º 64/2016, 1.ª série – N.º 44 – 16 de novembro de 2016. (Regras Específicas de Licenciamento de Atividades de Exploração Mineira).

Fonseca, L., Ramos, L., Galiza, A.C., Chaminé, H.I. (2010). Avaliação geomecânica de maciços rochosos fracturados e as tecnologias de perfuração: consequências técnico-económicas. In: A. Gomes Correia et al. (eds), Actas do 12 Congresso Nacional de Geotecnia (Geotecnia e Desenvolvimento Sustentável), SPG/UM, Guimarães. p. 279-288.

Franklin, J.A., Broc, E., Walton, G. (1971). Logging the mechanical character of rock. Tran. Inst. Min. Metall., 80: A1-A9.

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

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

Galiza, A.C., Ramos, L., Fonseca, L., Chaminé, H.I. (2011c). Geomechanical control of jointed rock mass blasting by aligned drilling. In: R. Holmberg (ed.), *Lisbon Conference Proceedings 2011, EFEE – European Federation of Explosives Engineers*, p. 271-280.

Góis J.C., Vieira A., Galiza A.C., Bernardo P., Gomes C., Chaminé H.I. (2012). Manual do operador de produtos explosivos. Associação Portuguesa de Estudos e Engenharia de Explosivos / Associação Nacional da Indústria Extractiva e Transformadora, Portugal. 169 p.

Gurocak, Z., Kilic, R. (2005). Effect of weathering on the geomechanical properties of the Miocene basalts in Malatya, Eastern Turkey. *Bulletin of Engineering Geology and Environment*, 64: 373–381.

Heiniö, (1999). *Rock excavation handbook for civil engineering*. Sandvik Tamrock Publisher, Sweden. 363 p.

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

Hoek, E., Marinos, P., Benissi, M. (1998). Applicability of the geological strength index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses: the case of the Athens schist formation. *Bulletin of Engineering Geology and Environment*, 57(2):151–160.

Hudson, J. A., Harrison, J. P. (1997). *Engineering rock mechanics: an introduction to principle*. 1st Edition. Elsevier Science Ltd Publisher. 456 p.

ISRM – International Society for Rock Mechanics (1978). Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 15(6): 319-368.

ISRM – International Society for Rock Mechanics (1981). Basic geotechnical description of rock masses. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 18:85-110.

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

ISRM – International Society for Rock Mechanics (2015). The ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring: 2007-2014. In: Ulusay, R. (ed.), *suggested methods prepared by the Commission on Testing Methods, ISRM*. Springer, Berlin, 293 p.

Jimeno, C. L., Jimeno, E. L., Carcedo, F. J. A., De Ramiro, Y. V. (1995). *Drilling and blasting of rocks*. Geo-Mining Technological Institute of Spain, Madrid pp. 345-351.

Kaya, A., Bulut, F., Alemdağ, S. (2011). Applicability of excavability classification systems in underground excavations: a case study. *Scientific Research and Essays*, 6(25): 5331-5341.

Konya, A., Konya, C. J. (2019). Selection of borehole diameter for optimizing fragmentation. *RockProducts*. 38 p. [www.rockproducts.com]

Langefors, U., Kihlström, B. (1963). *The modern technique of rock blasting*. 2nd Edition. Almqvist & Wiksells/Gebbers Förlag, Stockholm, Sweden. 410 p.

Marinos, P., Hoek, E. (2000). GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In: Proceedings GeoEng2000 international conference on geotechnical and geological engineering. Technomic publishers, Lancaster, pp 1422–1446.

Ministério da Economia e da Inovação. Decreto-Lei N.º 340/2007. Diário da República – I Série N.º 197 – 12 de outubro de 2007. (*Alteração ao Decreto-Lei N.º 270/2001, de 6 de outubro*).

Nenuwa, O.B., Jimoh, B.O. (2014). Cost implication of explosive consumption in selected quarries in Ondo and Ekiti State. *International Journal of Engineering and Technology*, 4(7):402-409.

NP 2074:2015. Avaliação da influência de vibrações impulsivas em estruturas. Instituto Português da Qualidade. Portugal.

Orgânica do Ministério do Petróleo e Recursos Minerais. Decreto-Lei N.º 16/2016. *Jornal da República – I Série N.º 24 – 22 de junho de 2016*.

Orgânica do Ministério do Petróleo e Recursos Minerais. Decreto-Lei N.º 16/2016. *Jornal da República – I Série N.º 24 – 22 de junho de 2016*.

Orgânica do Ministério Interior. Decreto-Lei N.º 35/2016. *Jornal da República – I Série N.º 35 – 16 de setembro de 2016*.

Orgânica do Ministério Interior. Decreto-Lei N.º 35/2016. *Jornal da República – I Série N.º 35 – 16 de setembro de 2016*.

Palmström, A. (2005). Measurements of and correlations between block size and rock quality designation (RQD). *Tunnels and Underground Space Technology*, 20: 326-377.

Peacock, D.C.P., Harris, S.D., Mauldon, M. (2003). Use of curved scanlines and boreholes to predict fracture frequencies. *Journal of Structural Geology*, 25: 109-119.

Pedrosa, M.Y. 1999. Notícia Explicativa da Carta Hidrogeológica de Portugal, escala 1:200 000, Folha 1, Instituto Geológico e Mineiro, Lisboa.

Pereira, E. 1992. Notícia Explicativa da Carta Geológica de Portugal, escala 1/200.000, Folha 1. Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa.

Pettifer, G.S., Fookes, P.G. (1994). A revision of the graphical method for assessing the excavability of rock. *Quarterly Journal of Engineering Geology*, 27: 145-164.

Priest, S.D. (1993). *Discontinuity analysis for rock engineering*. Chapman and Hall, London, 473 p.

Regime Jurídico da Parceria Público Privada para o Porto de Tibar. Decreto-Lei n.º 43 /2015. *Jornal da República – I Série N.º 43 – 28 de dezembro de 2015*.

Saliu, M.A., Ajaka, E.O., Ohere, S.A. (2017). The Effect of Drilling and Charging Design on Cost of Blasting in Some Selected Rocks in Nigeria. *International Journal of Engineering and Applied Sciences (IJEAS)*. ISSN: 2394-3661, Volume-4, Issue-11, 65-71 p.

Singh, B. & Goel, K. R (2011). *Engineering rock mass classification: tunneling, foundations, and landslides*. Elsevier Science Ltd Publisher, New York, USA. 384 p.

Taherkhani, H., Doostmohammadi, R. (2016). Investigation of geotechnical parameters effect on open pit mining operation cost (case study: Angouran Mine). *Arch. Min. Sci.* 61 (1), 169-182.

Tosun, A., Konak, G. (2015). Determination of specific charge minimizing total unit cost of open pit quarry blasting operations. *Arabian Journal of Geosciences*: 8:6409–6423.

Tsiambaos, G., Saroglou, H. (2010). Excavability assessment of rock masses using the Geological Strength Index (GSI). *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 69:13–27.

Vallejo, L. G. & Ferrer M. (2011). *Geological Engineering*. CRC Press Publisher, London. 671 p.

Zhang, Z. (2016). Rock fracture and blasting: theory and applications. Butterworth-Heinemann Publisher, Taschenbuch. 528 p.

❖ **Relatórios técnicos e/ou técnico-científico inéditos e textos pedagógicos (policopiados)**

ANPM. (2018). Jonize Geologic Map. Díli: Autoridade Nacional Do Petróleo e Minerais.

Duarte S., 2017. Investigações geotécnicas em taludes rochosos: o caso da escarpa de S. Cristóvão (Cinfães). Departamento de Engenharia Geotécnica, ISEP. 1-143 p. (Dissertação de Mestrado)

Elevation, Engenharia, S.A. (2015). Plano de lavra da ampliação da área da pedreira Nº 4441 “Serdedelo”. 1-107 p.

Gomes L., Galiza A. & Vieira A. (2006). Desmonte de Maciços Rochosos I -Versão 2006/2007. ISEP, Porto, pp. 159. (policopiado)

Gomes L., Galiza A. & Vieira A. (2006). Desmonte de Maciços Rochosos II - Versão 2006/2007. ISEP, Porto, pp. 114. (policopiado)

Jonize Unipessoal Lda. (2017). Anual Report 2016-2018 Quarry Andesitu (Jonize Construction Unipessoal, Lda.). Díli.

Monteadriano – Engenharia e Construção, SA. (2014). Resumo não técnico do estudo de impacte ambiental - Projecto em fase de execução. Ampliação da área da Pedreira Nº 4138 “Vila Verde Nº 2”. 1-38 p.

Nogueira, P. (2012). Catálogo de rochas de Timor-Leste. Díli.

Pedreira Ribeira S.A. (2004). Resumo Não Técnico do Estudo de Impacte Ambiental da Pedreira de Serdedelo, 1-18 p.

Ramos L., 2008. Avaliação geotécnica e geomecânica de maciços rochosos fraturados para o controlo da qualidade do desmonte. Departamento de Engenharia Geotécnica, ISEP. 1-207 p. (Dissertação de Mestrado)

Silva, V., 2009. Curso de Minas 210 – Operações Mineraias. Departamento de Engenharia de Minas (UFOP). 1-190 p. In: <https://www.academia.edu/> (consultado em 5 de maio de 2019)

QM (2002). Drilling process optimization. Sandvik Rock Processing, Torrington Avenue, Coventry [accessed online: www.qmj.co.uk]

❖ **Sítios da internet consultados**

www.cm-viladoconde.pt (consultado em 1 de junho de 2019)

www.cm-pontedelima.pt (consultado em 1 de junho de 2019)

<http://www.lneg.pt/> (consultado em 12 de junho de 2019)

<http://www.anpm.tl/> (consultado em 7 de fevereiro de 2019)

<http://araujovilanova.blogspot.com/> (consultado em março de 2019)

ANEXOS

(Ver CD–Rom)

***Anexo I** – Quadro de resumo das características dos explosivos e os seus acessórios*

***Anexo II** – Análise das famílias de descontinuidade em cada bancada*

***Anexo III** – Análise e interpretação da base de dados geológico-geotécnico e base de dados de martelo de Schmidt*

***Anexo IV** – Informações e cálculos do dimensionamento do diagrama de fogo e cálculo do método de Kuz-Ram*

***Anexo V** – Análise dos custos da pega*

***Anexo VI** – Registo das imagens e fotografia*