



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

Abordagem prática para execução de taludes em obras rodoviárias com recurso a pré-corte

Paulo Jorge Fernandes da Mota



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

Abordagem prática para execução de taludes em obras rodoviárias com recurso a pré-corte

Paulo Jorge Fernandes da Mota

NM 1860021

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

Júri

Presidente

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

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

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

Engenheiro Antonio Carlos Reis Galiza Carneiro
Professor Adjunto, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutor José António Simões Cortez
Professor Catedrático Jubilado, Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto
Engenheiro de Minas Consultor, Multisequencia – Unipessoal Lda, S. Mamede de Infesta

Dedico esta tese à minha família, pelo seu apoio e compreensão durante esta etapa da minha vida...

Agradecimentos

São devidos agradecimentos aos meus orientadores Professor Doutor José Augusto Fernandes e Engenheiro António Carlos Galiza, pela sua disponibilidade, apoio, e conhecimentos transmitidos ao longo da execução deste trabalho.

Um agradecimento especial ao Professor Doutor José Augusto Fernandes pelo seu incentivo, motivação e espírito sempre positivo, quando o meu entusiasmo diminuía, o seu apoio e optimismo foram importantes e ajudaram-me a continuar...

À EXPLO – EMPRESA DE DEMOLIÇÕES LDA, pela possibilidade de aceder e utilizar a informação necessária à execução deste trabalho.

Aos meus colaboradores na execução das obras objecto deste estudo, o seu empenho e ajuda foram fundamentais.

Palavras-chave

Pré-corte, talude, espaçamento, carga por metro, equação característica

Resumo

Este trabalho é realizado no domínio das obras de engenharia, área onde o desmonte de rocha com recurso a explosivos em obras rodoviárias é uma actividade específica e consistiu no acompanhamento e execução de três obras rodoviárias de média e grande dimensão. A necessidade de executar escavações, recorrendo a técnicas de desmonte cuidadoso de contorno, onde o plano de corte do talude final deve obedecer a requisitos de localização, alinhamento, inclinação, estabilidade e também estéticos, acrescendo a isto a necessidade de otimizar os meios envolvidos, obriga a que esta actividade seja encarada de uma forma sistematizada, visando o racional aproveitamento de recursos. A execução desta actividade requer conhecimentos no domínio das técnicas de desmonte de contorno, dos explosivos, do mecanismo de rotura de rochas, da operação de perfuração e da geomecânica dos maciços. A abordagem deste trabalho incide sobre a técnica denominada de pré-corte e tem como objectivo encontrar uma equação característica que permita relacionar diferentes parâmetros envolvidos nesta actividade. Este objectivo é alcançado recorrendo à correlação entre equações relativas à pressão de detonação, à pressão no furo e ao espaçamento entre furos consecutivos, desenvolvidas por outros autores. Desta forma obteve-se uma equação que relaciona parâmetros relativos ao maciço rochoso (resistência à tracção), ao explosivo (velocidade de detonação e densidade) e ao diagrama de fogo (concentração de carga – volume de explosivo e comprimento do furo – volume do furo). A comparação entre os valores destes parâmetros obtidos na produção e os obtidos com recurso à equação característica permite concluir que a sua aplicação para execução de futuras obras possibilita uma optimização dos meios envolvidos.

Keywords

Pre-splitting, slope, spacing, load per meter, characteristic equation

Abstract

This work is conducted in the field of civil works, the area where rock blasting using explosives in road works is a specific activity. For its implementation, I have accompanied the execution of three road projects of considerable importance. The need to perform excavations, using techniques of controlled blasting, where the cutting plane of the final slope should satisfy the requirements of location, alignment, slope, stability, and also aesthetic, furthermore, the need to optimize parties concerned, requires that this activity be viewed in a systematic way, aiming at the rational use of resources. To ensure proper implementation of this activity are required knowledge in the technical controlled blasting, explosives, the mechanism of rupture of rocks, the drilling operation and massif geomechanical characterization. The approach of this work focuses on a technique called pre-splitting and aims to find a characteristic equation which permits to link the different parameters involved in this activity. To achieve this, we used the correlation between equations for the detonation pressure, pressure in the hole and the spacing between consecutive holes, developed by other authors. We obtained an equation relating parameters of rock mass (resistance traction), the explosive (detonation velocity and density) and the blast diagram (load concentration – volume explosive and length of the hole – the hole volume). The comparison between the values of these parameters obtained in the production and obtained using the characteristic equation, shows that its application to undertake future works enables an optimization of the resources involved.

Índice

Índice	xv
Índice de Figuras	xix
Índice de Tabelas	xxiii
Índice de Equações	xxv
Lista de simbologia	xxvii
Abreviaturas utilizadas	xxix
1. Introdução	3
1.1 Enquadramento geral	3
1.2 Enquadramento específico	3
2. Objectivo do trabalho	7
2.1. Descrição geral	7
2.2. Estrutura do relatório	9
3. Desmontes de contorno	13
3.1. Definição, história e evolução	13
3.1.1. Conceitos sobre desmonte de rocha com recurso a explosivos	13
3.1.2. Objectivos do desmonte de contorno	18
3.1.3. Factores condicionantes do desmonte de contorno	21
3.2. Mecanismo de rotura da rocha	22
3.2.1. Caso particular: desmonte controlado	25
3.3. Desmonte controlado: diferentes métodos	29
3.3.1. Linha de perfuração: “Line drilling”	30
3.3.2. Desmonte almofadado: “Cushion blasting”	31
3.3.3. Rebentamento suave – recorte: “Smooth blasting”	33
3.3.4. Coluna de ar: “Air deck”	34
3.3.5. Pré corte: “Presplit”	36
3.3.5.1. Construção da carga	41
3.4. Espaçamento entre furos: equação <i>prática</i>	42
3.5. Aplicação em obra	43
4. Diferentes tipos de explosivo	47
4.1. Explosivos - Definição	47
4.2. Explosivos Propriedades	51
4.2.1. Estabilidade química	51
4.2.2. Peso específico	52

4.2.3.	Sensibilidade	53
4.2.4.	Velocidade de detonação.....	53
4.2.5.	Potência de um explosivo	55
4.2.6.	Resistência à água	57
4.2.7.	Fumos / Gases	57
4.2.8.	Diâmetro crítico	58
4.2.9.	Pressão de detonação	59
4.2.10.	Pressão no furo	62
4.2.11.	Energia	64
4.3.	Principais explosivos comerciais	65
4.3.1.	ANFO	65
4.3.2.	<i>Slurries</i> de Nitrato de Amónio - Hidrogeis	67
4.3.3.	Emulsões	68
4.3.4.	Dinamites	70
4.3.4.1.	Dinamite não gelatinosa	71
4.3.4.2.	Dinamite gelatinosa	71
4.4.	Sistemas de iniciação	72
4.4.1.	Detonadores eléctricos	73
4.4.2.	Detonadores não eléctricos	75
4.4.3.	Detonadores electrónicos	75
4.4.4.	Cordão detonante	77
5.	Operação de perfuração.....	83
5.1.	Enquadramento	83
5.2.	Equipamento Hidráulico	87
5.3.	Parâmetros da perfuração	92
5.3.1.	Percussão	92
5.3.2.	Rotação	93
5.3.3.	Avanço.....	93
5.3.4.	Limpeza	93
5.4.	Problemas relacionados com a operação de perfuração	94
5.4.1.	Inclinação excessiva do talude	94
5.4.2.	Alinhamento / Posicionamento	97
5.4.3.	Desvios na perfuração.....	99
5.5.	Velocidade de perfuração - Valores obtidos em obra	101
6.	Características da Obra.....	105

6.1.	Casos de estudo	105
6.2.	A7 - Ribeira de Pena.....	106
6.2.1.	Enquadramento Geológico e Geotécnico	108
6.2.1.1.	Geomorfologia e Tectónica.....	109
6.2.1.2.	Rochas graníticas	109
6.3.	A17 - Figueira da Foz.....	110
6.3.1.	Enquadramento Geológico e Geotécnico	113
6.3.1.1.	Geomorfologia e Tectónica.....	113
6.3.1.2.	Calcários Apinhoados da Costa de Arnes (Cenomaniano-Turoniano).....	113
6.4.	Variante à EN213 Lanço Valpaços – IP4 (Mirandela).....	115
6.4.1.	Enquadramento Geológico e Geotécnico	117
6.4.1.1.	Geomorfologia e Tectónica.....	117
6.4.1.2.	Rochas graníticas	118
7.	Abordagem geomecânica do maciço	121
7.1.	Propriedades dos maciços rochosos.....	122
7.1.1.	Massa volúmica.....	122
7.1.2.	Resistência à compressão	123
7.1.2.1.	Obra A7 – Granito	126
7.1.2.2.	Obra de A17 - Calcário	127
7.1.2.3.	Obra Valpaços - Granito.....	128
7.1.3.	Resistência à tracção.....	130
7.1.4.	Relação entre resistência à compressão e resistência à tracção	130
7.1.5.	Velocidade de propagação das ondas sísmicas	134
7.2.	Especificações de construção e estudo geológico/geotécnico.....	136
8.	Métodos de execução	145
8.1.	Critério de avaliação	145
8.2.	Informação recolhida em trabalho de campo	148
8.3.	Metodologia Convencional.....	149
8.3.1.	Informação resultante dos diagramas de fogo executados.....	149
8.3.2.	Parâmetros de trabalho aplicados	150
8.3.3.	Quantificação – Custo de explosivo em €/m ²	151
a)	Obra A7.....	152
b)	Obra A17.....	152
c)	Obra Valpaços.....	153
8.3.4.	Quantificação – Consumo de explosivo em kg/m ²	154

a) Obra A7.....	154
b) Obra A17.....	154
c) Obra Valpaços.....	155
8.4. Nova metodologia: equação característica	157
8.4.1. Conceitos e equações enquadráveis na nova metodologia.....	157
8.4.1.1. Pressão de detonação.....	157
8.4.1.2. Pressão efectiva no furo	158
8.4.1.3. Espaçamento entre furos	159
8.4.2. Equação característica.	162
9. Conclusões.....	173
10. Bibliografia	179
Anexos.....	185

Índice de Figuras

Figura 1 – Desmorte a céu aberto: parâmetros básicos (adaptado de Explosa, 1994).....	14
Figura 2 – Pedreira de granito.....	18
Figura 3 – Barragem da Bemposta.....	19
Figura 4 – Obra Rodoviária - A17.....	19
Figura 5 – Periferia da zona de fragmentação (adaptado de Bhandari, 1997).....	24
Figura 6 – Extensão da fracturação no maciço: furo de 45mm (adaptado de Olofsson, 1991, 2002).	25
Figura 7 – Rotura com zona triturada / Rotura adequada (adaptado de Exsa, SA.).....	26
Figura 8 – Estado de tensões gerado no disparo simultâneo de duas cargas (adaptado de Jimeno & Lopez, 1994).....	27
Figura 9 – Trajectória de tensões aquando da detonação de cargas simultâneas (adaptado de Bhandari, 1997).....	27
Figura 10 – Mecanismo de rotura da rocha (adaptado de Esteves, 1993).....	28
Figura 11 – Esquema de furação em linha (adaptado de Bhandari, 1997).....	31
Figura 12 – Desmorte almofadado: distribuição de carga (adaptado de Bhandari, 1997).....	32
Figura 13 – Recorte: coluna de ar (adaptado de Society of Explosives Engineers Inc, 2011).....	34
Figura 14 – Rotura na teoria do pré-corte (adaptado de Olofsson, 1991, 2002).....	36
Figura 15 – Alinhamento de furos de pré-corte com grande extensão, definido pelos ramos que servem de tamponamento.....	37
Figura 16 – Aplicação da carga no furo.....	38
Figura 17 – Espaçamento entre furos /Diâmetro de perfuração (adaptado de Jimeno & Lopez, 1994).....	39
Figura 18 – Distribuição de carga: pré-corte (adaptado de Du Pont, 1977).....	40
Figura 19 – Construção da carga de coluna.....	42
Figura 20 – Variante de Cambarinho: exemplo de desmorte condicionado.....	44
Figura 21 – Densidade <i>versus</i> Velocidade de Detonação (adaptado de Akhavan, 2004).....	52
Figura 22 – Onda de choque (adaptado da Society of Explosives Engineers Inc, 2011).....	54
Figura 23 – Emulsão não detonada.....	59
Figura 24 – Pressão de Detonação (adaptado de Konya & Walter, 1990).....	64
Figura 25 – Detonadores eléctricos (Maxam Por, 2011).....	73
Figura 26 – Detonador eléctrico micro retardado (adaptado de UEE-Explosivos, 1990).....	74
Figura 27 – Detonador não eléctrico (Maxam Por, 2011).....	75
Figura 28 – Detonador electrónico (adaptado da Society of Explosives Engineers Inc, 2011).....	76

Figura 29 – Detonador electrónico sem revestimento (Maxam Por, 2011).	76
Figura 30 – Detonador electrónico, sistema de iniciação (Maxam Por, 2011).	77
Figura 31 – Cordão detonante (Maxam Por, 2011)	77
Figura 32 – Cordão detonante / Secção transversal (adaptado de Bhandari, 1997).	78
Figura 33 – Cordão detonante - Diferentes cores / gramagens (Maxam Por, 2011).	79
Figura 34 – Rocha submetida à acção de uma pressão elevada (Atlas Copco, 2004).	84
Figura 35 – Botões de ferramenta de perfuração (Atlas Copco Secoroc AB, 2009).	84
Figura 36 – Impacto botão/rocha operação de percussão (adaptado de Heinio, 1999).	85
Figura 37 – Etapas do processo de execução de um furo.	86
Figura 38 – Roc Atlas Copco D7.	87
Figura 39 – Martelo Hidráulico Atlas Copco COP 1840HE (Malmberg, Peerson, Johnansson, Mburu, Nord, & Aytekin, 2008).	88
Figura 40 - Martelo hidráulico COP 1038 Atlas Copco (Atlas Copco, 2011).	89
Figura 41 – Pistão de martelo COP 1840 (Atlas Copco, 2011).	90
Figura 42 – Encabadouro (Atlas Copco, 2011).	90
Figura 43 - Vara macho / macho (Atlas Copco Secoroc AB, 2009).	91
Figura 44 - Vara macho / fêmea – Speedrod (Atlas Copco Secoroc AB, 2009).	91
Figura 45 – Roscas - Varas de perfuração (Atlas Copco, 2011).	91
Figura 46 – “Bit” de perfuração (Atlas Copco, 2011).	92
Figura 47 - Sistema de perfuração (adaptado de Malmberg et al., 2008).	92
Figura 48 – Inclinação superior a 1/1 (Vv/Hh)- desvios na furação.	95
Figura 49 – Ferramenta de perfuração encravada/perdida.	95
Figura 50 – Técnica de pré-corte falso.	96
Figura 51 – Coluna alinhada com pouco espaço.	98
Figura 52 – Inclínómetro (Jimeno & Lopez, 1994).	99
Figura 53 – Desvios na furação.	100
Figura 54 – Desvios na furação.	101
Figura 55 – Desvios na furação.	101
Figura 56 - Localização geográfica, A7- Vermelho, A17 - Azul e Valpaços – Verde (Clix, 2011). ...	105
Figura 57 – Planta de localização: condições topográficas e perfil geotécnico da obra (Batista et al., 2002).	107
Figura 58 – Obra A7 - Zona de trabalho.	107
Figura 59 – Esboço Geológico de Portugal Continental (segundo IGM-INETI, actual LNEG, 1992).	108
Figura 60 – RQD: distribuição (Batista et al., 2002).	110

Figura 61 – Pré-corte – furos.....	110
Figura 62 – A17 - Fase de execução de obra.....	111
Figura 63 – Planta de localização: pontos topográficos e perfil geotécnico da obra (Luis et al., 2006).	112
Figura 64 – Distribuição da amostragem dos calcários de Costa de Arnes pelas classes de classificação RQD (Batista, 2006).	114
Figura 65 – Obra Valpaços - Zona de trabalho.....	115
Figura 66 – Planta de localização: constrangimentos topográficos e perfil geotécnico da obra (adaptado de Ferreira & Pereira, 2003).	116
Figura 67 – Grandes blocos em obra rodoviária – Valpaços.....	122
Figura 68 – Martelo de Schmidt: exemplo de execução de ensaio.....	124
Figura 69 – Ábaco de Miller para a determinação da resistência à compressão uniaxial, r (Vallejo et al., 2002).....	125
Figura 70 – Ábaco de Miller: determinação da resistência à compressão das amostras ensaiadas.	129
Figura 71 – Desempenho do <i>ripper</i> do Caterpillar D8 / Velocidade sísmica / Maciço (Caterpillar, 2002).	138
Figura 72 – Descontinuidades preenchidas.	139
Figura 73 – Maciço granítico na obra A7 antes da desmatização e decapagem.....	140
Figura 74 – Abáco de Franklin: classificação de escavabilidade de maciços rochosos (adaptado de Franklin et al. 1971).....	141
Figura 75 – Selecção do tipo de explosivo em função das propriedades geomecânicas (Jimeno & Lopez, 1994).	142
Figura 76 – Obra onde a rotura não teve continuidade segundo o plano predefinido (São Pedro do Sul).....	146
Figura 77 – Plano de pré-corte com sobre-escavação localizada (Tondela).	147
Figura 78 – Obra onde ocorreu infra escavação: necessário recorrer a desmonte posterior (Castro de Aire).	147
Figura 79 – Parede definida com recurso a pré-corte segundo o plano pré-determinado (A7)....	148
Figura 80 – Obra A7- Custo de explosivo versus Comprimento do furo.....	152
Figura 81 – Obra A17 - Custo de explosivo versus Comprimento do furo.....	153
Figura 82 – Obra Valpaços - Custo de explosivo versus Comprimento do furo.....	153
Figura 83 – Obra A7- Consumo de explosivo versus Comprimento do furo.....	154
Figura 84 – Obra A17- Consumo de explosivo versus Comprimento do furo.....	155
Figura 85 – A 17 - Consumo de explosivo versus Comprimento do furo.....	155

Figura 86 – Variação da concentração de carga versus Resistência à tracção nas obras em estudo.	156
Figura 87 – Metodologia – sequência.	157
Figura 88 – Variação do espaçamento entre furos versus Resistência à tracção.	162
Figura 89 – Evolução da concentração de carga versus Resistência à tracção.	167
Figura 90 – Esquematização da abordagem ao estudo.	169

Índice de Tabelas

Tabela 1 – Altura da bancada (H) / Diâmetro de furação (D) (Jimeno & Lopez, 1994).....	17
Tabela 2 – Parâmetros do diagrama de fogo / Diâmetro do furo (mm) (Jimeno & Lopez, 1994). ..	17
Tabela 3 - Tipo de rocha / Carga específica (Kg/m ³) (Jimeno & Lopez, 1994).	17
Tabela 4 – Desmonte Almofadado - Parâmetros do diagrama de fogo (adaptado de Olofsson, 1991, 2002).	32
Tabela 5 – Rebentamento Suave -Parâmetros do diagrama de fogo (Gustafsson, 1977).	33
Tabela 6 – Método da coluna de ar – Parâmetros do diagrama de fogo.	35
Tabela 7 – Pré-corte: Parâmetros do diagrama de fogo (adaptado de Olofsson, 1991).	41
Tabela 8 – Evolução histórica dos explosivos: breve síntese (adaptado de Bhandari, 1997).	49
Tabela 9 – Comparação Substâncias Combustíveis / Deflagrantes / Detonantes (adaptado de Akhavan, 2004).....	51
Tabela 10 – Tabela de Impedâncias (adaptado de Persson et al, 1993).	55
Tabela 11 – Pressão de detonação: explosivos comerciais.....	62
Tabela 12 – Características técnicas (valores nominais) de Anfo comercial – Amonóleo (Maxam Por, 2011).	66
Tabela 13 - Características técnicas de - Anfo comercial - Austinite (SEC, 2010).	66
Tabela 14 – Hidrogeis comerciais (Maxam Por, 2011).	68
Tabela 15 – Emulsão comercial Emulex 711, Emulex 721 e Emulex 731 (SEC, 2010).	70
Tabela 16 – Emulsão comercial Riomex E20 (Maxam Por 2011).	70
Tabela 17 – Componentes dos explosivos (Jimeno & Lopez, 1994).	72
Tabela 18 – Dinamite comercial – Riodin (Maxam Por 2011).	72
Tabela 19 – Classificação (g/m): aplicação (Jimeno & Lopez, 1994).	80
Tabela 20 – COP 1840HE Especificações técnicas (Malmberg et al. 2008).	89
Tabela 21 – Inclinação de talude.....	97
Tabela 22 – Dados de Obra: Velocidade instantânea/Velocidade industrial.....	102
Tabela 23 – Massa volúmica das rochas ensaiadas.	123
Tabela 24 – Classificação das rochas segundo a sua resistência à compressão (ISRM 1981).	125
Tabela 25 – Obra A7 - Valores obtidos no ensaio com martelo de Schmidt.....	126
Tabela 26 – Obra A17 - Valores obtidos no ensaio com martelo de Schmidt.....	127
Tabela 27 – Obra Valpaços - Valores obtidos no ensaio com martelo de Schmidt.	128
Tabela 28 – Valores de resistência à compressão e à tracção uniaxial de diversos tipos de rocha (adaptado de Esteves, 1993).	131
Tabela 29 – Valores de carga de rotura à compressão e à tracção (Gomes et al., 2008).	132

Tabela 30 – Valores de resistência de rochas à compressão simples e à tracção (adaptado de Vallejo et al., 2006).	132
Tabela 31 – Valores de resistência de rochas à compressão simples e à tracção (adaptado Rocha, 1981).	133
Tabela 32 – Valores de resistência à compressão (Conde et al. 2004).	133
Tabela 33 – Valores de resistência à tracção (Conde et al., 2004).....	133
Tabela 34 – Relação entre resistência à compressão e resistência à tracção.....	134
Tabela 35 – Velocidade de propagação das ondas sísmicas (adaptado de Daniel, 2000).	136
Tabela 36 – Critério de ripabilidade (adaptado de Vallejo et al., 2006).	140
Tabela 37 – Valores de parâmetros de Obra.	149
Tabela 38 – Valores resumo resultado das equações 4-6 e 4-11.....	159
Tabela 39 – Valores teóricos obtidos com base na utilização das equações 3.3, 4.6 e 4.11.	168

Índice de Equações

Equação 3-1 – Extensão da rotura numa operação de desmonte de contorno.	37
Equação 3-2 – Densidade linear de carga.	38
Equação 3-3 – Equação de espaçamento entre furos consecutivos.	43
Equação 4-1 – Potência do explosivo.	55
Equação 4-2 – Coeficiente energético.	56
Equação 4-3 – Coeficiente volumétrico.	56
Equação 4-4 – Potência relativa em peso.	57
Equação 4-5 – Potência máxima relativa.	57
Equação 4-6 – Pressão de detonação.	60
Equação 4-7 – Pressão de detonação.	60
Equação 4-8 – Pressão de detonação.	60
Equação 4-9 – Pressão de detonação.	61
Equação 4-10 – Pressão de detonação.	61
Equação 4-11 – Pressão efectiva.	63
Equação 4-12 – Pressão efectiva.	63
Equação 4-13 – Pressão efectiva.	63
Equação 7-1 – Resistência à compressão simples.	123
Equação 7-2 – Resistência à tracção.	130
Equação 7-3 – Coeficiente de explosão.	130
Equação 8-1 – Volume de explosivo – Equação característica.	164

Lista de simbologia

AWS - Potência em Peso (MJ/Kg)

A1 – Área de aplicação

A2 – Área – Secção do provete

A – Atacamento

A7 - Sublanço Basto - Ribeira de Pena

A17 - Auto Estrada Marinha Grande / Mira Sublanço Lourical / A14 – Trecho II

BS - Potência Máxima (KJ / m³)

C – Quociente entre o comprimento da carga e o comprimento do furo. (C=1 para cargas contínuas)

Ce - Concentração de carga

C.F - Carga de fundo

C.C - Carga de coluna

Cex – *coeficiente de explosão*

d – Diâmetro do furo

D - Diâmetro do furo

d₁ – Diâmetro da carga

e - Extensão da rotura

e1 - Coeficiente energético

E - Espaçamento entre furos

F1 – Força compressiva aplicada

F2 – Força de tracção aplicada

H - Altura da bancada

H1 – Comprimento do furo

h - Comprimento da furação

Hh - Distância medida na horizontal

l - Espaçamento entre furos consecutivos

l - Densidade linear de carga – Kg/m

L - Ondas Love

M1 - massa, em gramas, do provete saturado com superfície seca

M2 - massa aparente do provete saturado imerso em água, em gramas

M3 - massa do provete seco em estufa, em gramas

n - Numero de furos detonados

P - Ondas longitudinais, compressivas ou primária

PB – Pressão de detonação

PBe - Pressão no furo

PD - Pressão de detonação

P_e - Pressão de detonação

PK – Ponto kilométrico
Qv – Calor da reacção traduzido em Kcal/Kg
RBS - Potência Máxima Relativa (Relative Bulk Strength)
RT - Resistência à tracção
RWS - Potência Relativa em Peso (Relative Weight Strength)
R - Ondas Rayleigh
S1 - Potência do explosivo por unidade de peso
S - Ondas transversais ou secundárias
Sf - Subfuração
Tc – Tensão de compressão
Tt – Tensão de tracção
V - Distância à frente livre
Valpaços - Variante à EN213 Lanço Valpaços – IP4 (Mirandela)
Vb – Volume do furo
VD - Velocidade de detonação (m/s)
Ve – Volume do explosivo
Vg – Volume de gás libertado à temperatura de 0 °C e à pressão de 1 atmosfera.
Vs – Velocidade sísmica
Vv - Distância medida na vertical
V1- Coeficiente volumétrico
 ρ_e - Densidade do explosivo
 σ_c - Resistência à compressão uniaxial
 σ_t - Resistência à tracção
 α - Ângulo de perfuração
 ρ_{cm} - Massa volúmica

Abreviaturas utilizadas

LGMC – Laboratório de Geotecnia e Materiais de Construção

ISRM – International Society for Rock Mechanics

ISEP – Instituto Superior de Engenharia do Porto

EGG – Engenharia Geotécnica e Geoambiente

TNT – Trinitrotolueno

SEC – Sociedade de Explosivos Cívicos.

PETN – Pentrite

NMMA – Nitrato de Monometilamina

NG – Nitroglicerina

NA – Nitrato de Sódio

NP – Norma Portuguesa

AN – Nitrato de Amónio

NC - Nitrocelulose

RQD – Rock Quality Designation

PLT – Point Load Test

1 – Introdução

1. Introdução

1.1 Enquadramento geral

Este documento constitui o relatório de projecto, no âmbito da unidade curricular de Dissertação/Estágio/Projecto do Curso de Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente (EGG|ISEP), leccionada no 2º Ano deste curso pelo Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP para a conclusão do segundo ciclo de estudos, Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente, no corrente ano lectivo 2010/2011.

O projecto inerente a este relatório realizou-se na empresa EXPLO – EMPRESA DE DEMOLIÇÕES LDA., com sede em Arruamento – H, Lote 3, Zona Industrial, Albergaria-a-Velha. Esta empresa iniciou a sua actividade em 1992, sendo o seu sector de actividade o desmonte de maciços a céu aberto e subterrâneos e outros trabalhos inerentes a estas actividades. Possui um corpo técnico com conhecimento comprovado, adquirido ao longo dos anos de experiência acumulada na boa execução de obras com recurso à aplicação de explosivos.

1.2 Enquadramento específico

Neste contexto, o estudo realizado tem em vista enquadrar o conhecimento e experiência obtidos no terreno pelo autor, acumulados ao longo de uma carreira de vinte anos na actividade de desmonte de rocha com recurso a explosivos em obras públicas e pedreiras. No que diz respeito à execução de taludes finais de escavação com recurso a pré-corte, o autor esteve directamente ligado à produção de cerca de 120 000 m², em maciços graníticos, calcários ou xistosos. Simultaneamente pretende-se o cruzamento desta informação com conhecimento já publicado e validado cientificamente.

Nos trabalhos executados em vias de comunicação existem dois requisitos base a cumprir:

- Garantia de utilização da infra-estrutura pelo consumidor em condições de segurança e estabilidade que é o factor mais importante, valores estes não perceptíveis facilmente pelo utilizador final;
- Aspecto final, parâmetro que permite avaliar e apreciar a qualidade de execução de um talude.

A existência de vias de comunicação onde a visão do aspecto irregular e/ou instável dos planos de corte dos seus taludes induz no utilizador uma sensação de desconforto associada à ideia de confusão e insegurança, pode tornar a circulação nessas vias numa experiência bastante desagradável. Relacionado com o conforto visual e fruição da paisagem é cada vez mais

importante a existência de vias de comunicação integradas no contexto natural que induzam no utilizador uma ideia de segurança e conforto, e onde seja possível apreciar a envolvente.

O primeiro critério de avaliação do Técnico responsável por uma obra deste tipo é o aspecto final que esta apresenta, resultando em importância acrescida a imagem final do talude.

Nos processos de avaliação e de tomada de decisão relativas a este estudo, deve estar presente que em relação à “matéria-prima” sobre a qual vamos exercer a nossa acção/trabalho – maciço rochoso, podendo analisá-lo, e através do seu estudo, podemos agir sobre ele, nomeadamente decidindo quais as técnicas, adiante detalhadas, e produtos, estudados em capítulos específicos, que melhores resultados proporcionam no desempenho da nossa actividade, mas no que diz respeito ao trabalho em estudo, não podemos alterá-lo nas suas propriedades ou características.

Dada a complexidade resultante da escala macro do meio em estudo, da multiplicidade de variáveis em análise, e da predominância no nosso território de tão diversificados maciços rochosos, vamos fazer incidir este estudo predominantemente na análise do comportamento de maciços graníticos, sendo também abordada uma obra executada em maciço calcário. O estudo desta problemática associada a maciços xistosos poderá ser tema de estudos futuros.

O presente trabalho consistiu na análise da execução de 40 200,81 m² de taludes em maciços graníticos e 22 930,50 m² de taludes em maciços calcários produzidos com recurso à técnica de pré-corte.

2 – Objectivo do trabalho

2. Objectivo do trabalho

2.1. Descrição geral

O presente relatório tem como finalidade a optimização da execução de taludes em vias de comunicação, recorrendo à técnica de pré-corte. A importância de estudar, controlar e limitar a sobre quebra e os danos resultantes da acção do explosivo na escavação/execução dos taludes em vias de comunicação, bem como a eventual alteração das condições de estabilidade dos mesmos, é o objectivo deste estudo. Resulta daqui a necessidade de sistematizar, entender, melhorar e transmitir o conhecimento a que o autor teve acesso no domínio do desmonte de rocha com recurso a explosivos.

Neste contexto é necessário definir uma abordagem que possibilite encarar a execução de taludes finais de escavação como um processo organizado segundo etapas predefinidas, visando o aproveitamento racional de recursos disponíveis. Dito de outra forma, o propósito deste trabalho é procurar uma abordagem que seja uma “ferramenta técnico-científica e prática”, fiável do ponto de vista do conhecimento e expedita do ponto de vista da utilização. Pretende-se deste modo, encontrar uma expressão que relacione parâmetros relativos ao maciço rochoso, ao explosivo e ao diagrama de fogo. Tem como ponto de partida situações de trabalho já executadas onde o resultado alcançado atingiu o objectivo proposto e a correlação entre expressões desenvolvidas por outros autores. A base de estudo é a informação recolhida na execução de três obras onde foram realizados trabalhos recorrendo à técnica de pré-corte. Todos os dados considerados dizem respeito a situações de diagramas de fogo, onde foi obtido sucesso, isto quer dizer que ocorreu corte dos taludes conforme os objectivos previstos.

O propósito dos Técnicos desta área de conhecimento é a execução de um talude de acordo com a inclinação e o desenvolvimento predefinido, onde se pretende que sejam visíveis as meias canas dos furos, onde não existam grandes protuberâncias ou depressões e onde o material desprendido tenha sido convenientemente removido, e garantindo principalmente o mínimo de perturbação/instabilidade do maciço remanescente

É indispensável que o Técnico que actua nesta área de trabalho possua conhecimentos teóricos fundamentados e sustentados, que aplica no terreno, recorrendo à sua experiência e competência. Simultaneamente, e tendo em vista a evolução na forma como aborda os problemas habituais e a potenciação dos recursos que gere, deve procurar conhecimento novo. Na procura desta informação, os caminhos a explorar, as escolhas e hipóteses em análise são múltiplas, o processo de tomada de decisão é baseado na selecção criteriosa dos dados que vão sendo obtidos e deve englobar os seguintes aspectos:

- I. Conhecimento aprofundado das propriedades intrínsecas dos maciços rochosos e dos seus mecanismos de rotura.
- II. Amplo conhecimento sobre os diferentes tipos de explosivos, suas características e campos de utilização.
- III. Noções elementares de mecânica e de hidráulica, relativas aos equipamentos de perfuração, conhecimento dos aspectos associados à sua operação e potencialidades, bem como no que respeita às ferramentas de perfuração.
- IV. Conhecimento fundamentado no domínio da geologia de engenharia e da geomecânica de maciços rochosos. Nestes domínios, este saber tem que ser aplicado de uma forma prática e expedita no campo, quer isto dizer, limitando o recurso a ensaios, testes e a meios laboratoriais, sem prejuízo da qualidade final do trabalho pretendido. O apoio dado por esta área deve ser aquele que resulta da interpretação feita pelo geotécnico, da informação disponível nos estudos geológicos e geotécnicos, caso existam, elaborados na fase de projecto e que antecedem a execução das obras.
- V. Potenciar a formação e motivação dos recursos humanos envolvidos nesta tarefa, estar atento a todas as observações e comentários emanados por aqueles que estão directamente ligados à sua execução pois não são de ignorar as sugestões e críticas feitas por estes.

Partindo do princípio que todos os diagramas de fogo analisados obtiveram sucesso, isto é, cumpriram o objectivo inicialmente proposto, estabeleceram-se três etapas:

- 1) Para as Obras em estudo averiguar se para a quantidade de explosivo empregue, o espaçamento entre furos consecutivos poderia ter sido incrementado. Para este objectivo aplicaram-se expressões de trabalho já estudadas por outros autores;
- 2) Determinar se para o espaçamento entre furos consecutivos utilizado nas obras em análise, a quantidade de explosivo consumida foi adequada ou se foi superior ao necessário. Para este propósito recorreu-se a expressões de trabalho já estudadas por outros autores;
- 3) Por último, recorrendo à relação obtida por correlação entre expressões desenvolvidas por outros autores, determinar uma expressão que relacione parâmetros relativos ao maciço, ao explosivo e ao diagrama de fogo e possibilite o cálculo da carga teórica adequada a cada maciço.

2.2. Estrutura do relatório

O relatório está organizado em nove capítulos.

No primeiro capítulo, está descrita a motivação do trabalho e o seu enquadramento. No segundo capítulo são apresentados os objectivos a atingir com o trabalho e a respectiva organização.

No terceiro capítulo é apresentada uma revisão do estado da arte relativa à execução de taludes com recurso a desmonte cuidadoso com explosivos, dando especial incidência, uma vez que é o assunto principal deste estudo, à técnica de pré-corte aplicada em vias de comunicação.

No quarto capítulo são apresentados diferentes tipos de explosivos, suas propriedades, características, bem como os acessórios utilizados na execução do pré-corte.

No quinto capítulo são abordadas a operação e as ferramentas de perfuração.

No sexto capítulo são apresentados os critérios de selecção e as características das obras onde foram realizados os ensaios, indicando a sua localização.

No sétimo capítulo são apresentadas as formas de abordagem ao estudo geológico e geotécnico elaborado para a execução das obras e a forma como devem ser interpretados esses dados na vertente relacionada com o objecto deste estudo. São apresentados os ensaios de campo executados.

No oitavo capítulo são apresentados os métodos de execução de taludes e respectivos diagramas de fogo implementados em obra, sob a forma de uma tabela de dados. A metodologia apresentada é baseada em dados obtidos no terreno, os quais foram obtidos em diferentes situações de trabalho. Parte da análise de 2100 diagramas de fogo executados em obra, dos quais foram seleccionados 208. Com base no estudo destes dados é calculado o custo de execução por m^2 e a carga empregue. Na componente relativa à inovação, partimos de equações já consideradas em trabalhos de outros autores para a obtenção de uma nova equação, sendo que esta relaciona parâmetros relativos ao maciço, ao explosivo e ao diagrama de fogo, e a sua aplicação visa racionalizar a utilização de recursos nesta actividade.

No nono capítulo são analisados e revistos os principais resultados e as conclusões obtidas no presente relatório.

3 – Desmontes de contorno

3. Desmontes de contorno

3.1. Definição, história e evolução

Um método antigo para a compartimentação de um maciço rochoso consistia no seu aquecimento usando o calor do fogo e posterior arrefecimento súbito pelo lançamento de água fria. A contracção súbita causaria a quebra e consequente divisão da rocha. Mais tarde começaram a ser executados pequenos orifícios na rocha que eram depois preenchidos com cunhas de madeira, posteriormente molhadas com água, permitindo o aumento de volume da madeira promovendo, embora de forma rudimentar, a rotura da rocha.

Há mais de 300 anos já se referia que a quebra da rocha, quando desmontada pela acção de explosivos, ocorria por acção do efeito de subida dos gases produzidos na detonação. Esta teoria foi aceite até final dos anos 50, quando se verificou que a rocha quebra principalmente pela acção da reflexão da onda de choque que se transmite radialmente da zona onde está colocada a carga, para o exterior (Bhandari, 1997).

3.1.1. Conceitos sobre desmonte de rocha com recurso a explosivos

O assunto abordado neste trabalho é um subcapítulo da área de estudo dedicada ao desmonte de rocha com recurso a explosivos, para a sua compreensão, e antes da abordagem do tema desta dissertação, embora de forma sucinta, é importante esclarecer alguns conceitos e nomenclatura específica relacionados com esta actividade. Alguns desses conhecimentos e termos são comuns à actividade de desmonte de contorno e vão ser aplicados de forma frequente neste trabalho.

O princípio fundamental que rege o uso de explosivos para o desmonte de maciços rochosos, relaciona a tensão de rotura à tracção do maciço com a tensão induzida nesse maciço pela detonação dos explosivos. Para que ocorra fragmentação, o arranque e o desmonte no maciço rochoso é necessário que a influência resultante do trabalho dos explosivos seja de molde a ultrapassar a tensão de rotura à tracção da rocha.

Num maciço rochoso a detonação de uma carga de explosivo no interior de um furo induz alteração num determinado volume desse maciço adjacente ao furo, pelo que essa massa perturbada tem forma cilíndrica (cilindro de comoção) com geratriz igual ao comprimento do furo e cujo raio varia em função das características e quantidade do explosivo aplicado e das características do maciço. Para que ocorra desmonte o raio deste cilindro tem que ser superior à distância à frente livre.

Para conseguir que o explosivo produza trabalho no maciço rochoso, e que esta acção seja maximizada, é necessário que o explosivo seja distribuído e acoplado obedecendo a alguns pressupostos que no seu conjunto constituem um Plano ou Diagrama de Fogo. Este considera os parâmetros físicos sobre os quais o Técnico de desmonte de rocha deve ter influência e as relações que devem ser consideradas no sentido de otimizar os resultados desta actividade. Em face das inúmeras variáveis que intervêm no plano de fogo a sua elaboração está longe de ser um procedimento exacto (Esteves, 1993).

A Figura 1, mostra o pormenor de uma bancada de desmonte de rocha e apresenta em simultâneo um corte longitudinal de um furo e a respectiva nomenclatura específica.

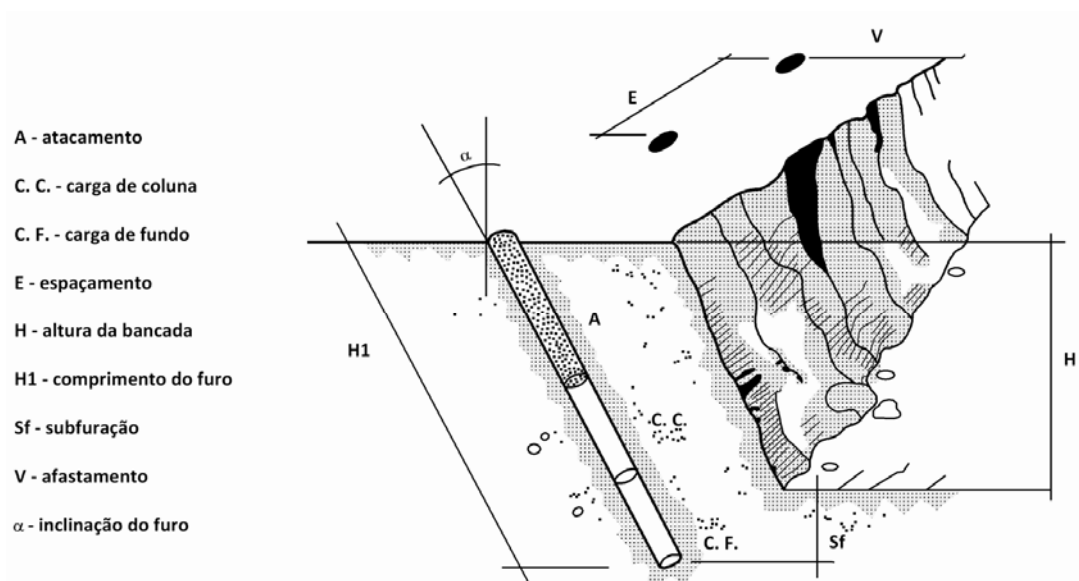


Figura 1 – Desmonte a céu aberto: parâmetros básicos (adaptado de Explosa, 1994).

A determinação do número de furos a executar, a quantidade de carga a empregar e a sequência de iniciação dos furos constituem a base dos problemas relacionados com o desmonte de rocha (Langefors & Kihlstrom, 1987). Assim os parâmetros a considerar são:

- *Concentração de carga (Ce)* – ou carga específica, expressa em kg/m^3 . Esta grandeza traduz a quantidade de explosivo que é necessário empregar para ultrapassar a resistência à tracção da rocha. Este parâmetro tem expressão na carga aplicada no fundo do furo (carga de fundo) e na coluna (carga de coluna). Está relacionado, entre outros, com os seguintes aspectos:
 1. Tipo de rocha e de maciço rochoso – Características mecânicas.
 2. Tipo de explosivo aplicado.
 3. Calibres e fragmentação pretendidos.

- *Carga de fundo (C.F)* – Refere-se à carga que ocupa o trecho final do furo e depende da carga específica.
- *Carga de coluna (C.C)* – Refere-se à carga que resulta da diferença entre a carga total do furo e a carga de fundo. É função da carga específica.
- *Atacamento (A)* – Comprimento do furo, junto à boca, que não é objecto de carregamento com explosivos. Esta zona depois de preenchida com material granular com elevado grau de atrito, designa-se por tampão. De forma a evitar projecções indesejáveis e o escape prematuro dos gases resultantes da detonação deve ter sempre uma extensão igual ou superior à distância à frente e ser compactado.
- *Subfuração (Sf)* – Comprimento do furo que fica abaixo da cota de escavação pretendida permitindo assegurar que o centro de massa da carga calculada para produzir o corte seja localizado ao nível do plano da soleira. Tem como objectivo facilitar o arranque da rocha no “pé da bancada” e evitar a formação de repés na base da escavação. Depende da distância à frente considerada.
- *Ângulo de perfuração (α)* – É o ângulo que o plano definido pelo alinhamento do furo faz com a vertical. Em desmontes de bancada, normalmente varia entre 16° e 26°. Nos desmontes de contorno pode atingir os 45°. A partir desta inclinação os desvios ocorridos são susceptíveis de inviabilizar a implementação do diagrama de fogo, dado que a furação tem elevada probabilidade de deixar de ter o alinhamento preconizado, assim referem-se em seguida algumas das influências do ângulo de perfuração:
 1. Quanto maior for este ângulo, mais elevadas são as possibilidades de ocorrência de desvios;
 2. Contribui para a minimização dos repés;
 3. Diminui o efeito da propagação das vibrações no maciço;
 4. Funciona com factor de segurança/estabilidade no sentido de procurar evitar deslizamentos por rotura na frente livre da bancada;
 5. Reduz o efeito de destruição na zona de emboquilhamento da fiada seguinte e aumenta o aproveitamento da energia do explosivo. Trata-se de um pormenor importante uma vez que facilita o emboquilhamento e o consequente alinhamento dos furos do próximo diagrama de fogo.
- *Altura da bancada (H)* – Altura total da escavação – Normalmente é um dado de projecto, embora por vezes seja necessário dividir a altura de escavação prevista

em duas ou mais alturas ou parcelas de forma a evitar desvios e a compatibilizar a altura de perfuração com os equipamentos disponíveis.

- *Comprimento do furo (H1)* – Resulta da soma da altura da bancada com a subfuração, adicionado de um coeficiente relativo à inclinação do furo e outro para os desvios de furação. Um comprimento de furação elevado é susceptível de produzir maiores desvios. Está relacionado com os parâmetros:
 1. Características do projecto e tipo de obra;
 2. Condições naturais;
 3. Equipamento disponível.
- *Distância à frente livre (V)* ou afastamento - É a distância que vai do furo à frente livre da bancada ou à linha de furação vizinha. Existem várias fórmulas para cálculo deste parâmetro. Resulta contudo consensual, que entre outros, está relacionado com os parâmetros:
 1. A altura da bancada;
 2. O diâmetro de perfuração;
 3. Tipo de rocha;
 4. Tipo e diâmetro do explosivo.
- *Espaçamento entre furos (E)* – É a distância a que são implantados dois furos consecutivos na mesma fiada. Tal como em relação ao parâmetro da distância à frente, existem diversas fórmulas que procuram sistematizar a obtenção desta grandeza. Uma fórmula usualmente aceite, estabelece o espaçamento entre furos como sendo 1,25 vezes superior à distância à frente.
- *Diâmetro do furo (D)* – Está relacionado com os seguintes parâmetros:
 1. Produções necessárias;
 2. Calibres pretendidos - Regra geral, a maiores diâmetros de perfuração, correspondem maiores calibres, ou blocos do material desmontado;
 3. Altura de bancada - Regra geral, quanto maior for o diâmetro de perfuração maior é, ou poderá ser, a altura da bancada;
 4. Equipamento disponível.

Considerando a altura de escavação e a resistência à compressão da rocha, existem tabelas que permitem sistematizar os parâmetros relacionados com a concepção de um diagrama de fogo (Jimeno & Lopez, 1994). A Tabela 1 relaciona a altura da bancada (H) com o diâmetro do furo (D), em mm.

Determinado o diâmetro de furação (D) em função da altura da bancada, a Tabela 2 relaciona a resistência à compressão simples, com os parâmetros da distância à frente (V), o espaçamento (E), o atacamento (A) e a subfuração (Sf).

Tabela 1 – Altura da bancada (H) / Diâmetro de furação (D) (Jimeno & Lopez, 1994).

Altura da bancada H (m)	Diâmetro do furo (mm)
8 - 10	65 - 90
10 - 15	100 - 150

Tabela 2 – Parâmetros do diagrama de fogo / Diâmetro do furo (mm) (Jimeno & Lopez, 1994).

Variáveis do diagrama	Resistência à compressão simples (Mpa)			
	Rocha branda < 70	Rocha média 70 - 120	Rocha dura 120 - 180	Rocha muito dura > 180
Distância à frente – V	39 D	37 D	35 D	33 D
Espaçamento - E	51 D	47 D	43 D	38 D
Atacamento - A	35 D	34 D	32 D	30 D
Subfuração - Sf	10 D	11 D	12 D	12 D

Depois de determinados os parâmetros iniciais do plano de fogo é necessário estabelecer uma carga específica padrão. Esta definição está relacionada em primeiro lugar com o tipo de rocha a desmontar. A Tabela 3 fornece indicações quantitativas sobre este parâmetro.

Tabela 3 - Tipo de rocha / Carga específica (Kg/m³) (Jimeno & Lopez, 1994).

Tipo de rocha	Carga específica (kg/m ³)
Rochas maciças e muito resistentes	0,60 - 1,50
Rochas de resistência média	0,30 - 0,60
Rochas muito fracturadas, alteradas e brandas	0,10 - 0,30

3.1.2. Objectivos do desmonte de contorno

São diversas as técnicas usadas de forma industrial para a execução de detonações de contorno. Estas técnicas vêm sendo desenvolvidas desde os anos 50, do Século XX, até aos nossos dias.

Actualmente são três os objectivos a atingir:

1. Obtenção de um benefício económico directo.

Através da comercialização dos produtos obtidos nesta operação. São considerados nesta categoria os trabalhos realizados em pedreiras onde a qualidade dos taludes finais deve ser objecto de preocupação (Figura 2).



Figura 2 – Pedreira de granito.

2. Melhoria das condições de vida das comunidades.

Nesta categoria incluem-se as grandes obras públicas, como barragens (Figura 3), vias de comunicação (estradas e linhas de caminho de ferro), pontes (escavação para implantação das fundações) ou portos fluviais e marítimos.



Figura 3 – Barragem da Bemposta.

3. Benefício de uma infra-estrutura já existente.

Exemplos disso são o reforço de potência de uma barragem, o alargamento ou rectificação de uma obra rodoviária (Figura 4), ou ferroviária e a ampliação de uma estrutura portuária.



Figura 4 – Obra Rodoviária - A17.

Na sequência da conclusão das operações de desmonte de rocha com recurso a explosivos e posterior remoção dos materiais desmontados, as paredes remanescentes resultantes dessa acção, e que são o que nos importa nesta abordagem, são muitas vezes uma componente

estrutural da obra executada. Para reduzir o risco do seu eventual colapso, ou de uma estrutura anexa, o que numa obra desta envergadura poderia ser responsável por uma catástrofe de consequências imprevisíveis, devem apresentar condições de estabilidade duradouras.

O sucesso de uma operação de desmonte de contorno, permite também, e que não é de somenos importância, reduzir os custos relacionados com os tratamentos com recurso a contenções periféricas, bem como a onerosa manutenção, ao longo da vida útil da infra-estrutura em causa.

Podemos então referir que a necessidade de produzir superfícies de corte regulares nos maciços rochosos está relacionada com cinco factores principais:

- a) Diminuição do volume de desperdícios. De forma a manter o perímetro previsto da escavação, minimizando os custos de operação relativos às actividades de carga e transporte do material desmontado.
- b) Minimização da instabilidade da superfície remanescente ao longo do tempo de exposição, evitando a queda de rochas e pedras soltas, cunhas de deslizamento e mesmo o colapso desta ao longo do tempo. Está relacionada com questões de segurança, com os custos associados a trabalhos de contenção periférica, a operações de manutenção periódica e de monitorização geotécnica.
- c) Qualidade de acabamento final. Está relacionado com o aspecto estético. O paramento remanescente pode ter as condições de estabilidade requeridas, mas caso fique exposto pode apresentar um aspecto caótico e desagradável à observação. Neste caso poderá ser necessário implementar uma solução que contemple o seu revestimento.
- d) Diminuição da afluência de água ao maciço. A detonação não controlada de explosivos potencia a abertura de novas fracturas no maciço e amplia a abertura das fracturas já existentes. Por esse motivo, em caso de existência de água no maciço, quanto maior for a capacidade de circulação desta, mais elevada é a lubrificação das descontinuidades, potenciando o seu eventual colapso.
- e) Diminuição das vibrações provocadas no maciço. A detonação de uma pega de contorno, com cargas mais reduzidas que a pega de produção ordinária, permite criar uma descontinuidade no maciço e a conseqüente minimização de impactos negativos sobre as estruturas e comunidades vizinhas de “uma vibração que se propaga em forma de ondas de vibração das partículas em regime elástico para além da explosão” (Esteves, 1993). Este aspecto assume particular importância quando se sabe do desconforto das populações perante obras onde se aplicam explosivos. São frequentes as situações de conflito e animosidade, levando amiúde a paralisações e atrasos nas obras. Estão relacionados também com esse desconforto outros factores associados às detonações como sejam as eventuais projecções, a onda aérea e a emissão de gases e poeiras.

As razões que tornam importante a actividade de “desmonte para contorno” e o seu estudo são diferentes, mas com grau de importância acentuado.

3.1.3. Factores condicionantes do desmonte de contorno

As características da matriz rochosa onde vai ser executado o desmonte de contorno devem ser o primeiro factor a considerar. A eleição do método ou da conjugação de métodos depende, em primeiro lugar do meio onde vão ser implementados. Existem dois tipos de factores que influenciam este tipo de trabalhos:

1. Condições geológicas e geomecânicas do maciço

Nestes parâmetros não existe a possibilidade de intervir, não são passíveis de ser alterados pois são específicos da zona onde se realiza cada obra. Revelam o maior ou menor grau de heterogeneidade dos maciços rochosos (e.g., Terzaghi, 1965, Rocha, 1981; Hoek, 2007; De Freitas, 2009). As variáveis geológicas deverão ser consideradas para efeito de ajuste nos parâmetros do diagrama de fogo (e.g., Langefors & Kihlstrom, 1987; Olofsson, 1991, 2002; Hartman, 1992; Persson et al., 1993; Holmberg, 2003; Galiza et al., 2008; Fonseca et al., 2010). A função do geotécnico é compreendê-las e através do seu estudo, procurar pela combinação dos factores em que pode interferir, encontrar a solução adequada para a execução da obra. Quanto menor a competência do maciço onde vai ser aplicado o explosivo mais cuidadoso deve ser o seu desmonte de forma a minimizar os danos. A existência localizada de zonas de esmagamento compromete a qualidade do talude final.

Relativamente às características geológico-geomecânicas do maciço, os factores a ter em consideração são (ISRM, 1981; Jimeno & Lopez, 1994):

- a) Resistência à compressão – Obtida em laboratório de mecânica de rochas ou no campo com recurso ao Martelo de Schmidt (esclerómetro portátil);
- b) Resistência à tracção – Obtido em laboratório de mecânica de rochas ou por correlação com o parâmetro da resistência à compressão;
- c) Avaliação do grau de alteração – Observação de campo (critérios GSE, 1995; ISRM, 1981, 2007)
- d) Estudo geológico estrutural e avaliação do grau de compartimentação das descontinuidades do maciço rochoso, através da aplicação da técnica de amostragem linear em superfícies expostas do maciço (onde se coligem, entre outros, os parâmetros (ISRM, 1981; Dinis da Gama, 1995, Chaminé & Fernandes, 1995, Martins et al., 2006, Fonseca et al., 2010): litologia, atitude geológica,

espaçamento e geometria, preenchimento, continuidade, persistência, etc.) -
Observação de campo que poderão ser complementadas em laboratório;

2. *Parâmetros do desmonte*

Consideram-se aqueles sobre os quais podemos ter influência exercendo as modificações necessárias e que são:

- a) Tipo de explosivo empregue. As suas características serão objecto de análise no capítulo seguinte;
- b) Taxa de carregamento;
- c) Diâmetro do furo;
- d) Espaçamento entre furos consecutivos;
- e) Distância à frente;
- f) Subfuração, que é o comprimento de furo perfurado abaixo da cota pretendida;
- g) Comprimento do atacamento ou tamponamento;
- h) Qualidade da perfuração – Precisão de emboquilhamento, alinhamento e desvios. Este assunto será objecto de capítulo específico neste estudo;
- i) Sequenciação/temporização dos detonadores – Carga detonada por tempo;
- j) O ângulo entre o plano horizontal e a superfície de contorno. Este parâmetro é ditado pelo projecto de execução, mas deve ser superior ou igual a 45° , sob risco de a furação ser objecto de desvios consideráveis e de não ser possível efectuar o carregamento dos furos por gravidade, isto é, o peso dos cartuchos de explosivo não é suficiente para ultrapassar o atrito criado entre este e as paredes do furo;
- k) O comprimento do furo, dependendo da inclinação deste e do diâmetro de perfuração, não deverá exceder os 15 metros. Furos com comprimento superior e diâmetro reduzido, agravam o risco de ocorrência de desvios.

3.2. Mecanismo de rotura da rocha

O objectivo do emprego de explosivos em aplicações civis como o desmonte de rocha, prende-se com o aproveitamento da energia gerada pela explosão e a sua transferência para a rocha de forma a realizar trabalho.

A compreensão do mecanismo de rotura da rocha permite pelo seu conhecimento potenciar o efeito da acção do explosivo e simultaneamente definir os parâmetros do diagrama de fogo introduzindo os ajustes necessários em fase de execução da obra.

Considerando a carga de rotura à compressão da rocha, quando se procede à detonação de uma carga explosiva dentro de um furo cria-se, durante a detonação do explosivo, uma pressão no interior do furo.

Quando uma carga explosiva confinada detona num furo, o processo começa com uma rápida reacção química a uma velocidade que pode variar entre 2000 m/s até 7000 m/s, dependendo das condições locais, do diâmetro do furo e o confinamento do explosivo. Os gases provenientes desta reacção criam nas paredes do furo uma elevada pressão (0,5 a 50 GPa) a elevada temperatura (2700 a 3700°C) num curto período de tempo, criando na rocha, um campo de tensões dinâmicas na periferia do furo (Bhandari, 1997). O efeito inicial é, pois, de criação de uma onda de choque de alta intensidade e de pequena duração na zona do furo, que se transforma numa onda de tensão e que rapidamente se degrada e que resulta da passagem brusca de um estado de repouso para um estado de deformação violenta, atravessando o meio a grande velocidade. A continuação da expansão de gases actua no maciço rochoso criando um campo de forças e tensões em expansão para além do furo, ou seja, a rapidez da produção de gases que se desenvolvem no seio da rocha que supomos ser um meio elástico produzem elevadíssima pressão comportando-se como um anel envolvente ao furo, que se expande. Quando existe nas proximidades uma superfície livre, a rocha quebra. Nas outras direcções esta tensão transmite-se sobre a forma de ondas de vibração compressivas, de cisalhamento e volumétricas ou superficiais (Persson et al., 1993). Neste processo são aproveitadas todas as juntas, fracturas, planos de debilidade, planos de estratificação e diáclases pré-existentes, que ao serem abertas provocam uma redução da coesão do maciço e aumentam o risco de colapso e a sobre escavação (Jimeno & Lopez, 1994).

Na detonação de um furo consideram-se quatro zonas distintas (Bhandari, 1997), as quais estão representadas na Figura 5:

- Zona original do furo;
- Zona esmagada – Varia entre 2 e 4 raios do furo inicial;
- Zona fracturada - Varia entre 20 e 50 raios do furo inicial;
- Zona sísmica.

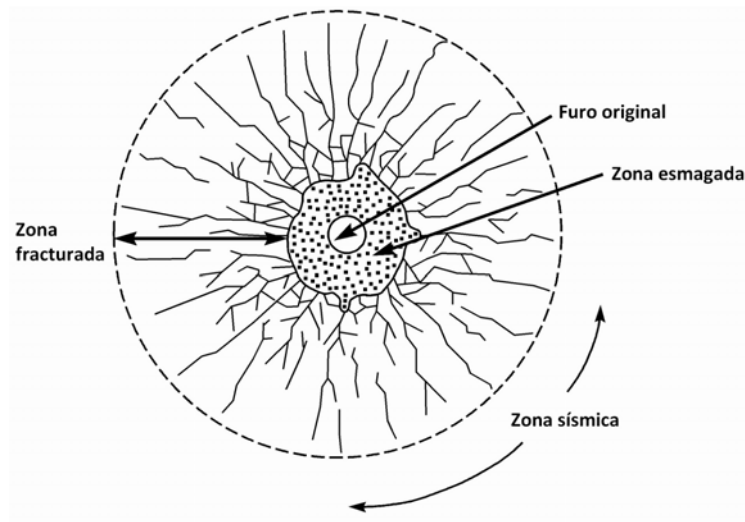


Figura 5 – Periferia da zona de fragmentação (adaptado de Bhandari, 1997).

A existência de uma onda de choque, de elevada temperatura associada à expansão dos gases da explosão libertados a elevadas pressões, cria no maciço rochoso um campo de tensões, que vão originar a fracturação ou aproveitar outras descontinuidades já existentes para o enfraquecer provocando o seu desmonte (Esteves, 1993).

A rotura ocorre no maciço rochoso quando a tensão induzida pela onda de choque e pela expansão de gases ultrapassa inicialmente a resistência à compressão, provocando por pulverização o aumento do diâmetro do furo e induzindo fendilhação e posteriormente ultrapassando a resistência à tracção da rocha provoca a sua rotura e fragmentação.

Jimeno & Lopez (1994) explicam este processo enunciado as suas diferentes etapas:

- Fase 1 - Trituração da rocha - A pressão na frente da onda de choque nos primeiros instantes atinge valores que ultrapassam a resistência à compressão da rocha e provocam a sua pulverização;
- Fase 2 - Fendilhação radial - No período em que ocorre a transmissão da onda de choque, a zona anelar do furo é sujeita a compressão radial que induz componentes de tracção nos planos tangenciais da onda de choque. Quando as tensões ultrapassam a resistência à tracção da rocha tem lugar a formação de fendilhação;
- Fase 3 - Reflexão da onda de choque - Na frente livre gerando ondas de tracção;
- Fase 4 - Ampliação e abertura das fendas radiais - Por acção da pressão de gases depois da passagem da onda de choque;
- Fase 5 - Fracturação por libertação de carga - Depois da passagem da onda de choque e do libertar dos gases quer pelo atacamto, quer pelas fendilhação radial. A energia

armazenada liberta-se bruscamente gerando forças de tensão, que chegam a manifestar-se atrás da linha de corte estabelecida pela furação;

- Fase 6 - Fracturação por cisalhamento - Ocorre em formações estratificadas, quando as camadas possuem módulos de elasticidade distintos;
- Fase 7 - Rotura por flexão - A rocha comporta-se como uma viga solidária com o fundo do furo e a zona de tamponamento;
- Fase 8 - Rotura por colisão - Trata-se de uma fragmentação adicional gerada pelo choque entre os diversos fragmentos.

Para as mesmas condições, a aplicação de diferentes explosivos traduz-se numa diferente extensão de fracturação induzida no maciço, o que pode ser avaliado pela Figura 6.

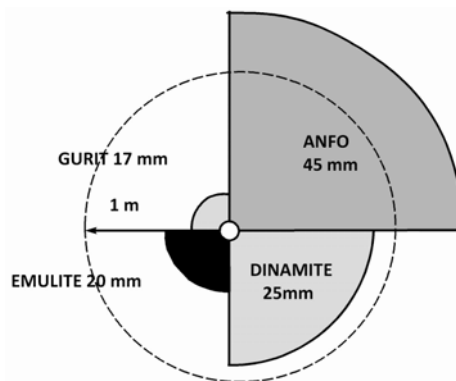


Figura 6 – Extensão da fracturação no maciço: furo de 45mm (adaptado de Olofsson, 1991, 2002).

Este tema é objecto de abordagem por outros autores. Assim, na detonação de uma carga dentro de um furo considera uma zona onde a resistência dinâmica à compressão é largamente superada, e onde a rocha é triturada e esmagada. Fora da zona de transição os esforços de tracção associados à onda de compressão produzem fissuração radial em torno de todo o furo (Jimeno & Lopez, 1994).

3.2.1. Caso particular: desmonte controlado

Quando se considera a execução de um desmonte cuidadoso, a abordagem ao mecanismo de rotura da rocha deve considerar a particularidade de o explosivo a empregar não dever produzir uma pressão no furo superior à resistência à compressão da rocha, procurando evitar o efeito de pulverização e destruição na vizinhança do furo (Figura 7), e a consequente instabilidade ou mesmo destruição da superfície final.

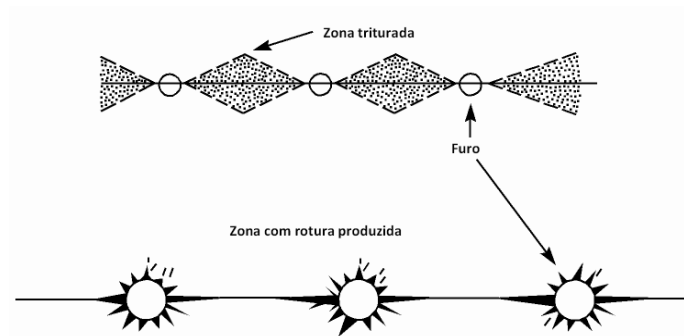


Figura 7 – Rotura com zona triturada / Rotura adequada (adaptado de Exsa, SA.)

As diferentes técnicas de desmorte de contorno procuram reduzir ao máximo a acção de fracturação do explosivo e potenciar o efeito da acção do volume de gases.

O mecanismo de rotura no desmorte envolve pois dois efeitos distintos (Jimeno & Lopez, 1994):

1. Acção da onda de choque;
2. Acção dos gases da explosão.

A pressão dos gases é o parâmetro mais importante para a execução de um plano de corte. Deve manter-se até que ocorra o corte da rocha segundo o plano definido pelo alinhamento dos furos. Neste contexto, e de forma a impedir o escape dos gases provenientes da detonação é muito importante a extensão e compressão da zona do tampão – atacamento.

Para a execução do atacamento pode recorrer-se a cunhas de madeira, buchas de papel molhado, cimentos de secagem rápida ou dispositivos tipo bolsa auto-insuflante. Este tamponamento deve ser depois complementado com inertes de forma a complementar a função de tamponamento.

A diminuição da pressão no furo implica a redução da sobre escavação, o que pode ser alcançado através do desacoplamento da carga em relação às paredes do furo e pela introdução de separadores entre as cargas do mesmo furo. O efeito de acoplamento pode ser obtido pela introdução de água num furo através do preenchimento do espaço existente entre as paredes do furo e a carga explosiva. A principal dificuldade desta operação reside no facto de a água se escapar pelas fracturas existentes.

Quando são detonadas duas cargas em simultâneo a fissuração tende a propagar-se radialmente e de igual forma em todas as direcções, mas colidindo apenas no ponto médio entre furos ($S/2$), Figura 8, o que produz esforços de tracção complementares e perpendiculares ao plano axial. Essas tracções superam a resistência dinâmica à tracção da rocha e criam nova fissuração, o que favorece a direcção de corte pretendida. A fracturação a partir do furo progride em todas as direcções, de uma forma radial, mas apenas as fissuras estabelecidas ao longo do plano de corte se encontram e produzem rotura.

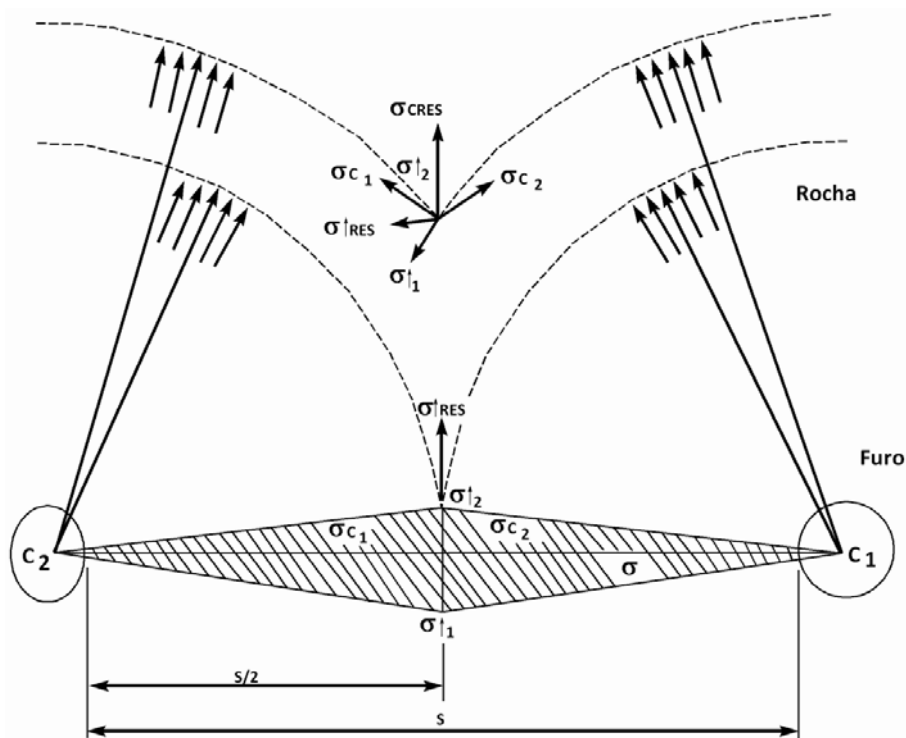


Figura 8 – Estado de tensões gerado no disparo simultâneo de duas cargas (adaptado de Jimeno & Lopez, 1994).

Sequencialmente a abertura e ampliação da fissuração existente ocorre devido à acção dos gases da explosão que invadem estas fracturas. O plano de corte é obtido pela propagação preferencial segundo as fissuras pré-existentes e resulta da abertura por acção do efeito dos gases. Quanto menor é o espaçamento entre furos menor será a superfície resistente entre eles. Também Bhandari (1997) se debruçou sobre esta problemática. Considera que para espaçamentos pequenos parece aumentar a propagação de tensões e o número de fissuras (Figura 9).

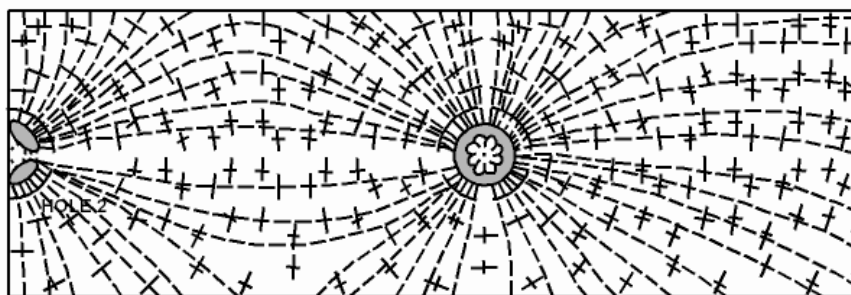


Figura 9 – Trajectória de tensões aquando da detonação de cargas simultâneas (adaptado de Bhandari, 1997).

Segundo Esteves (1993), a detonação de duas cargas em furos consecutivos, quando efectuada simultaneamente, dá origem ao aparecimento de ondas de choque que se propagam em sentidos contrários (Figura 10). O encontro destas ondas de choque, ainda segundo aquele autor, gera esforços de tensão que provocam o corte da rocha. Podemos afirmar que este mecanismo engloba dois efeitos distintos, um resultante do efeito da onda de choque e o outro como consequência dos gases em expansão.

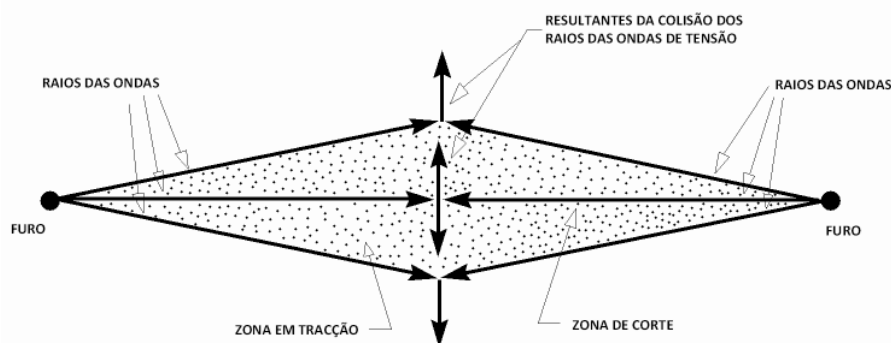


Figura 10 – Mecanismo de rotura da rocha (adaptado de Esteves, 1993).

Outros autores, entre os quais Jiang (1996), estabelecem duas situações distintas em relação à forma como um furo está carregado. Se a carga está completamente acoplada ao furo, considera que a movimentação da onda de choque é a responsável pela iniciação da fissuração do maciço, se por outro lado a carga está desacoplada, isto é, existe um espaço entre esta e as paredes do furo, como sucede na maioria das situações, então é a acção dos gases a responsável pela iniciação da fissuração.

Já Olsson & Bergqvist (1996), consideram que o desacoplamento da carga em relação às paredes do furo tem como consequência a diminuição da fissuração, por outro lado um furo com a carga completamente acoplada induz uma matriz de fissuração mais complexa. Quanto maior a taxa de carregamento maior é o comprimento de fissuração induzido no maciço. Estes autores referem ainda que a utilização de um explosivo com uma elevada velocidade de detonação induz no maciço uma rede mais densa de fendilhação.

Uma vez que a criação do plano de corte requer o efeito simultâneo das ondas de choque provenientes dos furos, a temporização da detonação dos diferentes furos deve ser instantânea.

O explosivo seleccionado deverá ter baixa velocidade de detonação para produzir uma menor energia de impacto, logo uma menor onda de choque. O efeito de corte e de destaque da fatia de rocha deverá ser conseguido preferencialmente através da força impulsora gerada pelo volume de gases.

3.3. Desmonte controlado: diferentes métodos

A aplicação de métodos de desmonte controlado, visa a obtenção de um corte ou descontinuidade artificial segundo um plano desejado, ou seja, uma fractura direccional por tracção e evitar danos desnecessários na sua periferia. Este plano isola o maciço a demolir na operação de desmonte principal, do maciço remanescente. Este propósito consegue-se procurando que a energia resultante da detonação do explosivo, e que é transmitida ao maciço rochoso através das paredes do furo seja melhor distribuída. Desta forma, reduzem-se:

1. Tensões dinâmicas;
2. Fracturas;
3. Fendilhações;
4. Esmagamentos na parede remanescente;
5. A sobre escavação;
6. A propagação de vibrações no maciço.

Caso seja necessário incrementar a pressão nas paredes do furo, este efeito consegue-se através de um melhor acoplamento da carga às paredes do furo, ou pelo preenchimento do espaço anelar com água, salvaguardando que este procedimento só é passível de ser aplicado caso a fracturação do maciço assim o permita.

A pressão nas paredes do furo e a conseqüente sobre escavação podem ser diminuídas através do desacoplamento da carga em relação às paredes do furo reduzindo assim a pressão gerada no interior do furo, da redução da densidade linear de carga e da distribuição da carga ao longo do furo.

A densidade linear de carga ou concentração de carga, relaciona a massa do explosivo com o comprimento do furo e exprime-se em kg/m. A sua variação é conseguida do seguinte modo:

- a) Introdução de espaçadores entre os cartuchos;
- b) Variação do diâmetro dos cartuchos;
- c) Aplicação de explosivos de diferente densidade.

Usualmente são consideradas cinco técnicas principais de desmonte controlado de rocha no contorno, a saber:

1. Linha de perfuração – “Line drilling”;
2. Rebentamento almofadado – “Cushion blasting”;
3. Recorte – “Smooth blasting”;
4. Coluna de ar – “Air-decking”;
5. Pré-corte – “Presplit”.

Estes métodos apresentam em comum a necessidade da perfuração de uma linha de furos segundo um plano de corte pré-determinado. As diferenças residem nos parâmetros:

1. Diâmetro do furo;
2. Espaçamento entre furos consecutivos;
3. Relacionados com o explosivo:
 - Tipo de explosivo;
 - Taxa de carregamento;
 - Espaçamento entre cargas;
 - Acoplamento ao furo.
4. Existência de atacamento e o seu género;
5. Temporização;
6. Faseamento da operação em relação à escavação principal.

Cada uma destas técnicas pode ser usada de forma isolada ou em combinação com as restantes. Em obra, a necessidade de tornar mais eficientes os processos de desmonte associada à heterogeneidade dos maciços, torna necessária uma monitorização constante das variáveis e condições envolvidas. Neste contexto é possível agir rapidamente, introduzindo ajustes nos procedimentos e parâmetros de desmonte.

3.3.1. Linha de perfuração: “Line drilling”

A base desta técnica consiste em criar no maciço uma zona de fraqueza através da execução de uma fiada de furos muito próximos, alinhados segundo o plano da escavação. Esta zona de menor resistência definirá o plano segundo o qual o material resultante da detonação dos furos mais próximos se destacará. A rotura processa-se por influência da detonação dos furos não pertencentes a esta fiada (Figura 11).

O diâmetro de furação normalmente não ultrapassa os 76 mm e o espaçamento entre furos é de duas a quatro vezes o seu diâmetro. Inicialmente não eram carregados com explosivos.

Esta técnica sofreu alguma evolução ao longo dos anos no sentido de os furos começarem a ser carregados com pequenas cargas, e simultaneamente ocorrer um ligeiro aumento no seu espaçamento.

Nesta técnica a observação da fracturação natural do maciço é de particular importância, devendo evitar-se que a zona de fraqueza/rotura criada pela linha de furação seja substituída pelas descontinuidades existentes.

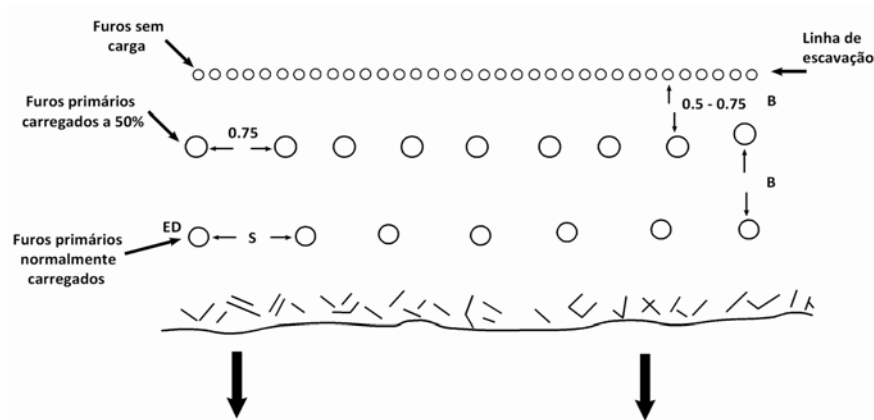


Figura 11 – Esquema de furação em linha (adaptado de Bhandari, 1997).

A mais-valia desta técnica resulta no facto de não utilizar carga explosiva nos furos, ou quando utiliza, a sua concentração é reduzida, em relação aos outros métodos. Aplica-se, quando, mesmo a detonação de pequenas cargas usadas noutros métodos, poderá ter consequências negativas para o maciço. Como desvantagens apresenta a dificuldade em prever os resultados, os elevados custos de perfuração, o período de execução alargado devido à elevada perfuração requerida e o facto de qualquer desvio no alinhamento da perfuração, ainda que pequeno, ter como consequência a criação de um plano de corte irregular (Olofsson, 1991, 2002).

3.3.2. Desmonte almofadado: “Cushion blasting”

Esta técnica foi inicialmente desenvolvida no Canadá. Recorre à perfuração de furos alinhados segundo o plano de corte desejado. Utiliza-se quando a escavação principal está executada e resta apenas desmontar a porção adjacente aos taludes de escavação, sendo aqui que reside a sua principal diferença em relação à técnica denominada de “Rebentamento suave”. Usualmente o diâmetro de perfuração pode variar entre os 50mm (2”) e os 102mm (4”), podendo no entanto variar até aos 165mm (6,5”).

O carregamento dos furos é realizado com pequenas cargas de diâmetro inferior ao do furo. Esta relação entre o diâmetro do furo e o da carga deverá ser no mínimo de $\frac{1}{2}$. O espaço resultante desta diferença de diâmetros é preenchido com material fino de forma a limitar o contacto entre a carga e as paredes do furo, criando desse modo uma “almofada” que amortece o efeito da onda de choque e minimiza a fendilhação e instalação de tensões no maciço remanescente (Figura 12).

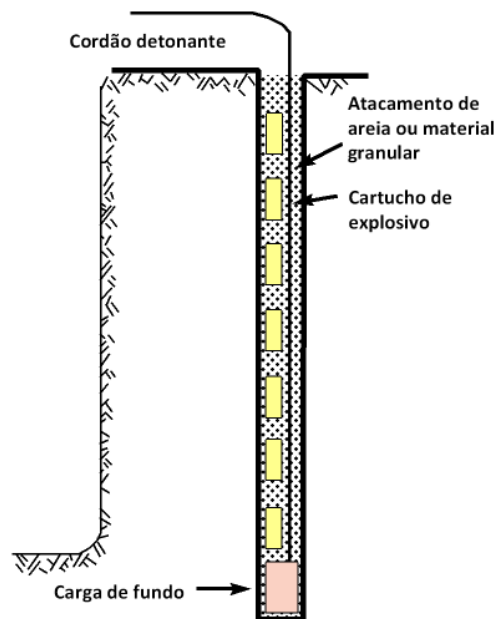


Figura 12 – Desmonte almofadado: distribuição de carga (adaptado de Bhandari, 1997).

As cargas devem ser todas detonadas em simultâneo ou com pequeno intervalo de tempo. São constituídas por cartuchos acoplados a uma linha condutora/iniciadora – cordão detonante. A densidade de carga é ditada pelo espaçamento entre cartuchos. De forma a evitar a formação de repés na base da escavação, a concentração de carga no fundo do furo deve ser incrementada (Olofsson, 1991, 2002). Bhandari (1997), defende que em geral não é necessário executar subfuração. Os parâmetros recomendados para a execução de um diagrama de fogo estão indicados na Tabela 4.

Tabela 4 – Desmonte Almofadado - Parâmetros do diagrama de fogo (adaptado de Olofsson, 1991, 2002).

Diâmetro do furo (mm)	Concentração de carga (kg/m)	Atacamento (m)	Espaçamento (m)
50 - 64	0,12 - 0,35	1,20	0,90
75 - 89	0,20 - 0,70	1,50	1,20
102 - 114	0,35 - 1,10	1,80	1,50
127 - 140	1,10 - 1,50	2,10	1,80
152 - 165	1,50 - 2,20	2,70	2,10

Apresenta como vantagens:

- Permitir maior espaçamento entre furos;
- Funcionar razoavelmente bem em formações incompetentes.

A desvantagem deste método é a:

- Necessidade de proceder à escavação e remoção do material na escavação principal antes de proceder à execução do contorno.

Esta técnica pode ser utilizada em combinação com os outros métodos de desmonte de contorno, sendo normalmente associada à técnica de “Pré-corte”.

3.3.3. Rebentamento suave – recorte: “Smooth blasting”

Esta técnica foi desenvolvida na Suécia nos anos 50 e 60, do século passado. Esta técnica é a mais utilizada em desmontes subterrâneos. A principal diferença entre esta e a técnica do rebentamento almofadado, reside no facto de os tiros de contorno serem detonados, embora com diferente temporização, em conjunto com os furos de desmonte de produção. Outra diferença reside no facto de o atacamento estar limitado à zona superior do furo, razão pela qual, no último cartucho deverá ser acoplada uma bucha de cartão, com o objectivo de impedir a passagem do material de atacamento para o interior do furo. O explosivo adequado é aquele que possui baixa velocidade de detonação e produz pouca quantidade de gases. Os furos de produção adjacentes à linha de contorno também devem ser carregados com uma carga mais reduzida. Os parâmetros recomendados para a execução de um diagrama de fogo apresentam-se na Tabela 5.

Tabela 5 – Rebentamento Suave -Parâmetros do diagrama de fogo (Gustafsson, 1977).

Diâmetro do furo (mm)	Concentração de carga (kg /m)	Distancia à frente (m)	Espaçamento (m)
25 - 32	0,08	0,30 - 0,45	0,25 - 0,35
25 - 43	0,18	0,70 - 0,80	0,50 - 0,60
43 - 48	0,18	0,80 - 0,90	0,60 - 0,70
51	0,38	1,00	0,80
64	0,52	1,00 - 1,10	0,80 - 0,90

O espaçamento entre furos deve variar entre 15 a 16 vezes o diâmetro do furo. De forma a evitar a fragmentação e deslocamento da massa rochosa antes de ocorrer a detonação dos furos de contorno, a distância à frente nos furos de produção, deve ser superior ao espaçamento entre furos. Esta relação Espaçamento (E) / Distância à frente (B) deve ser menor ou igual a 0,8 ($E/V \leq 0,8$).

3.3.4. Coluna de ar: “Air deck”

Este método foi inicialmente experimentado em 1940 na Rússia por Melinkov, combina a existência de uma, ou mais pequenas cargas de explosivo. Em furos com comprimento até 20m apenas se aplica carga no fundo (Figura 13), caso esse comprimento seja ultrapassado utilizam-se dois ou mais tampões e respectivas colunas de ar.

Baseia-se na expansão dos produtos da explosão para o espaço de ar livre dentro do furo e na reflexão das ondas de choque na base do tampão. Quando ocorre a iniciação do explosivo dentro do furo, a pressão inicial é reduzida devido à expansão dos gases no espaço vazio, permitindo a redução do esmagamento e da fissuração na zona ao redor dos furos, mesmo assim a energia é suficiente para que aconteça a rotura da rocha, controlando a sobre-escavação.

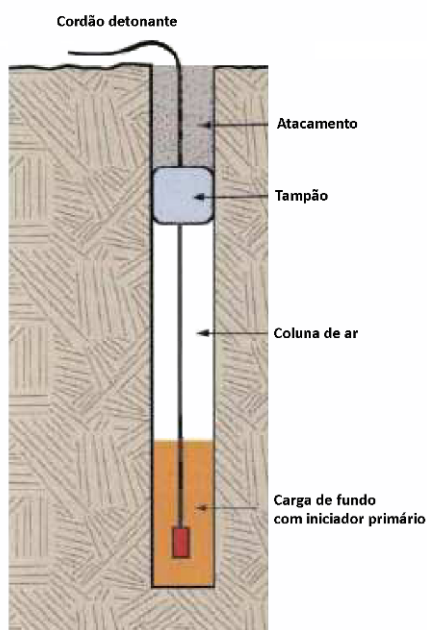


Figura 13 – Recorte: coluna de ar (adaptado de Society of Explosives Engineers Inc, 2011).

O principal obstáculo na execução deste método reside na dificuldade em obter um tampão/bucha, que simultaneamente:

- Segure o material de atacamento, evitando que este deslize para baixo da zona do tampão;
- Confine a energia resultante da detonação permitindo que esta produza trabalho;
- Evite que o atacamento não seja expulso prematuramente.

Para a construção destas buchas já foram testados diversos tipos de material, como buchas de cartão molhado, câmaras-de-ar, sacos plásticos com dispositivos de insuflação química, peças em madeira ou buchas plásticas.

Os furos executados na fiada de definição do contorno podem ter o mesmo diâmetro dos furos do diagrama implementado para a produção ordinária e variam entre 127mm e 310mm. Quando bem tamponados, a detonação não produz praticamente projecções indesejáveis.

As regras práticas para elaboração de um plano de fogo (Jimeno & Lopez, 1994) são enunciadas na Tabela 6.

Tabela 6 – Método da coluna de ar – Parâmetros do diagrama de fogo.

Coluna de ar		
Parâmetro	Unidades	Calculo
Espaçamento = E	m	$E = (16 \text{ a } 24) \times D$
Diâmetro do furo = D	m	Igual ao D de produção
Atacamento = A	m	$A = (12 \text{ a } 18) \times D$
Carga no fundo do furo = CF	Kg	$CF = (0,39 \text{ a } 1,40) \times H \times B$
Altura do furo = h	m	Depende das condições locais
Distância à frente = B	m	$B = 12 \times D$

Em comparação com outros métodos permite também uma redução da quantidade de explosivo empregue, dado que, apenas é carregado 10 a 15% do volume do furo. Caso o comprimento do furo implique que sejam aplicadas duas cargas, 60% dessa carga é utilizada no fundo do furo (Gomes et al., 2008).

As vantagens deste método são:

- Possibilita a utilização de explosivos a granel,
- Permite maior espaçamento entre furos;
- Permite usar diâmetros de perfuração superiores;
- Maior facilidade e rapidez na operação de carregamento dos furos.

As desvantagens deste método são:

- Dificuldade em conseguir um tampão eficiente;
- Necessidade de iniciação através de detonador não eléctrico de forma a não danificar o tampão com a detonação de cordão detonante, diminuindo assim a sua eficiência.

Esta técnica pode ser utilizada em combinação com os outros métodos de desmorte de contorno.

3.3.5. Pré corte: “Pre-split”

Esta técnica tem como base a detonação de uma fiada de furos relativamente próximos entre si, perfurados segundo um alinhamento estabelecido para a definição do plano de corte desejado e executada antes da detonação da escavação principal. O seu objectivo é o isolamento da porção do maciço onde vai ser executado o desmorte de rocha, segundo um plano predefinido, portanto não aleatório, da zona circundante, o maciço remanescente.

A detonação de duas cargas no mesmo instante, em dois furos consecutivos, faz com que as ondas de choque que se transmitem em sentido oposto se encontrem e originem esforços de tensão que criam rotura na rocha segundo o alinhamento definido pelos furos. A detonação simultânea ou quase simultânea de dois furos contíguos origina pois, ondas de choque (Figura 14), que colidem entre si e instalam no maciço uma tensão que vai originar uma fractura entre furos consecutivos.

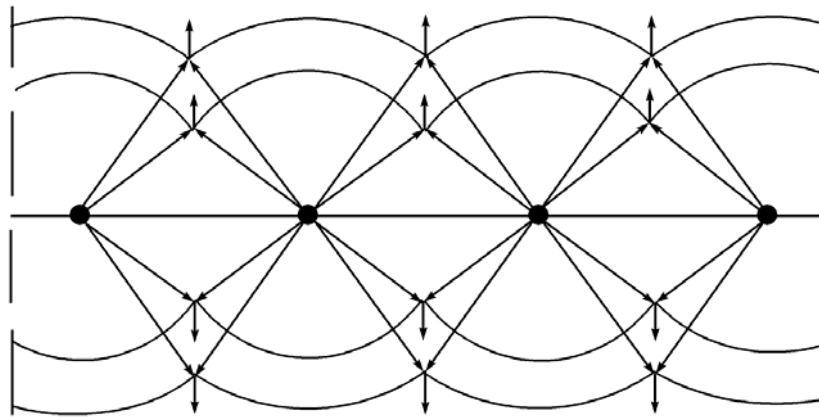


Figura 14 – Rotura na teoria do pré-corte (adaptado de Olofsson, 1991, 2002).

Este modelo repetido em “n” furos, espaçados de “l” comprimento entre si, (Equação 3-1) detonados todos no mesmo momento, provoca no maciço uma rotura com uma extensão:

$$e = n l$$

Equação 3-1 – Extensão da rotura numa operação de desmonte de contorno.

Onde:

e = Extensão da rotura;

n = Numero de furos detonados;

l = Espaçamento entre furos consecutivos.

Para alcançar esse objectivo, criam-se condições necessárias ao estabelecimento de uma rotura artificial. Essas condições são:

- a) Execução de uma fiada de furos segundo um plano de corte pré estabelecido (Figura 15), com diâmetro e espaçamentos variáveis em função das características do maciço e do tipo de trabalho a executar.



Figura 15 – Alinhamento de furos de pré-corte com grande extensão, definido pelos ramos que servem de tamponamento.

- b) Carregamento com explosivos e posterior detonação. O tipo de explosivo a aplicar e a densidade de carregamento variam de acordo com as condições locais. A colocação da carga no interior do furo deve ser efectuada de forma cuidadosa evitando causar danos no material e eventuais encravamentos no seu movimento de descida no furo (Figura 16).



Figura 16 – Aplicação da carga no furo.

A principal diferença em relação às técnicas anteriores, reside no facto de a detonação dos furos do contorno ser sempre, e em períodos diferentes, anterior ao desmonte do maciço principal.

Embora antecipada, mas de modo a que se possam introduzir alterações necessárias, uma zona de pré-corte nunca deve ir muito avançada em relação à escavação geral.

Cria antecipadamente uma fractura artificial que permite isolar do restante maciço a rocha que vai ser detonada posteriormente, ou seja, a escavação principal. O plano de pré-seccionamento cria uma descontinuidade que visa funcionar como superfície de reflexão para as ondas de choque resultantes da detonação do maciço principal, onde por norma as cargas a detonar por tempo são mais elevadas, evitando assim a sua transmissão e diminuindo a fracturação e a sobre escavação. Possibilita pois, que as vibrações resultantes da operação de desmonte principal, não sejam transmitidas de forma contínua ao maciço circundante. Por esta razão esta técnica funciona como factor de controlo e limitação de danos em estruturas vizinhas.

A regra prática (Persson et al., 1993) que procura indicar a densidade linear de carga em função do diâmetro de furo utilizado determina (Equação 3-2):

$$l = 90 \times D^2$$

Equação 3-2 – Densidade linear de carga.

Onde:

l = Densidade linear de carga (kg/m);

D = Diâmetro do furo (m).

O furo deve ser carregado em cerca de 75% da sua extensão e a concentração de carga no fundo do furo deve ser 2 a 3 vezes superior à carga colocada na restante porção do furo.

Parece ser consensual que comparando a técnica do pré-corte com a técnica de rebentamento suave, em relação á primeira, devemos considerar para o mesmo diâmetro um espaçamento entre furos mais apertado (Figura 17), o que acarreta a execução de um maior número de furos para a mesma superfície de contorno e conseqüentemente um incremento de custo relativos à actividade de perfuração.

No pré-corte a relação entre o espaçamento (E) e o diâmetro do furo (D) deve variar entre 8 e 12. No rebentamento suave esta relação pode ser incrementada para um valor entre 13 e 16 (Jimeno & Lopez, 1994).

A existência de tamponamento nesta técnica não é consensual, contudo a maioria dos autores, entre eles Jimeno & Lopez (1994), considera que os furos devem ser tamponados e preenchidos com material de atacamto granular. Este material deve preencher o espaço entre cargas e o espaço anelar existente entre as paredes do furo e a carga.

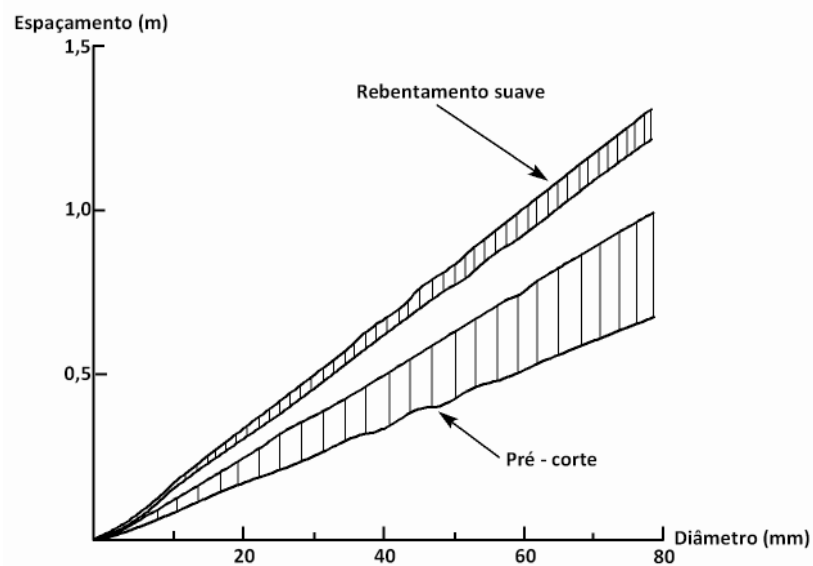


Figura 17 – Espaçamento entre furos /Diâmetro de perfuração (adaptado de Jimeno & Lopez, 1994).

A zona do tampão deve ser objecto de compactação de forma a evitar a sua expulsão e conseqüente perda de energia/volume de gases e projecções descontroladas (Figura 18).

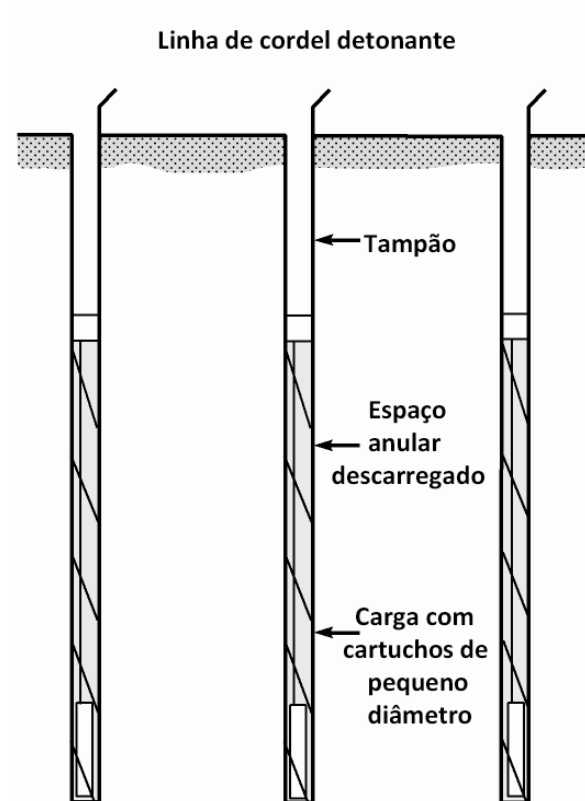


Figura 18 – Distribuição de carga: pré-corte (adaptado de Du Pont, 1977).

Olofsson (1991, 2002), defende que não deve ser utilizado qualquer tipo de atacamento ou preenchimento nos furos. Neste caso o risco de ocorrência de projecções é muito elevado e a onda área gera também grande desconforto. Não deve ser usado em zonas urbanas.

A execução de furos não carregados (furos guia) entre os furos principais é defendida quando se trata de formações incompetentes. Esta variante tem o grande inconveniente de duplicar os custos relativos à actividade de perfuração, pelo que só é utilizada em situações muito específicas, como por exemplo a de grande proximidade em relação a uma edificação.

Uma vez que a criação do plano de corte se fundamenta na interacção quase simultânea das ondas de choque entre furos consecutivos é recomendado que se recorra à iniciação simultânea de todos os furos.

São consideradas algumas excepções como a do caso de se pretender detonar uma extensão de pré-corte considerável. Esta avaliação está relacionada com o comprimento do furo, a carga a detonar e a existência ou não de estruturas na proximidade. Nestes casos pode recorrer-se à iniciação não simultânea dos furos e o intervalo de tempo entre furos deve ser reduzido ao mínimo possível, de acordo com as temporizações existentes no mercado.

A Tabela 7 fornece indicação quanto aos parâmetros tipo a implementar neste método.

Tabela 7 – Pré-corte: parâmetros do diagrama de fogo (adaptado de Olofsson, 1991).

Diâmetro do furo (mm)	Concentração de carga (kg /m)	Espaçamento (m)
25 - 32	0,11	0,20 - 0,30
25 - 41	0,23	0,40 - 0,60
41 - 51	0,42	0,50 - 0,70
51 - 64	0,45	0,60 - 0,80
76 - 89	0,20 - 0,75	0,45 - 0,90
104	0,37 - 1,10	0,60 - 1,20

A limitação maior na aplicação desta técnica ocorre quando existem descontinuidades cujo plano intercepta o plano de corte desejado. Neste caso, se o espaçamento entre estas é menor que a distância entre furos consecutivos a aplicação deste método promove a abertura das fracturas preexistentes e impede o corte segundo o plano desejado.

Para Roy (2005), são obtidos melhores resultados em maciços com valores de resistência à compressão variando entre 100 e 150 MPa. Em maciços com valores de rotura à compressão até 50 MPa os resultados são medíocres.

3.3.5.1. Construção da carga

- Carga de fundo

Por questões de operacionalidade relacionadas com a logística para construção da carga de fundo recorre-se ao calibre utilizado na carga dos furos de produção dos desmontes principais, o seu diâmetro varia de 40mm a 60mm. Por conveniência de produção, e caso a altura do furo não seja inferior a 3,00m, é utilizada como carga uma vela completa. A concentração da carga no fundo do furo é superior à da restante porção do furo.

- Carga de coluna

Regra geral, o calibre empregue é de diâmetro de 26mm. Esta escolha relaciona-se com uma melhor distribuição e menor concentração de carga ao longo do furo. Está também relacionada com os calibres de explosivos existentes no mercado.

As velas utilizam como unidade condutora, e que serve de estrutura, o cordão detonante de gramagem de 10g/m ou 12g/m, ao qual são acopladas com recurso a fita isoladora as velas de explosivo (Figura 19). O espaçamento entre velas determina a concentração linear de carga e depende do tipo de rocha e das condições geomecânicas do maciço. Este cordão condutor leva na extremidade que vai ao fundo, a vela de calibre superior e que constitui a carga de fundo.



Figura 19 – Construção da carga de coluna.

O cordão detonante deve apresentar resistência à tracção compatível com o esforço a que vai ser submetido durante a colocação da carga no furo.

A utilização de cordão detonante de 100g/m permite, sem a aplicação de cartuchos, uma distribuição mais uniforme da carga e uma maior rapidez da operação de carregamento, embora implique um custo de produção mais elevado.

Existem no mercado pré-cargas já construídas e que são fornecidas com a concentração de carga e com o comprimento solicitado pelo comprador.

3.4. Espaçamento entre furos: equação *prática*

Com o objectivo de uniformizar a forma como se estabelece este parâmetro e partindo do principio de que deve haver equilíbrio entre a pressão de gases actuando nas paredes do furo e a resistência à tracção da rocha, alguns autores como Jimeno & Lopez (1994), Jiang (1996), Lewandowski, Mai & Danell (1996), Calder (1977), Chiappetta (1991) e Gomes et al. (2008), apontam uma equação “prática” (Equação 3-3) para a determinação do espaçamento adequado entre furo consecutivos, a qual relaciona as características do explosivo com as propriedades da rocha e estabelece um valor para o parâmetro espaçamento:

$$E = \frac{D \times (PBe + RT)}{RT}$$

Equação 3-3 – Equação de espaçamento entre furos consecutivos.

Onde:

E = espaçamento entre furos consecutivos;

D = Diâmetro do furo;

PBe = Pressão no furo;

RT = Resistência à tracção.

Também Roy (2005), utiliza a mesma equação fazendo referência à correcção que o parâmetro do espaçamento assim obtido deve merecer quando no maciço existem descontinuidades próximas, este valor não deve exceder o dobro do espaçamento entre as mesmas.

O conceito de pressão no furo (PBe) vai ser retomado no capítulo 4.2.10 e o conceito de resistência à tracção (RT) no capítulo 7.1.3.

Esta Equação 3-3 vai constituir a base da metodologia proposta neste estudo.

3.5. Aplicação em obra

A pesquisa efectuada para estudo destes cinco métodos permitiu verificar que entre autores não existe consenso, sobre as especificidades e pontos comuns relativos a cada um deles. O procedimento adequado a cada situação específica parece resultar da combinação de duas ou mais técnicas.

A escolha do método a aplicar em obra está condicionada pela análise das condições geomecânicas, objecto de análise em capítulo específico e aos meios de produção disponíveis, quer sejam de equipamento, quer sejam de mão-de-obra, ao prazo de execução, a factores económicos, à qualidade de acabamento final pretendida e à proximidade de comunidades/edificações:

- A disponibilidade e características do equipamento condicionam o diâmetro de furação, o comprimento do furo, a inclinação do furo e a velocidades de perfuração;
- Os meios humanos condicionam o prazo de execução e a sua qualidade/formação técnica influencia o resultado final do trabalho;
- Os recursos financeiros devem estar de acordo com o grau de complexidade da obra. Um acabamento mais cuidado, e portanto mais oneroso possibilita alguma poupança em eventuais contenções e tratamentos geotécnicos;

- A qualidade da superfície obtida depende do objectivo que determinou a execução da obra;
- A proximidade com comunidades e bens/estruturas sensíveis influencia a quantidade de explosivo a detonar e a eventual necessidade de proceder ao controle de vibrações, condiciona o ritmo dos trabalhos. Sobre esta especificidade e a título de exemplo apresenta-se o caso da Figura 20, tratando-se de uma obra com elevado grau de dificuldade que resulta da conjugação de 3 factores:
 1. Proximidade com uma habitação e restante núcleo habitacional;
 2. Localização da escavação num plano superior ao da habitação;
 3. Impossibilidade de orientar a frente de desmonte e a deslocação da massa fragmentada para outra direcção.



Figura 20 – Variante de Cambarinho: exemplo de desmonte condicionado.

4 – Diferentes tipos de explosivo

4. Diferentes tipos de explosivo

4.1. Explosivos - Definição

O termo “explosivo” utiliza-se para definir em termos gerais um *composto químico*, substância ou mistura de compostos/ingredientes que, sob certas condições, devidamente iniciada(o), reage quimicamente originando uma *reação rápida*, libertando grandes quantidades de calor e de gases a alta pressão e temperatura, de tal forma que o calor acumulado e o gás, que alguns autores estimam que tenha um volume 10 000 vezes superior ao volume do cartucho inicial leva à produção de *energia mecânica*. O trabalho de um explosivo depende assim da quantidade de calor produzido e do volume de gases gerado.

A energia manifesta-se sob a forma de onda de choque e de pressão proveniente do elevado volume de gases a alta pressão e temperatura.

A explosão de uma substância explosiva é o processo físico-químico conhecido que liberta a maior quantidade de energia na menor quantidade de tempo.

O calor desenvolvido e que se dissipa rapidamente provoca a destruição da estrutura cristalina da rocha seguida de pulverização. Em países onde as temperaturas são frequentemente negativas ocorre um arrefecimento muito rápido levando à diminuição do volume de gases e a uma conseqüente diminuição de pressão e menor abertura nas fracturas existentes.

Quando a explosão ocorre em meio confinado a pressão desenvolvida atinge valores mais elevados. Esta reação pode ser caracterizada como um processo auto-sustentado e exotérmico de rápida oxidação (Akhavan, 2004). Após a iniciação do explosivo a velocidade da onda de choque é constante (Cooper, 1997).

As substâncias usualmente classificadas como explosivos contêm oxigénio, azoto (nitrogénio) e oxidantes (comburentes) como carbono ou hidrogénio. O oxigénio está geralmente ligado ao nitrogénio nos grupos NO, NO₂ e NO₃. No decorrer da reação química as moléculas de oxigénio e de nitrogénio separam-se e unem-se com os componentes combustíveis. Durante este processo é libertada grande quantidade de energia, acompanhada por uma produção elevada de gases a grande temperatura.

Estão nestas condições os produtos explosivos compostos à base de nitroglicerina, de fuel e de oxidantes e as emulsões explosivas.

Estudos apresentados no “4^o Simpósio Internacional de Fragmentação de Rochas por Explosivos, 5-8 Julho 1993”, evidenciam que a responsabilidade da energia de detonação na fracturação da rocha é superior à da velocidade de detonação, e também que a energia da

onda de choque pouco contribui para tal fracturação (Esteves, 1993). Por esse motivo a evolução na concepção de novos explosivos industriais vai no sentido de se obter produtos com uma elevada velocidade de detonação mas com menor energia da onda de choque do que os actuais explosivos. Este aspecto é importante pois tem benefícios para a segurança das construções vizinhas.

Refere-se, embora sem confirmação, que o aparecimento do primeiro explosivo conhecido, a pólvora negra, surgiu na China fruto de um acidente e do acaso. Alguns alquimistas que trabalhavam minério de ouro, pretendiam efectuar a separação do ouro e da prata numa reacção a baixa temperatura. Para isso adicionaram nitrato de potássio e enxofre, esquecendo-se de juntar carvão vegetal antecipadamente. Para reparar este erro adicionaram o carvão por último, o que deu origem a uma violenta explosão.

O primeiro registo da utilização industrial em engenharia civil da pólvora negra, remonta ao período 1548-1572 e refere-se à dragagem do rio Niemen no norte da Europa (nasce na Bielorrússia e atravessa a Lituânia). Na Hungria, no Século XVII, foi usada para a fragmentação do minério de ouro. A partir desta data rapidamente foi introduzida com uso industrial na Alemanha, Inglaterra e Suécia. Este país tornou-se principal fabricante e comerciante de pólvora negra na Europa.

O facto mais importante na História da evolução dos explosivos e que condicionou o evoluir do desmonte de rocha como actividade industrial, resulta da produção de nitroglicerina e ocorreu quando Alfred Nobel conseguiu criar este composto no estado líquido. A substancia, foi obtida pela adição de glicerina, ácido nítrico e ácido sulfúrico, misturados a baixa temperatura em vasilha de pedra, deve ser cuidadosamente mexida à mão e mantida a temperatura reduzida com recurso a água gelada. É um composto muito instável e sensível ao choque, solidifica rapidamente a baixas temperaturas e tem o inconveniente de penetrar nas fendas e fissuras da rocha constituindo riscos acrescidos durante a execução dos trabalhos. Mais tarde, com o objectivo de garantir o manuseamento e aplicação em condições de maior segurança da nitroglicerina procurou-se a produção de uma mistura plástica. Ocorreram inúmeros acidentes, um dos quais vitimou o irmão de Alfred Nobel. Foram realizados ensaios com a adição da nitroglicerina a vários materiais, sendo o algodão o que primeiro obteve sucesso, mais tarde utilizou como absorvente uma carga siliciosa de diatomite, material que tem um alto poder absorvente (Gustafsson, 1977).

O desenvolvimento da produção industrial de explosivos ocorreu nos finais dos anos 50, Tabela 8.

Tabela 8 – Evolução histórica dos explosivos: breve síntese (adaptado de Bhandari, 1997).

ANO	DESENVOLVIMENTO
Séc. XIII	Alusão ao sal e outros pós em escritos na Arábia e na China
1242	Pólvora negra - Fórmula de Bacon (Inglês)
1320	Pólvora negra - Fórmula de Berthold Schwartz (Alemão)
1846	Fórmula da nitroglicerina líquida – Ascanio Sobrero (Italiano)
1861	Estudo da nitroglicerina – Alfred Nobel (Sueco)
1866-75	Produção comercial de dinamite e gelatinas.
1880's	Incremento da Investigação sobre a dinamite
1950's	ANFO
1957	Primeiros Hidrogéis
1964	Emulsões
1969-74	Hidrogéis
1979-82	ANFO pesado (% de emulsão superior a 50% e ANFO)

Existem diferentes critérios para a classificação dos explosivos (Daniel, 2000):

Classificação dos explosivos quanto à **velocidade de detonação**:

- Lentos ou propulsores – Velocidade de combustão inferior a 1000m/s. A energia produzida resulta da expansão gasosa, estes explosivos não produzem energia de choque.
- Rápidos – Velocidade de combustão superior a 1000m/s mas inferior a 5000m/s. A energia produzida na detonação resulta da expansão gasosa e da onda de choque.
- Muito rápidos – Velocidade de combustão superior a 5000m/s.

Classificação dos explosivos quanto aos **efeitos**:

- Fracturante – Devido á velocidade da reacção o seu efeito é de destruição do meio que o envolve, fracturando-o em pequenos blocos.
- Deflagrante – Devido à lentidão da reacção o seu efeito é de rotura pelas fracturas existentes ou derrube.

Classificação dos explosivos quanto à **sensibilidade**:

- Sensíveis – Activado por efeito de choque ou calor moderado.

- Pouco sensíveis – Iniciação com recurso a um detonador.

Ou, segundo outro autor (Akhavan, 2004) em:

- Explosivos Primários – Ocorre uma transição muito rápida entre a fase da queima e a fase da detonação, têm a capacidade de transmitir a detonação a explosivos menos sensíveis. Estes explosivos são muito sensíveis, detonam sob a acção do calor, do choque, da fricção ou da faísca eléctrica, quer estejam ou não confinados. As velocidades de detonação variam entre 3500 e 5000 m/s.
Exemplos – Fulminato de mercúrio, azido de chumbo, dinitrobenzofrano de potássio e estifinato de chumbo.
- Explosivos Secundários – Diferem dos explosivos primários porque são menos sensíveis e não podem ser iniciados apenas sob acção directa de calor ou de choque. São iniciados pela acção da onda de choque criada por um explosivo primário. Estes explosivos durante a detonação conseguem produzir mais energia que os explosivos usados para a sua iniciação. As velocidades de detonação variam entre 5000 e 9000 m/s e são utilizados para fins militares e industriais/civis – obras públicas e pedreiras.
Exemplos – TNT (trinitrotolueno), tetril (trinitrofenilometilnitroamina), ácido picrico (trinitrofenol), nitrocelulose, nitroglicerina. São representados em termos comerciais pela gelatina, a dinamite as emulsões e os hidrogeis.
- Explosivos Propulsores – São materiais combustíveis que já contém eles próprios os materiais necessários à sua combustão. Apenas queimam, não explodem. A queima normalmente ocorre com violência e é acompanhada por chama, faísca, assobios e estalidos, mas não por estrondos acentuados. Podem ser iniciados por chama ou faísca. A passagem do estado sólido a gasoso é relativamente lenta. Em geral os propulsores produzem gases no processo de deflagração, este processo é geralmente subsónico.
Exemplos – Pólvora negra, nitrato de amónio, explosivos que não contenham nitroglicerina ou outro composto de nitrogénio aromático.

O critério de classificação das diferentes substâncias pode ser objecto de discussão, existem propriedades, como por exemplo a velocidade de detonação, que para cada tipo de substância podem ser consideradas tendo em conta um intervalo de valores e não um valor fronteira que as diferencie.

A Tabela 9 evidencia a diferença entre as substâncias combustíveis, deflagrantes e detonantes.

Tabela 9 – Comparação Substâncias Combustíveis / Deflagrantes / Detonantes (adaptado de Akhavan, 2004).

SUBSTÂNCIAS COMBUSTÍVEIS NÃO EXPLOSIVAS	SUBSTÂNCIAS EXPLOSIVAS DEFLAGRANTES	SUBSTÂNCIAS EXPLOSIVAS DETONANTES
Iniciadas por chama, faísca, temperaturas elevadas	Iniciadas por chama, faísca, fricção, choque, temperaturas elevadas	Iniciadas por detonador adequado
Não podem ser iniciadas quando molhadas	Não podem ser iniciadas quando molhadas	Podem ser iniciadas quando molhadas
Necessitam de oxigénio do meio envolvente.	Têm oxigénio presente na composição	Têm oxigénio presente na composição
Ardem com chama sem produzir barulho	Produz ruído acompanhado de som sibilante e fogo	Produz um ruído estrondoso acompanhado de fogo.
Queima com pequena produção de gases	Produção de gases usada como força propulsora	Produz uma onda de choque usada como força destrutiva.
Velocidade de combustão mais lenta que a de deflagração	Velocidade de combustão subsónica	Velocidade de combustão supersónica
Propagação baseada em reacções térmicas	Propagação baseada em reacções térmicas	Propagação baseada na onda de choque
Velocidade de combustão aumenta com o aumento da pressão ambiente	Velocidade de combustão aumenta com o aumento da pressão ambiente	Velocidade de detonação não é afectada pela pressão ambiente
Não é afectada pelo confinamento	Não é afectada pelo confinamento	Velocidade de detonação influenciada pelo meio envolvente
Não depende do tamanho do material	Não depende do tamanho da mistura	Velocidade de detonação depende do diâmetro do cartucho
Nunca passa a deflagração ou detonação	Pode converter-se em detonação	Normalmente não passa a deflagração

4.2. Explosivos Propriedades

4.2.1. Estabilidade química

É a capacidade que um explosivo possui para se manter quimicamente inalterado durante um certo período de tempo. Esta característica tem particular importância no que diz respeito ao manuseamento e armazenamento do explosivo.

Esta estabilidade do explosivo pode diminuir acentuadamente quando ocorra o seu armazenamento prolongado em locais onde a ventilação seja deficiente.

4.2.2. Peso específico

É caracterizado como o peso por unidade de volume, sendo este, geralmente expresso em Kg/dm^3 ou g/cm^3 . Depende da granulometria dos componentes sólidos e do tipo de matérias-primas utilizadas na fabricação do cartucho. Pode-se baixar a densidade de um explosivo pela adição de matérias-primas contendo ar.

O peso específico, algumas vezes designado, embora de forma incorrecta, como sendo a densidade de um explosivo, afecta a velocidade de detonação de uma forma linear (Figura 21). Os explosivos com maior peso específico apresentam, usualmente, maiores velocidades de detonação.

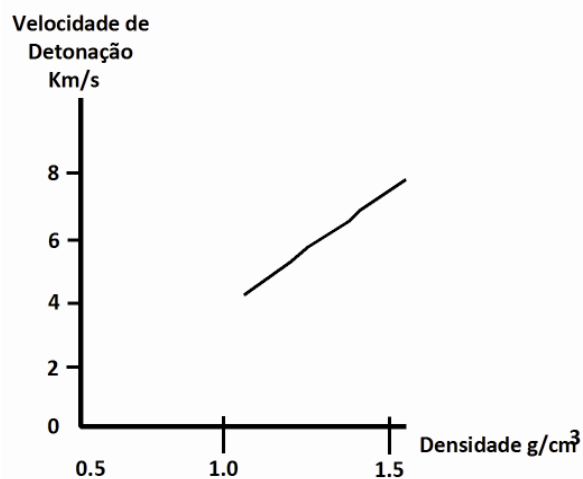


Figura 21 – Densidade *versus* Velocidade de Detonação (adaptado de Akhavan, 2004).

No fundo do furo é necessária maior concentração de energia de forma a possibilitar o arranque da rocha, por esse motivo utilizam-se explosivos mais densos como são os gelatinosos e os hidrogeis, sendo que na coluna utilizam-se os menos densos, como os pulverulentos ou à base de ANFO.

O peso específico dos explosivos industriais tem uma amplitude larga, variando de 0,5 a 1,7.

Um dos objectivos de considerar o peso específico consiste em permitir a variação da concentração de carga ao longo do furo, por exemplo, quando os explosivos aplicados na carga de coluna e na carga de fundo são diferentes.

Quando considerámos o carregamento de um furo com água no seu interior, se o peso específico for inferior a 1, o explosivo flutua e não permite o correcto carregamento do furo. Deve, então, procurar-se que o explosivo preencha ao máximo o furo, produzindo assim um bom acoplamento. Na prática, embora não seja uma propriedade do explosivo, mas sim uma característica própria do maciço para uma determinada curva granulométrica, é usual a utilização do conceito de densidade de carga ou carga específica, que relaciona o peso do explosivo empregue com o volume de rocha desmontado, expressa-se em g/cm^3 .

4.2.3. Sensibilidade

É entendida como a maior ou menor quantidade de energia necessária para iniciar a explosão, podendo ser entendida como a energia mínima que é necessária fornecer ao explosivo para que este se inicie. É uma medida do valor da propagação da onda de choque. É importante que os explosivos sejam sensíveis de forma a garantir a sua detonação em toda a extensão da carga, sem contudo chegar ao ponto de tornar perigoso o seu uso e manuseamento.

Em regra, os explosivos industriais para iniciar a sua detonação necessitam de um explosivo de potência superior, denominado primário ou iniciador, o qual está ligado a um detonador ou ao cordão detonante.

O conceito de “sensibilidade indesejada” está associado a questões de segurança e traduz a maior ou menor facilidade com que um explosivo detona sob acção de um estímulo accidental.

4.2.4. Velocidade de detonação

Para alguns é considerada como a característica mais importante de um explosivo, pois quanto maior for a velocidade de detonação, maior é a potência de um explosivo. É a velocidade com que a onda de choque viaja ao longo da coluna de explosivo conforme Figura 22, ou seja, é o tempo que um determinado comprimento de explosivo necessita para que se processe a desintegração das moléculas que o compõem, seguida da recombinação dos novos elementos, resultantes dessa desintegração.

Esta velocidade é usualmente expressa em metros por segundo (m/s) e varia entre 2000m/s e 8000m/s. É a velocidade à qual se move a reacção ao longo da coluna de explosivo.

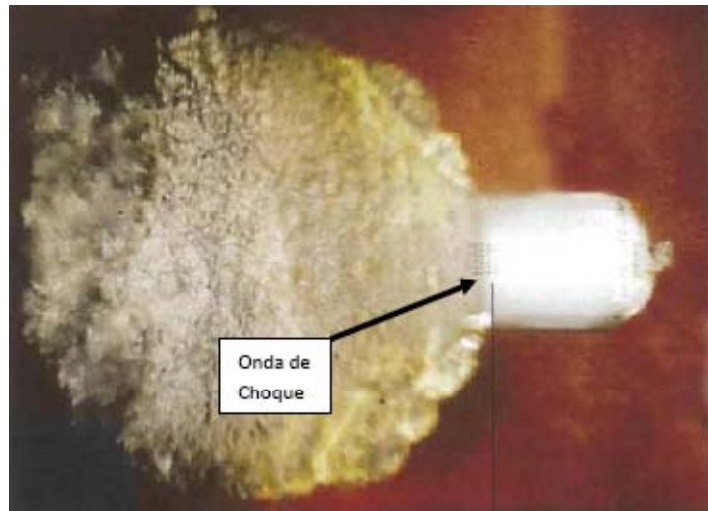


Figura 22 – Onda de choque (adaptado da Society of Explosives Engineers Inc, 2011).

Para um mesmo explosivo, após a sua iniciação, a velocidade da onda de choque é constante (Cooper, 1997).

Deve-se ter em atenção que a velocidade de detonação varia com as condições locais, com os diâmetros de furação, com o seu confinamento e nalguns casos com o calibre utilizado. À medida que a velocidade aumenta, o explosivo produz maior efeito de fragmentação em materiais duros. Se detonarmos uma coluna cilíndrica de explosivo, a velocidade de detonação varia na proporção directa da variação do seu diâmetro. Quando o diâmetro é maior, a perda de energia produzida pela onda de choque é menor e vice-versa. Esta diminuição de velocidade aumenta com a diminuição do diâmetro, até que a perda de energia é tão grande em relação à energia gerada que a detonação acaba por falhar a sua propagação (Cooper, 1997).

A importância da velocidade de detonação em termos teóricos está relacionada com o conceito de *impedância*, ou seja, o produto da velocidade de detonação pela densidade do explosivo. Para Gomes et al. (2008), esta impedância deverá aproximar-se o mais possível da *impedância característica do maciço rochoso* a fracturar, porque torna mais eficiente a transmissão da onda de choque – produto da velocidade de propagação sísmica no maciço pela densidade da rocha.

Estas características estão referidas na Tabela 10 em relação a alguns maciços e explosivos característicos.

Tabela 10 – Tabela de Impedâncias (adaptado de Persson et al., 1993).

	Velocidade de Detonação - VD (m/s)	Velocidade Sísmica - Vs (m/s)	Peso específico (kg /m ³)	Impedância 10 ⁻⁶ kg /m ² s
Explosivo				
ANFO	3200	-	900	2,88
Hidrogel	5000	-	1100	5,50
Emulsão	5200	-	1200	6,24
Dinamite	5500	-	1450	7,98
Maciço Rochoso				
Basalto	-	5560	2761	15,35
Granito	-	5230	2800	14,64
Arenito	-	2640	2182	5,76
Calcário	-	1340	1410	1,89
Hematite	-	6280	5070	31,84

4.2.5. Potência de um explosivo

Define-se como a capacidade que um explosivo possui para partir e projectar a rocha. Diz respeito à quantidade de energia e indica a força disponível e a capacidade de produzir trabalho, em condições normais de aplicação. Foi das primeiras propriedades utilizadas para caracterizar um explosivo, sendo também designada por força, brisância ou clasticidade.

Em geral é expressa em termos de percentagem em relação a um explosivo padrão, normalmente a dinamite a 33% de nitroglicerina (BG) com um peso específico na ordem de 1,55 g/cm³, ou ao ANFO, com um peso específico na ordem de 0,80 g/cm³.

Depende da composição do explosivo, mas também pode ser maximizada através de um plano de fogo tecnicamente correcto.

A potência por unidade de peso de um explosivo pode ser calculada pela Equação 4-1 (Gomes, Galiza, & Vieira, 2008):

$$S1 = \frac{5}{6} \times e1 + \frac{1}{6} \times V1$$

Equação 4-1 – Potência do explosivo.

Onde:

$S1$ = Potencia do explosivo por unidade de peso;

$e1$ = Coeficiente energético;

$V1$ = Coeficiente volumétrico.

É necessário determinar o Coeficiente energético ($e1$) e o Coeficiente volumétrico ($V1$)

O Coeficiente energético determina-se do seguinte modo:

$$e1 = \frac{425 \times Qv}{500000}$$

Equação 4-2 – Coeficiente energético.

Em que:

Qv – Calor da reacção traduzido em Kcal/Kg.

E o Coeficiente volumétrico ($V1$) determina-se utilizando a expressão:

$$V1 = \frac{Vg}{850}$$

Equação 4-3 – Coeficiente volumétrico.

Onde:

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

Nas fichas técnicas dos explosivos comerciais para referir a potência de um explosivo comercial recorre-se aos conceitos (Roy, 2005):

- *Bulk Strength* ou “Potencia Máxima” - **BS** - Traduz-se pela quantidade de **energia por unidade de volume de explosivo** (KJ/m³). Se a Potência Máxima é relativa a um explosivo padrão, usualmente o ANFO, designa-se por “Potência Máxima Relativa” (*Relative Bulk Strength*) – **RBS**.
- Potência em Peso - **AWS** – Refere-se à quantidade de **energia por unidade de massa de explosivo** (MJ/Kg). Se a Potência Máxima for relativa a um explosivo padrão, usualmente o ANFO, designa-se por “Potencia Relativa em Peso” (*Relative Weight Strength*) – **RWS**.

Estas grandezas podem ser relacionadas entre elas pelas Equação 4-4 e Equação 4-5, respectivamente:

$$RWS = (AWS \times 100) \div (AWS \text{ ANFO})$$

Equação 4-4 – Potência relativa em peso.

$$RBS = (RWS \times Densidade) \div (Densidade \text{ ANFO})$$

Equação 4-5 – Potência máxima relativa.

4.2.6. Resistência à água

É a capacidade de um explosivo resistir à acção da água sem perder a sua sensibilidade e eficiência. Pode ocorrer perda de eficácia por separação dos diferentes componentes numa solução aquosa. Neste parâmetro deverão ser considerados três aspectos:

- Resistência ao contacto com a água – Característica pela qual um explosivo sem necessidade de um revestimento especial, mantém, inalteradas as suas propriedades num certo intervalo de tempo, permitindo por isso a sua utilização em furos com água. A absorção de água pelo explosivo dissolve parte deste, alterando a sua composição.
- Resistência à humidade – Explosivos com características tais, que possibilitam a sua utilização em furos, que não estando repletos de água ainda assim encontram-se húmidos.
- Resistência à pressão da água – Diz-se que um explosivo é resistente à pressão da água quando um cartucho imerso não sofre deformação e continua em condições de produzir trabalho.

A dinamite, os hidrogeis e as emulsões são muito resistentes á água. O ANFO é facilmente dissolvido pela água.

4.2.7. Fumos / Gases

São o conjunto dos produtos resultantes de uma explosão. Entre eles encontram-se o vapor de água, o dióxido de carbono, o azoto e o pó em suspensão.

Uma explosão também produz gases tóxicos, encontram-se entre eles óxidos de carbono e óxidos de azoto. As características destes gases têm importância acrescida nos trabalhos subterrâneos, pois podem ser causadores de problemas de saúde. Neste caso particular, devem utilizar-se explosivos com oxigénio suficiente para garantir a combustão completa do explosivo com a mínima libertação de gases tóxicos.

Um explosivo está equilibrado relativamente ao balanço de oxigénio quando o oxigénio contido nos seus ingredientes se combina com o carbono e o hidrogénio de forma a produzir dióxido de carbono e vapor de água. De outra forma observa-se que:

- Excesso de oxigénio – Produz óxidos de azoto.
- Falta de oxigénio – Produz monóxido de carbono.

Os factores que podem influenciar negativamente a produção de fumos tóxicos, são (Bhandari, 1997):

- Fórmula inadequada do explosivo;
- Iniciação inadequada;
- Resistência insuficiente à água;
- Falta de confinamento;
- Eventual reacção do explosivo com o material a ser detonado;
- Alteração das propriedades do explosivo devido a deficientes condições de armazenamento.

4.2.8. Diâmetro crítico

Para cargas explosivas com forma cilíndrica, existe um diâmetro abaixo do qual a onda de detonação não se propaga, e se o faz, ocorre com uma velocidade muito baixa. Esta medida designa-se como “diâmetro crítico”.

Os principais factores relacionados com esta propriedade são o tamanho das partículas, a reactividade dos seus componentes, a densidade e o seu confinamento. O diâmetro crítico é menor se o explosivo estiver confinado (Bhandari, 1997). Existe um diâmetro crítico para determinadas densidades. Se os outros parâmetros se mantiverem constantes o diâmetro crítico diminui com a diminuição do tamanho das partículas (Society of Explosives Engineers, Inc, 2011). Este conceito tem particular importância no que diz respeito às emulsões e hidrogeis e ANFO.



Figura 23 – Emulsão não detonada.

A Figura 23 apresenta uma emulsão de calibre 28mmx200mm (cartucho com o diâmetro de 28mm e 200mm de comprimento) onde não ocorreu iniciação do explosivo. Esta emulsão, nas condições em que estava formulada a sua composição, à data, era susceptível de sofrer falhas por não ignição. Este facto verificou-se por diversas vezes na mesma obra e nas mesmas condições de trabalho. Entretanto, e fruto da evolução no processo de fabrico das emulsões, este problema já não se coloca com a frequência de tempos passados.

4.2.9. Pressão de detonação

É a pressão criada no início da reacção. Depende da velocidade de detonação, da densidade e da velocidade das partículas do explosivo. É considerada uma pressão na zona de choque à frente da zona da reacção, constituindo pois uma medida da pressão da frente da onda de choque. Quando um explosivo é detonado, esta pressão súbita é libertada de forma quase instantânea, sob a forma de onda de choque que dura apenas uma fracção de segundo. Esta propriedade depende da rapidez com que os produtos gasosos são libertados.

A amplitude do impulso da tensão devido à explosão está relacionada com esta pressão de detonação, pelo que é da maior importância para a fragmentação das rochas (Esteves, 1993). Para explosivos encartuchados a velocidade das partículas é cerca de $\frac{1}{4}$ da velocidade de detonação (Bhandari, 1997). A amplitude do impulso da tensão devida à explosão está relacionada com esta pressão de detonação. Obtém-se de maneira quase instantânea, resultando do movimento da onda de choque através do explosivo. A pressão de detonação está relacionada com a pressão no furo, mas não é uma relação linear, calcula-se matematicamente.

A pressão de detonação é máxima na direcção da onda de choque e mínima na periferia do cartucho. Esta propriedade é importante para a selecção dos iniciadores, sendo que a pressão de detonação destes deverá exceder a da carga principal.

Este parâmetro pode ser traduzido pela Equação 4-6 (Jimeno & Lopez, 1994) e Gomes et al. (2008).

$$PD = 228 \times 10^{-6} \times \rho_e \times \frac{VD^2}{1 + 0,8 \times \rho_e}$$

Equação 4-6 – Pressão de detonação.

Em que:

PD = Pressão de detonação (MPa);

ρ_e = Peso específico do explosivo (g/cm³);

VD = Velocidade de detonação (m/s).

Pode também ser estimado, empregando a fórmula de Cooper (1997) para explosivos cuja densidade varia entre 1,0 e 1,8.

$$PD = \rho_e \frac{VD^2}{4}$$

Equação 4-7 – Pressão de detonação.

Onde:

PD = Pressão de detonação (GPa);

ρ_e = Peso específico do explosivo (g/cm³);

VD = Velocidade de detonação (km/s).

Ou, empregando a fórmula de Roy (2005):

$$P_e = \frac{V^2 \rho_e}{3,8}$$

Equação 4-8 – Pressão de detonação.

Em que:

P_e = Pressão de detonação (N/m²);

ρ_e = Peso específico do explosivo (kg/m³);

V = Velocidade de detonação (m/s).

Ou ainda aplicando a fórmula de Bhandari (1997):

$$P_e = 2,5\rho VD^2 \times 10^{-6}$$

Equação 4-9 – Pressão de detonação.

Onde:

P_e = Pressão de detonação (Kbar);

ρ_e = Peso específico do explosivo (g/m^3);

VD = Velocidade de detonação (m/s).

Também a fórmula de Persson et al. (1993):

$$P_e = \frac{VD^2 \rho_0}{4}$$

Equação 4-10 – Pressão de detonação.

Onde:

P_e = Pressão de detonação (GPa);

ρ_0 = Peso específico do explosivo (kg/m^3);

VD = Velocidade de detonação (m/s).

Verifica-se que são vários os autores que se dedicaram ao estudo desta característica dos explosivos. O estudo desta propriedade traduzido pelas equações enunciadas será retomado aquando do capítulo dedicado à experimentação.

Para explosivos comercializados no mercado nacional e considerando a Equação 4-6, verifica-se pela análise da Tabela 11 que esta propriedade sofre variação significativa.

Tabela 11 – Pressão de detonação: explosivos comerciais.

Explosivo comercial	Velocidade de detonação m/s	Densidade ρ	Pressão de detonação MPa
Riodin	6000	1,45	5510
Riomex E20	5000	1,10	3335
Emulex 731	5850	1,21	4797
Emulex 721	6200	1,21	5389
Emulex 711	6350	1,21	5653
Riogel Plus	5000	1,20	3490
Riogel Por	4500	1,20	2827
Riogel CC	4000	1,10	2134
Austinite	2500	0,71	645
Amonóleo	4000	0,80	1780

4.2.10. Pressão no furo

A pressão no furo também designada por pressão de explosão, ou pressão efectiva, é a pressão exercida nas paredes do furo pelos gases em expansão depois da actuação da onda de choque e da completa reacção química (Esteves, 1993).

O valor desta pressão depende do confinamento do explosivo, isto é, da forma como este preenche o furo, mas também da temperatura alcançada pelos gases da detonação.

A medida da pressão da detonação está relacionada com o volume de gases libertado por unidade de peso de explosivo e pela quantidade de calor libertada durante a reacção. Quanto maior for a temperatura da reacção, para um volume de gases constante, maior é a pressão dos gases. Se à mesma temperatura for libertado um volume superior de gases, a pressão também aumenta.

A percepção de que um explosivo que apresente uma baixa pressão de detonação, mas que possuía uma pressão no furo relativamente elevada e um bom acoplamento, é responsável pelo desenvolvimento de explosivos que embora originando reduzida energia de choque, desenvolvem uma energia total elevada, e por isso com grande capacidade de desmonte.

Segundo Jimeno & Lopez (1994) e Gomes et al. (2008), a pressão de detonação de um explosivo em MPa é função da pressão de detonação (PD), do volume do furo onde é aplicado o explosivo e do volume do explosivo.

$$PBe = PB \times \left[\frac{Ve}{Vb} \right]^{1,2}$$

Equação 4-11 – Pressão efectiva.

Onde:

PBe – Pressão efectiva (MPa);

PB – Pressão de detonação (MPa);

Ve – Volume do explosivo;

Vb – Volume do furo.

Ou também segundo Jimeno & Lopez (1994) e Gomes et al. (2008):

$$PBe = PB \times \left[\sqrt{C} \times \frac{d1}{D} \right]^{2,4}$$

Equação 4-12 – Pressão efectiva.

Em que:

PBe – Pressão efectiva (MPa);

PB – Pressão de detonação (MPa);

C – Quociente entre o comprimento da carga e o comprimento do furo. ($C=1$ para cargas contínuas);

$d1$ – Diâmetro da carga;

D – Diâmetro do furo.

Ou segundo Persson et al. (1993):

$$PBe = Pe \times \left[\frac{d1}{d} \right]^3$$

Equação 4-13 – Pressão efectiva.

Em que:

PBe – Pressão efectiva (MPa);

Pe – Pressão de detonação (MPa) Equação 4-10;

d_1 – Diâmetro da carga;

d – Diâmetro do furo.

No capítulo dedicado à metodologia, o estudo terá como base a conjugação dos valores obtidos aplicando as equações relativas à pressão de detonação e à pressão no furo. Com base no valor obtido para a pressão no furo, procura determinar-se o espaçamento adequado entre furos consecutivos.

4.2.11. Energia

A energia produzida pela detonação do explosivo pode ser dividida em duas classes (Roy, 2005),

1. Energia responsável pela produção de trabalho. Nesta porção de energia podemos considerar dois tipos distintos:
 - Energia de choque – Aproximadamente 15%;
 - Energia resultante da pressão dos gases gerados – Aproximadamente 85%.
2. Energia perdida – Manifesta-se pela emissão de:
 - Calor;
 - Luz;
 - Ruído;
 - Ondas sísmicas.

Num **explosivo deflagrante** não é produzida energia de choque, apenas é criada energia resultante da expansão gasosa. Estes explosivos deflagram ou ardem rapidamente.

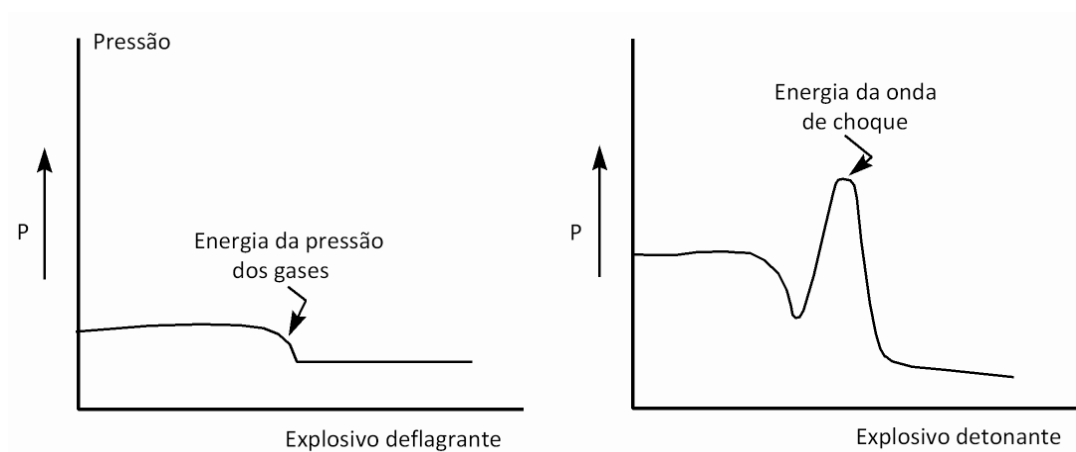


Figura 24 – Pressão de Detonação (adaptado de Konya & Walter, 1990).

Num **explosivo detonante**, aquando da detonação a reacção produz energia de choque que se manifesta antes da energia resultante da pressão gasosa ser libertada. A energia de choque geralmente produz uma pressão superior à pressão gerada pela energia produzida pelos gases, é uma pressão transitória que viaja pelo explosivo à velocidade de detonação Figura 24 (Roy, 2005). A energia resultante da pressão dos gases resulta numa pressão exercida nas paredes do furo, pela expansão dos gases produzidos depois da reacção química estar completa, produzindo uma força constante até à rotura do furo (Roy, 2005).

4.3. Principais explosivos comerciais

Um produto que pode ser adquirido no mercado mediante processo de licenciamento prévio é considerado um explosivo comercial. É utilizado para aplicações civis em obras públicas, minas e pedreiras. A energia por ele libertada tem 4 efeitos principais (Heinio, 1999):

- a) Fractura e fragmentar a rocha;
- b) Provoca a deslocação / movimento da rocha;
- c) Induz vibração no terreno;
- d) Produz onda aérea.

É importante referir que a selecção dos produtos a aplicar em obra resulta da conjugação dos seguintes factores:

- a) Necessidades ditadas pela especificidade do trabalho;
- b) Factor económico (privilegiar a relação qualidade / custo);
- c) Disponibilidade e interesse do fornecedor em relação aos produtos existentes no mercado;
- d) *Stock* do fornecedor;
- e) Avaliação do técnico responsável tendo em consideração os outros factores enunciados.

4.3.1. ANFO

São compostos de nitrato de amónio misturados com um hidrocarboneto, geralmente gasóleo, numa proporção de 95,3% de nitrato de amónio e 5,7% de combustível, geralmente em peso ou volume, o que equivale a 3,7 litros de combustível por cada 50 kg de nitrato de amónio (Jimeno & Lopez, 1994). Como combustível podem ser também utilizados gasolina ou querosene. São geralmente usados em pedreiras e são designados por ANFO. Deflagram ou ardem rapidamente, possuem usualmente uma velocidade de reacção que varia entre 600 e 1200 m/s. Estes explosivos são responsáveis por elevada produção de gases, produzem energia por expansão de gases, e por uma baixa energia e onda de choque (Tabela 12).

Devido à sensibilidade do ANFO à água, desaconselha-se o seu uso na sua presença, porque esta impede a sua detonação e por ter um maior impacto ambiental. As escorrências de água superficiais ou subterrâneas podem dissolver as quantidades de ANFO que se perdem no piso, formando uma solução de nitratos, especialmente nociva para a contaminação de fluxos de água superficiais e subterrâneos. Devido ao volume de gases que gera, a projecção de blocos com este tipo de explosivo é maior do que quando se empregam emulsões ou dinamites.

Tabela 12 – Características técnicas (valores nominais) de Anfo comercial – Amonóleo (Maxam Por, 2011).

Amonóleo (ANFO)	
Características técnicas	
(Valores nominais)	
Densidade	0,80
Velocidade de detonação (m/s)	4000
Calor da explosão (MJ/kg)	3,90
(REE-WS) (Anfo=100%)	100%
(REE-BS) (Anfo=100%)	100%
Volume de Gases (l/kg)	978
Gases tóxicos (l/100g)	3,5 a 4,67

Ou o mesmo tipo de produto mas de outro fabricante (Tabela 13).

Tabela 13 - Características técnicas de - Anfo comercial - Austinite (SEC, 2010).

Austinite (ANFO)	
Características técnicas	
(Valores nominais)	
Densidade	0,71
Velocidade de detonação (m/s)	2500
Calor da explosão (MJ/kg)	3,82
(REE-WS) (Anfo=100%)	-
(REE-BS) (Anfo=100%)	-
Volume de Gases (l/kg)	-
Gases tóxicos (l/100g)	-

4.3.2. *Slurries* de Nitrato de Amónio - Hidrogeis

Começaram a ser desenvolvidos em finais dos anos 50, do Século XX. São agentes explosivos baseados em soluções aquosas, espessas, saturadas (cerca de 65%) de nitrato de amónio, ou de outros oxidantes, como nitrato de sódio ou nitrato de cálcio. O componente combustível usado é geralmente pó de alumínio, mas também são usados combustíveis solúveis em água como glicóis. Os termos *slurry* e hidrogel são empregues para designar o mesmo tipo de explosivo.

São designados por:

- *Slurries*: Os explosivos cuja sensibilização é obtida através de explosivos como por exemplo o TNT;
- Agentes *slurries*: Quando a sensibilização é obtida à custa de um combustível não explosivo, nomeadamente o alumínio, o enxofre ou o hidrocarboneto de sódio.

São bastante insensíveis à iniciação, mas a sua sensibilização pode ser potenciada pela introdução de TNT ou PETN, ou ainda de micro balões de ar.

A utilização de partículas de alumínio nestas misturas levanta problemas, porque, à temperatura ambiente ocorre a reacção com a água, produzindo hidrogénio. Esta reacção evita-se protegendo as partículas de alumínio com produtos hidrófugos. Actualmente os hidrogeis que se produzem, são uma mistura de oxidantes com nitrato de monometilamina (NMMA) e produtos sólidos e líquidos, como os oxidantes, espessantes e gelificantes.

A solução oxidante é constituída por água, nitrato de amónio, nitrato de sódio e tio-ureia e gomas, para se obter uma viscosidade alta e reter os micro-balões de ar.

A solução de NMMA é um excelente sensibilizante porque é muito combustível, apresenta um balanço de oxigénio negativo, elevada densidade e é pouco sensível aos choques.

Os aditivos sólidos são o alumínio, o amido e as gomas, sendo os primeiros para aumentar a sensibilidade e os outros para engrossar a mistura. Podem ser utilizados a granel e ser misturados no local da aplicação. Têm um bom balanço de oxigénio, sendo que a diminuição das partículas permite o aumento da densidade, e o aumento do diâmetro possibilita um bom confinamento e acoplamento da carga ao furo. Para estabilizar a fase líquida, evitar a segregação e aumentar a resistência à água, são adicionados agentes espessantes e gelificantes.

A principal deficiência dos *slurries* está relacionada com o facto de os oxidantes estarem na forma sólida, o que reduz o contacto entre estes e o componente combustível. Esta razão pode ser responsável pela diminuição da sua eficiência. A evolução da composição destes produtos vai no sentido de substituir os oxidantes sólidos por soluções salinas. Apresentam muito boa resistência à água e a densidade pode variar entre 0,80 e 1,60.

Como exemplo da fórmula de um slurry pode apresentar-se (Bhandari, 1997):

- Oxidantes – 85%;
- Combustíveis – 5%;
- Água – 9%;
- Outros – 1%.

Considerando apenas um fabricante, existem produtos diferentes dentro da mesma gama. A Tabela 14 apresenta-se a gama completa de um fornecedor e as respectivas características.

Tabela 14 – Hidrogeis comerciais (Maxam Por, 2011).

Produtos	Riogel Troner Por Plus (Hidrogel)	Riogel Troner Por (Hidrogel)	Riogel Troner Por CC (Hidrogel)
Características técnicas	(Valores nominais)		
Densidade	1,20	1,20	1,10
Velocidade de detonação (m/s)	5000	4500	4000
Calor da explosão (MJ/kg)	4,40	3,50	3,10
(REE-WS) (Anfo=100%)	118%	106%	92%
(REE-BS) (Anfo=100%)	184%	166%	127%
Volume de Gases (l/kg)	826	891	914
Gases tóxicos (l/100g)	< 3,50	< 3,50	< 3,50

4.3.3. Emulsões

São a última geração de explosivos. Mantêm as características dos hidrogeis mas beneficiam da melhoria de duas características fundamentais, a potência e a resistência à água. Apresentam-se sob a forma de uma dispersão estável de um líquido imiscível noutro. É uma dispersão de uma ou mais fases líquidas imiscíveis, em que, com a adição da energia mecânica (agitação/homogeneização) e energia química (na forma de emulsionante tensioactivo), se obtém uma distribuição final das fases altamente homogénea (Xuguang, 1994).

Nas emulsões, o oxigénio é fornecido pelos nitratos e pelos percloratos em solução aquosa. O combustível pode ser gasóleo, ou uma mistura de ceras e óleos. São sensibilizadas pela introdução de pequenas bolhas de ar (micro balões) sob a forma de micro esferas. A potência

pode ser incrementada pela adição de combustíveis como o pó de alumínio. Os componentes são misturados a uma temperatura superior a 50 °C.

A densidade pode variar entre 1,00 e 1,45 e o seu controle é efectuado adicionando agentes químicos adequados no estado gasoso (Bhandari, 1997). Apresentam uma resistência á água e uma estabilidade excelentes. A sua reacção de explosão é altamente eficiente.

Apresenta-se, em seguida, um exemplo de formulação de uma emulsão “WATER-IN-OIL”, na qual a água está dispersa sob a forma de pequenas gotículas (Bhandari, 1997) e em que o óleo envolve as partículas de água:

- Ceras/óleos – 6%;
- Emulsificante – 2%;
- Água –17%;
- Nitrato de amónio – 58%;
- Nitrato de sódio – 15%;
- Micro-balões – 2%.

Ou,

Já a emulsão “OIL-IN-WATER”, na qual os óleos estão dispersos sob a forma de pequenas gotículas (Bhandari, 1997), apresenta a seguinte composição:

- Gasóleo – 6%;
- Água – 15%;
- Perclorato de sódio – 5%;
- Nitrato de cálcio – 20%;
- Nitrato de amónio – 51%;
- Micro-balões – 2%;
- Goma – 1%.

Também neste caso, considerando apenas um fabricante, existem produtos diferentes dentro da mesma gama. Neste produto apresenta-se a gama completa de um fornecedor e as suas características, e a título de exemplo mostra-se um produto semelhante mas de fabricante diferente (Tabela 15).

Tabela 15 – Emulsão comercial Emulex 711, Emulex 721 e Emulex 731 (SEC, 2010).

Produtos	Emulex 711 (Emulsão)	Emulex 721 (Emulsão)	Emulex 731 (Emulsão)
Características técnicas	(Valores nominais)		
Densidade	1,21	1,21	1,21
Velocidade de detonação (m/s)	6350	6200	5850
Calor da explosão (MJ/kg)	4,42	3,92	3,15
(REE-WS) (Anfo=100%)	-	-	-
(REE-BS) (Anfo=100%)	145%	181%	204%
Volume de Gases (l/kg)	989	923	855
Gases tóxicos (l/100g)	-	-	-

Ou considerando o fornecedor Maxam Por (Tabela 16).

Tabela 16 – Emulsão comercial Riomex E20 (Maxam Por 2011).

Riomex E20	
Características técnicas	
(Valores nominais)	
Densidade	1,10 a 1,15
Velocidade de detonação (m/s)	5000
Calor da explosão (MJ/kg)	3,18
(REE-WS) (Anfo=100%)	-
(REE-BS) (Anfo=100%)	122%
Volume de Gases (l/kg)	920
Gases tóxicos (l/100g)	-

4.3.4. Dinamites

Genericamente é um termo utilizado para duas categorias de explosivos. A produção de dinamites resulta da reacção do ácido nítrico com o ácido sulfúrico e adição de glicol, com a formação de um nitrato orgânico líquido, como o nitro-glicol ou a nitroglicerina. A este produto intermédio são adicionados diversos compostos ou aditivos, dependendo das características finais pretendidas, nomeadamente nitrato de amónio, dibutilftalato, trinitotolueno e nitrocelulose (Território, 2006).

As propriedades da nitroglicerina e a forma como é efectuada a mistura com os restantes componentes determina o tipo de dinamite. A nitroglicerina obtém-se fazendo reagir uma mistura de glicerina e glicol com outra mistura de ácidos. Durante esta operação a temperatura e o manuseamento devem ser cuidadosamente controlados.

4.3.4.1. Dinamite não gelatinosa

A dinamite não gelatinosa difere da gelatinosa porque não contém nitrocelulose. A nitroglicerina está presente numa percentagem de 10-50% e os oxidantes são nitrato de amónio ou de potássio. Apresentam elevada resistência à água. Em seguida apresenta-se a composição de uma dinamite (Bhandari, 1997).

- Nitroglicerina (NG) – 40%;
- Nitrato de Sódio (NS) – 44%;
- Anti-ácidos – 2%;
- Material combustível – 14%.

Apresentam uma elevada velocidade de detonação e boa resistência à água.

4.3.4.2. Dinamite gelatinosa

A dinamite gelatinosa é preparada dissolvendo nitrocelulose (0,5-5%) e adicionando nitroglicerina (22-55%) até formar um gel. Quando esta mistura (gel) está formada, adicionam-se os restantes componentes oxidantes (nitratos inorgânicos). A dinamite gelatinosa difere da dinamite tradicional apenas porque a nitrocelulose deve estar misturada com um óleo, resultando uma mistura colóide (gel). Desta forma obtém-se uma mistura mais coesa, que apresenta uma melhor resistência à água. Como exemplo da fórmula de uma dinamite gelatinosa (Bhandari, 1997)

- Nitroglicerina (NG) – 22,5%;
- Nitrocelulose (NC) – 0,5%;
- Nitrato de Amónio (NA) – 15,0%;
- Nitrato de Sódio (NS) – 47,2%;
- Pó de madeira – 7,2%;
- Enxofre – 6,2%;
- Material combustível – 14%.

São o explosivo comercial mais potente e apresentam elevada resistência à água.

A Tabela 17 enuncia, em síntese, os componentes dos explosivos comerciais descritos.

Tabela 17 – Componentes dos explosivos (Jimeno & Lopez, 1994).

EXPLOSIVO	OXIDANTE	COMBUSTIVEL	SENSIBILIZANTE
DINAMITE	SÓLIDO - Nitratos	SÓLIDO - Materiais absorventes (sensibilizantes)	LÍQUIDO - Nitroglicerina, Gasificantes
ANFO	SÓLIDO - Nitratos	LÍQUIDO - Óleos	Poros
HIDROGEL	SÓLIDO - Nitratos LÍQUIDO - Soluções salinas	SÓLIDO - Alumínio LÍQUIDO - Sensibilizantes	SÓLIDO - TNT LÍQUIDO - NMMA, MAN Gasificantes
EMULSÕES	LÍQUIDO - Soluções salinas	LÍQUIDO - Óleos e parafinas	Gasificantes

A Tabela 18 indica as características técnicas de um produto comercializado pela Maxam Por. Este produto é o que foi aplicado nas obras em estudo. Características como a velocidade de detonação e a densidade vão ser aplicadas nas equações do estudo.

Tabela 18 – Dinamite comercial – Riodin (Maxam Por 2011).

Riodin (Dinamite)	
Características técnicas	
(Valores nominais)	
Densidade	1,45
Velocidade de detonação (m/s)	6000
Calor da explosão (MJ/kg)	4,10
(REE-WS) (Anfo=100%)	135%
(REE-BS) (Anfo=100%)	244%
Volume de Gases (l/kg)	895
Gases tóxicos 8l/100g)	< 2,27

4.4. Sistemas de iniciação

Os explosivos comerciais são formulados e produzidos de modo a serem compostos relativamente estáveis, permitindo assim a aplicação, o transporte, o armazenamento e manipulação em condições de segurança. Por esta razão, para que ocorra a sua iniciação é necessário um choque forte e localizado ou um dispositivo de iniciação adequado – detonador.

Para que ocorra a explosão é necessária a activação do explosivo, a qual ocorre promovendo o contacto do detonador ou do cordão detonante com a carga explosiva. Estes, ao serem detonados transmitem a explosão à carga explosiva.

4.4.1. Detonadores eléctricos

A iniciação eléctrica utiliza uma fonte de energia eléctrica associada a um circuito para transmitir o impulso eléctrico ao detonador, este fica incandescente e inicia a carga explosiva. Estes detonadores são constituídos por uma cápsula de metal (alumínio ou cobre) com 6,5mm a 7,5mm e comprimento variável. No fundo do invólucro está alojada a carga de base, constituída por uma mistura de explosivos secundários. Por cima da carga de base está colocada a carga de topo, que pode ser uma carga explosiva simples, de um iniciador (fulminato de mercúrio ou azido de chumbo), esta carga detona instantaneamente quando sujeita a faísca, aquecimento ou chama.

Se o detonador for micro retardado, antes da carga de topo contém um elemento pirotécnico responsável pela temporização. Junto ao elemento retardador ou à carga de topo está colocado um filamento onde é produzida incandescência por acção da corrente eléctrica. Esta incandescência é responsável pela iniciação do explosivo.

Este tipo de detonadores, Figura 25, pode ser activado por tempestades, electricidade estática, correntes parasitas e rádio-frequência.



Figura 25 – Detonadores eléctricos (Maxam Por, 2011).

Foi largamente empregue nas últimas décadas do século XX, devido às vantagens que oferece a sua utilização. Com o aparecimento dos detonadores não eléctricos, e, ultimamente dos detonadores electrónicos, a sua importância tem vindo a diminuir. Estes últimos ainda apresentam um elevado custo.

Os detonadores eléctricos podem ser classificados de acordo com as seguintes características:

- Tempo de detonação (instantâneos e temporizados);
- Características eléctricas (baixa, média e alta insensibilidade).

Um detonador eléctrico (Figura 26), é constituído por um invólucro de metal, normalmente de alumínio ou cobre, dentro do qual estão fundamentalmente três partes distintas:

- Componente eléctrica;
- Componente retardadora;
- Componente explosiva.

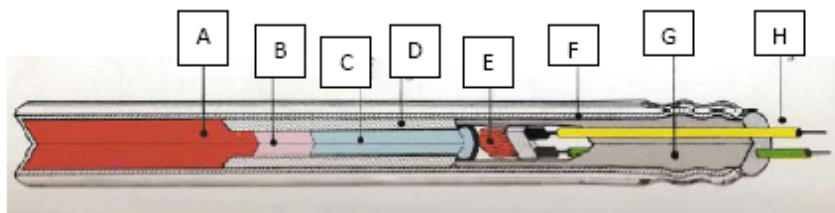


Figura 26 – Detonador eléctrico micro retardado (adaptado de UEE-Explosivos, 1990).

Onde:

- A. Carga base ou secundária: explosivo potente (TNT, tetril);
- B. Carga primária: explosivo sensível (nitrato de chumbo ou fulminato de mercúrio);
- C. Elemento de atraso ou retardador (pergamanato de potássio ou antinómio em pó);
- D. Elemento porta retardo.
- E. Filamento ou ponte incandescente (isca);
- F. Invólucro metálico;
- G. Tampão;
- H. Fios condutores.

Nos detonadores instantâneos, não existe componente retardadora. A combustão do filamento promove logo a iniciação da componente explosiva. Este detonadores apresentam como grande vantagem a possibilidade de aferir as condições do circuito eléctrico recorrendo a ohmímetro apropriado.

4.4.2. Detonadores não eléctricos

São constituídos por um tubo fino de plástico transparente de 3mm de diâmetro, portanto, com uma bitola estreita, revestido no seu interior por uma fina película de pó de material explosivo ou reactivo, com uma concentração de 20 mg/m (Figura 27). O sistema de iniciação transmite o sinal que permite o iniciar da reacção química, suportada pelo aquecimento e expansão de gases. Inicia-se assim, a onda de choque dentro do tubo plástico (Persson et al., 1993).

A cápsula detonadora colocada na extremidade do tubo é semelhante às cápsulas dos detonadores eléctricos.



Figura 27 – Detonador não eléctrico (Maxam Por, 2011).

A velocidade da onda de choque dentro do tubo é da ordem de 2000 m/s, o que não é suficiente para que apenas com o seu contacto, e por muito sensíveis que os explosivos sejam, ocorra a sua iniciação. A passagem da onda de choque no interior do tubo não é visível nem provoca alterações no seu exterior.

As grandes vantagens na sua utilização são a desmultiplicação infinita de temporizações e do seu manuseamento ser mais seguro, porque não estão sujeitos à influência de correntes parasitas. As suas desvantagens resultam de possuírem custo unitário mais elevado, e na impossibilidade de comprovação do circuito, por outra forma que não a inspecção visual.

4.4.3. Detonadores electrónicos

Começaram a ser desenvolvidos em finais dos anos 80 (Figura 28). A sua principal vantagem reside no facto de permitirem um elevado grau de precisão no controle da temporização. Os seus componentes principais são a unidade de retardo electrónica e um detonador instantâneo.

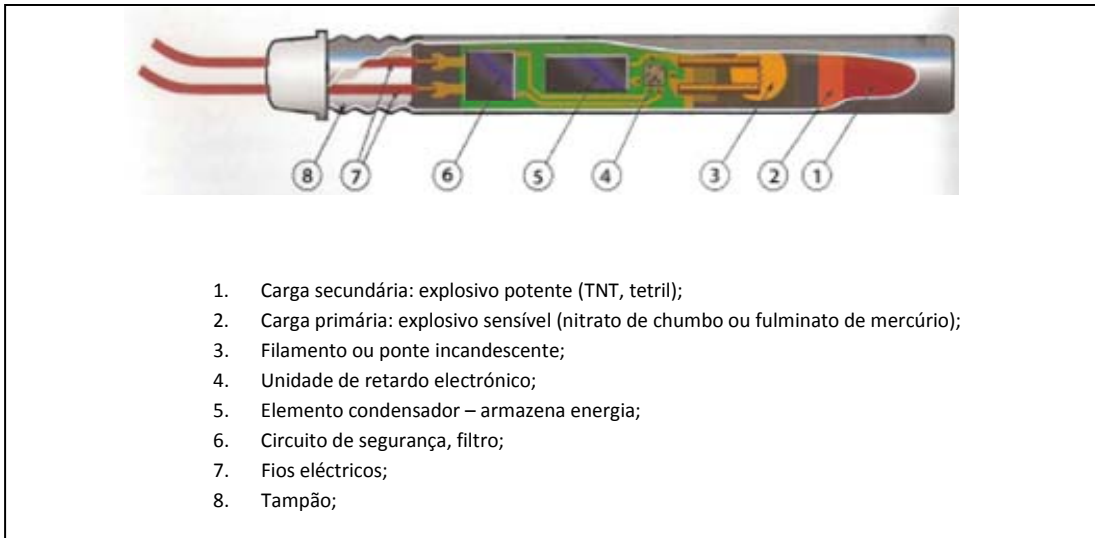


Figura 28 – Detonador eletrônico (adaptado da Society of Explosives Engineers Inc, 2011).

Quando observados sem o invólucro protector, assemelham-se a um qualquer componente electrónico do de uso comum (Figura 29).



Figura 29 – Detonador eletrônico sem revestimento (Maxam Por, 2011).

Estes detonadores não podem ser iniciados sem um código de activação (Figura 30). Possuem protecções para fazer face a sobre tensões, não são influenciados pela ocorrência de tempestades, presença de electricidade estática ou rádio frequências. A última geração destes detonadores já possui a potencialidade de comunicação via rádio *wireless*, o que elimina a existência de ligações físicas. Permite que sejam detonadas até 1500 unidades. Os sistemas mais modernos permitem também a detecção no circuito de detonadores em falha.



Figura 30 – Detonador electrónico, sistema de iniciação (Maxam Por, 2011).

Face às vantagens enunciadas o principal obstáculo à generalização do emprego deste tipo de detonadores é o seu elevado custo.

4.4.4. Cordão detonante

Estes cordões (Figura 31), são constituídos por uma corda flexível e impermeável que contém no seu interior um explosivo (Pentrite –PETN), que tem uma velocidade de detonação na ordem dos 7000 m/s.



Figura 31 – Cordão detonante (Maxam Por, 2011)

De acordo com os diferentes tipos de cordão (gramagem), o núcleo de pentrite apresenta quantidades variáveis, implicando assim também diferentes diâmetros, e é rodeado por vários fios e fibras têxteis entrançados com um revestimento exterior de policloreto de vinilo, cuja

função é conferir ao cordão elevadas resistências à tracção, à abrasão e à humidade (Explosa, 1994). Na Figura 32 está representada uma secção transversal de cordão detonante.

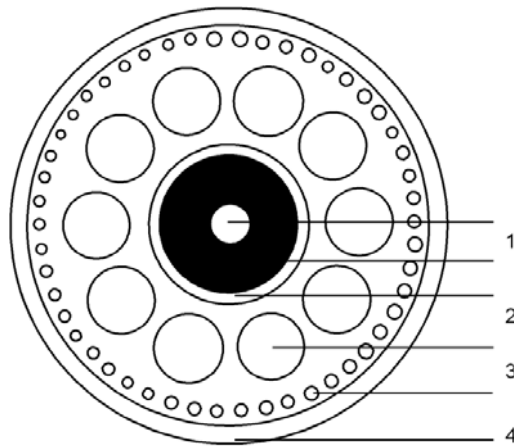


Figura 32 – Cordão detonante / Secção transversal (adaptado de Bhandari, 1997).

Onde:

1. Carga explosiva - PETN;
2. Revestimento interior;
3. Fibras e fios;
4. Revestimento de policloreto de vinilo.

Um aspecto que assume particular importância, são as ligações quer do cordão ao detonador, quer das diferentes parcelas de cordão que podem estar ligadas numa mesma pega de fogo. A ligação deve ser executada de modo a que não seja interrompida e seja fácil a propagação da onda.

O cordão detonante tem dois tipos principais de utilização:

1. Serve para iniciar o explosivo, funciona como fio condutor, neste caso as gramagens utilizadas variam entre 3 e 40 g/m. Na detonação de explosivos, o cordão detonante tem como principais *vantagens* (Gomes et al., 2008):
 - Obter com um único detonador o rebentamento de vários furos quase simultaneamente;
 - Funciona como fio condutor onde estão ligadas os vários cartuchos e permite a detonação ao longo de todo o comprimento da carga,
 - Possibilita que haja espaçamento entre o explosivo.
 - Quando são aplicadas algumas emulsões menos sensíveis, procura garantir, embora às vezes sem sucesso a sua iniciação.
 - É flexível, o que facilita o seu manuseamento.

- Insensível à humidade durante largos períodos de tempo, por isso pode ser utilizado em desmontes subaquáticos.
- Resistentes ao óleo.
- Estão codificados por cores o que possibilita uma rápida identificação da gramagem em uso (Figura 33).



Figura 33 – Cordão detonante - Diferentes cores / gramagens (Maxam Por, 2011).

- Mais barato que o sistema de iniciação não eléctrica.
- Permite uma rápida inspecção visual do estado das ligações à superfície.

E como principais *inconvenientes*:

- Provocar grande ruído quando da sua detonação, o que cria sério desconforto nas populações vizinhas;
- Provocar uma elevada onda aérea, este factor é agravado nos dias em que o céu está coberto de nuvens;
- Caso não seja implementada uma protecção adicional sobre o tampão dos furos, poder provocar a expulsão do tamponamento antes da detonação do explosivo;
- Quando funciona como iniciador, principalmente do Anfo, pode produzir perda de energia, quer pela compressão do explosivo, quer directamente pela eventual queima de uma fracção desse explosivo;
- A ligação do detonador ao cordão é amiúde fonte de falhas na ignição. Esta ligação deve executar-se de modo a que a zona inferior do detonador, onde está alojada a carga, esteja orientada segundo a direcção pretendida da propagação da detonação;
- Propício à ocorrência de cortes em pedras afiadas durante o seu manuseamento;
- É necessário estar atento ao sentido das ligações efectuadas;

- Se a colocação das cargas no furo não for executada de forma cuidadosa pode sofrer cortes por tracção, o que poderia levar à interrupção da detonação;
- A operação de seccionamento do cordão detonante também exige cuidado no sentido de se evitar a fuga do seu núcleo, pelo que se recomenda utilizar fita isoladora para tamponar a extremidade;

2. Servem também por si só de explosivo numa pega, sem recurso a outro tipo de material. Esta possibilidade é aproveitada especialmente em pegas de contorno, neste caso utilizam-se o cordão com uma gramagem de 100g/m ou dois fios de 40g/m.

A Tabela 19 mostra o campo de aplicação do cordão detonante de acordo com a sua gramagem.

Tabela 19 – Classificação (g/m): aplicação (Jimeno & Lopez, 1994).

CORDÃO DETONANTE (g/m)	APLICAÇÕES
1,5 - 3	Iniciação de multiplicadores e explosivos muito sensíveis
6	Linhas mestras ligando furos
12 -20	Iniciação de explosivos convencionais e de baixa sensibilidade
40	Prospecção geofísica (sísmica)
100	Detonações de contorno e demolições

5 – Operação de perfuração

5. Operação de perfuração

5.1. Enquadramento

Neste capítulo o objectivo não é abordar o tema da perfuração sob os seus diferentes aspectos, mas focar o seu estudo na vertente relacionada com os furos destinados à execução de desmonte de contorno.

A importância deste capítulo deriva da máxima *“Sem boa perfuração não há bom desmonte”*. Inicialmente os sistemas de perfuração eram pouco eficientes, razão pela qual eram executados furos de pequeno diâmetro, para que o explosivo aplicado nesses furos fosse suficiente para produzir a energia necessária à realização de trabalho (fractura entre furos consecutivos) e os furos eram pouco espaçados. A título de curiosidade refere-se que um expediente usado para aumentar a capacidade de armazenamento era a compactação do explosivo, no entanto, este facto foi causador de inúmeros acidentes no passado.

Na generalidade, para a execução de um furo são considerados diversos sistemas de penetração na rocha (Jimeno & Lopez, 1994):

1. Mecânicos – Percussão, rotação e rotopercussão;
2. Térmicos – Maçarico ou lança térmica, fluido quente e congelação;
3. Hidráulicos – Jacto de água, erosão e cavitação;
4. Sónicos – Vibração de alta frequência;
5. Químicos – Micro-detonação e dissolução;
6. Eléctricos – Arco eléctrico e indução magnética;
7. Sísmicos – Raio laser;
8. Nucleares – Fusão e cisão.

Em obras públicas, pedreiras ou minas a céu aberto o sistema mecânico é aquele que é utilizado de uma forma generalizada, e dentro deste, na nossa área de estudo vamos considerar apenas o conceito de perfuração rotopercutiva com martelo à cabeça recorrendo a equipamento hidráulico.

As duas funções primárias do processo de perfuração de um furo são (Dessureault, 2006):

1. Penetração – Nesta fase ocorre a quebra ou rotura do material no interior do furo (Figura 34).



Figura 34 – Rocha submetida à acção de uma pressão elevada (Copco, 2004).

2. Limpeza – Processo pelo qual os detritos resultantes da quebra da rocha vão sendo expelidos do furo. Para não prejudicar a eficácia da perfuração é necessário que estes detritos sejam evacuados de forma contínua. O furo deve estar sempre limpo. O fluido de limpeza pode ser ar comprimido, água ou espuma. O método mais utilizado em perfuração a céu aberto é o ar comprimido, sendo a colheita dos detritos feita com recurso a um captador de poeiras. De forma a conseguir máxima eficiência nesta operação a pressão de limpeza deve ser permanentemente monitorizada.

Uma limpeza deficiente de um furo propicia a ocorrência de encravamentos e maior desgaste periférico da ferramenta de perfuração. Adiante, este assunto será objecto de nova referência.

Considerando o processo de execução de um furo como uma operação isolada, verifica-se que a zona de contacto da rocha com a ferramenta de perfuração, no caso os botões de um “bit” de perfuração (Figura 35), é sujeita a uma tensão que cresce à medida que aumenta a carga.



Figura 35 – Botões de ferramenta de perfuração (Atlas Copco Secoroc AB, 2009).

O material mais próximo do fundo é transformado em pó e ocorre a fractura da rocha na zona que contacta com a ferramenta de perfuração (Figura 36), no instante seguinte o esforço aumenta de forma gradual até que ocorre a rotura e a rocha desagrega-se em pequenas partículas. A sobrecarga desaparece quando ocorre a rotura.

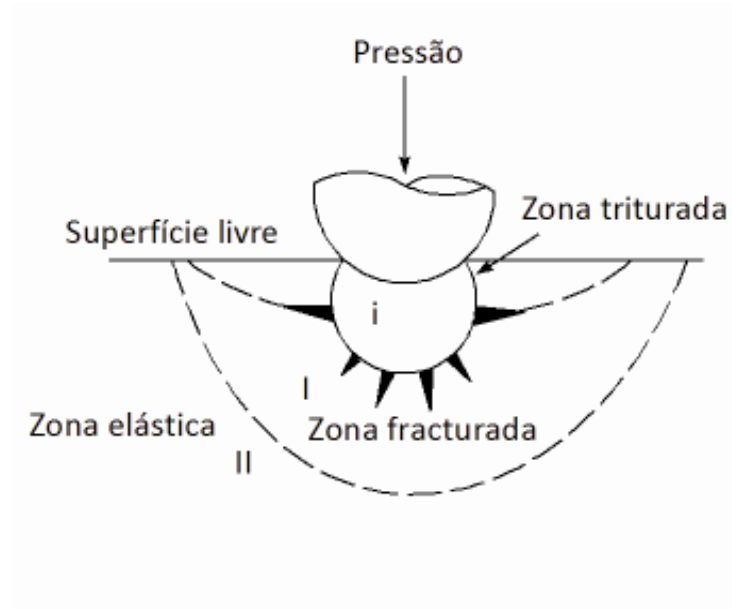


Figura 36 – Impacto botão/rocha operação de percussão (adaptado de Heinio, 1999).

A execução de um furo ocorre quando se dispõem de um sistema mecânico que permite o avanço repetido e uniforme de processo, isto é, ocorre a sua repetição até ser atingida a profundidade de furo desejada.

À medida que aumenta a profundidade de penetração, é necessário aumentar a força requerida para produzir avanço na execução de um furo. Aumenta o peso da ferramenta de perfuração, diminui a eficiência na transmissão de energia, e no maciço, geralmente em profundidade, ocorre a redução do seu grau de alteração. Por estes motivos, tendencialmente aumenta a sua resistência ao avanço.

A operação de perfurar um furo engloba três aspectos principais (Dessureault, 2006).

- A execução do furo.
- Criação de condições para manter o furo desobstruído e com condições de ser carregado com explosivos.
- Recolha de informação sobre as características do maciço.

Esta abordagem pode ser complementada considerando mais algumas etapas no processo (Figura 37).

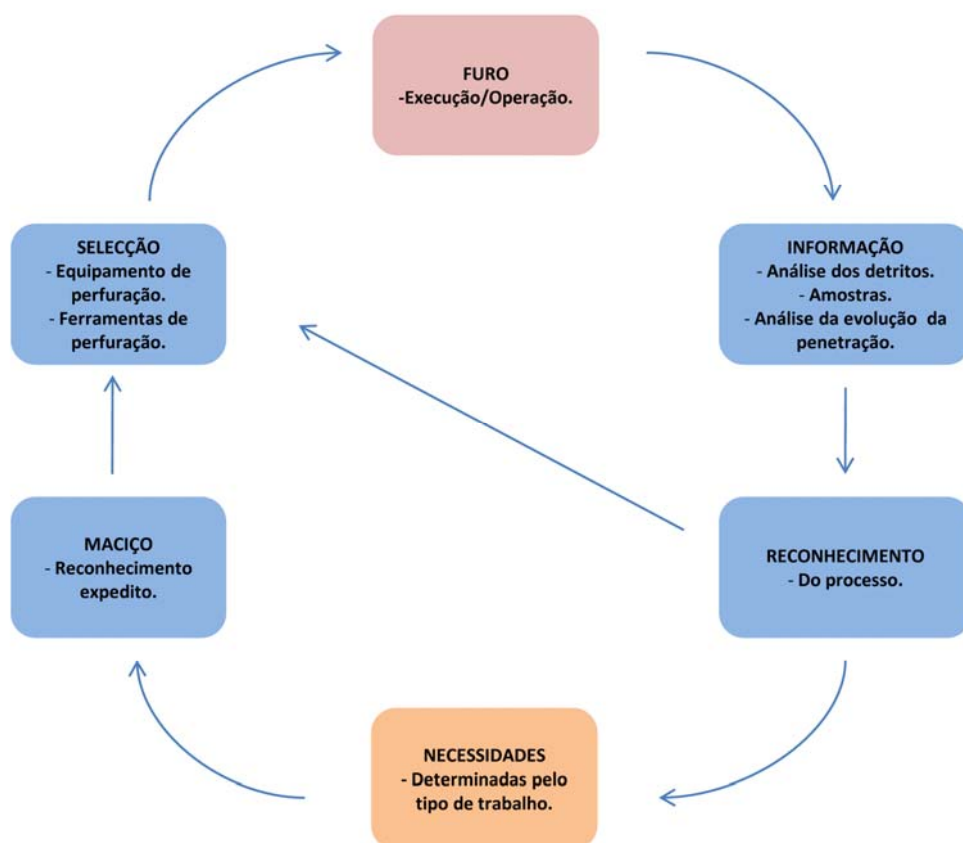


Figura 37 – Etapas do processo de execução de um furo.

Associado à operação de furação está o conceito de perfurabilidade de uma rocha (Sandvik Coromat - Rock Tools). Este parâmetro fornece a indicação sobre a maior ou menor facilidade com que se consegue executar um furo numa rocha e está relacionado com a resistência à compressão da rocha, sendo inversamente proporcional a esta. Depende principalmente de sete factores (Jimeno & Lopez, 1994), a saber.

1. Dureza dos minerais constituintes da rocha, que é a principal resistência a vencer durante a perfuração. É função da dureza e composição mineralógica (textura cristalina), da porosidade e do grau de humidade;
2. Resistência mecânica - É a oposição que uma rocha oferece à sua destruição sob a acção de uma carga externa. São considerados os conceitos de resistência à compressão (R_c) e de resistência à tracção (R_t). Segundo Jimeno & Lopez (1994), os valores considerados para a resistência à tracção não passam de 10% a 15% dos valores relativos à resistência à compressão, devido à relativa pouca coesão das partículas. Dependem da composição mineralógica, do tamanho dos grãos constituintes e da porosidade;

3. Elasticidade – Está relacionada com o módulo de elasticidade da rocha, com a textura da rocha e com a direcção da estratificação;
4. Plasticidade – Depende da composição mineral das rochas, e diminui com o incremento da presença de minerais duros como por exemplo o quartzo;
5. Abrasividade – É a capacidade que um material possui de desgastar outro com o qual contacta. Está relacionada com a quantidade de minerais duros, com a forma e tamanho dos cristais que entram na sua composição, com a porosidade e com a heterogeneidade. É talvez a característica que tem mais influência na longevidade das ferramentas de perfuração;
6. Textura – Manifesta-se pelo tamanho e forma dos cristais e pela porosidade;
7. Estrutura do maciço rochoso - Este conceito está relacionado com a compartimentação através da existência de uma rede de descontinuidades no maciço (como falhas, diaclases, estratificação/xistosidade, e presença de água). Esta característica é muito importante no que respeita ao alinhamento do furo e à manutenção das suas características após a saída da ferramenta de perfuração.

5.2. Equipamento Hidráulico

Neste estudo considera-se apenas a operação com recurso a equipamentos hidráulicos. São máquinas mais modernas, permitem maior rapidez, quer na execução de um maior número de furos no mesmo espaço de tempo, quer na movimentação. Actualmente nas obras públicas de média e grande dimensão apenas são usados equipamentos hidráulicos (Figura 38) para este tipo de actividade.

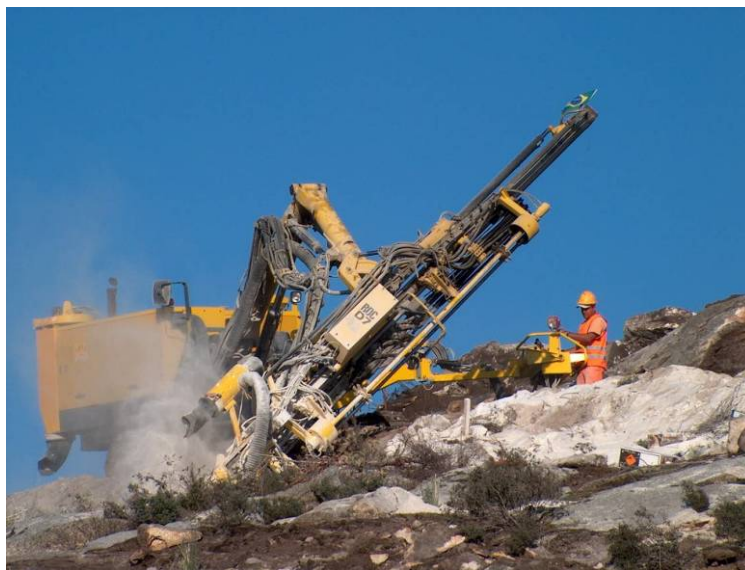


Figura 38 – Roc Atlas Copco D7.

Os equipamentos a utilizar em obra são máquinas de perfuração do tipo Roc D7 Atlas Copco, equipadas com um martelo hidráulico COP 1838/1840 ME/HE.

Este equipamento, normalmente designado por carro de perfuração, neste caso hidráulico, é constituído por vários componentes dos quais vamos detalhar apenas o martelo hidráulico:

- Estrutura ou chassis;
- Motor diesel;
- Sistema eléctrico;
- Coluna de perfuração;
- Sistema de deslocação ou rastos;
- Compressor;
- Sistema hidráulico. As funções deste sistema no que diz respeito ao martelo de perfuração são:
 - i. Produzir rotação por meio de um motor de rotação. Proporciona à ferramenta uma superfície nova para percussão, um aproveitamento mais eficiente da energia de impacto e evita o risco de encravamentos da ferramenta de perfuração;
 - ii. Produzir impacto através do mecanismo de percussão. Esta energia é transmitida através do pistão e varia regulando o caudal e a pressão do fluido do sistema;
 - iii. Aplicar uma força de avanço na ferramenta de perfuração;
 - iv. Amortece e absorve as vibrações da ferramenta de perfuração, diminuindo o seu esforço e fadiga;
- Martelo hidráulico (Figura 39).



Figura 39 – Martelo Hidráulico Atlas Copco COP 1840HE (Malmberg, Peerson, Johnansson, Mburu, Nord, & Aytakin, 2008).

As principais características técnicas deste martelo estão indicadas na Tabela 20.

Tabela 20 – COP 1840HE Especificações técnicas (Malmberg et al. 2008).

Especificações técnicas	Martelo COP 1840
Peso (Kg)	184
Pressão hidráulica máxima (bar)	230
Velocidade de rotação (rpm)	0 - 130
Torque máximo (Nm)	1,180
Pressão do ar de limpeza (bar)	10
Potência máxima (Kw)	19
Diâmetros de trabalho (mm)	76 - 115
Frequência de impacto máxima (Hz)	42 - 50

O martelo hidráulico é a ferramenta que transmite a energia produzida pelo sistema mecânico/hidráulico à ferramenta de perfuração, que por sua vez actua sobre a rocha. A Figura 40 mostra os diversos componentes de um martelo hidráulico.

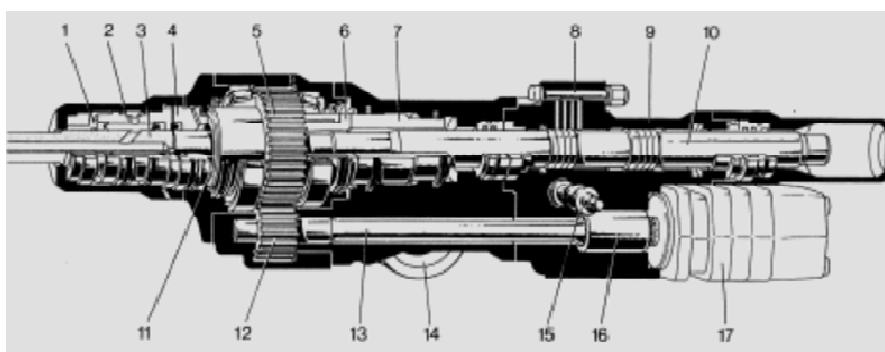


Figura 40 - Martelo hidráulico COP 1038 Atlas Copco (1-Casquilho, 2-Cabeça, 3-Encabadouro, 4-Anel de ferro, 5-Casquilho de rotação, 6-Manguito do casquilho de rotação, 7-Pistão de amortecimento, 8-Parafuso de regulação, 9-Cilindro, 10-Pistão de impacto, 11-Casquilho guia, 12-Pinhão, 13-Eixo de rotação, 14-Acumulador, 15-Pino de válvula, 16-Acoplamento, 17-Motor de rotação) (Atlas Copco, 2011).

O sistema de perfuração contempla 4 componentes principais (Heinio, 1999) que são comuns a todos os equipamentos onde:

- a) Pistão – Está alojado dentro do martelo perfurador. É o primeiro elemento a mover-se (Figura 41), e converte energia hidráulica proveniente de uma bomba em energia mecânica que vai agir sobre o sistema. O pistão colide com o encabadouro e transforma a energia cinética numa onda compressiva que se transmite até ao fundo do furo.



Figura 41 – Pistão de martelo COP 1840 (Atlas Copco, 2011).

- b) Encabadouro - Transmite o impacto da energia recebida do pistão à ferramenta de perfuração (Figura 42), neste caso às varas ou barras. Deve ser construído em material compatível com a frequência e energia de impacto recebida do pistão. Uma liga metálica muito macia provoca a sua deformação, caso seja muito duro vai induzir danos no pistão que é o componente mais caro de um martelo hidráulico, sendo que o grau de dureza é adquirido por cimentação.

No seu corpo, dependendo do modelo do equipamento, existe no topo ou no seu terço superior, um estriado que tem como função possibilitar a transmissão do movimento rotativo. Possui um orifício por onde passa o fluxo de limpeza que é injectado quase sempre lateralmente, e que vai efectuar a evacuação dos detritos produzidos.



Figura 42 – Encabadouro (Atlas Copco, 2011).

- c) Varas ou barras - Recebem a energia de impacto e rotação. Estabelecem contacto com o martelo hidráulico através do encabadouro. Podem ser varas com rosca macho/macho (Figura 43).



Figura 43 - Vara macho / macho (Atlas Copco Secoroc AB, 2009).

Neste caso é necessário introduzir mais um acessório no conjunto – as uniões. No caso de ser a primeira, tem como função a ligação da primeira vara ao encabadouro, sendo que as restantes efectuam a ligação entre as diferentes varas macho / macho do conjunto. A introdução desta união no conjunto representa uma perda de energia acrescida, diminui a rigidez do conjunto e aumenta o tempo de manuseamento da operação de apertar e desapertar varas. Em alternativa, podem ser utilizadas varas “Speedrod” que são elementos com rosca macho/fêmea (Figura 44).



Figura 44 - Vara macho / fêmea – Speedrod (Atlas Copco Secoroc AB, 2009).

Este tipo de vara proporciona um melhor aproveitamento e transmissão da energia fornecida, e, porque possibilita um melhor aperto, introduz maior rigidez no conjunto, sendo factor de redução de desvios na perfuração.

A zona da rosca é construída numa liga metálica diferente do material do corpo da vara e sujeita a tratamento metalúrgico diferenciado (Figura 45). Na utilização das varas, é necessário que o operador da máquina tenha o especial cuidado de rodar as posições das mesmas, isto é, alterar a sua ordem de colocação, de forma a uniformizar os metros de vara/furo de cada uma, pois, a primeira vara a ser acoplada fará sempre mais metros de furação do que a seguinte e assim sucessivamente. É também importante ter atenção ao aperto das roscas de forma a evitar o seu aquecimento excessivo e não descurar a sua lubrificação por material adequado, lubrificante sólido ou líquido.



Figura 45 – Roscas - Varas de perfuração (Atlas Copco, 2011).

- d) “Bit” – É o acessório em contacto com o maciço e aplica a energia fornecida pelos restantes componentes. Ataca a rocha mecanicamente de forma a conseguir a progressão na rocha criando assim o vazio ou furo. Existem diversos tipos de “bit”. O tipo de “bit”

escolhido deve estar de acordo com o maciço a perfurar e o equipamento disponível. É constituído por um corpo ou matriz onde estão inseridos botões ou pastilhas fabricados em carboneto de tungsténio (Figura 46). Um “bit” demasiado gasto tem uma velocidade de penetração muito menor, propicia a ocorrência de encravamentos e induz esforços desnecessários no equipamento e restante ferramenta de perfuração, contribuindo para a diminuição da sua vida útil.



Figura 46 – “Bit” de perfuração (Atlas Copco, 2011).

No seu conjunto o objectivo destes elementos é a constituição de um sistema como se representa na Figura 47.

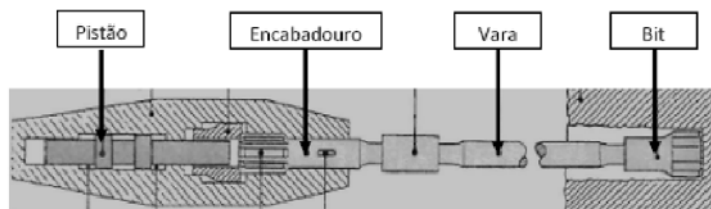


Figura 47 - Sistema de perfuração (adaptado de Malmberg et al., 2008).

5.3. Parâmetros da perfuração

Neste estudo vamos considerar a operação rotopercutiva com martelo à cabeça. A rocha quebra pelo impacto da ferramenta de corte, sendo este impacto transmitido pelo “bit” à rocha no fundo do furo, e os parâmetros a ter em consideração são a percussão, a rotação, o avanço e a limpeza.

5.3.1. Percussão

A energia do pistão é transmitida através da ferramenta de perfuração sob a forma de onda compressiva a uma velocidade elevada. Parte desta energia transforma-se em trabalho e dá origem a penetração, outra parte dissipa-se sendo a restante reflectida, agora sob a forma de

onda de tracção através da ferramenta de corte (Jimeno & Lopez, 1994). É este factor, aquele que tem mais influência na velocidade de penetração. Estima-se que consome 80% a 85% da energia disponível (Jimeno & Lopez, 1994).

Na prática, quando se procede ao ajustamento de uma máquina de perfuração, a primeira operação é o ajuste da frequência da percussão através da variação da pressão, por intermédio de uma válvula específica no circuito hidráulico, particularmente tendo em atenção a dureza da rocha.

5.3.2. Rotação

A operação da rotação, isto é, o número de voltas/rotações por minuto que a ferramenta de perfuração efectua em torno do seu eixo, tem como função permitir que o “bit” mude de posição entre cada impacto, produzindo assim rotura em pontos diferentes. Quanto maior for a frequência do impacto maior deverá ser a velocidade de rotação. A operação seguinte à regulação da percussão é a regulação da rotação. Existem dispositivos (conta rotações) que permitem contar as rotações de forma a ser efectuado um ajuste mais correcto.

5.3.3. Avanço

O objectivo do avanço é a manutenção do contacto entre o fundo do furo e a ferramenta de perfuração, o “bit”. Caso este contacto não seja realizado de forma eficiente, parte da energia a transmitir à superfície do fundo do furo é desaproveitada e é reflectida como onda de tensão. Este contacto não deve ser contudo limitador da rotação necessária à operação de perfuração. Este parâmetro deve estar sincronizado com a percussão, conjugando-a com a dureza do maciço. A monitorização do avanço é efectuada depois das regulações relativas à percussão e à rotação, sendo que para início de um furo este deve ser reduzido de forma a minimizar os desvios. Depois de o furo estar iniciado o avanço pode ser progressivamente aumentado. Avanço inferior ao adequado aumenta significativamente a energia reflectida provocando a fadiga precoce dos acessórios e um progressivo desaperto nas roscas provocando o aquecimento excessivo. Avanço em demasia provoca flexão nas varas, possíveis encravamentos dos acessórios, dificuldade no seu desaperto, vibração excessiva e limita a rotação, levando também a uma redução da vida útil dos utensílios de perfuração. Avanço em excesso ou em defeito, implica redução na velocidade de penetração.

5.3.4. Limpeza

Os produtos resultantes da desagregação da rocha, detritos produzidos durante a execução do furo, necessitam de ser imediatamente removidos do furo de forma a possibilitar que o “bit”

progrida e a perfuração continue de forma eficaz. Caso esta remoção não seja logo efectuada, o material já desagregado vai ser alvo de nova acção do “bit”, consumindo-se energia e reduzindo a velocidade de penetração. A esta operação chama-se limpeza, o fluido de limpeza geralmente utilizando à superfície é o ar comprimido obrigando por isso, à utilização de captadores de poeiras nos equipamentos. Em trabalhos subterrâneos, utiliza-se a água como fluido de transporte. Velocidade de limpeza excessiva provoca demasiado desgaste no “bit” e pode ser detectada pelo aparecimento de sulcos laterais na sua matriz.

À medida que os equipamentos vão sendo mais potentes e rápidos na velocidade de penetração a função de limpeza ganha importância e, segundo Malmberg et al. (2008), depende de três factores:

- a) Densidade do material - A densidades maiores corresponde uma necessidade de velocidades de limpeza superiores;
- b) Tamanho da partícula - É directamente proporcional à velocidade de limpeza;
- c) Formas da partícula – As partículas esféricas são aquelas que necessitam de maior velocidade de limpeza.

5.4. Problemas relacionados com a operação de perfuração

5.4.1. Inclinação excessiva do talude

Em obras de vias de comunicação (rodoviárias e vias férreas), na definição de um plano de corte para a execução de um talude, podem ser considerados diferentes ângulos de inclinação, entre este, e o plano horizontal. Usualmente a notação relativa à inclinação, não é fornecida em graus, sendo empregue uma notação específica em forma de fracção, sendo que o numerador (Vv) representa a distância medida na vertical, e o denominador (Hh) a distância medida na horizontal. Num projecto de execução, quando está definido um talude com inclinação por exemplo de 1/1, isso quer dizer que a inclinação é tal que em cada metro de escavação medido na vertical o alinhamento deve sofrer um deslocamento de um metro medido na horizontal. Esta notação convertida em graus indica que o ângulo formado pelo alinhamento da furação com o plano horizontal é de 45°.

Para execução de taludes em rocha com recurso a explosivo, as inclinações dos taludes de escavação não são em regra inferiores a 45° ou 1/1 (Vv/Hh). Inclinações superiores são requeridas para garantir a estabilidade do talude em maciços com pouca capacidade de suporte onde a fracturação é pouco espaçada e o grau de alteração acentuado, contudo, deve referir-se que nestes casos a escavação é usualmente realizada recorrendo a meios mecânicos potentes. Caso o recurso a estes meios não seja possível e a inclinação preconizada pelo projecto de execução seja

inferior a 45° , este facto acarreta problemas acrescidos à perfuração, entre os quais se destacam os seguintes:

1. Maior probabilidade de ocorrência de desvios no alinhamento pretendido (Figura 48);

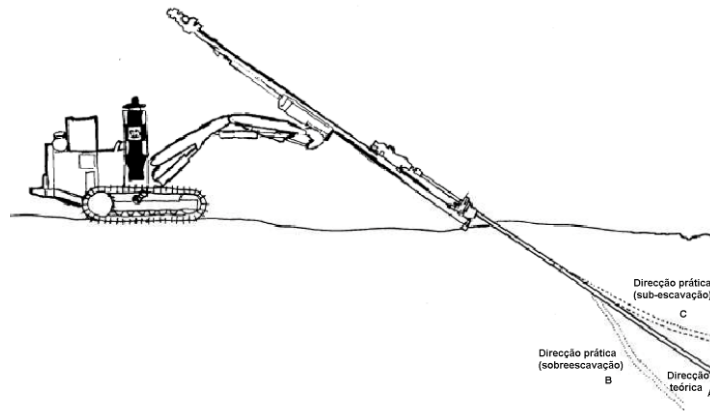


Figura 48 – Inclinação superior a 1/1 (Vv/Hh)- desvios na furação.

2. Aumento do comprimento da furação a executar;
3. Dificuldade de penetração da ferramenta de corte;
4. Maior desgaste e conseqüentemente menor duração da ferramenta de perfuração;
5. Dificuldade em manter o furo operacional;
6. Possibilidade acrescida de ocorrerem encravamentos (Figura 49);



Figura 49 – Ferramenta de perfuração encravada/perdida.

7. Possibilidade de abatimento, por gravidade do tecto do furo;
8. Dificuldade em efectuar o carregamento do furo com explosivos, dado que a carga pode não descer por gravidade;
9. Definição de um plano de corte bastante irregular.

Nas situações em que inclinações superiores a 45° são requeridas pelo dono de obra, pode ser utilizada a técnica usualmente designada como “pré-corte falso” ou de “furos de aproximação” (Figura 50). Neste caso particular, para alturas de escavação de 8,00m, o talude é definido com recurso a furos verticais com diferentes profundidades, guardando uma distância entre a base do furo e o talude final de cerca de 0,50m e utilizando uma malha normalmente quadrada de 1,50m x 1,50m. As cargas a detonar dependem do tipo de maciço, mas são em regra inferiores em 50% à taxa de carregamento aplicada num desmonte ordinário.

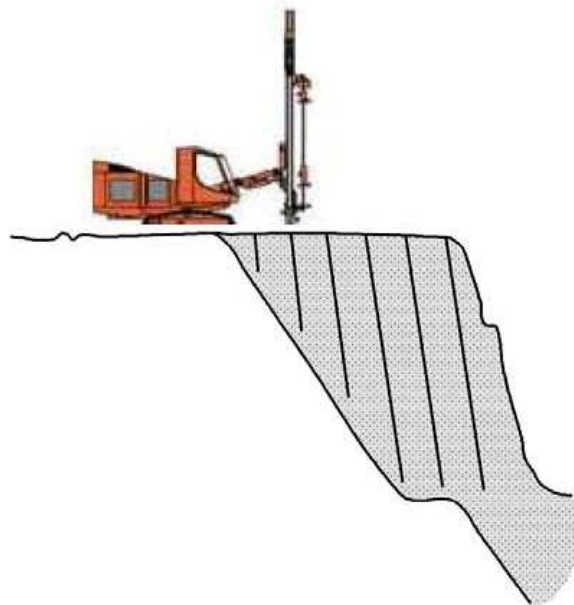


Figura 50 – Técnica de pré-corte falso.

Em maciços rochosos desmontados com recurso a explosivos as inclinações dos taludes são usualmente as especificadas na Tabela 21.

Tabela 21 – Inclinação de talude.

Inclinação do talude	
Vv/Hh	Inclinação, Grau (°)
1/1	45,00°
3/2	56,30°
2/1	63,43°
3/1	71,56°

Em seguida, e com carácter indicativo, apresenta-se a recomendação de inclinações para a execução de taludes na Obra da A7 – Ribeira de Pena, segundo Batista et al. (2002), a qual aconselha especial atenção para o comportamento geotécnico dos terrenos, e entrando em linha de conta com outros aspectos importantes, nomeadamente os relacionados com a ocupação e o enquadramento estético e paisagístico geral, considera recomendável a adopção de geometrias, de acordo com os critérios abaixo enunciados:

- Zonas muito alteradas e fracturadas com $V_s < 2000$ m/s - $V_v/H_h = 2/3$ (não é passível de ser executado com recurso à técnica de pré-corte)
- Zonas xistosas com alteração e fracturação mediana a baixa e com $V_s > 2000$ m/s - $V_v/H_h = 1/1$.
- Zonas graníticas com alteração e fracturação mediana a baixa e com $V_s > 2500$ m/s - $V_v/H_h = 3/2$.

5.4.2. Alinhamento / Posicionamento

Da operação de posicionamento do equipamento depende em grande parte o sucesso da perfuração. Um equipamento colocado de forma instável não permite a manobra em condições de segurança e o alinhamento correcto da coluna de perfuração, isto é, segundo a inclinação desejada. Para o equipamento poder ser estabilizado, deve ser garantida uma área de manobra com espaço suficiente e com piso regularizado.

A zona onde o furo vai ser iniciado deve estar limpa de material desagregado. Caso exista alguma parede adjacente/talude, o alinhamento dos furos a executar não deverá estar muito perto desta, sendo que para uma operação adequada, deverá existir pelo menos um espaço de 1,00m até à parede. Este espaço é necessário para a colocação da mesa da coluna de perfuração (Figura 51). A existir esta parede, deverá ter uma inclinação nunca inferior à do talude a definir, caso contrário, não é possível proceder à colocação da coluna segundo o seu alinhamento porque não existe espaço para a colocação da mesa e da coluna de perfuração.



Figura 51 – Coluna alinhada com pouco espaço.

Caso exista imposição ditada pelo Caderno de Encargos relativamente ao comprimento máximo do furo/altura parcelar da escavação a executar, e a profundidade total da escavação contínua, seja superior a esta condicionante, este facto coloca problemas acrescidos:

- a) Inexistência de espaço para instalar a coluna, coloca o problema de ser necessário iniciar o furo fora do local correcto. Este facto leva a que seja necessário executar o furo com uma correcção de inclinação, normalmente negativa. Esta é uma operação muito delicada e geradora de grandes desvios;
- b) Existência de um pequeno degrau na zona de transição da escavação;
- c) Descontinuidades na superfície do talude, e as meias canas dos furos alinhados verticalmente são apresentadas de forma irregular e não sequenciada.

O alinhamento ou orientação da coluna pode ser realizado com recurso a:

- Inclinómetro – Os equipamentos modernos possuem um inclinómetro (Figura 52), que permite ao operador a colocação da coluna segundo o alinhamento pretendido. Este equipamento é muito sensível e frequentemente é alvo de choques que afectam a sua precisão e operacionalidade.

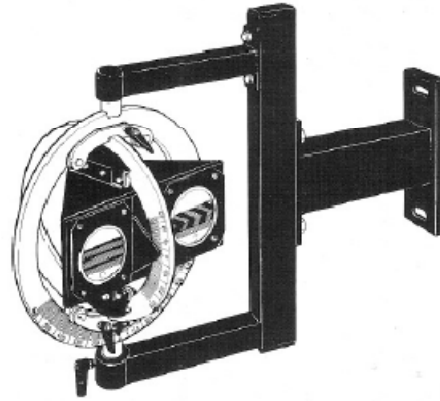


Figura 52 – Inclinómetro (Jimeno & Lopez, 1994).

- Laser – Combina a utilização de um sensor laser com um plano laser e um inclinómetro.
- Tradicional – É o método mais utilizado pelos operadores, recorre a um nível de bolha de água e a um esquadro previamente construído com a inclinação desejada. A principal desvantagem reside no facto de necessitar, para além do operador, de mais um auxiliar para alinhar a coluna para visar, assim como implica que o alinhamento seja duplamente confirmado e pouco rigor da medição.

5.4.3. Desvios na perfuração

De forma a zelar pela qualidade / alinhamento da perfuração devem considerar-se algumas medidas:

1. Escolha do tipo de ferramenta de perfuração adequada ao maciço e ao trabalho. O seu grau de desgaste deve ser monitorizado com frequência;
2. O equipamento de perfuração deve estar em correcto estado de conservação de forma a garantir a funcionalidade e estabilidade do conjunto equipamento/ferramenta de perfuração, devendo evitar-se a existência de folgas e desgastes anormais nas articulações e macacos. É fundamental assegurar a rigidez da coluna de perfuração;
3. Correcta implantação do local do emboquilhamento do furo e precisão na colocação da coluna, esta deve estar colocada de forma estável e apoiada o mais possível no solo;
4. A operação de alinhamento tem que ser realizada de forma cuidadosa. Quer o operador esteja instalado na cabina, ou no solo, deve ter sempre boas condições de visibilidade;
5. Apesar dos automatismos existentes nos modernos equipamentos de perfuração, o operador deve manter-se sempre atento de forma a procurar detectar e corrigir qualquer anomalia;

6. Criteriosa combinação dos parâmetros do avanço, rotação, percussão e limpeza. Durante a operação de início do furo (emboquilhamento) estes parâmetros são usualmente reduzidos, sendo que os equipamentos possuem dispositivos automáticos que permitem o emboquilhamento em condições adequadas;
7. Controle adequado da profundidade de furação;
8. Operador – Neste tipo de actividade cuja precisão é especialmente importante a perícia e atenção do manobrador são fundamentais. Um erro resultante de incompetência não é passível de correcção posterior.

O grau de desvio é directamente proporcional ao comprimento do furo. Em obras de vias de comunicação e atendendo à inclinação dos taludes, não é usual a execução de furos com comprimento superior a 18,00m.

As condições geológicas são o factor com maior preponderância nos desvios da furação. Zonas alteradas, falhas, juntas e heterogeneidades do maciço são condicionantes para a qualidade do alinhamento requerido. As Figura 53, Figura 54 e Figura 55 evidenciam três casos distintos onde se podem observar desvios na perfuração assinaláveis e que, numa primeira análise, se julgariam improváveis de ocorrer.



Figura 53 – Desvios na furação.



Figura 54 – Desvios na furação.



Figura 55 – Desvios na furação.

5.5. Velocidade de perfuração - Valores obtidos em obra

A velocidade de perfuração traduz a medida do avanço da penetração da ferramenta de perfuração na rocha, sendo expressa em metros, por período de tempo medido em horas.

São considerados dois conceitos para parametrização da velocidade de perfuração:

- Velocidade instantânea – É apenas a velocidade de penetração no maciço e não tem em consideração os períodos de paragem relativos ao manuseamento da ferramenta de perfuração e à deslocação/posicionamento do equipamento. Este conceito é importante como aferidor dos valores relativos à afinação correcta do equipamento. Também está relacionado com a resistência da rocha à compressão. Partindo do princípio que a

ferramenta de perfuração é a adequada e que o equipamento está afinado e operado de forma correcta, para condições iguais, a velocidades instantâneas maiores correspondem menores valores de resistência à compressão sendo também correcto o seu inverso.

- Velocidade industrial – É o valor ponderado para todo o comprimento do furo, considera o tempo total de execução de um furo. Inclui os períodos relativos a movimentação/posicionamento e manuseamento da ferramenta de perfuração. Este conceito aplica-se quando se estão a avaliar rendimentos de produção. Em obra é o conceito mais importante.

A informação sobre estes parâmetros tem como origem a execução das obras e pode ser consultada na Tabela 22, e a sua variação está de acordo com a premissa anteriormente estabelecida.

Tabela 22 – Dados de Obra: Velocidade instantânea/Velocidade industrial.

Obra	Tipo de rocha	Velocidade instantânea (m/h)	Velocidade industrial (m/h)
A7	Granito	88,42	27,54
A17	Calcário	95,69	35,57
Valpaços	Granito	92,35	30,18

6 – Características das obras

6. Características da Obra

A designação usada para referir uma obra é usualmente uma expressão extensa pois tem como objectivo a definição inequívoca do lanço e/ou sublanço da estrada em causa. Neste trabalho, uma vez que vão ser repetidas frequentemente, serão referidas de uma forma simplificada de modo a não tornar o texto repetitivo.

6.1. Casos de estudo

O primeiro passo para a realização deste estudo foi a selecção das obras, a qual teve em consideração os seguintes critérios:

1. Dispersão geográfica

Abranger uma área de estudo não circunscrita a uma zona geográfica conforme mapa da Figura 56.



Figura 56 - Localização geográfica, A7- Vermelho, A17 - Azul e Valpaços – Verde (Clix, 2011).

2. Representatividade da amostra

Deveriam existir, pelos menos, 50 situações de estudo para cada Obra;

- a) A7 – Disponível informação em planos de fogo sobre a execução de 40 000m² de pré-corte;
- b) A17 – Disponível informação em planos de fogo sobre a execução de 23 000m² de pré-corte;
- c) Valpaços – Disponível informação em diagramas de fogo sobre a execução de 18 000m² de pré-corte.

3. Tipo de rocha

Considerar pelo menos dois tipos diferentes:

- a) A7 – Granito;
- b) A17 – Calcário;
- c) Valpaços – Granito.

4. Dados

Existência de informação compilada e organizada de forma a possibilitar a sua sistematização.

Tendo presentes os critérios estabelecidos, e depois da pesquisa realizada em relação às obras que foram executadas sobre a direcção do autor, e sobre as quais se dispunha de informação com condições de ser trabalhada, procedeu-se à selecção das obras. Foram seleccionadas três situações de obras representativas para o presente estudo, a saber:

a) Obra - A7

Efectuada a análise de 1170 diagramas de fogo dos quais 130 são relativos a pré-corte.

b) Obra – A17

Analisaram-se 362 diagramas de fogo dos quais 75 são referentes a pré-corte.

c) Obra – Valpaços

Estudaram-se 568 diagramas de fogo dos quais 96 dizem respeito a pré-corte.

6.2. A7 - Ribeira de Pena

O Sublanço Basto - Ribeira de Pena, é parte integrante da A7 / IC5 / IC25: Lanço Fafe-IP3, adiante designada por A7, com uma extensão de 14 191 m e orientação geral próxima de WSW-ENE, inicia-se a sul de Arco de Baúlhe, atravessa também as freguesias de Atei, Cerva e Ribeira de Pena. Termina junto a Portela de Santa Eulália, em ligação com o sublanço seguinte da A7.

No que diz respeito aos trabalhos de escavação com aplicação de explosivos esta obra teve o seu início em Janeiro de 2004 e conclusão em Abril de 2005.

O volume de rocha desmontado com aplicação de explosivos foi aproximadamente de 1 350 000 m³ e a área de taludes executados com recurso a pré-corte foi de cerca de 40 000 m².

A Figura 57 apresenta uma planta de localização dos trabalhos e o perfil geotécnico dessa zona e Os trabalhos em estudo localizaram-se ao longo do traçado da obra e estão restringidos ao troço compreendido entre o PK 6+200 e o PK 6+600.

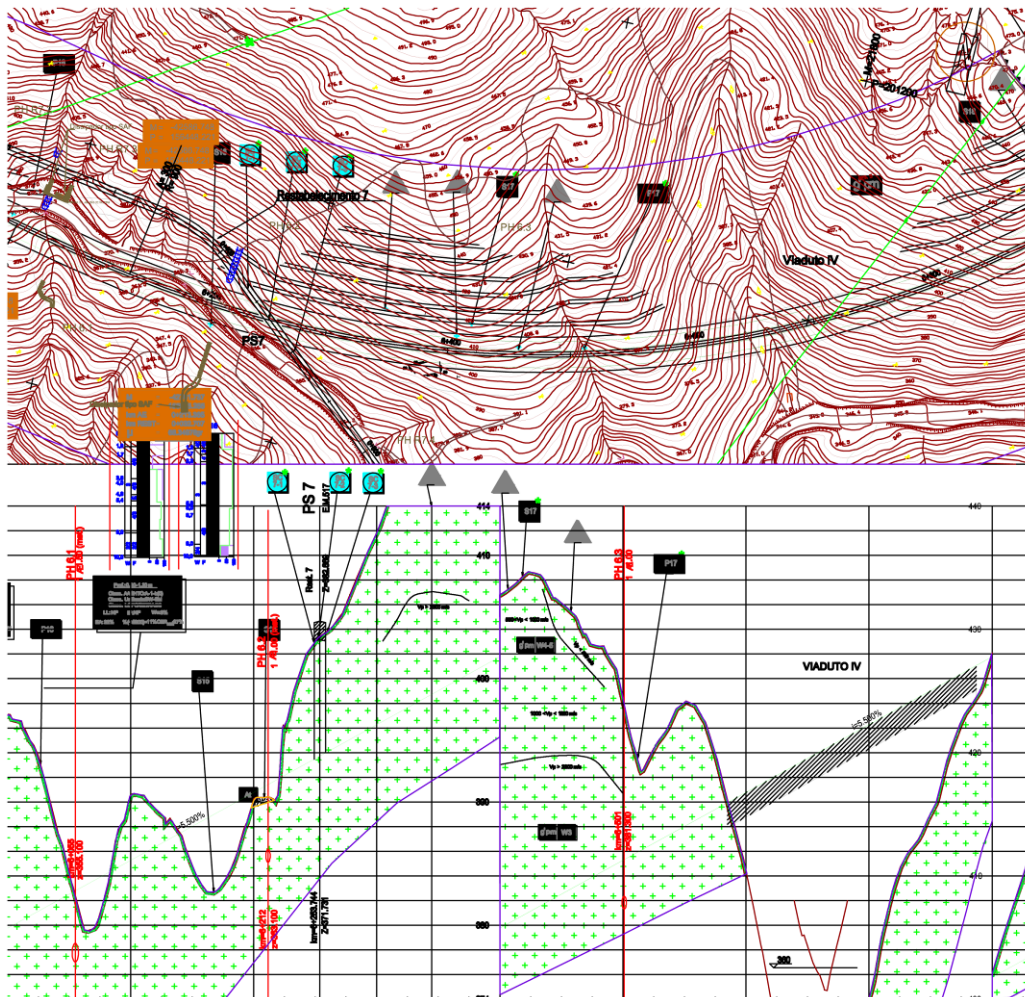


Figura 57 – Planta de localização: condições topográficas e perfil geotécnico da obra (Batista et al., 2002).

A Figura 58 mostra uma panorâmica da zona dos trabalhos.



Figura 58 – Obra A7 - Zona de trabalho.

6.2.1. Enquadramento Geológico e Geotécnico

O conhecimento do enquadramento geomorfológico e geológico da zona, onde se realiza o trabalho de definição dos taludes, é importante, porque, a análise destes parâmetros condiciona o ritmo de trabalho, nomeadamente no que concerne à velocidade industrial de perfuração, ao desgaste do material de perfuração (aços), e ao consumo de combustíveis e lubrificantes. Na vertente das decisões relacionadas com a elaboração do diagrama de fogo, condiciona o tipo de explosivo a utilizar e suas concentrações de carga, bem como as malhas de perfuração. Pode ainda condicionar as acessibilidades para o transporte do explosivo e restantes materiais às frentes de trabalho.

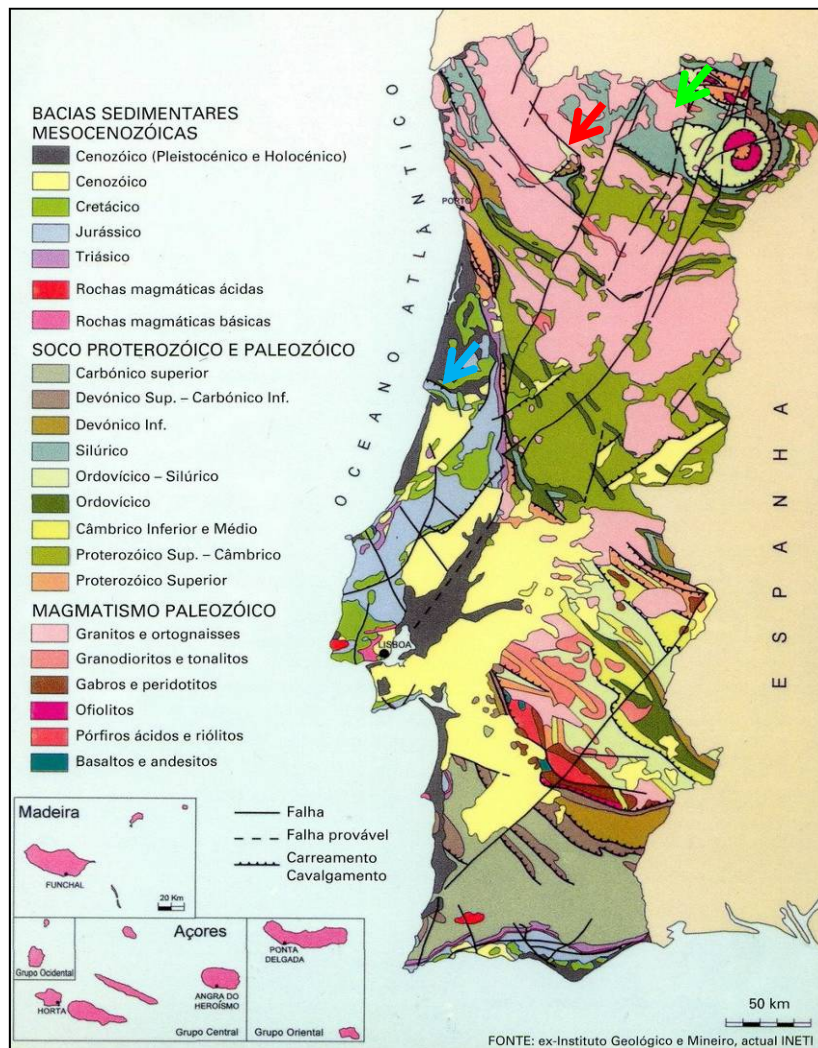


Figura 59 – Esboço Geológico de Portugal Continental – Indicador verde/Valpaços, Indicador Vermelho/A7 e indicador azul/A17 (segundo IGM-INETI, actual LNEG, 1992).

Numa primeira abordagem enquadra-se a obra recorrendo à Carta Geológica de Portugal (Figura 59).

6.2.1.1. Geomorfologia e Tectónica

A área de execução da obra está integrada no segmento noroeste do maciço antigo Ibérico (Dias et al., 2006). Neste segmento, o maciço é constituído, quase em exclusivo, por granitos e rochas metamórficas de que se destacam os xistos negros, xistos luzentes, xistos argilosos, etc. Os maciços graníticos estendem-se desde Brumela até ao final do traçado. Existe um sistema complexo de dobras e fendas de tracção. As primeiras apresentam orientações NW-SE e vergência para SW, com xistosidade de plano axial. As segundas exibem orientações NE-SW e preenchimentos hidrotermais, sobretudo quartzosos. Salienta-se a presença localizada de litologias com esmagamento, fracturação intensa e propensão para o aparecimento de produtividade hidráulica subterrânea (Batista et al., 2002). Do ponto de vista geomorfológico, o maciço corresponde a um domínio montanhoso e onde sobressaem os efeitos da erosão. As plataformas escalonadas, de que o planalto do Alvão, situado a SE do traçado (altitude média de 1200 m) é exemplo, estão associadas a uma intensa rede de drenagem, resultando numa sucessão de serranias e vales. Os vales amplos e profundos, ou em forma de anfiteatro, revelando encaixe profundo em articulação com a existência de corredores de falhas profundas, estão na base do relevo peculiar que caracteriza toda a região reflectindo uma preponderância das características da região de Entre Douro e Minho (Batista et al., 2002).

6.2.1.2. Rochas graníticas

O traçado da obra na zona deste trabalho, é dominada por rochas magmáticas intrusivas geradas na orogenia Varisca (ou Hercínica), no paleozóico superior. Tratam-se de granitos (sintectónicos reativamente à 3ª fase de deformação Varisca) de granulometria média a grosseira, frequentemente com tendência porfiróide (Dias et al., 2006). A generalidade do maciço apresenta uma rede de diaclases desenvolvida. As atitudes mais frequentes revelam alguma dependência das orientações regionais de fracturação, sobretudo no que diz respeito às direcções NE-SW, definindo uma tendência ortogonal com predomínio das inclinações sub-verticais. As discontinuidades configuram zonas de fraqueza estrutural que pode condicionar o comportamento geotécnico, com repercussões ao nível da estabilidade dos taludes e do regime de circulação das águas subterrâneas nas zonas mais alteradas. A análise da distribuição por classes de frequência dos valores de RQD (Figura 60), sugere estar-se perante maciços, em geral, de boa qualidade (Batista et al., 2002).

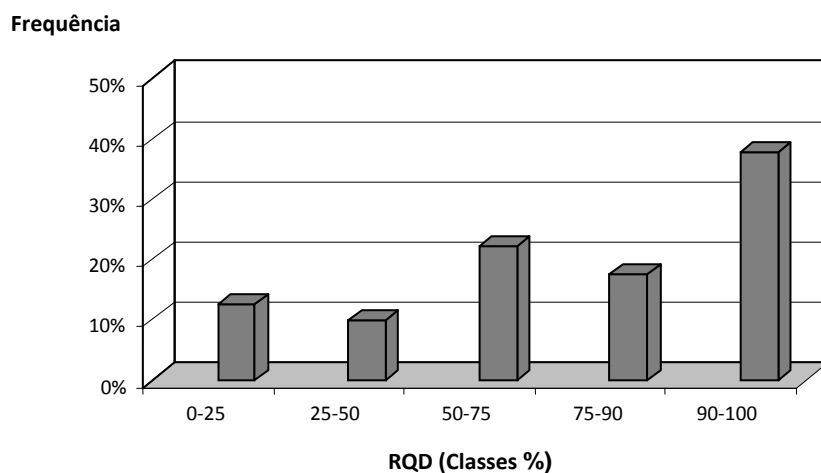


Figura 60 – RQD: distribuição (Batista et al., 2002).

Em termos da resistência à compressão simples registou-se uma grande dispersão de resultados (Batista et al., 2002): com os horizontes mais profundos, surgem resistências à compressão simples acima de 100 MPa.

Como exemplo do trabalho executado (Figura 61).



Figura 61 – Pré-corte – furos.

6.3. A17 - Figueira da Foz

A concessão Litoral Centro, A17 – Auto Estrada Marinha Grande / Mira - Sublanço Louriçal / A14 – Trecho II, adiante designada por A17, com uma extensão de 18 397 m, faz parte da rede nacional de Auto-Estradas, constituindo uma via alternativa com grande capacidade de escoamento de

tráfego pesado que circula diariamente na Estrada Nacional 109, entre Aveiro e Leiria. Tem como propósito a beneficiação das acessibilidades a Norte e a Sul da Figueira da Foz.

Os trabalhos de escavação com aplicação de explosivos nesta Obra foram iniciados em Fevereiro de 2007 e concluídos em Setembro de 2007. Para a sua execução foram elaborados 362 diagramas de fogo dos quais 61 respeitantes a execução de taludes com recurso a pré-corte. O volume de rocha desmontado com recurso a utilização de explosivos foi aproximadamente de 860 000 m³. A área de taludes executados com recurso a pré-corte foi aproximadamente de 23 000 m².

A Figura 62 mostra uma fase da execução da obra.



Figura 62 – A17 - Fase de execução de obra.

Os trabalhos relacionados com este estudo localizaram-se ao longo do traçado da obra e estão circunscritos ao troço compreendido entre o PK 9+350 e o PK 9+950.

A Figura 63 mostra uma planta de localização dos trabalhos e o perfil geotécnico dessa zona.

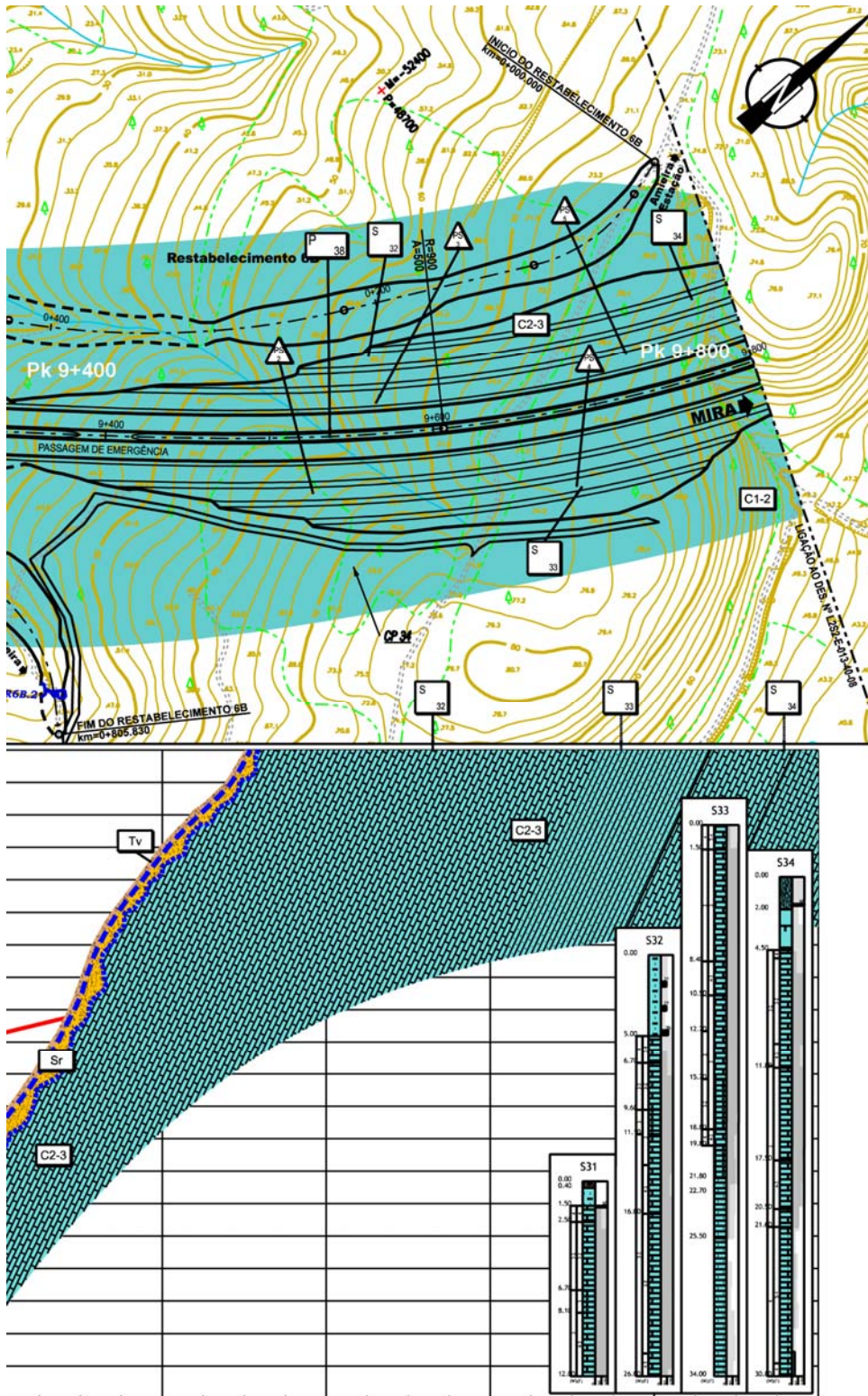


Figura 63 – Planta de localização: pontos topográficos e perfil geotécnico da obra (Luis et al., 2006).

Os trabalhos relacionados com este estudo localizaram-se ao longo do traçado da obra e estão circunscritos ao troço compreendido entre o PK 9+350 e o PK 9+950 (Figura 63).

6.3.1. Enquadramento Geológico e Geotécnico

A metodologia a implementar é a mesma do caso anterior, numa primeira abordagem enquadra-se a obra recorrendo à Carta Geológica de Portugal (Figura 59).

6.3.1.1. Geomorfologia e Tectónica

A obra objecto deste estudo inscreve-se na sua totalidade na unidade estrutural designada por Orla Meso-Cenozóica Ocidental Portuguesa ou Bordadura Ocidental (Dias et al., 2006). Esta unidade corresponde ao fosso tectónico profundo (Fosso Lusitaniano), alongado segundo a direcção NNE-SSW, delimitado a leste pelo maciço da Zona Centro Ibérica e a oeste por uma área continental preservada pelos ilhéus das Berlengas e dos Farilhões (Dias et al., 2006). Esta região corresponde a uma bacia sinclinal com eixo de direcção NW-SE, mergulhante para SE, de flancos aproximadamente simétricos (Batista, 2006).

Na margem direita do Rio Pranto, a área em análise neste estudo, é interceptada por uma importante estrutura em arco, o anticlinal (Buarcos-Verride) – delimitada a norte pela falha de Quiaios, a leste por uma zona de fractura submeridiana que se estende de Alfarelos a Pombal e a oeste, já na plataforma continental, pela estrutura anticlinal submeridiana de Pinhal. Esta zona é justificada em termos de tectónica, correspondendo a serra da Boa Viagem a uma rampa frontal de cavalgamento para norte, marginada pela rampa lateral nascente de Alfarelos/Pombal e pela rampa lateral poente, localizada na plataforma continental.

O Rio Pranto possui neste sector uma orientação estrutural na dependência de uma falha com orientação NNW-SSE, denominada Falha do Pranto. Esta falha secciona o flanco SW do anticlinal de Verride, apresenta um rumo $N15^{\circ}-20^{\circ}W$ e pendor sub-vertical, na ordem dos 80° , próximo da superfície. Deverá prolongar-se para norte e depois para oeste dando lugar à falha do Mondego (Batista, 2006).

6.3.1.2. Calcários Apinhoados da Costa de Arnes (Cenomaniano-Turoniano)

Na zona da escavação em estudo, localizada entre o PK 9+350 e o PK 9+950, numa extensão aproximada de 600m, onde as cotas de trabalho são superiores a 20m ao eixo, a obra intercepta uma formação denominada de Calcários Apinhoados da Costa de Arnes (Cenomaniano – Turoniano; Dias et al., 2006). Estamos em presença de uma formação representada por níveis carbonatados, relativamente espessa, com uma espessura máxima de cerca de 65m. Ocorrem predominantemente calcários calciclásticos compactos, calcários margosos e greso-margosos, com fósseis, seguindo-se os calcários margosos apinhoados com superfície lapiazada (com neolobites), que se desenvolvem até ao topo da formação, intercalados com espessas camadas de

calcários compactos de cor creme. Apresenta normalmente uma camada de alteração superficial (solos residuais), em geral pouco profunda, de natureza argilosa com pedras e blocos de calcário. A estratificação apresenta orientação NNW-SSE (paralela ao vale e Falha do Pranto) com inclinação de 10 a 20° para SW. Este maciço evidencia importante fracturação com orientação preferencial NE-SW e NNW-SSE e uma rede de diáclases com atitude dominante NNW-SSE a WNE-ESSE e pendor na ordem de 70° para W (Luis et al., 2006).

A análise da distribuição por classes de frequência dos valores de RQD está representada na Figura 64.

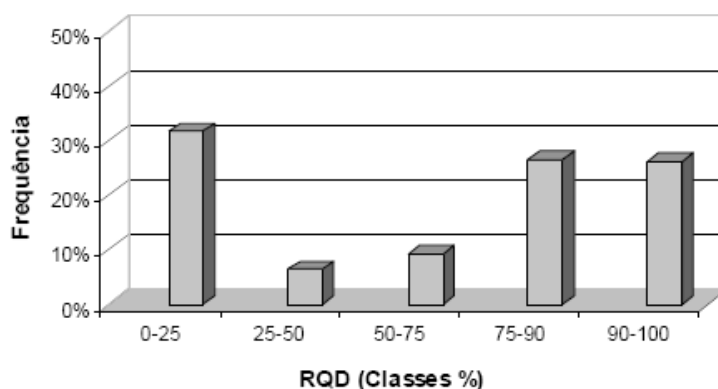


Figura 64 – Distribuição da amostragem dos calcários de Costa de Arnes pelas classes de classificação RQD (Batista, 2006).

As percentagens de recuperação muito elevadas, obtidas nas sondagens, e o RQD de uma forma geral com valores acima de 50%, indiciam características de um maciço com qualidade razoável. Trata-se de um relevo que se materializa como trecho de carácter francamente rochoso a partir de próximo da superfície.

Os horizontes sísmicos são caracterizados por valores da velocidade sísmica (V_p) superiores a 2500m/s próximo da superfície, o que confirma o carácter rochoso da generalidade do maciço. Os terrenos associados a esta formação terão um comportamento genericamente não ripável, obrigando ao recurso a técnicas de desmonte com recurso a explosivos.

Em termos da resistência à compressão simples registou-se uma grande dispersão de resultados. Segundo Batista (2006), *“Podemos referir como síntese que nesta formação verifica-se um predomínio das sequências calcárias com comportamento rochoso. A partir das profundidades da ordem dos 2 a 6m apresenta velocidades sísmicas entre 2230 m/s e superiores a 3000 m/s. As escavações realizadas nesta estrutura obrigam ao recurso quase generalizado de desmonte a fogo”*

6.4. Variante à EN213 Lanço Valpaços – IP4 (Mirandela)

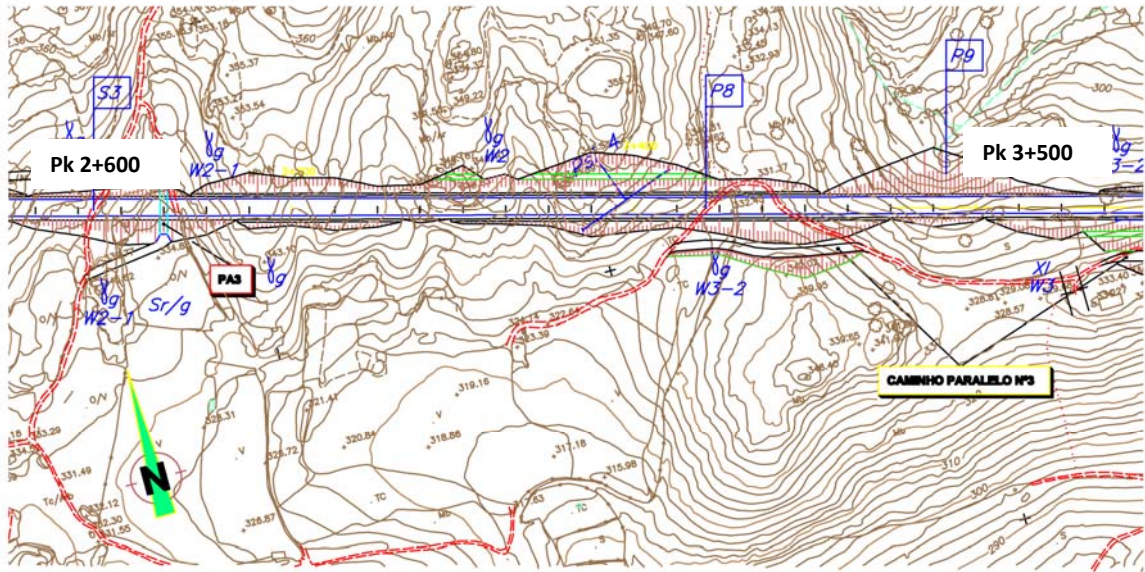
A construção da Variante à EN213 - Lanço Valpaços – IP4 (Mirandela), liga Valpaços ao IP4 (Mirandela), visa melhorar as acessibilidades do concelho de Valpaços e facilitar as ligações entre este concelho e o de Chaves no distrito de Vila Real, e entre Mirandela e Vila Flor no Distrito de Bragança, através da aproximação aos municípios vizinhos e ao IP4.

É uma via, paralela à EN213, com uma extensão de 15 479 m, que contorna as localidades de Rio Torto, Lilela, Eixes e Eivados e termina no nó do IP4, em Vale Salgueiro. O lanço abrange os distritos de Vila Real e Bragança e, no futuro, irá ter ligações à A7, A24 e IC5. Interliga à rede dos principais itinerários da região, nomeadamente ao IP3 e A24 em Chaves, e ao IP4 em Mirandela, e o futuro IC5 em Vila Flor. O traçado da variante desenvolve-se entre Valpaços e Mirandela com orientação global NW-SE, embora a partir do Km 11 a orientação da directriz siga rumo próximo da direcção Norte-Sul.

A Figura 65 ilustra uma zona de trabalhos da obra.



Figura 65 – Obra Valpaços - Zona de trabalho.



PERFIL GEOTÉCNICO
(Escala H=1/2000 ; V=1/200)

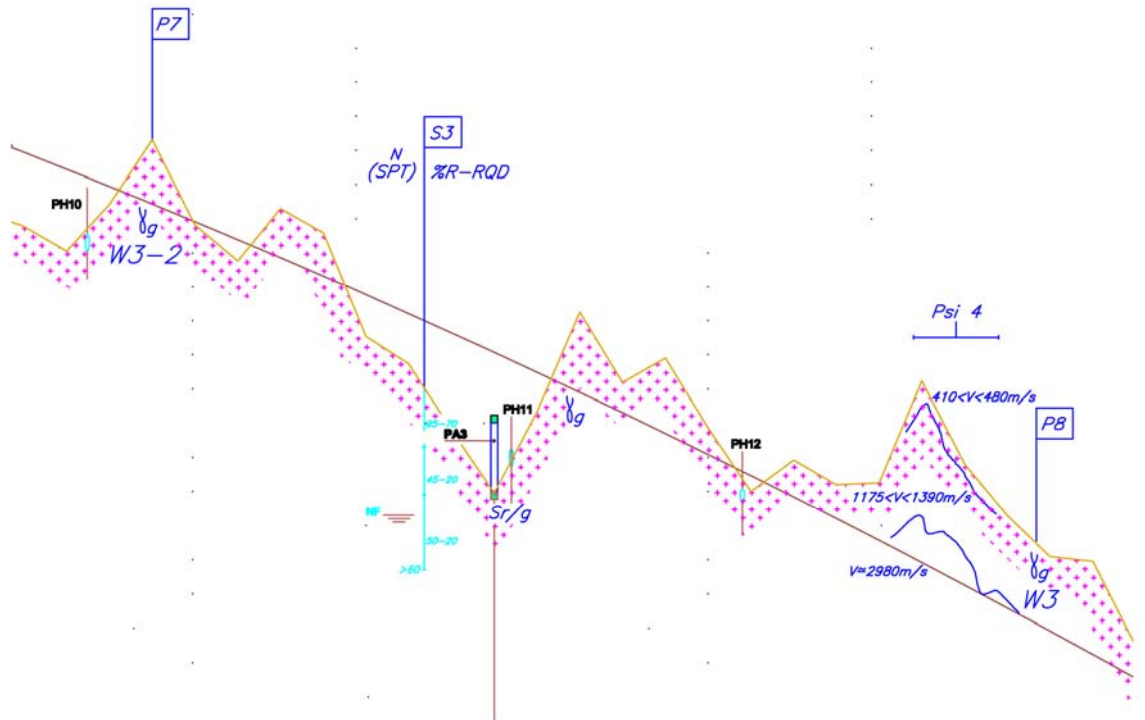


Figura 66 – Planta de localização: constrangimentos topográficos e perfil geotécnico da obra (adaptado de Ferreira & Pereira, 2003).

A Variante à EN213 Lanço Valpaços – IP4 (Mirandela) será adiante designada por “Obra Valpaços”, sendo que a Figura 66 mostra uma planta de localização dos trabalhos e o perfil geotécnico dessa zona. Os trabalhos de escavação com aplicação de explosivos nesta obra foram iniciados em Agosto de 2005 e concluídos em Maio de 2007. O volume de rocha desmontado com recurso a utilização de explosivos foi aproximadamente de 360 000 m³. A área de taludes executados com recurso a pré-corte foi aproximadamente de 18 000 m². Os trabalhos em estudo localizaram-se ao longo do traçado da obra e estão circunscritos ao troço compreendido entre o PK 0+000 e o PK 4+000. O estudo geológico-geotécnico refere uma percentagem de desmonte com recurso a explosivos na ordem de 55%.

6.4.1. Enquadramento Geológico e Geotécnico

Trata-se de um granito biotítico-moscovítico, equigranular de grão grosseiro, com bolsadas esporádicas em que é observável um carácter porfiróide incipiente. Quando aflorante, ocorre são e pouco alterado (W1-2). No trecho final da obra, não objecto deste estudo, existe um xisto de matriz pelítica com micas disseminadas na matriz sob a forma de finíssimas partículas o que lhe confere a tonalidade acastanhada e brilho acetinado característico.

6.4.1.1. Geomorfologia e Tectónica

No que se refere às formações geológicas, o traçado desenvolve-se numa região essencialmente granítica e xistenta (Dias et al., 2006). A Norte do Rio Torto e associado à litologia granítica, o ambiente geomorfológico é de tipo planáltico com linhas de água divergentes em vales abertos. Os vales e zonas aplanadas adjacentes são ainda de natureza granítica, mas mais evoluídas em termos de alterabilidade e onde se dispersam aleatoriamente, mas com certa frequência, blocos de granito parcialmente envoltos por saibro granítico. A sul do Rio Torto e associado às litologias xistentas, o ambiente geomorfológico é radicalmente diferente, com encostas de fraco declive e linhas de água encaixadas em fundos de vales apertados, cujos cursos contornam os maciços resultantes das discontinuidades associadas à atitude estrutural dos xistos ou a outras acções tectónicas, nomeadamente falhas e fracturação de grande expressão (Ferreira & Pereira, 2003). À escala regional a orografia e subsequente rede hidrológica instalada, é determinada pela atitude estrutural da formação xistenta, que em termos regionais é NW-SE com inclinação para Nordeste, os estratos apresentam direcção NW-SE e inclinação sub-vertical, sendo os desvios mais significativos os respeitantes à inclinação.

O troço inicial da variante tem desenvolvimento em ambiente planáltico, enquanto entre os kms 3+800 e 13+000 a orografia é de alternância de cristas e vales encaixados que determinam

andamento da rasante com cotas de trabalho elevadas, tanto na situação de escavação como do aterro.

A morfologia de troço inicial, zona objecto deste estudo (Ferreira & Pereira, 2003), é resultante da meteorização e desagregação do substrato granítico, que por erosão diferencial destacou grandes blocos de granítico são, ou aglomerados de blocos constituindo elevações que se destacam na morfologia global características planálticas. Estes afloramentos bem como a exposição de lajes graníticas nos locais onde os solos residuais de revestimento foram arrastados, dão indicação de que o maciço granito subjacente, cuja espessura é reduzida, ocorre são a pouco alterado. Neste troço da variante as cotas do terreno natural situam-se entre os 350 e 400 m e as cotas de trabalho praticadas não excedem a dezena de metros.

6.4.1.2. Rochas graníticas

A zona da escavação em estudo, constitui a litologia da formação do substrato interessada pelo traçado do Km 0+000 ao Km 3+800. Trata-se de um granito biotítico-moscovítico, equigranular com bolsadas esporádicas de granitóide porfiróide (Ferreira & Pereira, 2003).

A esta litologia corresponde um ambiente geomorfológico de características planálticas que se desenvolve desde Valpaços, Possacos, Valverde até ao Alto de Vale Saim. O maciço granítico, na generalidade, está sobreposto por um horizonte de solos residuais, mas quando aflorante ocorre são a pouco alterado, situação que se mantém sob a camada de solos residuais cuja espessura é da ordem dos 0,20 m.

Tendo em vista a comparação e complementação dos dados fornecidos pelos estudos geológico e geotécnico das obras, e a execução da componente de trabalho de campo na vertente da caracterização geomecânica, recorreu-se à realização de ensaios de campo (Martelo de Schmidt ou esclerómetro portátil do tipo L, para rochas) e à recolha de amostra para determinação da massa volúmica do material. Estes ensaios estão reportados nos capítulos 7.1.1 e 7.1.2.

7 – Abordagem geomecânica do maciço

7. Abordagem geomecânica do maciço

Na fase de projecto de uma via de comunicação, onde são analisadas diferentes hipóteses para a implantação do seu traçado e para os custos de execução, a tomada de decisões deve ser apoiada na informação contida num relatório geológico/geotécnico aprofundado. A cartografia da família de fracturas permite verificar a sua relação com a direcção dos taludes.

Na fase da execução da obra, a caracterização geomecânica, não obstante a sua importância na fundamentação de decisões relacionadas com os parâmetros de um diagrama de fogo e da sua influência directa no resultado das pegadas de fogo, diz respeito a tarefas que na sua generalidade, infelizmente não são entendidas em obra como geradoras de benefício financeiro directo. Por outro lado neste tipo de obras, na fase de execução já foram definidos em fase de projecto, a implantação da sua directriz e a inclinação dos taludes.

Em obra, os prazos de execução são sempre reduzidos e a sua execução é orientada para a procura do benefício económico, assim, por estas razões, os meios afectos a actividades entendidas como não directamente produtivas, neste caso a abordagem geomecânica, são criteriosamente geridos.

Pelas razões enunciadas e porque o quadro técnico deste tipo de obras (desmonte de rocha) é por norma escasso, dado estar circunscrito normalmente ao director de obra, que acumula outras funções, a caracterização obedeceu aos critérios:

- Ocupar um período curto de tempo;
- Ocupar um número reduzido de meios. Como exemplo temos a utilização do Martelo de Schmit;
- Facilidade de operar os meios utilizados;
- Aproveitamento das informações já existentes sobre a caracterização dos maciços de trabalho, em publicações e no estudo geológico e geotécnico da obra (caso exista) ou correlacionando dados de obras executadas nas proximidades;
- Observação da operação dos equipamentos de produção, por exemplo a velocidade e facilidade de perfuração, e a penetração da lâmina e do *ripper* dos tractores de rastos.

Como abordagem inicial expedita do ponto de vista da produção em obra, considera-se a classificação das rochas em 4 tipos distintos (Jimeno & Lopez, 1994):

- a) Rochas maciças resistentes – são rochas que apresentam planos de debilidade muito reduzidos;

- b) Rochas muito fissuradas – São rochas que evidenciam um espaçamento entre fracturas muito reduzido;
- c) Rochas compartimentadas em blocos – São maciços onde o espaçamento entre as discontinuidades é grande, ou terrenos onde grandes blocos estão inseridos em matrizes plásticas (Figura 67);



Figura 67 – Grandes blocos em obra rodoviária – Valpaços.

- d) Rochas porosas – São rochas com um índice de vazios elevado, por essa razão têm uma elevada capacidade de amortecimento e de absorção de energia.

7.1. Propriedades dos maciços rochosos

Neste capítulo, apenas são abordados os parâmetros com interesse para este estudo.

7.1.1. Massa volúmica

Para a determinação da massa volúmica procedeu-se à recolha de amostras nas três obras em estudo.

Os ensaios foram realizados no LGMC do ISEP, segundo a norma NP EN 1097-6 2003. Os valores obtidos encontram-se representados na Tabela 23.

Tabela 23 – Massa volúmica das rochas ensaiadas.

Obra	Amostra nº	M1 (g)	M2 (g)	M3 (g)	Temperatura da água (°C)	Massa volúmica ρ (g/cm ³)
A 7	1	2276,03	1506,3	2257,12	23	2,9
A17	2	1502,84	907,77	1456,83	23	2,4
Valpaços	3	1318,63	814	1313,72	23	2,6

Onde:

M1 - massa, em gramas, do provete saturado com superfície seca;

M2 - massa aparente do provete saturado imerso em água, em gramas;

M3 - massa do provete seco em estufa, em gramas.

7.1.2. Resistência à compressão

Em geral os maciços rochosos e as rochas *in situ*, encontraram-se sujeitos a estados triaxiais de tensão ou a estados biaxiais na vizinhança de superfícies livres (Rocha, 1981), no entanto para efeitos do estudo vamos considerar o conceito de resistência à compressão que está relacionado com o máximo esforço que a rocha suporta quando submetida a compressão uniaxial. É determinada em laboratório recorrendo a um provete cilíndrico não confinado (Vallejo et al., 2006). Calcula-se pela equação (Vallejo et al., 2006):

$$\sigma = \frac{F1}{A1} = \frac{\text{Força compressiva aplicada}}{\text{Área de aplicação}}$$

Equação 7-1 – Resistência à compressão simples.

Este parâmetro é importante, uma vez que, caso a pressão gerada pelo explosivo no interior do furo seja muito superior à tensão de rotura à compressão da rocha, ocorre a pulverização ou o colapso da rocha na zona em torno do furo devido à destruição da sua estrutura interna e cria uma zona potencial de instabilidade. Regra geral, quanto maior a densidade mais alta é a resistência à compressão de uma rocha.

Este parâmetro também pode também ser estimado com base em ensaios mais expeditos que permitem determinar os índices de campo:

- Ensaio de carga pontual – PLT (Point load test);
- Ensaio do martelo de Schmidt ou esclerómetro portátil (tipo L, para rochas).

Nas obras contempladas neste estudo, para determinar de uma forma aproximada e em ensaio de campo a resistência à compressão simples, utilizou-se o Martelo de Schmidt. Este dispositivo, é um aparelho portátil de campo que dispõe de uma massa de aço no seu interior e de uma ponta retráctil, a qual, ao ser pressionada contra a rocha faz com que a massa de aço dispare, permitindo a medição da dureza de Schmidt.

Para a execução deste teste usou-se a seguinte metodologia (Vallejo et al., 2006):

1. Condições para o ensaio:

- Limpeza da zona de ensaio;
- Seleccionar uma zona com ausência de fissuras;
- Eliminar a patina de rocha meteorizada.

2. Execução do ensaio:

- Colocar o dispositivo perpendicularmente ao plano de ensaio, como se observa na Figura 68;
- De acordo com a dureza (ou resistência) da rocha, a massa de aço sofre maior ou menor ressalto e este valor é registado numa escala do aparelho;
- Procede-se ao registo de leituras obtidas com o martelo em boletim adequado e eliminam-se os 5 valores mais baixos. O valor considerado é o valor médio das medições;
- O martelo de Schmidt usado nos ensaios foi da marca Proceq L-9 com número de série 6204.



Figura 68 – Martelo de Schmidt: exemplo de execução de ensaio.

3. Ábaco de Miller:

- Recorre-se ao ábaco de Miller presente na Figura 69, para determinar a resistência à compressão simples a partir da dureza de Schmidt e da densidade da rocha;

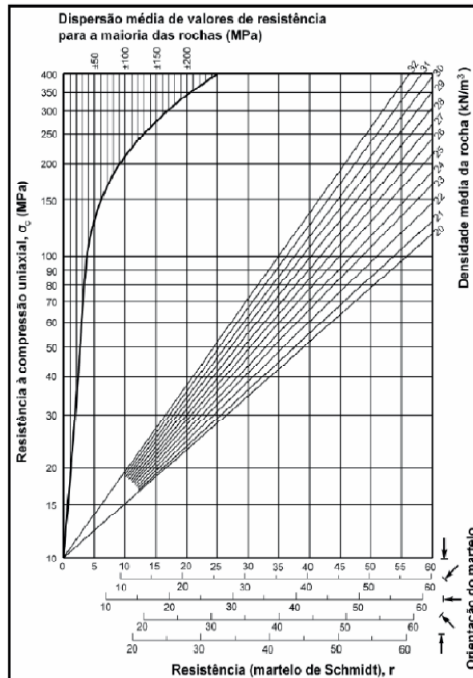


Figura 69 – Ábaco de Miller para a determinação da resistência à compressão uniaxial, r (Vallejo et al., 2002).

Com base nos valores de resistência à compressão obtidos no ábaco de Miller Figura 70, procedeu-se à classificação da rocha segundo a Classificação da ISRM (1981)

Tabela 24.

Tabela 24 – Classificação das rochas segundo a sua resistência à compressão (ISRM 1981).

Resistência à compressão simples (MPa)	Designações
<1	Solo
1 a 5	Muito branda
5 a 12,5	Branda
12,5 a 25	
25 a 50	Moderadamente dura
50 a 100	Dura
100 a 200	Muito dura
>200	
>250	Extremamente dura

7.1.2.1. Obra A7 – Granito

Foram seleccionados 15 pontos de amostragem e realizadas leituras em diferentes zonas do maciço. A Tabela 25 apresenta os resultados obtidos durante o ensaio, que são usados para determinar o valor médio de dureza de Schmidt.

Tabela 25 – Obra A7 - Valores obtidos no ensaio com martelo de Schmidt.

Zona	Densidade (KN/m ³)	Leitura nº										Média dos 5 melhores resultados
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
1	29,00	38	36	38	34	40	52	32	40	38	40	42
2		38	38	38	30	38	40	36	32	44	32	40
3		22	28	38	36	48	38	34	38	39	40	41
4		48	47	44	49	48	48	40	48	49	42	48
5		40	42	42	32	38	50	47	48	39	41	46
6		39	38	38	40	39	41	48	46	38	42	43
7		44	38	32	38	44	44	38	36	30	38	42
8		48	42	51	42	50	44	48	49	51	32	50
9		40	44	40	46	45	36	38	40	47	43	45
10		39	48	44	46	38	36	42	42	41	40	44
11		45	38	44	42	42	42	40	39	38	40	43
12		42	38	46	38	41	32	38	36	41	38	42
13		42	38	34	32	34	42	38	34	40	48	42
14		44	50	53	42	41	38	34	34	32	40	46
15		34	30	44	38	36	46	42	42	40	40	43
	29,00	Valores médios										44

Em cada uma das leituras efectuadas, foram eliminados os 5 valores mais baixos, representados a sombreado na Tabela 25, e seleccionados os 5 valores mais altos para determinar o valor médio, sendo que posteriormente efectuou-se a média dos valores, obtendo-se:

$$X = \frac{42 + 40 + 41 + 48 + 46 + 43 + 42 + 50 + 45 + 44 + 43 + 42 + 42 + 46 + 43}{12} = 44 \text{ unidades}$$

Com um valor médio de dureza (r) de Schmit de 44 e com a massa volúmica de 2,9 g/cm³, através do Ábaco de Miller (Figura 70), determina-se a resistência à compressão, cujo valor é de 125 MPa, podendo-se assim designar como uma rocha muito dura (Tabela 24).

7.1.2.2. Obra de A17 - Calcário

Foram seleccionados 12 pontos de amostragem e realizadas leituras em diferentes zonas do maciço. Na Tabela 26 encontram-se os resultados obtidos durante o ensaio, que são usados para determinar o valor médio de dureza de Schmidt.

Tabela 26 – Obra A17 - Valores obtidos no ensaio com martelo de Schmidt.

Zona nº	Densidade (KN/m3)	Leitura nº										Média dos 5 melhores resultados
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
1	24,00	43	43	40	39	49	31	43	48	50	42	47
2		53	53	49	49	48	47	46	45	44	53	51
3		47	46	47	38	40	46	42	43	43	50	47
4		41	40	43	44	40	40	43	43	38	39	43
5		36	38	36	50	52	46	48	36	34	44	48
6		46	48	44	24	30	44	46	40	45	38	46
7		50	50	34	34	53	42	48	51	50	54	52
8		36	40	38	40	36	28	44	30	42	30	41
9		44	34	48	51	43	46	43	46	43	34	47
10		34	44	30	36	46	48	46	41	45	48	47
11		38	48	42	47	36	54	51	53	47	40	51
12		41	49	45	44	46	30	46	48	39	29	47
	24,00	Valores médios										47

Em cada uma das leituras efectuadas foram eliminados os 5 valores mais baixos, apresentados a sombreado, na Tabela 26, e seleccionados os 5 valores mais altos para determinar o valor médio, posteriormente efectuou-se a média dos valores, obtendo-se:

$$X = \frac{47 + 51 + 47 + 43 + 48 + 46 + 52 + 41 + 47 + 47 + 51 + 47}{12} = 47 \text{ unidades}$$

Com um valor médio de dureza (r) de Schmit de 47 e com a massa volúmica determinada de 2,4 g/cm³, através do Ábaco de Miller, Figura 70, é obtido um valor para a resistência à compressão de 90 MPa, podendo designar-se como uma rocha dura (Tabela 24).

7.1.2.3. Obra Valpaços - Granito

Foram seleccionados 10 pontos de amostragem e realizadas leituras em diferentes zonas do maciço. Na Tabela 27 encontram-se os resultados obtidos durante o ensaio, que são usados para determinar o valor médio de dureza de Schmidt.

Tabela 27 – Obra Valpaços - Valores obtidos no ensaio com martelo de Schmidt.

Zona nº	Densidade (KN/m ³)	Leitura nº										Média dos 5 melhores resultados
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
1	26,00	46	44	48	40	42	34	38	44	40	34	44
2		52	38	50	56	38	44	46	36	42	40	50
3		42	44	52	32	42	34	34	40	38	56	47
4		44	40	44	38	40	48	38	40	36	40	43
5		44	42	36	56	49	52	53	40	55	38	53
6		52	55	50	42	46	49	49	49	42	39	51
7		34	38	48	51	44	51	41	46	51	44	49
8		42	38	38	46	36	48	48	30	38	40	45
9		44	34	32	36	41	48	54	49	40	54	50
10		53	38	42	36	40	48	38	52	48	35	49
	26,00	Valores médios										48

Em cada uma das leituras efectuadas foram eliminados os 5 valores mais baixos, a sombreado na Tabela 27, e seleccionados os 5 valores mais altos para determinar o valor médio, posteriormente efectuou-se a média dos valores, obtendo-se:

$$X = \frac{44 + 50 + 47 + 43 + 53 + 51 + 49 + 45 + 50 + 49}{10} = 48 \text{ unidades}$$

Com um valor médio de dureza (r) de Schmidt de 48 e com a massa volúmica determinada de 2,6 g/cm³, através do Ábaco de Miller (Figura 70), determina-se que a resistência à compressão é de 113 MPa. De acordo com a (Tabela 24), a rocha pode designar-se como uma rocha muito dura.

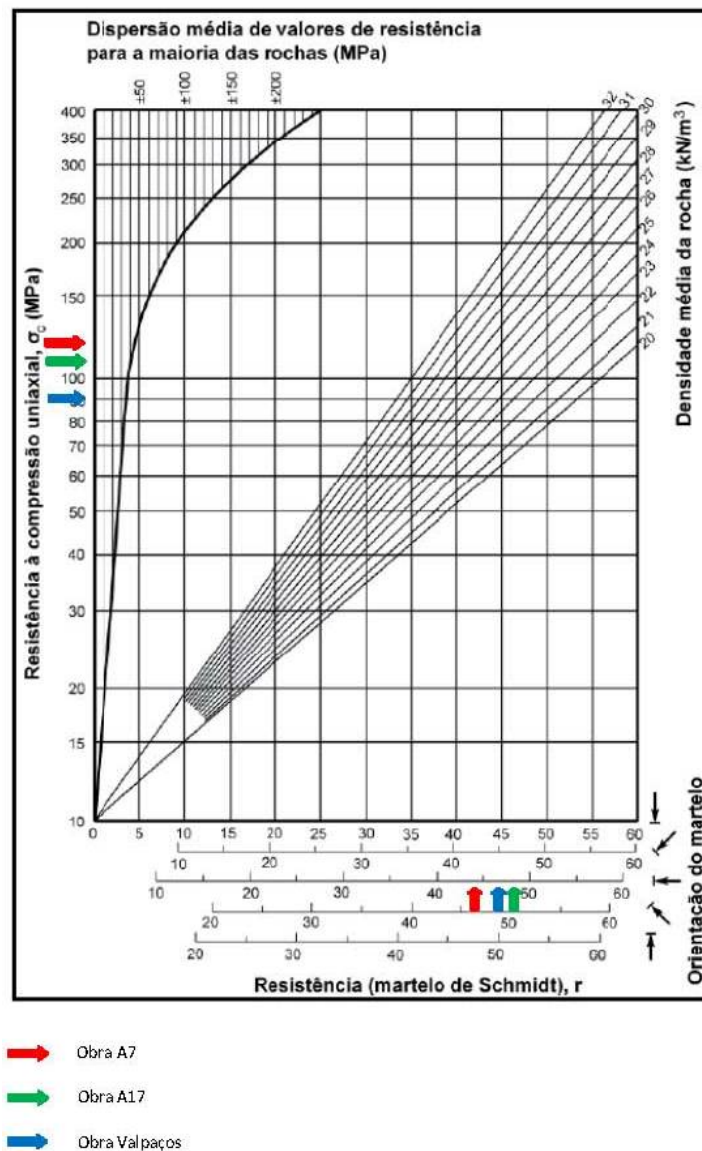


Figura 70 – Ábaco de Miller: determinação da resistência à compressão das amostras ensaiadas.

7.1.3. Resistência à tracção

O conceito de resistência à tracção é determinado em laboratório, e diz respeito ao máximo esforço que um provete cilíndrico suporta, quando sujeito a forças de tracção sem que ocorra rotura. Pode ser obtido pela equação (Vallejo et al., 2006):

$$\sigma_t = \frac{F_2}{A_2} = \frac{\text{Força de tracção aplicada}}{\text{Área do provete}}$$

Equação 7-2 – Resistência à tracção.

Este ensaio levanta alguns problemas à sua realização, justificados pela fragilidade do material e pela dificuldade em ligar os seus extremos às extremidades do equipamento de ensaio, e ao mesmo tempo garantir o alinhamento das forças (Rocha, 1981). O uso de equipamento com dispositivos de controlo integrados é importante para procurar manter a estabilidade da propagação das fendas durante a execução do ensaio e possibilitar o controlo da deformação. A existência de fissuração próxima pode comprometer a realização deste ensaio.

7.1.4. Relação entre resistência à compressão e resistência à tracção

Estes dois conceitos estão relacionados entre si e alguns autores sugerem a existência de uma relação prática. Valores elevados na relação entre a resistência à compressão e a resistência à tracção indiciam maior facilidade na fragmentação (Gomes et al., 2008).

A referência ao contraste entre a resistência ou tensão (T_c) à compressão e à tracção (T_t) é feita por Esteves (1993), que estabelece um coeficiente que designa como - Coeficiente de Explosão, o qual traduz o cociente entre a tensão de compressão e a tensão de tracção:

$$C_{ex} = \frac{T_c}{T_t}$$

Equação 7-3 – Coeficiente de explosão.

Onde:

T_c – Tensão de compressão;

T_t – Tensão de tracção.

Esteves (1993), para o granito, considera que esta relação apresenta um valor que varia entre 13,5 e 17,0 e para o calcário esse valor varia entre 16,5 e 19,5. Para os materiais rochosos com

reduzido grau de alteração, os valores de resistência à compressão tendem a ser elevados e os de resistência à tracção reduzidos.

O valor da resistência à tracção é significativamente inferior ao valor da resistência à compressão, podendo variar entre 5 e 10%, sendo que para algumas rochas sedimentares pode mesmo atingir valores entre 14% e 16% (Vallejo et al., 2006). Esta discrepância deve-se à fragilidade das rochas e à grande quantidade de defeitos e irregularidades que apresentam, assim como, à pouca coesão entre as suas partículas constituintes. A resistência das rochas está relacionada com a sua composição mineralógica, com a sua porosidade e no caso das rochas sedimentares com o seu tipo de cimento. Nas rochas metamórficas depende do grau de metamorfação (Jimeno & Lopez, 1994).



A cada maciço rochoso corresponde uma tensão de rotura à compressão e uma tensão de rotura à tracção características. Existem diversos autores que apresentam valores indicativos para estes parâmetros (Tabela 28).

Tabela 28 – Valores de resistência à compressão e à tracção uniaxial de diversos tipos de rocha (adaptado de Esteves, 1993).

Tipo de rocha	Resistência à compressão simples (Kg/cm ²)	Resistência à tracção (Kg/cm ²)
Quartzito	2300	175
	1560	180
	3070	205
Argilito	2210	185
Diabase	3750	250
Basalto	685	51
	1860	140
	2870	280
Gabro	2080	150
	1760	125
Granito	1710	125
	1545	90
	2035	130
Mármore	1275	70
Calcário	1000	60
	1250	64
	970	42



Ou considerando outros autores (Tabela 29).

Tabela 29 – Valores de carga de rotura à compressão e à tracção (Gomes et al., 2008).

		Rotura à compressão	Rotura à Tracção
Granito		2.000 a 3.000 Kg/cm ²	100 a 300 Kg/cm ²
Diabase		2.900 a 4.000 Kg/cm ²	190 a 300 Kg/cm ²
Mármore		1.500 a 1.900 Kg/cm ²	150 a 200 Kg/cm ²
Calcáreo		1.300 a 2.000 Kg/cm ²	170 a 300 Kg/cm ²
Arenito duro		3.000 Kg/cm ²	300 Kg/cm ²



Estes autores estabelecem que a relação que representa o Coeficiente de Explosão no granito, apresenta um valor que varia entre 10,0 e 20,0 e para calcário esse valor varia entre 6,5 e 7,5. Também Vallejo et al. (2006), apresentam valores para estes parâmetros (Tabela 30).

Tabela 30 – Valores de resistência de rochas à compressão simples e à tracção (adaptado de Vallejo et al., 2006).

Tipo de rocha	Resistência à compressão simples (Kg/cm ²)		Resistência à tracção (Kg/cm ²)
	Valores médios	Intervalo de valores	
Arenito	550 - 1400	300 - 2 350	50 - 200
Basalto	800 - 2000	600 - 3 500	50 - 250
Calcário		600 - 1 400	500 - 2000
Granito		700 - 2 000	500 - 3 000
Grauvaque	1 000 - 1 500	800 - 2 200	55 - 150
Quartzito	2 000 - 3 200	1 000 - 5 000	100 - 300
Xisto	300 - 600	200 - 1 600	20 - 55

Para estes autores, a relação que representa o Coeficiente de Explosão no granito, apresenta um valor que varia entre 8,0 e 10,0 e para calcário esse valor varia entre 4,5 e 15,0. Ou ainda Rocha (1981), que agrupou valores típicos provenientes de ensaios, conforme se indica na Tabela 31.

Tabela 31 – Valores de resistência de rochas à compressão simples e à tracção (adaptado Rocha, 1981).

Tipo de rocha	Resistência à compressão simples (Kg/cm ²)	Resistência à tracção (Kg/cm ²)
Basalto	2155	229
Calcário 	1130	90
Granito são 	1180	63
Granito alterado	350	23
Granito muito alterado	139	
Quartzito	3000	110
Xisto	935 - 1140	

Para este autor a relação que representa o Coeficiente de Explosão no granito, apresenta um valor de 18,5, e para calcário esse valor é de 12,5. Para Jiang (1996), é aceitável assumir que a tensão de rotura à tracção é cerca de 10% da tensão de rotura à compressão. Também Conde et al. (2004), referem valores obtidos em ensaios relativos a calcário, para o parâmetro da resistência à compressão (Tabela 32).

Tabela 32 – Valores de resistência à compressão (Conde et al. 2004).

Tipo de rocha	σ_c (MPa)		
	Valor mínimo	Valor máximo	Valor médio
Calcário 1	43,8	145,5	111,5
Calcário 2	49,4	120,1	79,1
Calcário 3	46,5	99,9	84,5

O parâmetro de resistência à tracção também é referido por estes autores conforme Tabela 33.

Tabela 33 – Valores de resistência à tracção (Conde et al., 2004).

Tipo de rocha	σ_t (MPa)		
	Valor mínimo	Valor máximo	Valor médio
Calcário 1	6,57	11,06	9,58
Calcário 2	5,36	8,82	6,85
Calcário 3	5,86	8,32	6,73

Para estes autores a relação que representa o Coeficiente de Explosão no calcário apresenta um valor que varia entre 11,5 e 12,5. Para efeito do estudo e tendo em consideração o que estabeleceram os autores citados é apresentada a Tabela 34 que colige as informações por eles consideradas nos seus estudos.

Tabela 34 – Relação entre resistência à compressão e resistência à tracção.

Autores	Relação Resistência à compressão / Resistência à tracção	
	Tipo de rocha	
	Granito	Calcário
(Esteves, 1993)	13,5 a 17,0	16,5 a 19,5
(Gomes et al., 2008)	10,0 a 20,0	6,5 a 7,5
(Vallejo et al., 2006)	8,0 a 10,0	4,5 a 15,0
(Rocha, 1981)	18,5	12,5
(Jiang, 1996)	10,0	
(Conde et al., 2004)		11,5 a 12,5
Valores considerados para o estudo	12,0	10,0

Neste estudo e como resultado da interpretação feita ao trabalho dos autores acima referenciados, foram seleccionados os valores mais baixos do intervalo de variação, e não os valores médios porque os valores mais baixos implicam uma situação mais desfavorável, isto é uma fragmentação mais difícil, logo mais abrangente e realista para a situação de obra. É aceite que para esta relação entre a tensão de rotura à compressão e a tensão de rotura à tracção, os valores a considerar são:

- Granito – 12,0
- Calcário – 10,0

7.1.5. Velocidade de propagação das ondas sísmicas

Esta característica é indicativa da qualidade da rocha e do maciço rochoso, a velocidade das ondas longitudinais ou de compressão emprega-se como medida da classificação. Correlaciona-se linearmente com a resistência à compressão simples (Vallejo et al., 2006). Depende da densidade e das propriedades elásticas do material como o módulo de Young e o coeficiente de Poisson.

A velocidade de propagação das ondas sísmicas no maciço permite estabelecer a fronteira entre os maciços escaváveis por meios mecânicos e aqueles que apenas são passíveis de serem desmontados recorrendo a explosivos. Os valores sobre este parâmetro fazem parte do relatório geológico e geotécnico, normalmente estão referidos nos perfis longitudinais com discriminação dos diferentes horizontes sísmicos. Com base nestas informações é possível efectuar uma primeira abordagem à forma de escavar o maciço

A interpretação dos dados relativos aos ensaios sísmicos parte de dois princípios (Santarém, 1993):

1. Um choque produzido à superfície do solo, que pode ser provocado pela detonação de uma carga explosiva ou por uma pancada no solo, deforma a matéria e essa deformação propaga-se a determinada velocidade nas diferentes camadas do subsolo;
2. Diferentes velocidades de propagação das ondas sísmicas nos diferentes tipos de rochas.

O tratamento e interpretação da informação relativa a tempos e distâncias, fornece informação sobre a velocidade / profundidade.

As ondas sísmicas elásticas dividem-se em dois tipos:

1. Ondas volumétricas – Propagam-se em qualquer direcção no terreno, são consideradas ondas livres.
 - Ondas P, longitudinais, compressivas ou primárias - São as mais rápidas, provocam um movimento de trás para a frente com uma direcção paralela à direcção de propagação da onda;
 - Ondas S, transversais ou secundárias - O seu movimento é perpendicular à direcção de propagação das ondas.
2. Ondas superficiais – Estão confinadas a alguma superfície ou camada, amortecem e desaparecem rapidamente com a profundidade.
 - Ondas Rayleigh (R) - São caracterizadas pelo facto de as partículas descreverem elipses num plano vertical, sendo o seu movimento contrário ao sentido da onda junto da superfície;
 - Ondas Love (L) - As partículas oscilam transversalmente em relação à direcção da propagação e num plano paralelo à superfície.

Normalmente os trabalhos de prospecção sísmica exercem-se sobre as ondas P porque são as que possuem a velocidade de propagação mais elevada, sendo as mais rápidas, são as primeiras a serem detectadas. Qualquer chegada posterior é difícil de ser reconhecida devido à perturbação

criada pelas primeiras chegadas (Santarém, 1993). A Tabela 35 fornece valores indicativos para diferentes tipos de rocha.

A velocidade sísmica diminui com o aumento do grau de alteração e por essa razão, em profundidade os valores obtidos são geralmente mais elevados.

Tabela 35 – Velocidade de propagação das ondas sísmicas (adaptado de Daniel, 2000).

Material	Velocidade das ondas (m/s)	
	S (transversais)	P (longitudinais)
Argilas, terras argilosas - secas	0 - 200	400 - 600
Argilas, terras argilosas - húmidas	0 - 200	1300 - 1600
Areia e gravilha - secas	200 - 400	400 - 700
Areia e gravilha – húmidas secas	200 - 400	1400 - 1700
Rocha partida	800 - 1200	1900 - 2500
Quartzito, xisto	1200 - 1600	2500 - 13400
Granito, gnaisse	2000 - 2500	4000 - 4800

Estes parâmetros são fornecidos, pelo estudo geológico/geotécnico e permitem o zonamento do maciço. Nos perfis longitudinais geológico/geotécnicos consta essa indicação e são definidos os diferentes horizontes sísmicos. Com base na velocidade de propagação das ondas sísmicas é estabelecida a primeira fronteira entre o material que é passível de ser desmontado mecanicamente e aquele que obriga ao emprego de explosivos.

7.2. Especificações de construção e estudo geológico/geotécnico

O Caderno de Encargos da Obra estabelece normas e procedimentos para a sua execução, por essa razão neste capítulo, faz sentido a referência às recomendações nele contidas. Devem ser cumpridos de uma forma escrupulosa, os métodos construtivos indicados, sob pena de os trabalhos realizados não serem aprovados pela entidade responsável pela obra. O cumprimento destes princípios, não inibe a entidade executante da obra da obrigação de apontar e de sugerir, de forma fundamentada, a implementação de novos métodos ou procedimentos de trabalho que tenham como propósito aumentar a eficiência e segurança dos processos de execução.

Na análise do estudo geológico/geotécnico, o primeiro factor a considerar são as características do maciço rochoso onde é executado o desmonte de contorno. A eleição do método ou da conjugação de métodos de trabalho depende do meio onde vão ser implementados.

O volume/área total de escavação a realizar, é um dado de projecto conhecido, no entanto a informação mais relevante é a percentagem estimada do volume de escavação do desmonte de rocha com recurso a explosivos em relação ao volume total a escavar, porque permite avaliar as características e dimensionar os meios para o trabalho a executar. O grau de certeza desta previsão depende da natureza e dos meios utilizados para executar a avaliação geomecânica. No caso particular do desmonte de contorno o mesmo raciocínio aplica-se em relação à área de talude a executar;

No que diz respeito aos taludes as suas normas podem ser resumidas de uma forma genérica nas indicações abaixo:

- ✓ As escavações a fogo deverão ser efectuadas com o recurso a técnicas de desmonte cuidadoso, neste caso pré-corte;
- ✓ Procurar a optimização da relação carga-afastamento entre furos;
- ✓ A escavação será executada mediante furos sub-verticais e/ou paralelos aos taludes a formar;
- ✓ O equipamento de perfuração deve garantir um desvio, no pé do talude, inferior a 15 cm;
- ✓ A iniciação da detonação será feita com recurso a detonadores de micro retardamento.

Para ajuizar da qualidade da metodologia de pré-corte, deverá atender-se aos seguintes critérios:

- Os sulcos dos furos (meias canas) devem ficar marcados no talude de forma contínua;
- A face do talude não deve ficar lascada nem apresentar protuberâncias ou depressões atribuíveis ao desmonte;
- O plano de fogo deverá ser ajustado sempre que se verifiquem alterações sensíveis nas características do sistema de diaclases do maciço ou na altura das suas bancadas;
- As vibrações transmitidas ao maciço deverão ser de molde a evitar o deslocamento de blocos, abertura de fracturas ou qualquer outro efeito que diminua a estabilidade do maciço;
- Para não comprometer a estabilidade do talude por enfraquecimento do seu pé, deverá ser considerado que os furos de pré-corte deverão passar abaixo do pé de talude apenas o indispensável para evitar a formação de repé;
- A carga de fundo deverá ser dimensionada de modo a evitar fragmentação excessiva no pé do talude;

- O eventual aparecimento de repé deve ser eliminado com recurso a martelo saneador ou com pequenas cargas, utilizando martelo de perfuração manual.

Dada a importância conferida aos potenciais mecanismos de instabilização dos taludes, usualmente no Caderno de Encargos da Obra é feita referência a esta problemática. O objectivo desta referência é chamar à atenção para potenciais situações de risco decorrentes das características geológico-geomecânicas do maciço, e, em simultâneo deixar claro e reforçar a ideia de que a execução de taludes deve ser objecto de trabalho cuidadoso de forma a evitar potenciar esse risco de instabilização.

Assim os Cadernos de Encargos das Obras Viárias, no sentido de estabelecer a fronteira entre um maciço que pode ser escavado mecanicamente e aquele que necessita da aplicação de explosivos, utilizam, na sua maioria, como referência, o *ripper* do equipamento da Caterpillar – tractor de rastos D8. O *ripper* é uma ferramenta de penetração e desagregação do maciço, que permite efectuar a escarificação. Possui movimento vertical e de translação, controlados pelo operador, e apresenta forma pontiaguda. É revestido por uma luva que o protege do desgaste e está localizado na traseira do tractor de rastos. O seu primeiro objectivo é a entrada no maciço, posteriormente e recorrendo ao movimento do tractor de rastos produz desagregação na rocha. Este equipamento tem o seu campo de trabalho traduzido por um ábaco de produção (Figura 71) que relaciona a velocidade de propagação das ondas sísmicas no maciço com a forma como este pode ser escavado.

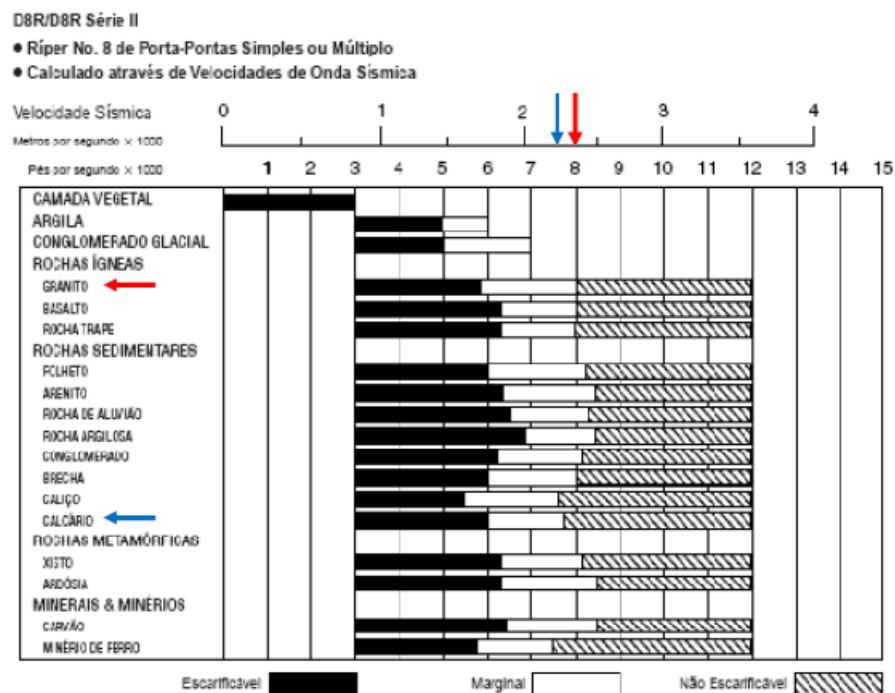


Figura 71 – Desempenho do ripper do Caterpillar D8 / Velocidade sísmica / Maciço (Caterpillar, 2002).

Nas obras em estudo são contemplados dois maciços de trabalho distintos, na A7 e Valpaços um maciço granítico, e na A17 um maciço calcário.

Na Figura 71, observa-se que o campo de acção do equipamento mecânico, depende do tipo de rocha, e que a partir de uma velocidade de propagação das ondas sísmicas de 2000 m/s, os equipamentos mecânicos já apresentam dificuldade em desempenhar a sua função.

A fronteira entre os dois métodos de escavação, mecânica ou com recurso a explosivos, depende dos parâmetros (Vallejo et al., 2006):

1. Resistência à compressão da rocha;
2. Resistência à tracção;
3. Grau de compartimentação/fracturação do maciço e, em especial, das descontinuidades (Figura 72);



Figura 72 – Exemplo de descontinuidades preenchidas.

4. Estrutura e grau de alteração do material rocha.
5. Velocidade de propagação das ondas sísmicas.

A Tabela 36, recorrendo à velocidade sísmica, pretende estabelecer os limites entre cada tipo de escavação.

Tabela 36 – Critério de ripabilidade (adaptado de Vallejo et al., 2006).

ESCAVABILIDADE / VELOCIDADE DE ONDAS SÍSMICAS	
Velocidade sísmica (m/s)	Escavabilidade
<1 500	Rochas desmontáveis com recurso a motoscrapers, escavadoras ou tractores. Não necessita de explosivos.
1 500 - 2 000	Ripagem fácil. Escavação de estratos sem explosivo. Difícil para escavadoras.
2 000 - 2 500	Ripagem difícil. Uso pontual de explosivos com carga específica reduzida e grande comprimento de atacamento.
2 500 - 3 000	Necessita do recurso a explosivos para ser desmontado.
> 3 000	Detonações com malhas apertadas, elevados consumos específicos de explosivo e atacamento com pequena extensão.

Por essa razão é frequente encontrarem-se recomendações semelhantes à que se reproduzem, nos Cadernos de Encargos das obras:

- Utilização de meios mecânicos ligeiros: (Pás escavadoras, etc.) Vs <1 500 m/s (escavável);
- Utilização de outros meios mecânicos: *Rippers* do tipo D8 (Caterpillar) 1 500 < Vs < 2 000 m/s (ripável);
- Desmonte a fogo (explosivos) Vs > 2 000 m/s.

Os valores apontados são aproximados e podem variar em função das características geomecânicas dos materiais e da avaliação feita no terreno.

No caso das obras em estudo todas as zonas de trabalho caracterizavam-se por possuir uma cobertura reduzida ou mesmo ausente, como na Obra A7 (Figura 73).



Figura 73 – Maciço granítico na obra A7 antes da desmatagem e decapagem.

Imediatamente a seguir à camada removida pelas operações de desmatação e decapagem, nas zonas de trabalho, os valores padrão dos horizontes sísmicos definidos como sendo o limite a partir do qual é necessário o recurso ao desmonte com explosivos foram:

1. A7 – 2 250 m/s (Batista et al., 2002);
2. A17 – 1 950 m/s (Luis et al., 2006);
3. Valpaços – 2 100 m/s (Ferreira & Pereira, 2003).

No caso em estudo, quando se refere o desmonte com explosivos pretende-se nomear a aplicação de explosivos na operação de definição dos taludes.

A análise da informação fornecida pelos relatórios geológico-geotécnicos e dos valores relativos aos ensaios de resistência (especialmente com esclerómetro portátil, tipo L), permite também, correlacionar informação e efectuar uma abordagem à forma de escavabilidade do maciço. Neste caso, como ferramenta pode ser utilizado o ábaco de Franklin (Figura 74), enquadrando o maciço em estudo e avaliando a necessidade de aplicação de explosivos. Neste ábaco são consideradas quatro zonas específicas, em função do zonamento aplicado ao maciço, este gráfico recomenda um método específico de escavação.

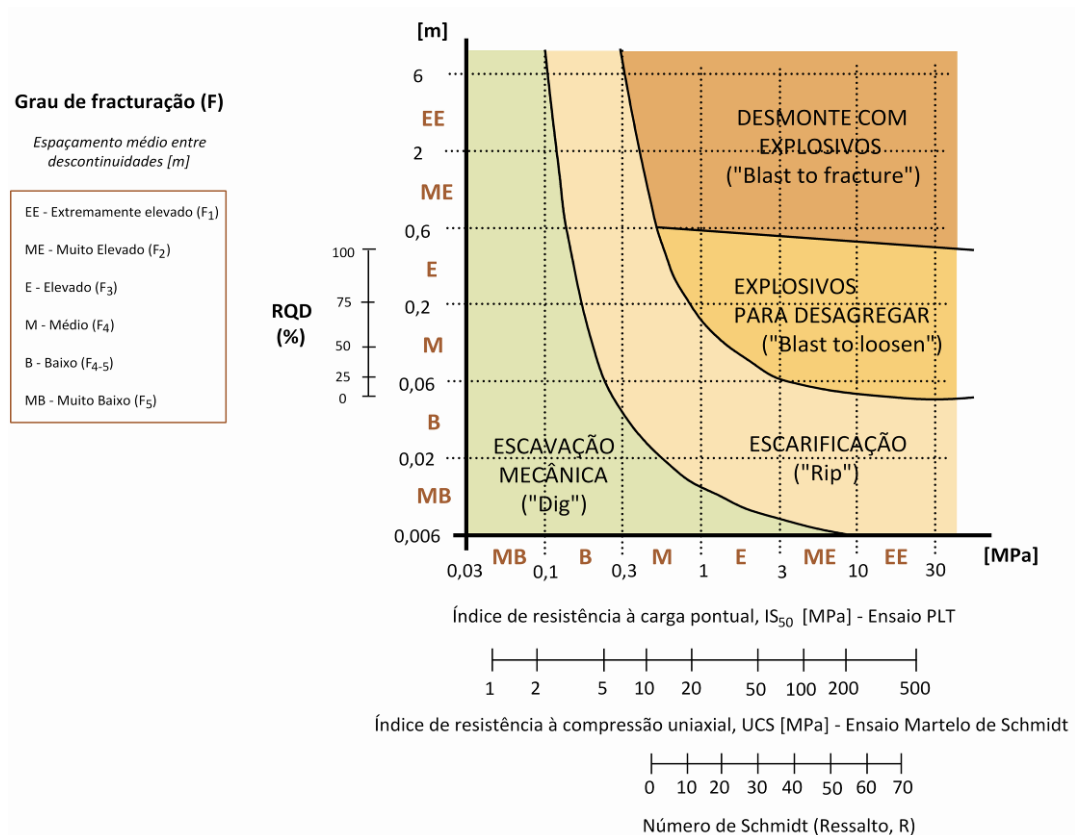


Figura 74 – Ábaco de Franklin: classificação de escavabilidade de maciços rochosos (adaptado de Franklin et al. 1971).

No caso de não ser possível efectuar ensaios de campo e/ou de estes valores também não serem contemplados no relatório, a consulta de tabelas com dados relativos à resistência à compressão é outra ferramenta a utilizar, tal como referido anteriormente.

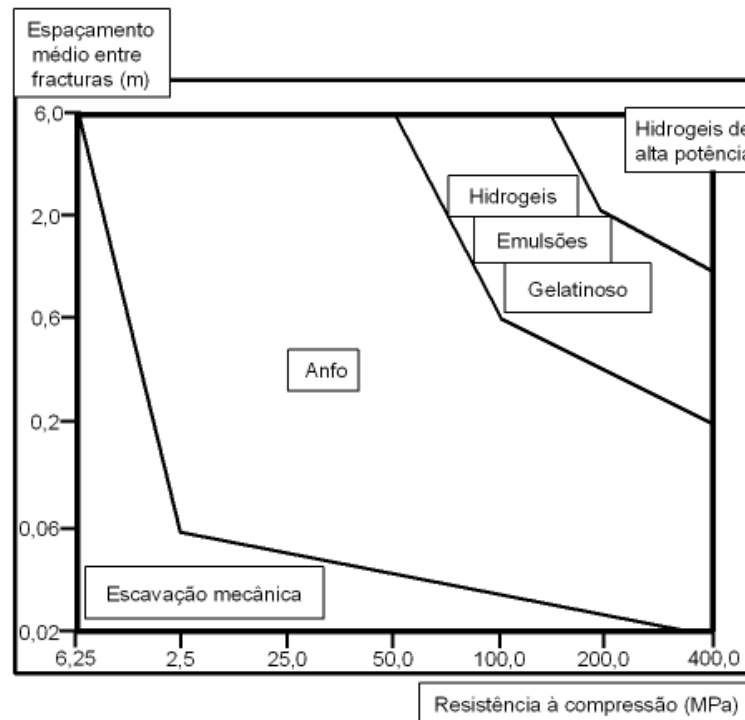


Figura 75 – Selecção do tipo de explosivo em função das propriedades geomecânicas (Jimeno & Lopez, 1994).

De forma a sistematizar e simplificar a escolha do explosivo a aplicar em obra Jimeno & Lopez (1994), adaptou um gráfico de Brady & Brown, 2004 (Figura 75), que permite de uma forma simples partir para uma tomada de decisão no que respeita ao tipo de explosivo a aplicar.

Daqui resulta, que as informações contidas no estudo geológico e geotécnico da obra, permitem efectuar o enquadramento dos meios e recursos necessários à sua execução.

8 – Métodos de execução

8. Métodos de execução

Este capítulo divide-se em duas partes, a primeira dedicada à abordagem adiante designada como Convencional, e cujo objectivo é colocar em evidência a metodologia utilizada para a produção das obras em estudo e os recursos aplicados. São apresentados em primeiro lugar os critérios que servem de base à avaliação da qualidade do trabalho. Em segundo lugar são enunciados os parâmetros obtidos em obra, com base no trabalho de campo, como o tipo de rocha, os resultados do ensaio com esclerómetro portátil (usualmente designado por martelo de Schmidt), a resistência à compressão, a resistência à tracção e a velocidade de perfuração instantânea e industrial. Em terceiro lugar enuncia-se o que se designou como *Metodologia Convencional*, com referência aos valores e enquadramento obtidos em obra.

A segunda parte deste estudo visa mostrar que a execução destas obras pode ser sistematizada recorrendo ao emprego de uma equação característica. Com base nos valores contidos nas tabelas de recolha de dados relativos aos diagramas de fogo das obras, anexos A3, A4 e A5 e em equações referidas neste trabalho determina-se por correlação uma equação característica que relaciona parâmetros relativos ao maciço, ao explosivo e ao diagrama de fogo. Efectua-se o cálculo do espaçamento teórico adequado para a carga empregue em obra, e da carga teórica adequada para o espaçamento utilizado em obra.

A determinação de uma equação característica visa mostrar que a execução deste tipo de obras pode ser sistematizada, obtendo-se potenciais ganhos de eficiência.

8.1. Critério de avaliação

A realização destas obras, teve como pressuposto o cumprimento das condições estipuladas pelo Caderno de Encargos, como referido no capítulo 7.2 e a optimização dos recursos envolvidos nesta tarefa, para isso é necessário estabelecer um critério de avaliação. Os resultados obtidos são avaliados sob o critério da qualidade da superfície obtida (regularidade do plano de rotura e corte segundo o alinhamento predefinido).

Dito de outra forma o resultado da execução de um perímetro de escavação controlado é avaliado no maciço remanescente pela análise de cinco factores:

- Grau de esmagamento;
- Grau de fracturação/compartimentação;
- Grau de sobre-escavação;
- Grau de infra-escavação;
- Enquadramento com o plano predefinido.

Assim, na avaliação dos resultados obtidos na operação de execução de taludes, é definida a possibilidade de ocorrência de quatro situações distintas:

- a) Não ocorre rotura do maciço segundo o plano determinado - A propagação da onda de choque entre furos, conjugada com a fissuração induzida pelo explosivo e as discontinuidades existentes no maciço, não é suficiente para produzir rotura. Na Figura 76, ocorreu rotura no início do corte, mas, quando a altura de escavação aumentou a carga aplicada para o espaçamento definido não foi suficiente para produzir o corte no maciço;



Figura 76 – Obra onde a rotura não teve continuidade segundo o plano predefinido (São Pedro do Sul).

- b) Ocorre a rotura mas simultaneamente ocorre sobre-escavação - A rotura ocorre pela acção da onda de choque. O efeito da acção da onda de choque e da fissuração radial provocada, sobrepõe-se ao efeito da pressão gerada pelo volume de gases (Figura 77); O conceito de sobre-escavação está relacionado com o arranque de rocha para além da linha de escavação predefinida, manifesta-se, quer passando além do plano definido pelo alinhamento dos furos, quer além do último furo da fiada, e é susceptível de acontecer quando discontinuidades geológicas, como diaclases ou falhas, são paralelas ao plano pretendido ou quando o diagrama de fogo não está elaborado de forma adequada ou ainda quando não é correctamente implementado.



Figura 77 – Plano de pré-corte com sobre-escavação localizada (Tondela).

- c) Ocorre a rotura mas simultaneamente ocorre infra-escavação - A propagação da onda de choque entre furos não acontece de modo que a sua sobreposição seja suficiente para provocar o corte, segundo o plano predefinido. O corte ocorre preferencialmente segundo a orientação de discontinuidades já existentes no maciço. Esta situação está exemplificada na Figura 78.



Figura 78 – Obra onde ocorreu infra escavação: necessário recorrer a desmonte posterior (Castro de Aire).

O conceito de infra-escavação emprega-se quando não ocorre o arranque da rocha segundo o plano definido pela fiada da furação. É previsível a sua ocorrência quando descontinuidades geológicas, como diaclases ou falhas, se apresentam perpendicularmente ao plano pretendido. Pode também estar relacionado com uma inadequada definição ou aplicação no terreno do diagrama de fogo.

- d) Ocorre a rotura segundo o plano pré-determinado: O efeito preponderante é o da acção do volume de gases actuando sobre a fissuração provocada pela onda de choque (Figura 79).



Figura 79 – Parede definida com recurso a pré-corte segundo o plano pré-determinado (A7).

Este estudo tem como pressuposto, que todos os diagramas de fogo realizados e em análise, foram executados com êxito, o que significa que teve lugar o corte segundo o plano/alinhamento previsto, portanto observa-se a hipótese d), e em nenhuma das situações foi necessário o recurso a medidas de contenção/estabilização de taludes não previstas, acrescentando a isto o facto de as obras estarem concluídas e em utilização.

8.2. Informação recolhida em trabalho de campo

Os elementos obtidos com base no trabalho efectuado em campo estão apresentados de forma resumida na Tabela 37.

Tabela 37 – Valores de parâmetros de Obra.

Obra	Tipo de maciço	Martelo Schmidt (valores)	Massa volúmica ρ_{cm} (g/cm ³)	Resistência à compressão (MPa)	Resistência à tracção (MPa)	Velocidade instantânea (m/h)	Velocidade industrial (m/h)
A7	Granito	44	2,9	125	10,41	88,42	27,54
A17	Calcário	47	2,4	90	9,00	95,69	35,57
Valpaços	Granito	48	2,6	113	9,42	92,35	30,18

8.3. Metodologia Convencional

8.3.1. Informação resultante dos diagramas de fogo executados

Tendo presente os critérios estabelecidos para este estudo, foram obtidos os seguintes elementos:

a) Obra - A7

Estudados 1170 diagramas de fogo, conforme Anexo A6, dos quais 130 diziam respeito a pré-corte. Seleccionados tendo como critério o facto de estarem localizados na mesma zona de execução, 103 unidades, conforme o Anexo A3.

Numa segunda fase, e respeitando critérios de uniformidade de parâmetros, foram seleccionados 92 diagramas relativos a 28 188,23 m², conforme o Anexo A3.

b) Obra – A17

Estudados 362 diagramas de fogo, conforme Anexo A7, dos quais 75 diziam respeito a pré-corte. Seleccionados tendo como critério o facto de estarem localizados na mesma zona de execução, 61 unidades, conforme o Anexo A4.

Numa segunda fase, e respeitando critérios de uniformidade de parâmetros, foram seleccionados os mesmos 61 diagramas relativos a 22 930,50 m².

c) Obra – Valpaços

Analisados 568 diagramas de fogo, conforme Anexo A8, dos quais 96 diziam respeito a pré-corte. Seleccionados tendo como critério o facto de estarem localizados na mesma zona de execução, 81 unidades, conforme o Anexo A5.

Numa segunda fase, e respeitando critérios de uniformidade de parâmetros, foram seleccionados 55 diagramas relativos a 12 012,58 m², conforme o Anexo A5.

Com base em 2100 unidades (diagramas de fogo) que foram objecto de trabalho de pesquisa, tendo como critério a localização na mesma área, seleccionaram-se 245 unidades, posteriormente, e tendo como base o critério de uniformidade de parâmetros em análise, foram escolhidos para objecto de estudo neste trabalho, 208 diagramas relativos à execução de 63 131,30m² de taludes.

O modelo de recolha de informação consta de uma tabela que visa a recolha do máximo de dados contidos nos diagramas de fogo, conforme os Anexos A6, A7 e A8, onde os valores recolhidos são organizados tendo em vista situações futuras. O objectivo é organizar a informação, de forma a criar uma base de dados que possibilite o estudo de outras variáveis e outras metodologias relacionadas com o desmonte de rocha com recurso a explosivos.

As entradas desta tabela são:

- Data da execução;
- Número específico;
- Localização;
- Código específico resultante da localização;
- Zona de implantação;
- Tipo de desmonte, pode ser respeitante a definição de taludes ou de escavação;
- Área de talude ou volume executado;
- Malha de furação (espaçamento e afastamento);
- Diâmetro de furação;
- Altura da furação;
- Número de furos;
- Subfuração;
- Inclinação;
- Número de linhas detonadas;
- Furação teórica e furação real executada;
- Informação relativa ao tipo de explosivo, seu calibre e quantidade empregue;
- Informação respeitante a acessórios de tiro, diferentes tipos e quantidade aplicada;
- Valorização económica dos produtos aplicados.

8.3.2. Parâmetros de trabalho aplicados

Os valores referenciados neste trabalho foram todos implementados para a realização das obras em estudo. O critério que presidiu à sua selecção foi o de estarem em consonância com os

conceitos e técnicas aplicadas nesta actividade. Com o evoluir de cada obra introduziram-se as correcções julgadas adequadas a um melhor desempenho. Considerando as inúmeras variáveis que intervêm no plano de fogo, a sua elaboração está longe de ser um procedimento exacto (Esteves, 1993). As variáveis geológicas foram sempre consideradas para introdução de ajustes nos parâmetros do diagrama de fogo.

De todos os parâmetros que constam nas tabelas construídas a partir da informação contida nos diagramas de fogo (Anexos A7, A8 e A9) foram seleccionados:

1. Diâmetro de furação – 76mm;
2. Espaçamento entre furos consecutivos – 1,00m;
3. Explosivo aplicado – Dinamite com a designação comercial de Riodin;
4. Velocidade de detonação – 6 000 m/s;
5. Densidade do explosivo/peso específico – 1,45 g/cm³;
6. Calibre da carga de fundo – 50mm x 550mm, com um peso de 1,67 kg e um volume de 1 079,92 cm³ por cartucho;
7. Calibre da carga de coluna – 26mm x 200mm, com um peso de 0,152 kg e um volume de 106,18 cm³ por cartucho;
8. Explosivo condutor – cordão detonante de 12g/m;
9. Subfuração – Variando entre 0,50m e 0,55m;
10. Atacamento – Variando entre 1,20m e 1,50m;
11. Inclinação com a vertical – Variando entre 33° e 56°.

8.3.3. Quantificação – Custo de explosivo em €/m²

As obras em estudo foram realizadas em horizontes temporais diferentes. Para que fosse possível a apresentação e comparação dos custos padrão obtidos por unidade de área de talude, os custos relativos a explosivos referidos neste estudo têm como referência a tabela padrão do fornecedor actualizada à data do 1º semestre de 2011 (Anexo A2) e que serve de referencial ao estudo na vertente económica.

Para a determinação deste parâmetro, são considerados os custos relativos ao preço do explosivo, do cordão detonante, dos detonadores e das taxas legais em vigor. O do transporte não é considerado, uma vez que está relacionado com a quantidade total de explosivo recepcionado no dia. Na execução das obras em estudo foram obtidos os valores que se enunciam:

a) Obra A7

Custo (€) de explosivo e acessórios aplicados em cada metro quadrado de talude (Anexo 3):

- 1,83€/m².
- A variação do custo de explosivo por unidade de área de talude com o comprimento do furo evolui conforme gráfico da Figura 80, ou seja, regra geral diminui com o aumento do comprimento do furo.

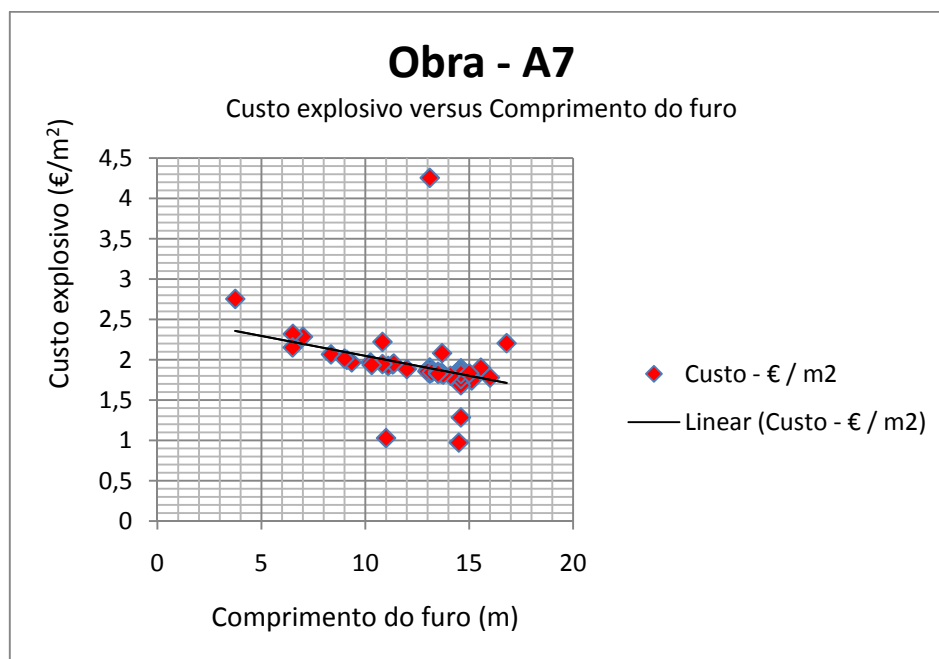


Figura 80 – Obra A7- Custo de explosivo versus Comprimento do furo.

b) Obra A17

Custo em euros de explosivo e acessórios aplicados em cada metro quadrado de talude (Anexo 4).

- 1,97€/m².
- A variação do custo de explosivo por unidade de área de talude com o comprimento do furo evolui conforme gráfico da Figura 81. Neste caso, verifica-se alguma dispersão dos valores, a qual deverá resultar da frequente imposição por parte do Empreiteiro geral do incremento da carga aplicada, tendo com o propósito, facilitar a operação de carga e transporte.

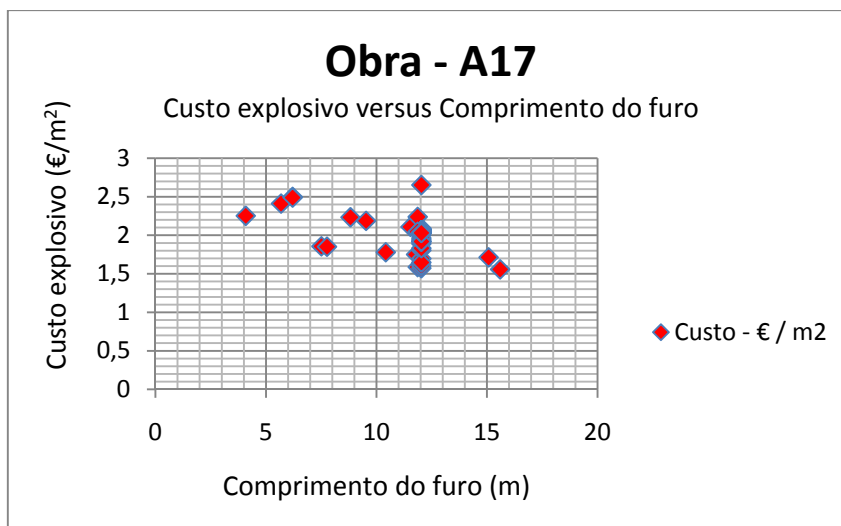


Figura 81 – Obra A17 - Custo de explosivo versus Comprimento do furo.

c) Obra Valpaços

Custo (€) de explosivo e acessórios aplicados em cada metro quadrado de talude (Anexo 5).

- 2,01€/m².
- A variação do custo de explosivo por unidade de área de talude com o comprimento do furo evolui conforme gráfico da Figura 82. Aqui, a diminuição do custo de explosivo com o aumento do comprimento do furo é bem mais evidente.

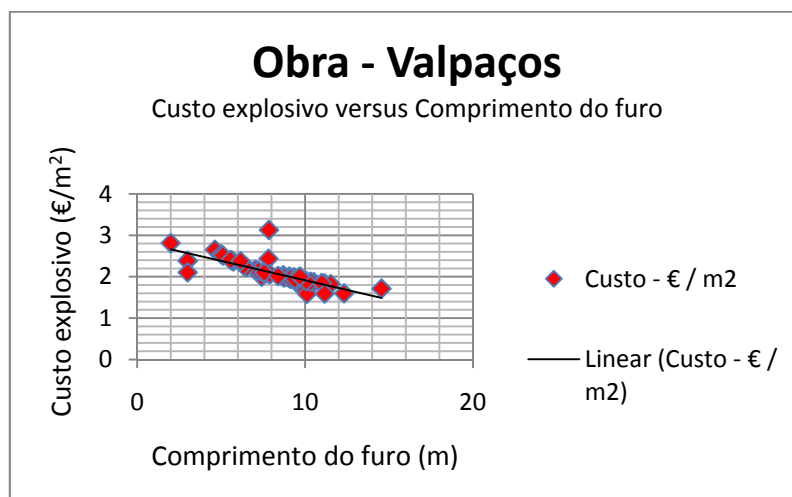


Figura 82 – Obra Valpaços - Custo de explosivo versus Comprimento do furo.

Pela análise dos gráficos, das Figura 80, Figura 81 e Figura 82, verifica-se que, se forem retirados alguns valores anormais, a relação Custo explosivo/Comprimento do furo é linear, ou seja, a um

aumento do comprimento do furo corresponde uma diminuição do custo relativo à componente do explosivo.

8.3.4. Quantificação – Consumo de explosivo em kg/m²

Para a determinação deste parâmetro a quantidade de explosivo resulta da soma do explosivo aplicado na carga de fundo e na carga de coluna. Na execução das obras em estudo foram obtidos os valores que se enunciam:

a) Obra A7

Carga em kg de explosivo aplicada em cada metro quadrado de talude (Anexo 3).

- 0,365 kg/m².
- A variação da concentração de carga por unidade de área de talude com o comprimento do furo, evolui conforme gráfico da Figura 83.

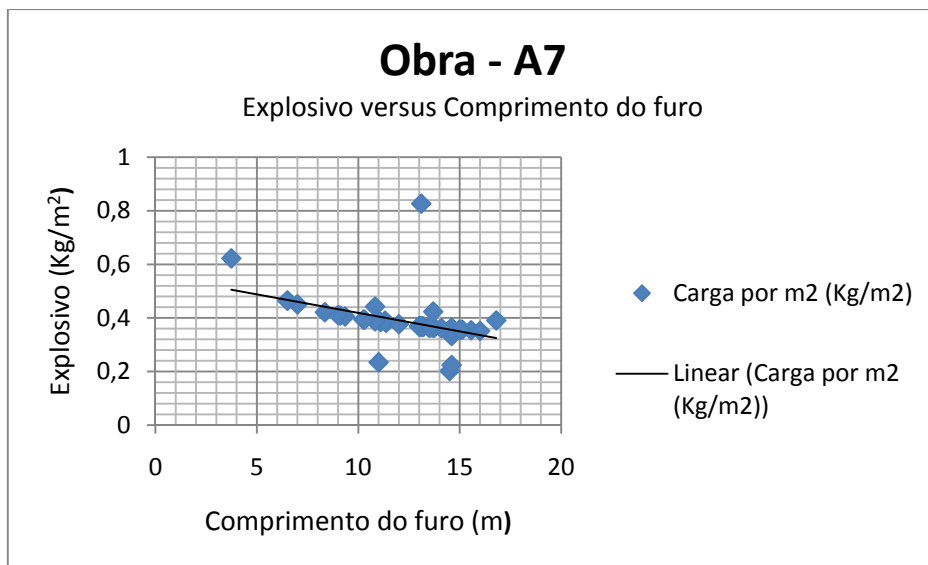


Figura 83 – Obra A7- Consumo de explosivo versus Comprimento do furo.

b) Obra A17

Carga em Kg de explosivo aplicada em cada metro quadrado (Anexo 4).

- 0,396 Kg/m².
- A variação da concentração de carga por unidade de área de talude com o comprimento do furo, evolui conforme gráfico da Figura 84.

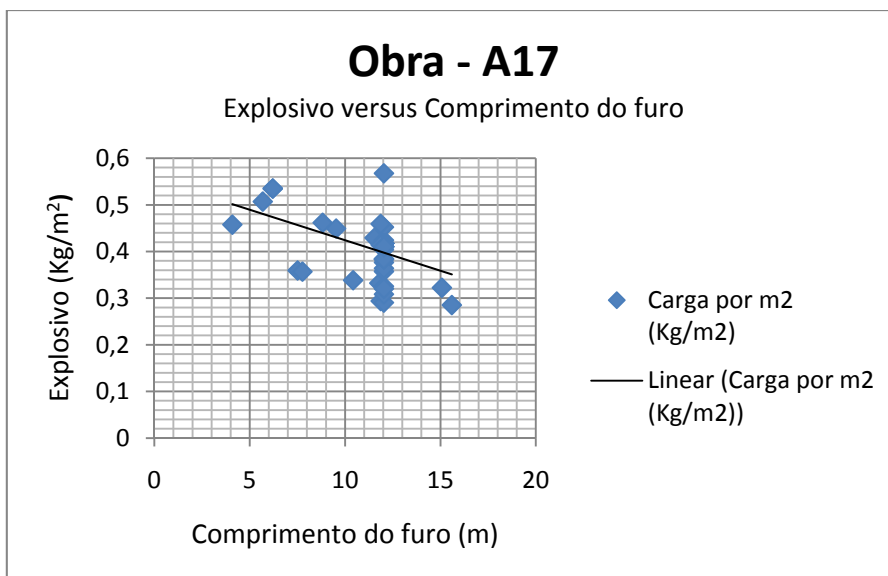


Figura 84 – Obra A17- Consumo de explosivo versus Comprimento do furo.

c) Obra Valpaços

Carga em Kg de explosivo aplicada em cada metro quadrado (Anexo 5).

- 0,379 Kg/m².
- A variação da concentração de carga por unidade de área de talude com o comprimento do furo, evolui conforme gráfico da Figura 85.

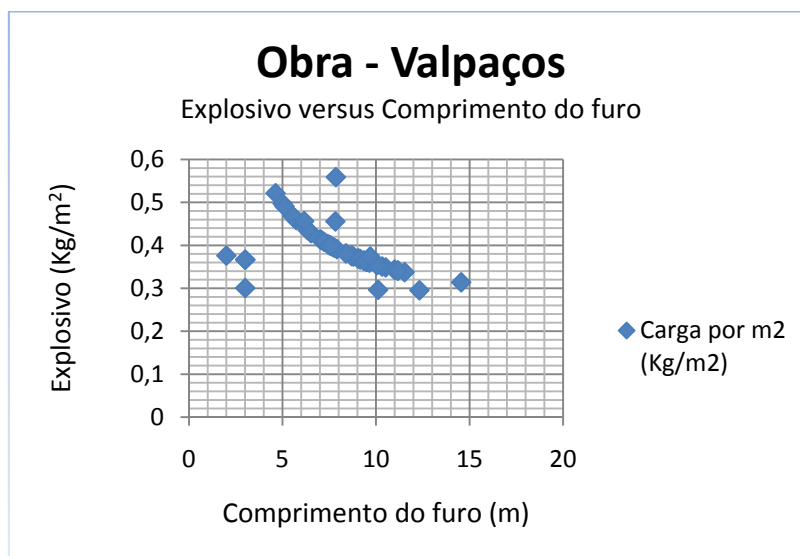


Figura 85 – A 17 - Consumo de explosivo versus Comprimento do furo.

Pela análise dos gráficos das Figura 83, Figura 84 e Figura 85, verifica-se que não considerando os valores que diferem da recta de tendência e que podem ser considerados pontuais em relação à

totalidade dos dados analisados, esta relação Explosivo/Comprimento do furo, em cada obra, é linear, isto é, a um aumento do comprimento do furo corresponde uma diminuição da concentração de explosivo por área de talude.

Tendo em conta a análise conjunta das três obras, onde o parâmetro da resistência à tracção apresenta valores distintos, é relevante verificar se a concentração de carga variou de forma linear. Pela análise do gráfico da Figura 86, verifica-se que tal não sucedeu. Na obra A17 o valor do parâmetro resistência à tracção é inferior ao da obra A7, no entanto a concentração de carga utilizada na produção da obra foi superior, o mesmo sucede se forem consideradas apenas as obras A7 e Valpaços, ou as Obras A17 e Valpaços.

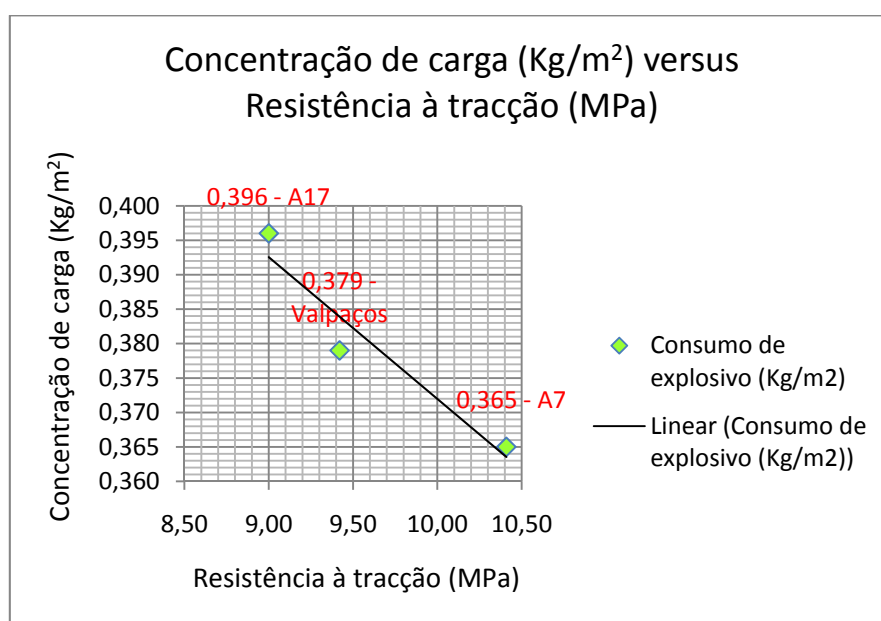


Figura 86 – Variação da concentração de carga versus Resistência à tracção nas obras em estudo.

Esta aparente irregularidade está relacionada com a imposição por parte do Empreiteiro Geral, em incrementar a concentração de carga, procurando na sua perspectiva melhorar o grau fragmentação, facilidade de arranque e carga do material desmontado. A constatação desta aparente não conformidade, só é possível quando são considerados dados de obras com características diferentes e quando estas são executadas recorrendo a métodos semelhantes. Contribui para justificar a procura de uma metodologia que permita planear e validar o cálculo dos diagramas de fogo de acordo com a variação das características do maciço – resistência à tracção.

8.4. Nova metodologia: equação característica

8.4.1. Conceitos e equações enquadráveis na nova metodologia

A selecção de equações já referenciadas e estudadas por outros autores, e que permitam obter uma relação entre os parâmetros do diagrama de fogo, foi objectivo desta metodologia, esquematizada (Figura 87).



Figura 87 – A metodologia: fluxograma lógico.

8.4.1.1. Pressão de detonação

Este conceito foi desenvolvido no capítulo 4.2.9 e considera a Equação 4-6.

$$PD = 228 \times 10^{-6} \times \rho_e \times \frac{VD^2}{1 + 0,8 \times \rho_e}$$

Equação 4-6 – Pressão de detonação.

Onde:

PD = Pressão de detonação (MPa);

ρ_e = Peso específico do explosivo (g/cm^3);

VD = Velocidade de detonação (m/s).

Com base nesta equação e considerando o explosivo aplicado em cada obra, a dinamite com a designação comercial de Riodin, fornecido pela Maxampor, é possível determinar o parâmetro da pressão de detonação.

Assim têm-se:

- Explosivo – Riodin;
- Peso específico do explosivo (g/cm^3), $\rho_e = 1,45$;
- Velocidade de detonação (m/s), $VD = 6\ 000$;
- Obtêm-se um valor de Pressão de detonação (MPa), $PD = 5\ 510$.

8.4.1.2. Pressão efectiva no furo

Este conceito foi desenvolvido no capítulo 4.2.10 e considera a Equação 4-11.

$$PBe = PD \times \left[Ve/Vb \right]^{1,2}$$

Equação 4-11 – Pressão efectiva.

Onde:

PBe – Pressão efectiva (MPa).

PD – Pressão de detonação (MPa).

Ve – Volume do explosivo.

Vb – Volume do furo.

Considera o volume do furo e o volume da carga de explosivo aplicada, por essa razão este valor está relacionado com o diâmetro do furo e com a concentração de carga no furo. A cada diagrama de fogo corresponde um valor. Os valores considerados dizem respeito ao furo médio executado em cada obra e aos diagramas de fogo considerados nos Anexos A3, A4 e A5.

Considerando um furo médio para cada obra e recorrendo à Equação 4-11 – Pressão efectiva, obtêm-se os valores referidos na Tabela 38:

a) A7 (Granito)

- Furo médio = 13,15m.
- Diâmetro do furo = 0,076m.
- Volume do furo = $0,059634\text{m}^3$.
- Volume de explosivo - resulta da soma do volume da carga de fundo (1,004 vela com a dimensão de 50mmx550mm e 19,34 velas de carga de coluna com a dimensão de 26mmx200mm), para o furo médio = $0,003138\text{ m}^3$. (Anexo A3)
- $PBe = 161\text{ MPa}$.

b) A17 (Calcário)

- Furo médio = 11,49m.
- Diâmetro do furo = 0,076m.

- Volume do furo = 0,052124m³.
 - Volume de explosivo resulta da soma do volume da carga de fundo (0,961 vela com a dimensão de 50mmx550mm e 17,92 velas de carga de coluna com a dimensão de 26mmx200mm), para o furo médio = 0,002941 m³. (Anexo A4).
 - $PBe = 175$ MPa.
- c) Valpaços (Granito)
- Furo médio = 8,37m.
 - Diâmetro do furo = 0,076m.
 - Volume do furo = 0,037978m³.
 - Volume de explosivo resulta da soma do volume da carga de fundo (0,968 vela com a dimensão de 50mmx550mm e 9,01 velas de carga de coluna com a dimensão de 26mmx200mm), para o furo médio = 0,002002 m³. (Anexo A5)
 - $PBe = 161$ MPa.

Tabela 38 – Valores resumo resultado das equações 4-6 e 4-11.

Parâmetros	Obra		
	A7 (Granito) Furo médio = 13,15m.	A17 (Calcário) Furo médio = 11,49m.	Valpaços (Granito) Furo médio = 8,37m.
Pressão de detonação (MPa)	5 510	5 510	5 510
Pressão de detonação efectiva (MPa)	161	175	161

8.4.1.3. Espaçamento entre furos

Este conceito foi desenvolvido no capítulo 3.4 e considera a Equação 3-3.

$$E = \frac{D \times (PBe + RT)}{RT}$$

Equação 3-3 – Equação de espaçamento entre furos consecutivos.

Onde:

E = Espaçamento entre furos consecutivos;

D = Diâmetro do furo;

PBe = Pressão no furo;

RT = Resistência á tracção.

Utilizando a Equação 3-3, e com base nos valores obtidos nas Equação 4-6 e Equação 4-11, foi determinado o espaçamento adequado para cada obra. No caso em estudo determinou-se o furo

médio e a situação padrão em cada obra, conforme Anexos A3, A4 e A5 e consideraram-se os parâmetros:

- Explosivo aplicado - Riodin;
- Peso específico do explosivo – 1,45 g/cm³;
- Velocidade de detonação do explosivo – 6000 m/s;
- Volume de explosivo – Determinado pela soma do volume da carga de coluna e da carga de fundo, e depende da carga por metro de furo;
- Diâmetro do furo – 76mm;
- Volume do furo – Função do diâmetro e do comprimento do furo;
- Resistência à tracção – Determinada por correlação com o parâmetro da resistência à compressão determinado em ensaio de campo.

Com base na Equação 3-3 – Equação de espaçamento entre furos consecutivos e nos parâmetros enunciados, os valores de espaçamento obtidos em cada obra para o furo médio, foram:

- a) A7 (Granito) – Espaçamento = 1,25m
- b) A17 (Calcário) – Espaçamento = 1,55m.
- c) Valpaços (Granito) – Espaçamento = 1,39m.

Utilizando os valores de espaçamento teórico entre furos é possível estabelecer a quantidade de perfuração adequada e comparando-a com a furação executada determinar a metragem que poderia ser reduzida na execução de cada obra. Assim, e com base nos dados apresentados no Anexo 3, calcularam-se os metros de furação executada em excesso e o respectivo desvio percentual.

- a) A7 (Granito) – Espaçamento teórico = 1,25m.

Com dados do Anexo 3:

- Área de talude = 28 188,23 m²;
- Furação executada = 29 302,73m;
- Espaçamento entre furos = 1,00m;
- Número de furos = 2 229 unidades;
- Comprimento do furo médio = 13,15m;
- Subfuração = 0,50m.

Determina-se:

- Altura média do talude = (Comprimento do furo médio) – (Subfuração) = 12,65m;

- Extensão do talude executado = (Área do talude) / (Altura média do talude) = 2 228,31m.

Considerando o espaçamento teórico entre furos consecutivos de 1,25m, o número de furos a executar é dado pela divisão da extensão do talude pelo espaçamento teórico = 1 783 furos.

Assim, o comprimento total da furação teórica adequada a executar seria de 23 446,45m.

A furação executada em excesso foi de 5 856,28m.

Percentualmente o desvio foi de 24,98%.

b) A17 (Calcário) – Espaçamento teórico = 1,55m.

Com dados do Anexo 4:

- Área de talude = 22 930,50 m²;
- Furação executada = 24 083,30m;
- Espaçamento entre furos = 1,00m;
- Número de furos = 2 096 unidades;
- Comprimento do furo médio = 11,49m;
- Subfuração = 0,55m.

Determina-se:

- Altura média do talude = (Comprimento do furo médio) – (Subfuração) = 10,94m.
- Extensão do talude executado = (Área do talude) / (Altura média do talude) = 2 096,02m.

Considerando o espaçamento teórico entre furos consecutivos de 1,55m, o número de furos a executar é dado pela divisão da extensão do talude pelo espaçamento teórico = 1 352 furos.

Assim, o comprimento total da furação teórica adequada a executar seria de 15 534,48m.

A furação executada em excesso foi de 8 548,82m. Percentualmente o desvio foi de 55,03%.

c) Valpaços (Granito) – Espaçamento teórico = 1,38m.

Com dados do Anexo 5:

- Área de talude = 12 012,58 m²;
- Furação executada = 12 775,58m;
- Espaçamento entre furos = 1,00m;
- Número de furos = 1 526 unidades;
- Comprimento do furo médio = 8,37m;
- Subfuração = 0,50m;

Determina-se:

- Altura média do talude = (Comprimento do furo médio) – (Subfuração) = 7,87m.

- Extensão do talude executado = (Área do talude) / (Altura média do talude) = 1 526,37m.

Considerando o espaçamento teórico entre furos consecutivos de 1,38m, o número de furos a executar é dado pela divisão da extensão do talude pelo espaçamento teórico = 1106 furos. Assim, o comprimento total da furação teórica adequada a executar seria de 9 257,22m. A furação executada em excesso foi de 3 518,36m. Percentualmente o desvio foi de 38,01%.

É importante referir que nesta análise é considerada a execução de um comprimento longitudinal de talude contínuo, pelo que não está contemplada a perfuração de um furo fronteira entre cada diagrama de fogo, dado que são considerados 208 diagramas este valor de furação é significativo.

O gráfico da Figura 88, evidencia uma forte correlação entre o espaçamento entre furos e a resistência à tracção para cada maciço, ou seja, nos maciços onde se regista um valor do parâmetro da resistência à tracção mais elevado, o valor de espaçamento entre furos é menor.

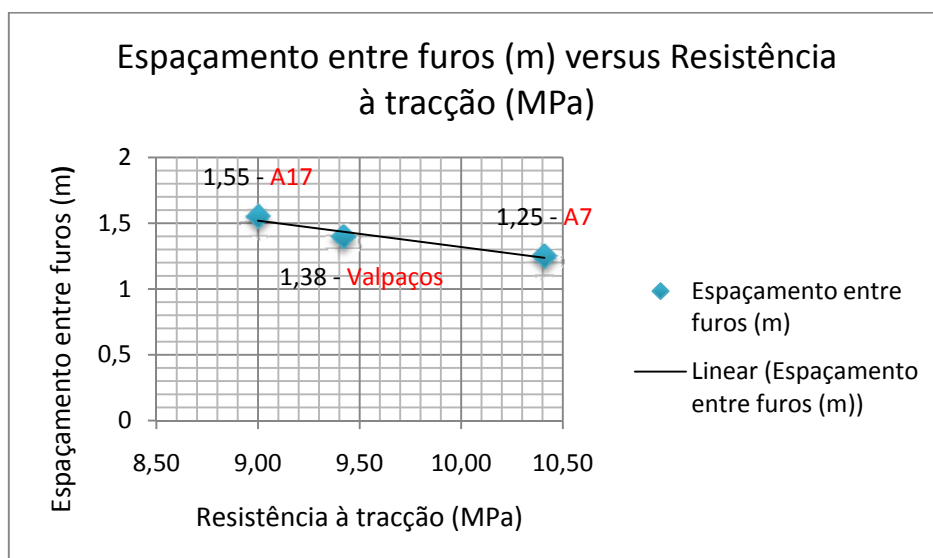


Figura 88 – Variação do espaçamento entre furos versus Resistência à tracção.

8.4.2. Equação característica.

A execução deste trabalho e avaliação da metodologia de tratamento, decorreu em duas fases, a primeira durante o período de execução das obras, a segunda teve lugar depois das obras concluídas, quando foram compilados e organizados os dados recolhidos em obra.

O estudo é elaborado recorrendo à análise dos parâmetros:

Fixos

- Espaçamento entre furos consecutivos - 1,00 m;
- Diâmetro dos furos – 76 mm;

- Tipo de explosivo - Dinamite;
- Diâmetro da carga de fundo – 50 mm;
- Diâmetro da carga de coluna – 26 mm;
- Pressão de detonação – Devido à utilização do mesmo tipo de explosivo;
- Tensão de rotura à tracção – Obtida a partir da tensão de rotura à compressão e considerada constante para cada obra.

Variáveis

- Maciço rochoso (geologia) – Consideradas três obras, dois maciço graníticos e um maciço calcário;
- Volume de explosivo – Varia com o comprimento do furo e com a taxa de carregamento;
- Pressão no furo – Varia com o volume de explosivo;
- Concentração de carga por metro linear de carga de coluna e respectivo volume – Depende do comprimento do furo e da tensão de rotura à tracção;
- Concentração de carga por metro linear de carga de fundo e respectivo volume – Depende do comprimento do furo e da tensão de rotura à tracção;
- Comprimento do atacamto – Depende do comprimento do furo;
- Comprimento e volume do furo – Depende da altura de escavação e da inclinação;
- Inclinação do furo – Depende do projecto;
- Volume do furo – Depende do comprimento e do diâmetro do furo.

A escolha de equações já referenciadas e estudadas por outros autores, e que permitam relacionar alguns dos parâmetros do diagrama de fogo, foi o primeiro objectivo desta metodologia.

Assim, com o propósito de determinar a quantidade de explosivo adequada, e com base na Equação 4-6 – Pressão de detonação, na Equação 4-11 – Pressão efectiva, e na Equação 3-3 – Equação de espaçamento entre furos consecutivos, resolvendo estas equações em ordem ao valor do volume de explosivo (V_e) obtém-se a Equação 8-1 seguindo as etapas abaixo enunciadas, cuja 1ª etapa é:

$$E = \frac{D \times (P_{Be} + RT)}{RT}$$

A 2ª etapa:

$$\frac{E \times RT}{D} = (P_{Be} + RT)$$

A 3ª etapa:

$$\frac{E \times RT}{D} - RT = PBe$$

Na 4ª etapa, substitui-se PBe pela expressão da Equação 4-11 – Pressão efectiva:

$$PBe = PD \times \left[\frac{Ve}{Vb} \right]^{1,2}$$

Obtendo-se:

$$\frac{E \times RT}{D} - RT = PD \times \left[\frac{Ve}{Vb} \right]^{1,2}$$

Resolvendo em ordem a Ve ,

$$\left(\left(E \times \frac{Rt}{D} \right) - Rt \right) \times \left(\frac{Vb^{1,2}}{PD} \right) = Ve^{1,2}$$

e simplificando, vem

$$\left(\left(E \times \frac{Rt}{D} \right) - Rt \right) \times \left(\frac{Vb^{1,2}}{PD} \right) = Ve^{6/5}$$

Assim, relacionando as três equações tendo em vista a obtenção do volume de explosivo obtém-se:

$$Ve = \left(\left(\left(E \times \frac{Rt}{D} \right) - Rt \right) \times \left(\frac{Vb^{1,2}}{PD} \right) \right)^{\frac{5}{6}}$$

Equação 8-1 – Volume de explosivo – Equação característica.

Onde:

Ve – Volume do explosivo (m^3);

E – Espaçamento entre furos consecutivos (m);

RT – Resistência à tracção (MPa);

D – Diâmetro do furo (m);

Vb – Volume do furo (m^3);

PD – Pressão de detonação (MPa).

Desta forma obtém-se uma equação que responde ao objectivo deste trabalho, e que relaciona parâmetros relativos ao maciço, ao explosivo e ao diagrama de fogo.

Considerando os parâmetros da Equação 8-1 – Volume de explosivo, E – Espaçamento entre furos consecutivos (m), RT - Resistência à tracção (MPa), Vb – Volume do furo (m^3), este, directamente relacionado com D - Diâmetro do furo (m), verifica-se que estão relacionados com o parâmetro do Ve – Volume do explosivo (m^3), de modo a que esta relação se traduza uma proporção directa. A um incremento de qualquer um destes valores corresponde um aumento do Ve - volume de explosivo, sendo o seu inverso também verdade. No que diz respeito ao parâmetro da PD – Pressão de detonação (MPa), a sua relação com o parâmetro do Ve , já se traduz numa relação de proporcionalidade inversa, a um incremento do primeiro corresponde uma diminuição do segundo, sendo o seu inverso também verdadeiro.

Com base nesta Equação 8-1 – Volume de explosivo, considerando para cada obra um furo médio, e tendo como fixo o espaçamento entre furos, que foi de 1,00m, o objectivo é a determinação do valor teórico da carga adequada por metro quadrado de talude, obtendo-se deste modo os valores:

a) A7 (Granito)

- Espaçamento entre furos = 1,00m.
- Diâmetro do furo = 0,076m.
- Furo médio = 13,15m.
- Subfuração = 0,50m.
- Área de talude executada com um furo = $12,65m^2$.
- Volume do furo médio = $0,059654m^3$.
- Resistência à tracção = 10,41 Mpa.
- Peso específico do explosivo = $1,45 g/cm^3$.
- Pressão de detonação = 5 510 MPa. (Equação 4-6 – Pressão de detonação).

Recorrendo à Equação 8-1, obtém-se o volume de explosivo teórico.

Volume de explosivo teórico = $0,002570 m^3$.

Considerando o peso específico obtém-se o peso do explosivo teórico necessário, = 3,727 Kg.

Dividindo a quantidade de explosivo em peso, pela área executada por um furo, obtém-se a concentração teórica de carga por metro quadrado = $0,294 Kg/m^2$.

Considerando que a carga utilizada em obra foi de $0,365 Kg/m^2$, obtém-se pela diferença para a carga teórica adequada, uma variação de $0,071 Kg/m^2$ de carga aplicada em excesso.

Se relacionarmos este valor com a totalidade da área de talude executada $28 188,23 m^2$ obtém-se um consumo de 2 001,36 kg de explosivo em excesso.

Percentualmente o desvio foi de 24,15%.

b) A17 (Calcário)

- Espaçamento entre furos = 1,00m.
- Diâmetro do furo = 0,076m.
- Furo médio = 11,49m.
- Subfuração = 0,55m.
- Área de talude executada com um furo = 10,94m².
- Volume do furo médio = 0,052124m³.
- Resistência á tracção = 9,00 Mpa.
- Peso específico do explosivo = 1,45 g/cm³.
- Pressão de detonação = 5 510 MPa. (Equação 4-6 – Pressão de detonação).

Recorrendo à Equação 8-1, obtém-se o volume de explosivo teórico.

Volume de explosivo teórico = 0,001989m³.

Considerando o peso específico obtém-se o peso do explosivo teórico necessário = 2,884 Kg.

Dividindo a quantidade de explosivo em peso, pela área executada por um furo, obtém-se a concentração teórica de carga por metro quadrado = 0,263 Kg/m².

Considerando que a carga utilizada em obra foi de 0,396 Kg/m², obtém-se pela diferença para a carga teórica adequada uma variação de 0,133 Kg/m² de carga aplicada em excesso.

Se relacionarmos este valor com a totalidade da área de talude executada 22 930,50 m² obtém-se um consumo de 3 049,75 kg de explosivo em excesso.

Percentualmente o desvio foi de 50,57%.

c) Valpaços (Granito)

- Espaçamento entre furos = 1,00m.
- Diâmetro do furo = 0,076m.
- Furo médio = 8,37m.
- Subfuração = 0,50m.
- Área de talude executada com um furo = 7,87m².
- Volume do furo médio = 0,037970m³.
- Resistência á tracção = 9,42 Mpa
- Peso específico do explosivo = 1,45 g/cm³.
- Pressão de detonação = 5 510 MPa. (Equação 4-6 – Pressão de detonação).

Recorrendo à Equação 8-1, obtém-se o de volume de explosivo teórico.

Volume de explosivo teórico = 0,001505m³.

Considerando o peso específico obtém-se o peso do explosivo teórico necessário = 2,182 Kg.
 Dividindo a quantidade de explosivo em peso, pela área executada por um furo, obtém-se a concentração teórica de carga por metro quadrado = 0,277 Kg/m².
 Considerando que a carga utilizada em obra foi de 0,379 Kg/m², obtém-se pela diferença para a carga teórica adequada uma variação de 0,102 Kg/m² de carga aplicada em excesso.
 Se relacionarmos este valor com a totalidade da área de talude executada 12 012,58 m² obtém-se um consumo de 1 225,28 kg de explosivo em excesso.
 Percentualmente o desvio foi de 36,82%.

Os valores obtidos nestes cálculos representados no gráfico da Figura 89, o qual permite interpretar a forma, como, segundo a Equação 8-1 – Volume de explosivo, e que é a base desta metodologia, a concentração de carga evolui em relação à variação do parâmetro da resistência à tracção, bem patente no coeficiente de determinação de cerca de 97%.

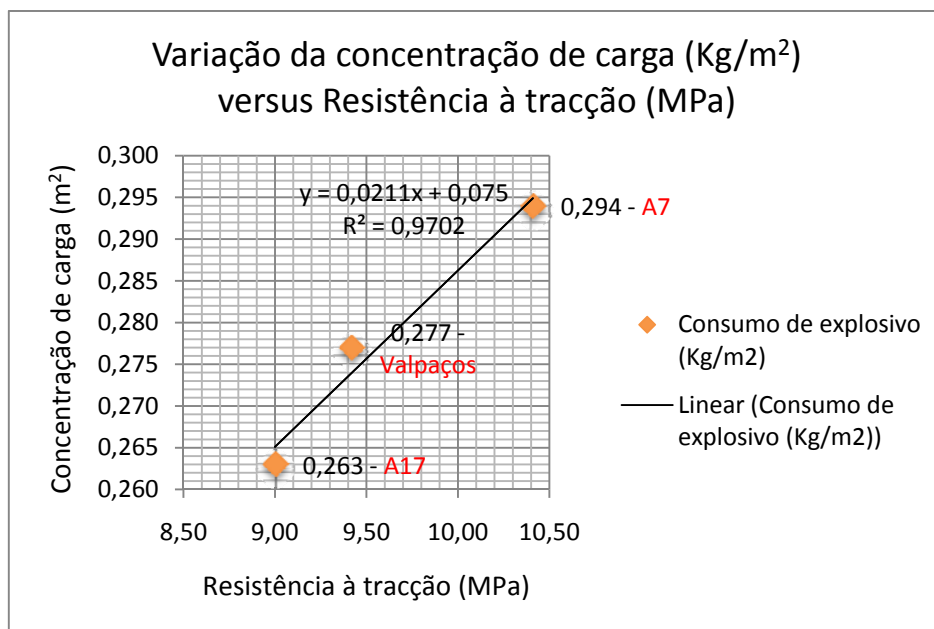


Figura 89 – Evolução da concentração de carga versus Resistência à tracção.

Um dos objectivos consistiu em, partindo da quantidade de explosivo aplicado em obra, calcular a metragem de perfuração teórica adequada. A sua quantificação foi feita determinado o espaçamento teórico adequado entre furos consecutivos com base nas equações já enunciadas.

A quantidade de explosivo teórica adequada com base nas equações consideradas e no espaçamento entre furos de 1,00m implementado em obra, foi também, um dos objectivos traçados. Os valores são apresentados na Tabela 39.

Tabela 39 – Valores teóricos obtidos com base na utilização das equações 3.3, 4.6 e 4.11.

Parâmetros	Obra		
	A7	A17	Valpaços
Valores teóricos adequados			
Espaçamento teórico entre furos consecutivos (m)	1,25	1,55	1,38
Furação executada em excesso (m)	5 856,28	8 548,82	3 518,36
Consumo de explosivo em peso por área de talude (Kg/m ²)	0,294	0,263	0,277

Estes valores foram obtidos considerando que os taludes foram executados segundo a geometria e condições definidas pelo Caderno de Encargos, que não foi necessário o recurso a meios de estabilização ou contenção não previstos inicialmente e que não houve motivo para a realização de desmonte secundário com o objectivo de corrigir situações onde não tivesse ocorrido desmonte.

Como corolário do exposto neste estudo, podemos afirmar que a abordagem à execução de taludes em rocha, com recurso à técnica de pré-corte, deve obedecer à proposta neste estudo, ou seja de ser esquematizada segundo as vertentes enunciadas na Figura 90.

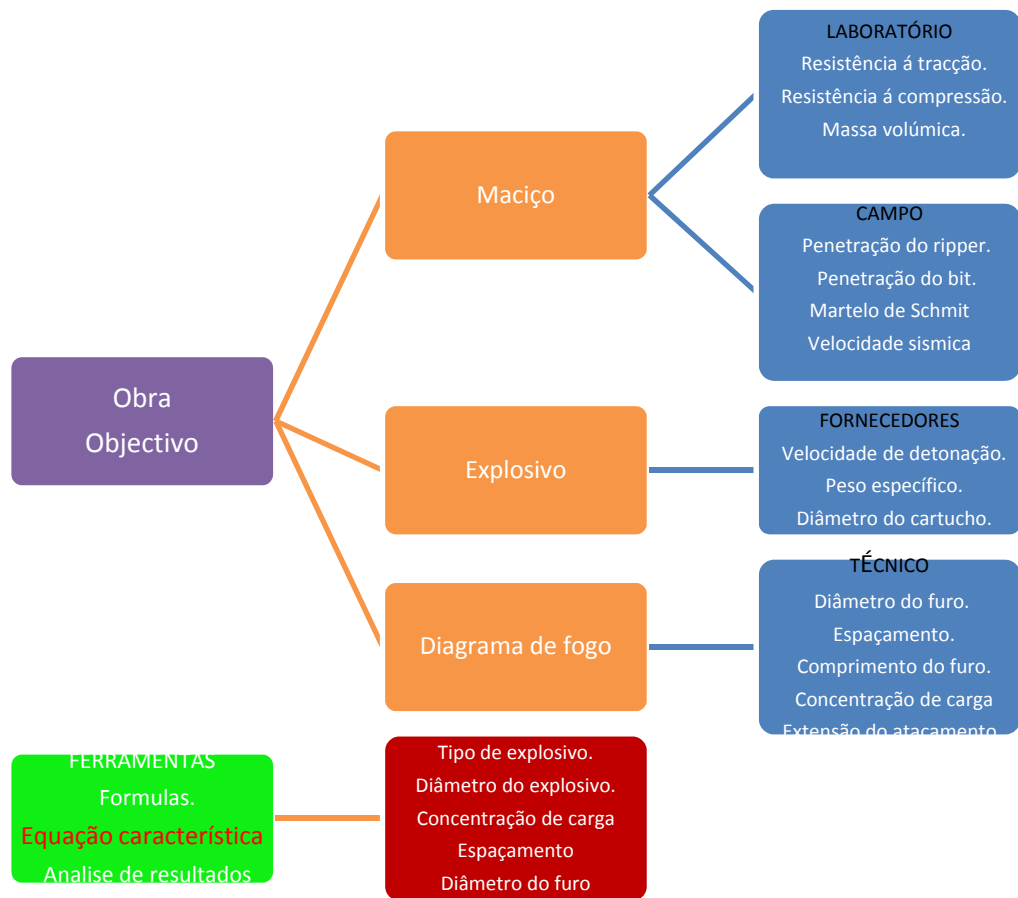


Figura 90 – Esquematização da abordagem ao estudo: uma proposta.

9 – Conclusões

9. Conclusões

A quantidade de informação recolhida em trabalho de campo e posteriormente analisada, permitiu abranger um intervalo largo de casos de estudo e aferir os resultados obtidos, a sua dimensão e variedade possibilitam conferir consistência aos resultados obtidos.

As obras em estudo foram realizadas com base no processo de execução designado como *Metodologia Convencional*, perfazendo cerca 80 000m² de taludes em pré-corte em obras rodoviárias, dos quais foram seleccionados para este trabalho 63 131,31m². O número de diagramas de fogo estudados foi de 208, o número de furos executados foi de 5851, a metragem de perfuração realizada foi de 66 161,61m e a altura média do furo considerado em cada obra variou entre 8,37m e 13,15m.

Na execução destas obras e considerando os parâmetros em análise, são de assinalar diferenças e variações que pela sua importância justificam a sua selecção para este estudo.

Na generalidade das situações reportadas pelos diagramas de fogo, ocorreu a rotura pelo plano predefinido, e em regra, não ocorreram repés na base da escavação, sobre escavações ou infra escavações.

A selecção do espaçamento de 1,00m entre furos consecutivos, habitualmente considerada neste tipo de obras, é ditada pela distância entre descontinuidades. Regra geral para espaçamentos inferiores a 0,80m já é considerada a hipótese de se estar em presença de maciços com possibilidade de serem desmontados mecanicamente. Para considerar espaçamentos superiores a 1,00m, dada a anisotropia dos maciços, já não pode ser ignorada a elevada probabilidade da existência de descontinuidades que vão condicionar o plano de corte e qualidade final da superfície exposta.

Foram seleccionados dois tipos de rocha, uma do tipo sedimentar (calcário – A17) e outra do tipo ígneo (granito - A7 e Valpaços). Nas zonas consideradas para a execução deste trabalho, o grau de alteração era reduzido, razão pela qual se justifica o emprego de explosivos. Este facto explica a variação da tensão de rotura à compressão entre 90 MPa e 125 MPa, da tensão de rotura à tracção, entre 9,00 MPa e 10,41 MPa e da massa volúmica entre 2,4 g/cm³ e 2,9 g/cm³.

O explosivo empregue em obra nos casos de estudo, foi sempre o mesmo, uma dinamite com a designação comercial de Riodin, apresentando a velocidade de detonação de 6 000 m/s, o peso específico de 1,45g/cm³ e a pressão de detonação de 5 510 MPa. Atendendo ao volume do furo

médio em cada obra este explosivo foi responsável por gerar uma pressão de detonação efectiva (no furo) variando entre 161 MPa e 175 MPa.

A concentração de carga empregue na produção variou entre 0,365 kg/m³ e 0,396 kg/m³, no entanto a expressão obtida neste trabalho permite obter valores significativamente mais baixos, e que pertencem ao intervalo 0,263 kg/m³ a 0,294 kg/m³. Foram assim obtidos desvios na concentração de carga que variam entre 0,071 kg/m³ a 0,133 kg/m³.

O custo de execução do metro quadrado de talude executado variou entre 1,83 €/m² e 2,01 €/m². Não foi necessário o recurso a meios de estabilização ou contenção não previstos inicialmente e não houve motivo para a realização de desmonte secundário com o objectivo de corrigir situações onde não tivesse ocorrido desmonte.

Os principais factores que influenciam o pré-corte, e sobre os quais podemos intervir, são o diâmetro da furação, o espaçamento entre furos consecutivos, a qualidade do alinhamento em relação à inclinação definida, o comprimento da furação, bem como a distribuição da carga explosiva e o seu confinamento no furo.

A mesma técnica de desmonte controlado, neste caso o Pré-corte, necessita que os seus parâmetros sejam adaptados a diferentes tipos de condições geológicas, assim, trabalhos executados numa formação ígnea ou sedimentar implicam diferentes ajustamentos.

Um dos objectivos consistiu em, partindo da quantidade de explosivo aplicado em obra, calcular a metragem de perfuração teórica adequada. A sua quantificação foi feita determinado o espaçamento teórico adequado entre furos consecutivos com base nas equações já enunciadas.

O outro objectivo foi o de, com base nas equações enunciadas e no espaçamento entre furos de 1,00m implementado em obra, determinar a quantidade de explosivo teórica adequada.

O primeiro objectivo foi atingido, os taludes foram executados segundo a geometria e condições definidas pelo caderno de encargos.

Conclui-se que em cada obra, existe uma relação linear entre a variação do comprimento do furo e o consumo de explosivo, ou seja, a um aumento do comprimento do furo corresponde uma diminuição do consumo de explosivo por unidade de área.

Conclui-se, também, que na execução das obras em estudo, onde o espaçamento entre furos consecutivos foi sempre constante e igual a 1,00m, a variação do custo de explosivos e acessórios é directamente proporcional à quantidade de explosivo consumida, isto é, a um incremento da concentração de carga, corresponde um incremento do custo de explosivo e acessórios, sendo que esta relação não carece de demonstração, pois a um aumento de consumo de explosivo corresponde um invariável incremento de custo financeiro.

Verifica-se neste estudo que o diâmetro de furação utilizado foi o de 76mm. Este é um parâmetro sobre o qual usualmente não se actua. O objectivo é possuir o mínimo de ferramentas diferentes

em operação minimizando os períodos de mudança. Acresce a isto o facto de por questões de segurança e operacionalidade dos meios de escavação e carga, os cadernos de encargos limitam a execução de bancadas a uma altura de escavação não superior a 10,00m, sendo preconizado habitualmente a altura de 8,00m. Assim, o dimensionamento da malha de desmonte para esta altura, atendendo naturalmente ao tipo de maciço, está em consonância com o emprego de diâmetros de perfuração variando entre 76mm (3") e 102mm (4").

Considerando a aplicação das equações estudadas ao caso deste trabalho, o espaçamento de 1,00m entre furos consecutivos preconizado para cada obra foi conservador. Deu lugar um desvio entre 24,98% e 55,03% e, por esta razão, o valor do espaçamento poderia ter sido incrementado. Mantendo o valor do espaçamento entre furos consecutivos de 1,00m, a concentração de carga por metro quadrado de talude poderia ter sido reduzida. Esta redução podia ter variado entre 24,15% e 50,57%.

Para a execução de um desmonte de contorno, são conhecidas tabelas e expressões que procuram fornecer indicações sobre os parâmetros a utilizar. Não é conhecida nenhuma tabela ou expressão que contemple e relacione simultaneamente parâmetros relativos ao maciço, como a resistência à tracção, parâmetros relativos ao explosivo (a densidade e a velocidade de detonação), e parâmetros relativos ao diagrama de fogo, nomeadamente a quantidade de explosivo (volume) e o comprimento do furo (volume). Este trabalho procura responder a essa necessidade.

Em face do exposto, e dado que os trabalhos foram executados com sucesso, a razão que justifica a procura desta nova abordagem, como alternativa à forma como a execução das obras decorreu, prende-se com o custo de execução, quer no que diz respeito ao consumo de explosivo, quer à perfuração. Nestes dois aspectos, e uma vez validada a equação obtida neste estudo, no futuro, a sua utilização em obras onde tenha lugar desmonte cuidadoso de contorno, possibilita, em nosso entender, a obtenção ganhos. Este benefício traduz-se em economia relativa ao emprego de explosivos, à actividade de perfuração e conseqüentemente ao tempo de execução da obra.

Pretendeu-se com este trabalho desenvolver fundamentalmente um estudo no domínio da execução de desmonte cuidadoso para contorno em obras rodoviárias respeitante a maciços de granito e de calcário, que possibilitasse encontrar uma abordagem técnico-científica e prática, fiável do ponto de vista do conhecimento e expedita do ponto de vista da utilização, encontrando uma expressão que relacionasse parâmetros relativos ao maciço rochoso, ao explosivo e ao diagrama de fogo.

Perspectivas de estudo e desenvolvimento

Será no entanto importante estudar a utilização desta equação característica noutros maciços rochosos, nomeadamente de xisto e de grauvaque, porque são maciços com expressão cartográfica no território nacional. Assim, está desta forma previsto o estudo dos efeitos da sua aplicação e da variação dos parâmetros analisados em trabalhos futuros, bem como alargar o tipo de explosivo empregue às emulsões e hidrogeis.

10 – Bibliografia

10. Bibliografia

- Akhavan, J. (2004). *The Chemistry of Explosives*. Royal Society of Chemistry (Great Britain). 180 pp.
- Atlas Copco Secoroc AB. (2009). *Product catalogue - Tophammer equipment. Secoroc Rock Drilling Tools*, 80. Suécia: Atlas Copco Secoroc AB.
- Atlas Copco (2011). *Atlas Copco Rock Drills AB SE-701 91 Orebro* (Obtido em 29 de Janeiro de 2011, de www.atlascopco.pt: Disponível em <http://img01.atlascopco.com/Standard/index.jsp>)
- Batista, L. M. (2006). A17 - Auto-Estrada Marinha Grande / Mira Sublanço Lourical /A14 - Trecho 2 PE 1 Terraplanagens 1.3 Geologia e Geotecnia L2S2-E-013-0-MDJ. Globalvia, SA. Almada: Brisal - Auto- estradas do Litoral.
- Batista, L. M., Silva, J. S., & Silva, E. (2002). *Estudo Geológico-Geotécnico - Volume 3 - A7/IC25 - Fafe/IP3 - Sublanço Basto-Ribeira de Pena. Rodoviários, Lusoáreall Consultores*. Almada: Norace.
- Bhandari, S. (1997). *Engineering Rock Blasting Operations*. Rotterdam, Netherlands: A.A. Balkema.
- Brady B.H.G. & Brown E.T., 2004. *Rock mechanics for underground mining*. Kulwer Academic Publishers, Dordrecht. 628 pp.
- Caterpillar (2002). *Manual de Produção - Edição 33*. Peoria, E.U.A: Caterpillar Inc.
- CFCFF – Committee on Fracture Characterization and Fluid Flow (1996). *Rock fractures and fluid flow: contemporary understanding and applications*. National Research Council, National Academy Press, 568 pp.
- Chaminé, H.I. e Gaspar, A.F. (1995). *Estudo da compartimentação de maciços rochosos pela técnica de amostragem linear. Aplicação a uma travessa da Mina de Carvão de Germunde*. Estudos. Notas & Trabalhos Inst. Geol. Min., Porto, 37: pp. 97-111.
- Clix (2011). www.viajar.clix.pt. (Viajar Clix) (Obtido em 28 de 06 de 2011, de Viajar Clix: Disponível em <http://www.viajar.clix.pt>)
- Conde, M. C., Gama, C. D., & Lopes, M. G. (2004). *Correlação Entre o Comportamento Mecânico de Agregados e das Rochas Originais*. 9º Congresso Nacional de Geotecnia, Aveiro 2004. Aveiro. (Obtido em 06 de 06 de 2011, de cegeo.ist.pt: <http://cegeo.ist.utl.pt/html/investiga/cc1.pdf>)
- Cooper, P. W. (1997). *Explosives Engineering*. USA: Wiley-VCH.
- Copco, A. (2004). *Perforacion Voladuras Y Tratamientos en Desmontes, Túneles Y Canteras*. 536. (U. P. Madrid, Ed.) Madrid: Fundacion Agustin de Betancourt.
- Daniel, F. (2000). *Manual de Utilização de Explosivos em Explorações a Céu Aberto*. Lisboa: Divisão de Minas e Pedreiras do Instituto Geológico e Mineiro.
- De Freitas M.H. (2009). *Geology: its principles, practice and potential for geotechnics*. Quarterly Journal of Engineering Geology and Hydrogeology, 42: pp. 397-441.
- Dessureault, S. (2006). *Rock Excavation - Mne 415 - 415 Course Notes - Mining and Geological Engineering - University of Arizona*. Mne 415 - 515 , 248. Arizona, USA: University of Arizona.
- Dias, R., Araújo, A., Terrinha, P. & Kullberg, J. C. [eds.] 2006. *Geologia de Portugal no contexto da Ibéria*, Univerisdade de Évora.

- Dinis da Gama, C. (1995). Aspectos geotécnicos y de fracturación en la explotación de Canteras. In: López Jimeno, C. (Ed.). Cap. 10 del Manual de Rocas Ornamentales. Entorno Gráfico. S.L., Madrid, pp. 231-246.
- Esteves, J. M. (1993). Controlo das Vibrações Provocadas por Explosões na Indústria da Construção. Lisboa, Portugal: LNEC.
- Explosa (1994). Manual de Explosivos e Suas Aplicações. Lisboa: SPEL.
- Exsa, SA. Manual Pratico de Voladura - 4ª Edição (4ª ed.). Peru.
- Ferreira, J., & Pereira, D. N. (2003). Variante à EN213 Lanço Valpaços- IP4 Mirandela Estudo Geológico - Geotecnico - Memória Descritiva. Vila Real: Norvia.
- Fonseca, L., Ramos, L., Galiza, A.C. and Chaminé, H.I. (2010). Avaliação geomecânica de maciços rochosos fracturados e as tecnologias de perfuração: consequências técnico-económicas. In: Gomes Correia A. et al. (eds), Actas do 12º Congresso Nacional de Geotecnia (Geotecnia e Desenvolvimento Sustentável), SPG/UM, Guimarães. pp. 279-288 (CD-Rom).
- Franklin J.A., Broch E. & Walton G., 1971. Logging the mechanical character of rock. Trans. Inst. Min. Metall., 80: A1-A9.
- Galiza A.C., Ramos L. e Chaminé H.I. (2008). Controlo da qualidade geotécnica do desmonte do maciço rochoso através de uma perfuração alinhada. In: Actas do 11º Congresso Nacional de Geotecnia. Sociedade Portuguesa de Geotecnia, Coimbra. Volume 1, pp. 243-250.
- Gomes, L., Galiza, A., & Vieira, A. (2008). Desmonte I - (Texto policopiado). Porto, Portugal: ISEP.
- GSE – Geological Society Engineering Group Working Party Report (1995). The description and classification of weathered rocks for engineering purposes. Quarterly Journal of Engineering Geology, 28 (3): pp. 207-242.
- Gustafsson, R. (1977). Técnica Sueca de Voladuras. Nora, Suécia, SPI.
- Hartman H.L. [Senior Editor] (1992). SME Mining Engineering Handbook. 2 edition. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.. Colorado, USA. 2 volumes, 2260 pp.
- Heinio, M. (1999). Handbook on Surface Drilling and Blasting. (Tamrock, Ed.) Finlandia: Tamrock.
- Hoek, E. (2007). Practical rock engineering. RocScience, Hoek's Corner, 342 pp.
- Holmberg, R. [editor], 2003. Explosives and blasting technique. Proceedings of the EFEE 2nd World Conference. Taylor & Francis, 632 pp.
- I.S.R.M. – International Society for Rock Mechanics (1981). Basic geotechnical description of rock masses. Int. Journ. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr., 18: pp. 85-110.
- I.S.R.M. – International Society for Rock Mechanics (2007). The complete ISRM suggested methods for characterization, testing and monitoring: 1974-2006. In: Ulusay, R. & Hudson, J.A. (eds.), suggested methods prepared by the Commission on Testing Methods, ISRM. Ankara, Turkey. 628 pp.
- Jiang, J. J. (1996). Study of pre-split blasting using fracture mechanics. In B. Mohanty (Ed.), Rock Fragmentation by Blasting - Fragblast -5. Rotterdam: Balkema.
- Jimeno, C. L., & Lopez, E. J. (1994). Manual de Perforacion Y Voladuras de Rocas. Madrid: Instituto Tecnológico Geomineiro de Espana.

- Jimeno, L., & Méndez, D. (1997). Manual de Túneles Y Obras Subterráneas. Madrid: Entorno Grafico, S.L. Madrid.
- Konya, C. J., & Walter, E. J. (1990). Surface Blast Design. USA: Prentice Hall Inc.
- Langefors, U. & Kihlstrom, B. (1987). Técnica Moderna de Voladura de Rocas (2ª ed.). Bilbao: Urmo, S.A. de Ediciones.
- Lewandowski, T., Mai, V. K., & Danell, R. E. (1996). Influence of discontinuities on presplitting effectiveness. In B. Mohanty (Ed.), Rock Fragmentation By Blasting - Fragblast -5. Rotterdam: Balkema.
- Luis, S., Correia, P. D., Correia, J. E., & Beiró, J. J. (2006). Reconhecimento Geológico-Geotécnico A17 Sublanço Lourical / A14 Trecho II L2S2-E 013-1 MDJ. Geocontrolo, Geotecnia e Estruturas de Fundação, SA. Almada: Brisal, Auto-estradas do Litoral.
- Malmberg, A., Peerson, B., Johnansson, B.-G., Mburu, G., Nord, G., & Aytakin, H. (2008). Surface Drilling (4ª ed.). (M. Smith, Ed.) Orebro, Suécia: Atlas Copco Rock Drills AB, Tunnelbuilder.
- Martins, R.; Moreira, P.; Pereira, C.S.; Neto, E.; Pereira, A.M.; Teixeira, J.; Vieira, A. e Chaminé, H.I. (2006). A técnica de amostragem linear aplicada a estudos de compartimentação de maciços rochosos no norte de Portugal. In: Actas do 10º Congresso Nacional de Geotecnia. Sociedade Portuguesa de Geotecnia / Univ. Nova de Lisboa, 1, pp. 255-264.
- MaxamPor (2010). Detonadores Eléctricos RIODET. Portugal: MaxamPor.
- MaxamPor (2011). Catálogo de Produtos Explosivos e Acessórios. Brochura , 52. Lisboa, Portugal: MaxamPor.
- Olofsson, S. (1991). Applied explosives technology for construction and mining. Applex, Arla, Sweden.
- Olofsson, S. (2002). Applied explosives technology for construction and mining. 2th edition. Applex, Arla, Sweden, 304 pp.
- Olsson, M., & Bergqvist, I. (1996). Cracks lengths from explosives in multiple hole blasting. In B. Mohanty (Ed.), Rock Fragmentation by Blasting - Fragblast -5. Balkema.
- Persson, P.-A.; Holmberg, R. e Lee, J. (1993). Rock blasting and explosives engineering. CRC Press. 560 pp.
- Pont, D. (1977). Manual Du Pont Para Uso de Explosivos. (I. quimicas, Ed.) São Paulo, Brasil: Du Pont do Brasil S.A.
- Rocha, M. (1981). Mecânica das Rochas. Lisboa: LNEC. 445 pp.
- Roy, P. P. (2005). Rock Blasting Effects & Operations. India: CRC Press/Balkema.
- Sandvik Coromat - Rock Tools. (s.d.). Manual de perfuração de rochas - Técnico e Teórico (61). Equipamentos para perfuração de rochas Sandvik Coromat (Manual de perfuração) . São Paulo, Brasil: Sanvik do Brasil.
- Santarém, R. (1993). Prospecção Geotécnica - (Texto policopiado). Porto: ISEP. Inédito.
- SEC (2010). Catálogo Produtos SEC . Lisboa: SEC.
- Society of Explosives Engineers, Inc. (2011). ISEE Blaster's Handbook (18 ed.). (J. F. Stier, Ed.) Cleveland, Ohio, USA: International Society of Explosives Engineers.
- Território, I. G. (2006). Sector dos Explosivos em Portugal. Lisboa: Ministério do Ambiente e do Ordenamento do Território e do Desenvolvimento Regional.

UEE - Explosivos. (1990). Detonadores eléctricos y Equipos Accesorios. Madrid, España: UEE Explosivos SA.

Vallejo, L. G., Ferrer, M., Ortuno, L. & Oteo, C. (2006). Ingeniería Geológica. Pearson Prentice Hall, Madrid.

Xuguang, W. (1994). Emulsion Explosives. Beijing: Metallurgical Industry Press.

Anexos

Anexos

Anexo 1 – Riodin – Características técnicas.

Anexo 2 – Tabela de preços da Maxampor (07-02-2011)

Anexo 3 – Tabela de dados da Obra – A7.

Anexo 4 – Tabela de dados da Obra - A17.

Anexo 5 - Tabela de dados da Obra – Valpaços.

Anexo 6 – Plano de fogo – A7.

Anexo 7 – Plano de fogo - A17.

Anexo 8 – Plano de fogo - Valpaços.

ANEXO 1 - Ficha técnica Riodin – Dynamite gelatinosa

Dinamite Gelatinosa



Aplicações

Carga de coluna em desmontes de rochas duras e cristalinas, em explorações mineiras a céu aberto, em pedreiras e obras públicas, em presença de água.

Carga de fundo em desmontes a céu aberto, em rochas de todo o tipo de dureza.

Escavações subterrâneas: túneis, câmaras, galerias.

Escavações confinadas: valas, fundações, abertura de bancos.

Iniciador recomendado para os agentes explosivos, tais como o ANFO e explosivos bombeados.

Recomendações para uso

Resistente à água e com elevada densidade é especialmente indicado para ser usado em furos com água.

Não usar na presença de Grisú ou pós inflamáveis.

Recomenda-se a sua iniciação com o Detonador n.º8.

O produto deve ser usado entre temperaturas de -10° a $+60^{\circ}$ C.

Estas temperaturas referem-se à temperatura do explosivo e não à temperatura ambiente.

Para mais informações consultar o folheto – Recomendações de Segurança - existente dentro das caixas.

O RIODIN é um explosivo do tipo gelatinoso com base em nitroglicerina / nitroglicol fabricado a partir de sais oxidantes e combustíveis que lhe confere um elevado poder de fracturação.

O RIODIN tem uma consistência plástica, apresenta uma cor rosada devido à adição de uma quantidade mínima de corante segundo as Directivas Europeias em relação ao fabrico de substâncias explosivas. É produzido num variado formato de encartuchados:

- em papel parafinado ou plastificado
- em plástico flexível

embalado em caixas de cartão, para satisfazer as mais diferentes solicitações dos nossos clientes.

O RIODIN é um explosivo que se caracteriza pela sua elevada potência e alta densidade, pelo que é a melhor solução para realizar desmontes em rocha dura e como carga de fundo em desmontes, especialmente em furos com água.

O RIODIN é recomendado como iniciador de agentes explosivos quer do tipo ANFO, quer da família dos Hidrogeis bombeados, devido aos elevados valores de pressão de detonação que gera aquando da explosão. Isto faz do Riodin um iniciador por excelência.

Características Técnicas (Valor Nominal)

Densidade	1,45 g/cm ³
Velocidade de detonação 1	6.000 m/s
Calor de Explosão 2	4,1 MJ/kg
(REE - WS) (ANFO=100%) _{2,3}	135%
(REE - BS) (ANFO=100%) _{2,3}	244%
Volume de gases 2	895 l/kg
Gases Tóxicos 4	<2,27 l/100 g

- (1) D=60 mm. Os valores de VOD podem variar com as condições de iniciação, com o confinamento e com o diâmetro.
- (2) Todos os valores relativos à energia foram calculados usando o código W-DETCOM, desenvolvido pela MAXAM, para seu uso exclusivo. Utilizando outros programas, podem ser obtidos valores diferentes.
- (3) A energia efectiva relativa (REE) corresponde a um valor percentual, o qual compara a energia disponível do explosivo para realizar o trabalho efectivo de rebentamento até uma pressão de 100 MPa (pressão mínima de fragmentação da maioria dos tipos de rocha), com a energia efectiva análoga do ANFO.
- (4) De acordo com a Regulamentação Europeia (EN 13.631-16).

Formatos (Valores Nominais)

Diâmetro x Comp (mm)	Peso / Cart (gr)	Nºcart/caixa	Peso/Caixa (kg)	Tipo de Embalagem
26 x 200	152	165	25	cartucho de papel encerado
32 x 200	238	105	25	cartucho de papel encerado
40 x 400	714	35	25	cartucho de papel encerado
50 x 380	1042	24	25	cartucho de papel encerado
60 x 620	2500	10	25	Filme plástico (coex)
70 x 500	2778	9	25	Filme plástico (coex)
80 x 600	4167	6	25	Filme plástico (coex)
90 x 570	5000	5	25	Filme plástico (coex)
100 x 450	5000	5	25	Filme plástico (coex)

Outros formatos podem ser disponibilizados mediante solicitação do cliente

Armazenagem

De modo a manter as propriedades dos explosivos MAXAM, recomendamos que sejam armazenados em paióis autorizados, em local fresco e seco, com boa ventilação. Armazenado em condições adequadas, o produto pode ser utilizado dentro de um prazo de 18 meses após a data de fabrico.

Classificação

Explosivo de desmonte tipo A
Divisão: 1.1 D
UN: 0081

AVISO LEGAL

A informação aqui contida, pode variar consoante as diferentes condições de armazenagem e uso dos produtos, bem como devido a factores externos tais como a temperatura, humidade e pressão, entre outros. Este produto é potencialmente perigoso e como tal, o seu uso e manuseamento, deve ser restringido a pessoal devidamente qualificado e deve ser submetido à legislação aplicável. A documentação aqui descrita não deve ser considerada como um compromisso contratual e a sua divulgação não deve poder ser tratada como uma proposta contratual. Em virtude deste documento, a empresa não assume quaisquer responsabilidades nem garantias, perante terceiros.



ANEXO 2 – Tabelas de preços – Maxampor
2011

TABELA DE PREÇOS

Paulo Mota

Ref.^a

Obra

VÁLIDA até 30-06-2011

*** EXPLOSIVOS *****RIODIN**

Encartuchado em papel parafinado: Calibres 26, 32 e 40	4,12	Euro/Kg
Encartuchado em papel parafinado: Calibre 50	3,36	Euro/Kg
Encartuchado em manga plástica: Calibres 60, 70 e 80	3,36	Euro/Kg

RIOGEL Troner POR PLUS

Encartuchado, em plástico de Valeron: Calibres 50, 60, 70 e 80	3,03	Euro/Kg
---	-------	------	---------

RIOGEL Troner POR

Encartuchado, em plástico de Valeron: Calibres 50, 60, 70 e 80	2,92	Euro/Kg
---	-------	------	---------

RIOGEL Troner POR CC

Encartuchado em manga plástica: Calibres 50, 60, 70 e 80	2,70	Euro/Kg
---	-------	------	---------

AMONÓLEO

A Granel (Sacos de 25kg)	1,35	Euro/Kg
---------------------------------	-------	------	---------

TABELA DE PREÇOS (CONT.)

Paulo Mota

Ref.^a

Obra

VÁLIDA até 30-06-2011

DETONADORES NÃO ELECTRICOS - PRIMADET / RIONEL

DDX 4,8 m	2,92	Euro/Un
DDX 6,0 m	2,99	Euro/Un
DDX 9,0 m	4,20	Euro/Un
DDX 12,0 m	4,94	Euro/Un
DDX 15,0 m	5,88	Euro/Un
DDX 18,0 m	6,30	Euro/Un

DETONADORES NÃO ELECTRICOS - PRIMADET / RIONEL

MS 4,8 m	2,23	Euro/Un
MS 6,0 m	2,60	Euro/Un
MS 9,0 m	3,78	Euro/Un
MS 12,0 m	3,99	Euro/Un
MS 15,0 m	4,41	Euro/Un
MS 18,0 m	5,15	Euro/Un

LIGADORES - PRIMADET / RIONEL

EZTL 3,6 m	1,84	Euro/Un
EZTL 6,0 m	2,81	Euro/Un

DETONADORES ELECTRICOS - RIODET

TIPO "I" - MÉDIA INTENSIDADE e "AI" - Alta Intensidade

Fios de 3 mt. - tempos de 0 a 30	1,16	Euro/Un
Fios de 5 mt. - tempos de 0 a 30	1,49	Euro/Un
Fios de 7 mt. - tempos de 0 a 30	1,68	Euro/Un
Fios de 9 mt. - tempos de 0 a 30	2,00	Euro/Un
Fios de 15 mt. - tempos de 0 a 30	2,97	Euro/Un

DETONADORES PIROTECNICOS N.º 8	0,29	Euro/Un
--------------------------------	------	---------

CORDÃO DETONANTE

De 6 gr/ml	0,25	Euro/Mt
De 10 gr/ml	0,27	Euro/Mt
De 12 gr/ml	0,32	Euro/Mt

RASTILHO PLÁSTICO	0,36	Euro/Mt
-------------------	------	---------

Fio PU	0,10	Euro/Mt
--------	------	---------

ANEXO 3 – Tabelas de dados – Obra A7

MAPA DE CONTROLO DE PLANOS DE FOGO (Anexo 3)

OBRA - A7-IC5 -IC25 BASTO - RIBEIRA DE PENA (Lote 7) - GRANITO

PARÂMETROS

P+K	P+K	Nº do Plano	Talude (m2)	Espaçamento (m)	Diâmetro (mm)	Volume do furo (cm3)	Altura vertical (m)	Comprimento do furo (m)	Nº de Furos	Subturação (m)	Atacamento (m)	Inclinação (°)	Furação Real (m)	Maciço				EXPLOSIVO										TOTALS (€)	Custo - €/ m2	Custo - € / kg	Equações	
														Resistência à compressão (Mpa)	Resistência à tração (Mpa)	Massa volumica (g/cm3)	Carga por m2 (Kg/m²)	RIODIN														
																		28x200 (Kg) mmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	50x550 (Kg) mmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	Densidade (g/cm3)	Velocidade de detonação (m/s)	Pressão de detonação (Mpa)						
6+374,50	6+352,50	60	374,90	1,00	76	76213	11,53	16,80	23,00	0,50	1,50	45,00	386,40	125	10,41	2,90	0,391	108,00	30,89	3280,34	38,41	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	826,52	2,20	5,65	178	1,375	
6+350,00	6+312,50	68	399,00	1,00	76	49901	7,42	11,00	38,00	0,50	1,50	45,00	418,00	125	10,41	2,90	0,234	30,00	5,19	551,52	63,46	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	410,71	1,03	4,39	91	0,740	
6+375,00	6+400,00	93	350,00	1,00	76	65779	9,90	14,50	25,00	0,50	1,50	45,00	362,50	125	10,41	2,90	0,201	28,75	7,57	803,38	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	340,60	0,97	4,83	78	0,642	
6+385,00	6+350,00	184	493,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	35,00	0,50	1,50	45,00	511,00	125	10,41	2,90	0,359	118,58	22,29	2366,83	58,45	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	893,73	1,81	5,05	159	1,235	
6+350,00	6+325,00	185	352,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	25,00	0,50	1,50	45,00	365,00	125	10,41	2,90	0,359	84,70	22,29	2366,83	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	650,95	1,85	5,15	159	1,235	
6+325,00	6+300,00	187	352,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	25,00	0,50	1,50	45,00	365,00	125	10,41	2,90	0,359	84,70	22,29	2366,83	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	636,55	1,81	5,03	159	1,235	
6+300,00	6+287,00	198	183,30	1,00	76	66232	9,97	14,60	13,00	0,50	1,50	45,00	189,80	125	10,41	2,90	0,355	43,29	21,91	2326,31	21,71	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	346,80	1,89	5,34	157	1,219	
6+865,00	6+854,00	205	71,50	1,00	76	31755	4,60	7,00	11,00	0,50	1,50	45,00	77,00	125	10,41	2,90	0,451	13,86	8,29	880,22	18,37	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	163,34	2,28	5,07	195	1,499	
6+478,00	6+450,00	222	394,80	1,00	76	66232	9,97	14,60	28,00	0,50	1,50	45,00	408,80	125	10,41	2,90	0,364	96,86	22,76	2416,63	46,76	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	731,48	1,85	5,09	162	1,255	
6+450,00	6+438,00	224	169,20	1,00	76	66232	9,97	14,60	12,00	0,50	1,50	45,00	175,20	125	10,41	2,90	0,359	40,66	22,29	2367,06	20,04	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	312,15	1,84	5,14	159	1,235	
6+941,00	6+916,00	225	352,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	25,00	0,50	1,50	45,00	365,00	125	10,41	2,90	0,355	75,00	19,74	2095,77	50,00	1,20	1293,32	1,45	6000	5510	622,50	1,77	4,98	156	1,212	
6+438,00	6+423,00	228	211,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	15,00	0,50	1,50	45,00	219,00	125	10,41	2,90	0,359	50,82	22,29	2366,83	25,05	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	380,97	1,80	5,02	159	1,235	
6+916,00	6+900,00	229	225,60	1,00	76	66232	9,97	14,60	16,00	0,50	1,50	45,00	233,60	125	10,41	2,90	0,332	48,28	19,85	2108,00	26,72	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	382,39	1,70	5,10	145	1,131	
6+900,00	6+883,00	243	239,70	1,00	76	66232	9,97	14,60	17,00	0,50	1,50	45,00	248,20	125	10,41	2,90	0,359	57,60	22,29	2366,99	28,39	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	437,54	1,83	5,09	159	1,235	
6+883,00	6+850,00	264	465,30	1,00	76	66232	9,97	14,60	33,00	0,50	1,50	45,00	481,80	125	10,41	2,90	0,359	111,80	22,29	2366,74	55,11	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	875,55	1,88	5,25	159	1,235	
6+423,00	6+400,00	267	324,30	1,00	76	66232	9,97	14,60	23,00	0,50	1,50	45,00	335,80	125	10,41	2,90	0,359	77,92	22,29	2366,70	38,41	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	602,37	1,86	5,18	159	1,235	
6+850,00	6+830,00	275	195,00	1,00	76	46499	6,89	10,25	20,00	0,50	1,50	45,00	205,00	125	10,41	2,90	0,394	43,40	14,28	1515,94	33,40	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	383,38	1,97	4,99	173	1,337	
6+400,00	6+375,00	289	352,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	25,00	0,50	1,50	45,00	365,00	125	10,41	2,90	0,359	84,70	22,29	2366,83	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	644,55	1,83	5,10	159	1,235	
6+925,00	6+900,00	290	352,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	25,00	0,50	1,50	45,00	365,00	125	10,41	2,90	0,359	84,70	22,29	2366,83	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	644,55	1,83	5,10	159	1,235	
6+900,00	6+875,00	293	352,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	25,00	0,50	1,50	45,00	365,00	125	10,41	2,90	0,359	84,70	22,29	2366,83	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	644,55	1,83	5,10	159	1,235	
6+875,00	6+850,00	296	352,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	25,00	0,50	1,50	45,00	365,00	125	10,41	2,90	0,360	85,00	22,37	2375,21	42,00	1,01	1086,39	1,45	6000	5510	646,70	1,83	5,09	160	1,241	
6+850,00	6+830,00	302	282,00	1,00	76	66232	9,97	14,60	20,00	0,50	1,50	45,00	292,00	125	10,41	2,90	0,359	67,76	22,29	2366,83	33,40	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	520,76	1,85	5,15	159	1,235	
6+925,00	6+940,00	309	211,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	15,00	0,50	1,50	45,00	219,00	125	10,41	2,90	0,359	50,82	22,29	2366,83	25,05	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	392,17	1,85	5,17	159	1,235	
6+830,00	6+800,00	318	302,96	1,00	76	51353	7,65	11,32	28,00	0,50	1,50	45,00	316,96	125	10,41	2,90	0,390	68,04	15,99	1697,58	50,10	1,07	1157,06	1,45	6000	5510	588,40	1,94	4,98	172	1,331	
6+375,00	6+325,00	337	705,00	1,00	76	66232	9,97	14,60	50,00	0,50	1,50	45,00	730,00	125	10,41	2,90	0,358	169,00	22,24	2361,24	83,50	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1255,39	1,78	4,97	158	1,233	
6+325,00	6+275,00	339	705,00	1,00	76	66232	9,97	14,60	50,00	0,50	1,50	45,00	730,00	125	10,41	2,90	0,358	169,00	22,24	2361,24	83,50	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1264,99	1,79	5,01	158	1,233	
6+509,00	6+469,00	349	564,00	1,00	76	66232	9,97	14,60	40,00	0,50	1,50	45,00	584,00	125	10,41	2,90	0,224	84,70	13,93	1479,27	41,75	0,63	674,95	1,45	6000	5510	724,55	1,28	5,73	90	0,735	

MAPA DE CONTROLO DE PLANOS DE FOGO (Anexo 3)

OBRA - A7-IC5 -IC25 BASTO - RIBEIRA DE PENA (Lote 7) - GRANITO

PARÂMETROS

P+K	P+K	Nº do Plano	Talude (m2)	Espaçamento (m)	Diâmetro (mm)	Volume do furo (cm3)	Altura vertical (m)	Comprimento do furo (m)	Nº de Furos	Subfuração (m)	Atacamento (m)	Inclinação (°)	Furação Real (m)	Maciço				EXPLOSIVO										TOTALS (€)	Custo - € / m2	Custo - € / Kg	Equações	
														Resistência à compressão (Mpa)	Resistência à tracção (Mpa)	Massa volumica (g/cm3)	Carga por m2 (Kg/m2)	RIODIN													Pressão efectiva (Mpa)	Espaçamento previsto (m)
																		28x200 (Kg) mmxmm	Nº de veias/furo	Volume/furo (cm3)	50x550 (Kg) mmxmm	Nº de veias/furo	Volume/furo (cm3)	Densidade (g/cm3)	Velocidade de detonação (m/s)	Pressão de detonação (Mpa)						
6+509,00	6+557,00	396	368,95	1,00	76	37879	5,55	8,35	47,00	0,50	1,50	45,00	392,45	125	10,41	2,90	0,421	78,49	10,99	1166,65	76,99	0,98	1059,28	1,45	6000	5510	762,23	2,07	4,90	184	1,417	
6+275,00	6+305,00	410	438,60	1,00	76	68591	10,34	15,12	30,00	0,50	1,50	45,00	453,60	125	10,41	2,90	0,356	106,04	23,25	2469,29	50,10	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	764,68	1,74	4,90	158	1,227	
6+305,00	6+325,00	413	301,20	1,00	76	70587	10,65	15,56	20,00	0,50	1,50	45,00	311,20	125	10,41	2,90	0,354	73,14	24,06	2554,75	33,40	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	572,48	1,90	5,37	157	1,220	
6+813,00	6+825,00	433	169,20	1,00	76	66232	9,97	14,60	12,00	0,50	1,50	45,00	175,20	125	10,41	2,90	0,359	40,66	22,29	2367,06	20,04	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	312,15	1,84	5,14	159	1,235	
6+275,00	6+253,00	436	310,20	1,00	76	66232	9,97	14,60	22,00	0,50	1,50	45,00	321,20	125	10,41	2,90	0,362	75,54	22,59	2398,71	36,74	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	586,39	1,89	5,22	161	1,248	
6+813,00	6+796,00	438	267,90	1,00	76	66232	9,97	14,60	19,00	0,50	1,50	45,00	277,40	125	10,41	2,90	0,359	64,37	22,29	2366,75	31,73	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	494,07	1,84	5,14	159	1,235	
6+468,00	6+443,00	443	352,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	25,00	0,50	1,50	45,00	365,00	125	10,41	2,90	0,359	84,70	22,29	2366,83	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	593,35	1,68	4,69	159	1,235	
6+825,00	6+838,00	445	183,30	1,00	76	66232	9,97	14,60	13,00	0,50	1,50	45,00	189,80	125	10,41	2,90	0,359	44,04	22,29	2366,61	21,71	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	338,80	1,85	5,15	159	1,235	
6+838,00	6+850,00	449	169,20	1,00	76	66232	9,97	14,60	12,00	0,50	1,50	45,00	175,20	125	10,41	2,90	0,359	40,66	22,29	2367,06	20,04	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	318,55	1,88	5,25	159	1,235	
6+453,00	6+438,00	452	211,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	15,00	0,50	1,50	45,00	219,00	125	10,41	2,90	0,359	50,82	22,29	2366,83	25,05	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	388,97	1,84	5,13	159	1,235	
6+438,00	6+425,00	455	183,30	1,00	76	66232	9,97	14,60	13,00	0,50	1,50	45,00	189,80	125	10,41	2,90	0,359	44,04	22,29	2366,61	21,71	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	338,80	1,85	5,15	159	1,235	
6+850,00	6+865,00	461	211,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	15,00	0,50	1,50	45,00	219,00	125	10,41	2,90	0,359	50,82	22,29	2366,83	25,05	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	392,17	1,85	5,17	159	1,235	
6+865,00	6+880,00	464	211,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	15,00	0,50	1,50	45,00	219,00	125	10,41	2,90	0,359	50,82	22,29	2366,83	25,02	1,00	1078,63	1,45	6000	5510	392,06	1,85	5,17	159	1,235	
6+325,00	6+337,00	466	141,00	1,00	76	66232	9,97	14,60	10,00	0,50	1,50	45,00	146,00	125	10,41	2,90	0,358	33,80	22,24	2361,24	16,70	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	261,64	1,86	5,18	158	1,233	
6+880,00	6+905,00	472	352,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	25,00	0,50	1,50	45,00	365,00	125	10,41	2,90	0,359	84,70	22,29	2366,83	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	644,55	1,83	5,10	159	1,235	
6+338,00	6+368,00	474	423,00	1,00	76	66232	9,97	14,60	30,00	0,50	1,50	45,00	438,00	125	10,41	2,90	0,359	101,64	22,29	2366,83	50,10	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	774,74	1,83	5,11	159	1,235	
6+905,00	6+915,00	476	141,00	1,00	76	66232	9,97	14,60	10,00	0,50	1,50	45,00	146,00	125	10,41	2,90	0,359	33,88	22,29	2366,83	16,70	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	261,98	1,86	5,18	159	1,235	
6+368,00	6+398,00	478	423,00	1,00	76	66232	9,97	14,60	30,00	0,50	1,50	45,00	438,00	125	10,41	2,90	0,359	101,64	22,29	2366,83	50,10	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	773,14	1,83	5,10	159	1,235	
6+398,00	6+425,00	530	380,70	1,00	76	66232	9,97	14,60	27,00	0,50	1,50	45,00	394,20	125	10,41	2,90	0,359	91,48	22,29	2366,93	45,09	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	670,72	1,76	4,91	159	1,235	
6+250,00	6+300,00	543	630,00	1,00	76	59428	8,91	13,10	50,00	0,50	1,50	45,00	655,00	125	10,41	2,90	0,368	148,60	19,55	2076,21	83,50	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1173,29	1,86	5,06	163	1,264	
6+300,00	6+325,00	546	315,00	1,00	76	59428	8,91	13,10	25,00	0,50	1,50	45,00	327,50	125	10,41	2,90	0,368	74,20	19,53	2073,42	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	582,22	1,85	5,02	163	1,262	
6+915,00	6+940,00	555	352,50	1,00	76	66232	9,97	14,60	25,00	0,50	1,50	45,00	365,00	125	10,41	2,90	0,359	84,70	22,29	2366,83	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	642,95	1,82	5,08	159	1,235	
6+847,00	6+900,00	566	561,80	1,00	76	50355	7,50	11,10	53,00	0,50	1,50	45,00	588,30	125	10,41	2,90	0,385	127,62	15,84	1682,15	88,51	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1080,65	1,92	5,00	169	1,311	
6+900,00	6+925,00	572	387,50	1,00	76	72583	10,96	16,00	25,00	0,50	1,50	45,00	400,00	125	10,41	2,90	0,352	94,50	24,87	2640,67	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	689,50	1,78	5,06	156	1,214	
6+850,00	6+837,00	579	78,20	1,00	76	29557	4,25	6,52	13,00	0,50	1,50	45,00	84,70	125	10,41	2,90	0,465	14,62	7,40	785,65	21,71	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	181,47	2,32	4,99	200	1,537	
6+325,00	6+350,00	582	97,24	1,00	76	16972	2,29	3,74	30,00	0,50	1,00	45,00	112,24	125	10,41	2,90	0,622	10,43	2,29	242,88	50,10	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	267,78	2,75	4,42	258	1,958	
6+555,00	6+525,00	593	378,00	1,00	76	59428	8,91	13,10	30,00	0,50	1,50	45,00	393,00	125	10,41	2,90	0,368	89,04	19,53	2073,42	50,10	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	713,06	1,89	5,12	163	1,262	

MAPA DE CONTROLO DE PLANOS DE FOGO (Anexo 3)

OBRA - A7-IC5 -IC25 BASTO - RIBEIRA DE PENA (Lote 7) - GRANITO

PARÂMETROS

P+K	P+K	Nº do Plano	Talude (m2)	Espaçamento (m)	Diâmetro (mm)	Volume do furo (cm3)	Altura vertical (m)	Comprimento do furo (m)	Nº de Furos	Subfuração (m)	Atacamento (m)	Inclinação (°)	Furação Real (m)	Maciço				EXPLOSIVO										TOTALS (€)	Custo - € / m2	Custo - € / Kg	Equações	
														Resistência à compressão (Mpa)	Resistência à tracção (Mpa)	Massa volumica (g/cm3)	Carga por m2 (Kg/m2)	RIODIN													Pressão efectiva (Mpa)	Espaçamento previsto (m)
																		28x200 (Kg) mmxmm	Nº de veias/furo	Volume/furo (cm3)	50x550 (Kg) mmxmm	Nº de veias/furo	Volume/furo (cm3)	Densidade (g/cm3)	Velocidade de detonação (m/s)	Pressão de detonação (Mpa)						
6+325,00	6+350,00	597	312,50	1,00	76	58974	8,84	13,00	25,00	0,50	1,50	45,00	325,00	125	10,41	2,90	0,369	73,50	19,34	2053,86	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	582,44	1,86	5,05	163	1,265	
6+555,00	6+576,00	604	189,50	1,00	76	41344	6,09	9,11	22,00	0,50	1,50	45,00	200,50	125	10,41	2,90	0,409	40,74	12,18	1293,66	36,74	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	378,94	2,00	4,89	179	1,380	
6+525,00	6+500,00	612	302,40	1,00	76	59428	8,91	13,10	24,00	0,50	1,50	45,00	314,40	125	10,41	2,90	0,368	71,23	19,53	2073,36	40,08	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	562,12	1,86	5,05	163	1,262	
6+500,00	6+475,00	624	302,40	1,00	76	59428	8,91	13,10	24,00	0,50	1,50	45,00	314,40	125	10,41	2,90	0,368	71,23	19,53	2073,36	40,08	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	565,32	1,87	5,08	163	1,262	
6+475,00	6+450,00	628	302,40	1,00	76	59428	8,91	13,10	24,00	0,50	1,50	45,00	314,40	125	10,41	2,90	0,368	71,23	19,53	2073,36	40,08	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	568,52	1,88	5,11	163	1,262	
6+350,00	6+375,00	636	315,00	1,00	76	59428	8,91	13,10	25,00	0,50	1,50	45,00	327,50	125	10,41	2,90	0,368	74,20	19,53	2073,42	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	582,22	1,85	5,02	163	1,262	
6+250,00	6+235,00	638	189,00	1,00	76	59428	8,91	13,10	15,00	0,50	1,50	45,00	196,50	125	10,41	2,90	0,368	44,52	19,53	2073,42	25,05	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	352,53	1,87	5,07	163	1,262	
6+375,00	6+400,00	643	315,00	1,00	76	59428	8,91	13,10	25,00	0,50	1,50	45,00	327,50	125	10,41	2,90	0,368	74,20	19,53	2073,42	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	599,82	1,90	5,17	163	1,262	
6+400,00	6+425,00	672	315,00	1,00	76	59428	8,91	13,10	25,00	0,50	1,50	45,00	327,50	125	10,41	2,90	0,368	74,20	19,53	2073,42	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	583,82	1,85	5,04	163	1,262	
6+425,00	6+450,00	675	315,00	1,00	76	59428	8,91	13,10	25,00	0,50	1,50	45,00	327,50	125	10,41	2,90	0,368	74,20	19,53	2073,42	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	575,82	1,83	4,97	163	1,262	
6+575,00	6+550,00	696	340,00	1,00	76	63964	9,62	14,10	25,00	0,50	1,50	45,00	352,50	125	10,41	2,90	0,362	81,20	21,37	2269,02	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	612,04	1,80	4,98	160	1,244	
6+550,00	6+525,00	705	315,00	1,00	76	59428	10,57	13,10	25,00	0,50	1,50	33,00	327,50	125	10,41	2,90	0,368	74,20	19,53	2073,42	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	582,22	1,85	5,02	163	1,262	
6+575,00	6+581,00	714	65,22	1,00	76	51580	9,12	11,37	6,00	0,50	1,50	33,00	68,22	125	10,41	2,90	0,382	14,90	16,34	1734,83	10,02	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	127,34	1,95	5,11	168	1,303	
6+525,00	6+513,00	720	151,20	1,00	76	59428	8,91	13,10	12,00	0,50	1,50	45,00	157,20	125	10,41	2,90	0,827	75,00	41,12	4366,19	50,00	2,50	2694,42	1,45	6000	5510	643,30	4,25	5,15	428	3,197	
6+513,00	6+500,00	728	163,80	1,00	76	59428	8,91	13,10	13,00	0,50	1,50	45,00	170,30	125	10,41	2,90	0,368	38,58	19,52	2073,20	21,71	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	309,14	1,89	5,13	163	1,262	
6+500,00	6+475,00	749	330,00	1,00	76	62149	9,33	13,70	25,00	0,50	1,50	45,00	342,50	125	10,41	2,90	0,364	78,40	20,63	2190,78	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	604,91	1,83	5,03	161	1,251	
6+475,00	6+450,00	750	330,00	1,00	76	62149	11,07	13,70	25,00	0,50	1,50	33,00	342,50	125	10,41	2,90	0,364	78,40	20,63	2190,78	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	603,31	1,83	5,02	161	1,251	
6+275,00	6+300,00	751	327,50	1,00	76	61696	10,99	13,60	25,00	0,50	1,50	33,00	340,00	125	10,41	2,90	0,365	77,70	20,45	2171,22	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	600,33	1,83	5,03	161	1,253	
6+500,00	6+450,00	758	460,00	1,00	76	42398	6,26	9,35	52,00	0,50	1,50	45,00	486,00	125	10,41	2,90	0,405	99,68	12,61	1339,15	86,84	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	904,58	1,97	4,85	177	1,370	
6+250,00	6+275,00	759	331,25	1,00	76	62376	11,11	13,75	25,00	0,50	1,50	33,00	343,75	125	10,41	2,90	0,364	78,75	20,72	2200,56	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	601,60	1,82	4,99	161	1,250	
6+000,00	6+021,00	761	258,13	1,00	76	49107	7,30	10,83	25,00	0,50	1,50	45,00	270,63	125	10,41	2,90	0,442	72,45	19,07	2024,52	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	573,16	2,22	5,02	201	1,540	
6+000,00	6+021,00	762	206,50	1,00	76	49107	7,30	10,83	20,00	0,50	1,50	45,00	216,50	125	10,41	2,90	0,388	46,62	15,34	1628,42	33,40	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	401,90	1,95	5,02	170	1,319	
6+450,00	6+425,00	767	343,00	1,00	76	62115	11,06	13,69	26,00	0,50	1,50	33,00	356,00	125	10,41	2,90	0,424	101,85	25,77	2736,60	43,42	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	713,85	2,08	4,91	194	1,491	
6+450,00	6+425,00	769	287,50	1,00	76	54438	8,13	12,00	25,00	0,50	1,50	45,00	300,00	125	10,41	2,90	0,377	66,50	17,50	1858,25	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	541,42	1,88	5,00	166	1,287	
6+425,00	6+400,00	776	314,58	1,00	76	59351	8,90	13,08	25,00	0,50	1,50	45,00	327,08	125	10,41	2,90	0,368	74,08	19,49	2070,06	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	581,71	1,85	5,02	163	1,263	
6+225,00	6+250,00	787	312,50	1,00	76	58974	10,48	13,00	25,00	0,50	1,50	33,00	325,00	125	10,41	2,90	0,369	73,50	19,34	2053,86	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	579,24	1,85	5,03	163	1,265	
6+375,00	6+400,00	791	317,50	1,00	76	59881	8,98	13,20	25,00	0,50	1,50	45,00	330,00	125	10,41	2,90	0,367	74,90	19,71	2092,98	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	588,40	1,85	5,04	162	1,260	

MAPA DE CONTROLO DE PLANOS DE FOGO (Anexo 3)

OBRA - A7-IC5 -IC25 BASTO - RIBEIRA DE PENA (Lote 7) - GRANITO

PARÂMETROS

P+K	P+K	Nº do Plano	Talude (m2)	Espaçamento (m)	Diâmetro (mm)	Volume do furo (cm³)	Altura vertical (m)	Comprimento do furo (m)	Nº de Furos	Subfuração (m)	Atacamento (m)	inclinação (º)	Furação Real (m)	Maciço				EXPLOSIVO										Equações				
														Resistência á compressão (Mpa)	Resistência á tracção (Mpa)	Massa volumica (g/cm3)	Carga por m2 (kg/m²)	RIODIN										TOTALS (€)	Custo - € / m2	Custo - € / kg	Pressão efectiva (Mpa)	Espaçamento previsto (m)
																		26x200 (kg) rmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	50x550 (kg) rmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	Densidade (g/cm3)	Velocidade detonação (m/s)	Pressão de detonação (Mpa)						
6+300,00	6+325,00	796	317,50	1,00	76	59881	10,65	13,20	25,00	0,50	1,50	33,00	330,00	125	10,41	2,90	0,367	74,90	19,71	2092,98	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	586,80	1,85	5,03	162	1,260	
6+375,00	6+350,00	797	312,50	1,00	76	58974	8,84	13,00	25,00	0,50	1,50	45,00	325,00	125	10,41	2,90	0,369	73,50	19,34	2053,86	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	579,24	1,85	5,03	163	1,265	
6+425,00	6+400,00	802	317,50	1,00	76	59881	10,65	13,20	25,00	0,50	1,50	33,00	330,00	125	10,41	2,90	0,367	74,90	19,71	2092,98	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	585,20	1,84	5,02	162	1,260	
6+400,00	6+375,00	811	325,00	1,00	76	61242	10,90	13,50	25,00	0,50	1,50	33,00	337,50	125	10,41	2,90	0,365	77,00	20,26	2151,66	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	602,15	1,85	5,07	161	1,255	
6+325,00	6+300,00	812	212,50	1,00	76	40828	6,01	9,00	25,00	0,50	1,50	45,00	225,00	125	10,41	2,90	0,411	45,50	11,97	1271,44	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	427,96	2,01	4,90	179	1,385	
6+300,00	6+284,00	817	96,00	1,00	76	29487	4,24	6,50	16,00	0,50	1,50	45,00	104,00	125	10,41	2,90	0,465	17,92	7,37	782,42	26,72	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	206,66	2,15	4,63	200	1,538	
6+350,00	6+325,00	820	255,00	1,00	76	46760	6,94	10,31	26,00	0,50	1,50	45,00	268,00	125	10,41	2,90	0,393	56,84	14,38	1527,23	43,42	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	493,31	1,93	4,92	172	1,335	
6+375,00	6+350,00	821	325,00	1,00	76	61242	10,90	13,50	25,00	0,50	1,50	33,00	337,50	125	10,41	2,90	0,365	77,00	20,26	2151,66	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	594,15	1,83	5,00	161	1,255	
6+025,00	5+990,00	822	455,00	1,00	76	61242	10,90	13,50	35,00	0,50	1,50	33,00	472,50	125	10,41	2,90	0,364	107,08	20,13	2137,29	58,45	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	838,98	1,84	5,07	161	1,248	
6+350,00	6+325,00	826	325,00	1,00	76	61242	10,90	13,50	25,00	0,50	1,50	33,00	337,50	125	10,41	2,90	0,365	77,00	20,26	2151,66	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	594,15	1,83	5,00	161	1,255	
6+940,00	6+950,00	1050	159,50	1,00	76	68047	12,16	15,00	11,00	0,50	1,50	33,00	165,00	125	10,41	2,90	0,357	38,50	23,03	2445,07	18,37	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	292,31	1,83	5,14	158	1,229	
Furo padrão		92	28.188,23		76,00	59.636,89		13,15	2.229,00	0,50			29.302,73	125,00	10,41	2,90	0,365	6553,73	19,34	2054,00	3737,65	1,0041	1084,34	1,45	6000,00	5510	51502,72	1,83	5,00	161	1,251	

ANEXO 4 – Tabelas de dados – Obra A17

MAPA DE CONTROLO DE PLANOS DE FOGO (Anexo 4)

OBRA - A17 - MARINHA GRANDE / MIRA SUBLANÇO LOURIÇAL / A14 - TRECHO 2 - CALCÁRIO

PARÂMETROS

P+K	P+K	Nº do Plano	Talude (m2)	Espaçamento (m)	Diâmetro (mm)	Volume do furo (cm3)	Altura vertical (m)	Comprimento do furo (m)	Nº de Furos	Subfuração (m)	Atacamento (m)	Inclinação (º)	Furação Real (m)	Mação			Carga por m2 (Kg/m ²)	EXPLOSIVO										TOTALS (€)	Custo - €/m2	Custo - €/kg	Equações	
														Resistência á compressão (Mpa)	Resistência á tracção (Mpa)	Massa volumica (g/cm3)		RIODIN													Pressão efectiva (Mpa)	Espaçamento previsto (m)
																		26x200 (Kg) mmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	50x550 (Kg) mmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	Densidade (g/cm3)	Velocidade de detonação (m/s)	Pressão de detonação (Mpa)						
9+893,00	9+834,00	8	417,48	1,00	76	34059	4,92	7,51	60,00	0,55	1,50	45,00	450,48	90	9,00	2,40	0,359	99,85	10,95	1162,57	50,10	0,50	539,96	1,45	6000	5510	775,28	1,86	5,17	151	1,353	
9+834,00	9+818,00	9	115,40	1,00	76	35214	5,10	7,76	16,00	0,55	1,50	45,00	124,20	90	9,00	2,40	0,357	27,80	11,43	1213,80	13,36	0,50	539,96	1,45	6000	5510	213,71	1,85	5,19	151	1,348	
9+900,00	9+870,00	31	339,41	1,00	76	53819	8,00	11,86	30,00	0,55	1,50	45,00	355,91	90	9,00	2,40	0,294	74,65	16,37	1738,33	25,05	0,50	539,96	1,45	6000	5510	538,96	1,59	5,41	124	1,122	
9+805,00	9+795,00	42	98,71	1,00	76	47275	6,98	10,42	10,00	0,55	1,50	45,00	104,21	90	9,00	2,40	0,338	25,03	16,47	1748,57	8,35	0,50	539,96	1,45	6000	5510	175,74	1,78	5,26	146	1,305	
9+795,00	9+759,00	47	404,75	1,00	76	53498	7,95	11,79	36,00	0,55	1,50	45,00	424,55	90	9,00	2,40	0,332	104,33	19,07	2024,56	30,06	0,50	539,96	1,45	6000	5510	708,70	1,75	5,27	144	1,291	
9+759,00	9+726,00	48	479,29	1,00	76	68382	10,27	15,07	33,00	0,55	1,50	45,00	497,44	90	9,00	2,40	0,322	126,81	25,28	2684,49	27,56	0,50	540,06	1,45	6000	5510	821,37	1,71	5,32	141	1,267	
9+726,00	9+690,00	71	541,70	1,00	76	70756	10,64	15,60	36,00	0,55	1,50	45,00	561,50	90	9,00	2,40	0,285	126,81	23,17	2460,79	27,56	0,46	495,05	1,45	6000	5510	843,92	1,56	5,47	122	1,106	
9+870,00	9+837,00	72	362,62	1,00	76	52344	7,77	11,54	33,00	0,55	1,50	45,00	380,77	90	9,00	2,40	0,429	100,57	20,05	2129,01	55,11	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	764,94	2,11	4,91	193	1,708	
9+837,00	9+802,00	74	401,92	1,00	76	54589	8,12	12,03	35,00	0,55	1,50	45,00	421,17	90	9,00	2,40	0,424	112,05	21,06	2236,49	58,45	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	839,76	2,09	4,93	191	1,690	
9+802,00	9+767,00	80	689,00	1,00	76	54589	8,12	12,03	60,00	0,55	1,50	45,00	722,00	90	9,00	2,40	0,290	149,92	16,44	1745,55	50,10	0,50	539,96	1,45	6000	5510	1084,15	1,57	5,42	122	1,109	
9+737,00	7+702,00	82	401,92	1,00	76	54589	8,12	12,03	35,00	0,55	1,50	45,00	421,17	90	9,00	2,40	0,452	58,45	10,99	1166,65	123,33	2,11	2278,65	1,45	6000	5510	838,50	2,09	4,61	200	1,766	
9+742,00	9+717,00	84	287,09	1,00	76	54589	8,12	12,03	25,00	0,55	1,50	45,00	300,84	90	9,00	2,40	0,417	78,08	20,55	2181,84	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	592,64	2,06	4,95	187	1,658	
9+702,00	9+647,00	85	622,25	1,00	76	53819	8,00	11,86	55,00	0,55	1,50	45,00	652,50	90	9,00	2,40	0,459	193,90	23,19	2462,85	91,85	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1393,17	2,24	4,88	210	1,854	
9+875,00	9+825,00	98	574,17	1,00	76	54589	8,12	12,03	50,00	0,55	1,50	45,00	601,67	90	9,00	2,40	0,410	151,99	20,00	2123,58	83,50	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1165,92	2,03	4,95	183	1,625	
9+700,00	9+683,00	101	195,22	1,00	76	54589	8,12	12,03	17,00	0,55	1,50	45,00	204,57	90	9,00	2,40	0,404	50,44	19,52	2072,76	28,39	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	391,05	2,00	4,96	180	1,595	
9+825,00	9+781,00	102	505,27	1,00	76	54589	8,12	12,03	44,00	0,55	1,50	45,00	529,47	90	9,00	2,40	0,410	133,75	20,00	2123,56	73,48	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1026,13	2,03	4,95	183	1,625	
9+637,50	9+593,00	110	148,49	1,00	76	18534	2,50	4,09	42,00	0,55	1,50	45,00	171,59	90	9,00	2,40	0,458	32,88	5,15	546,90	35,07	0,50	539,96	1,45	6000	5510	334,41	2,25	4,92	183	1,623	
9+750,00	9+714,00	112	413,40	1,00	76	54589	8,12	12,03	36,00	0,55	1,50	45,00	433,20	90	9,00	2,40	0,410	109,43	20,00	2123,52	60,12	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	838,68	2,03	4,95	183	1,625	
9+675,00	9+638,00	115	189,94	1,00	76	25783	3,63	5,68	37,00	0,55	1,50	45,00	210,29	90	9,00	2,40	0,507	46,89	8,34	885,32	49,43	0,80	863,90	1,45	6000	5510	457,98	2,41	4,75	218	1,919	
9+612,50	9+582,00	121	344,50	1,00	76	54589	8,12	12,03	30,00	0,55	1,50	45,00	361,00	90	9,00	2,40	0,417	93,70	20,55	2181,93	50,10	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	709,58	2,06	4,93	187	1,659	
9+582,00	9+558,00	123	141,42	1,00	76	28157	4,00	6,21	25,00	0,55	1,50	45,00	155,17	90	9,00	2,40	0,535	33,93	8,93	948,13	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	353,29	2,50	4,67	234	2,056	
9+612,50	9+582,00	124	287,09	1,00	76	54589	8,12	12,03	25,00	0,55	1,50	45,00	300,84	90	9,00	2,40	0,417	78,08	20,55	2181,84	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	592,64	2,06	4,95	187	1,658	
9+612,50	9+653,00	127	459,34	1,00	76	54589	8,12	12,03	40,00	0,55	1,50	45,00	481,34	90	9,00	2,40	0,325	99,95	16,44	1745,60	49,48	0,74	799,92	1,45	6000	5510	779,60	1,70	5,22	139	1,251	
9+775,00	9+737,00	136	424,89	1,00	76	54589	8,12	12,03	37,00	0,55	1,50	45,00	445,24	90	9,00	2,40	0,411	59,20	10,53	1117,75	115,56	1,87	2019,68	1,45	6000	5510	824,58	1,94	4,72	179	1,586	
9+737,00	9+715,00	141	252,64	1,00	76	54589	8,12	12,03	22,00	0,55	1,50	45,00	264,74	90	9,00	2,40	0,417	68,71	20,55	2181,83	36,74	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	520,88	2,06	4,94	187	1,658	

MAPA DE CONTROLO DE PLANOS DE FOGO (Anexo 4)

OBRA - A17 - MARINHA GRANDE / MIRA SUBLANÇO LOURIÇAL / A14 - TRECHO 2 - CALCÁRIO

PARÂMETROS

P+K	P+K	Nº do Plano	Talude (m2)	Espaçamento (m)	Diâmetro (mm)	Volume do furo (cm3)	Altura vertical (m)	Comprimento do furo (m)	Nº de Furos	Subturação (m)	Atacamento (m)	Inclinação (°)	Furação Real (m)	Mação			Carga por m2 (Kg/m²)	EXPLOSIVO									TOTALS (€)	Custo - €/m2	Custo - €/kg	Equações	
														Resistência á compressão (Mpa)	Resistência á tracção (Mpa)	Massa volumica (g/cm3)		RIODIN												Pressão efectiva (Mpa)	Espaçamento previsto (m)
																		26x200 (Kg/mmxmm)	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	50x550 (Kg/mmxmm)	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	Densidade (g/cm3)	Velocidade de detonação (m/s)	Pressão de detonação (Mpa)					
9+647,00	9+623,00	142	275,60	1,00	76	54589	8,12	12,03	24,00	0,55	1,50	45,00	288,80	90	9,00	2,40	0,417	40,08	10,99	1166,65	74,96	1,87	2019,74	1,45	6000	5510	541,16	1,96	4,70	182	1,615
9+712,50	9+687,50	147	287,09	1,00	76	54589	8,12	12,03	25,00	0,55	1,50	45,00	300,84	90	9,00	2,40	0,417	78,08	20,55	2181,84	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	592,64	2,06	4,95	187	1,658
9+687,50	9+662,50	149	287,09	1,00	76	54589	8,12	12,03	25,00	0,55	1,50	45,00	300,84	90	9,00	2,40	0,417	78,08	20,55	2181,84	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	592,64	2,06	4,95	187	1,658
9+623,00	9+587,00	152	424,89	1,00	76	54589	8,12	12,03	37,00	0,55	1,50	45,00	445,24	90	9,00	2,40	0,417	115,56	20,55	2181,87	61,79	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	876,47	2,06	4,94	187	1,658
9+587,00	9+556,00	161	355,99	1,00	76	54589	8,12	12,03	31,00	0,55	1,50	45,00	373,04	90	9,00	2,40	0,417	96,82	20,55	2181,86	51,77	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	734,56	2,06	4,94	187	1,658
9+556,00	9+531,00	162	287,09	1,00	76	54589	8,12	12,03	25,00	0,55	1,50	45,00	300,84	90	9,00	2,40	0,417	78,08	20,55	2181,84	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	592,64	2,06	4,95	187	1,658
9+702,00	9+663,00	172	447,85	1,00	76	54589	8,12	12,03	39,00	0,55	1,50	45,00	469,30	90	9,00	2,40	0,417	121,81	20,55	2181,93	65,13	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	923,26	2,06	4,94	187	1,659
9+537,50	9+525,00	180	107,55	1,00	76	40026	5,85	8,82	13,00	0,55	1,50	45,00	114,70	90	9,00	2,40	0,462	27,95	14,14	1501,97	21,71	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	240,23	2,23	4,84	205	1,811
9+512,50	9+483,50	181	169,71	1,00	76	28157	4,00	6,21	30,00	0,55	1,50	45,00	186,21	90	9,00	2,40	0,535	40,72	8,93	948,22	50,10	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	422,36	2,49	4,65	235	2,056
9+525,00	9+512,50	188	116,74	1,00	76	43234	6,35	9,53	13,00	0,55	1,50	45,00	123,89	90	9,00	2,40	0,449	30,74	15,56	1651,90	21,71	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	255,35	2,19	4,87	200	1,768
9+662,50	9+625,00	192	424,89	1,00	76	54589	8,12	12,03	37,00	0,55	1,50	45,00	445,24	90	9,00	2,40	0,417	115,56	20,55	2181,87	61,79	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	876,47	2,06	4,94	187	1,658
9+663,00	9+637,00	195	287,09	1,00	76	54589	8,12	12,03	25,00	0,55	1,50	45,00	300,84	90	9,00	2,40	0,417	78,08	20,55	2181,84	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	592,64	2,06	4,95	187	1,658
9+625,00	9+587,50	196	424,89	1,00	76	54589	8,12	12,03	37,00	0,55	1,50	45,00	445,24	90	9,00	2,40	0,417	115,56	20,55	2181,87	61,79	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	876,47	2,06	4,94	187	1,658
9+587,00	9+550,00	200	424,89	1,00	76	54589	8,12	12,03	37,00	0,55	1,50	45,00	445,24	90	9,00	2,40	0,417	115,56	20,55	2181,87	61,79	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	876,47	2,06	4,94	187	1,658
9+637,00	9+612,00	201	287,09	1,00	76	54589	8,12	12,03	25,00	0,55	1,50	45,00	300,84	90	9,00	2,40	0,417	78,08	20,55	2181,84	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	592,64	2,06	4,95	187	1,658
9+612,00	9+562,00	219	574,17	1,00	76	54589	8,12	12,03	50,00	0,55	1,50	45,00	601,67	90	9,00	2,40	0,417	156,17	20,55	2181,98	83,50	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1183,72	2,06	4,94	187	1,659
9+562,00	9+537,00	221	287,09	1,00	76	54589	8,12	12,03	25,00	0,55	1,50	45,00	300,84	90	9,00	2,40	0,417	78,08	20,55	2181,84	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	592,64	2,06	4,95	187	1,658
9+550,00	9+512,00	226	424,89	1,00	76	54589	8,12	12,03	37,00	0,55	1,50	45,00	445,24	90	9,00	2,40	0,417	115,56	20,55	2181,87	61,79	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	876,47	2,06	4,94	187	1,658
9+787,00	9+750,00	233	424,89	1,00	76	54589	8,12	12,03	37,00	0,55	1,50	45,00	445,24	90	9,00	2,40	0,377	98,23	17,47	1854,66	61,79	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	802,65	1,89	5,02	165	1,470
9+750,00	9+687,00	237	711,97	1,00	76	54589	8,12	12,03	62,00	0,55	1,50	45,00	746,07	90	9,00	2,40	0,357	150,77	16,00	1698,82	103,54	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1284,89	1,80	5,05	155	1,382
9+537,00	9+487,00	249	565,69	1,00	76	53819	8,00	11,86	50,00	0,55	1,50	45,00	593,19	90	9,00	2,40	0,414	150,70	19,83	2105,55	83,50	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1157,43	2,05	4,94	185	1,641
9+669,50	9+637,50	255	367,47	1,00	76	54589	8,12	12,03	32,00	0,55	1,50	45,00	385,07	90	9,00	2,40	0,410	97,27	20,00	2123,50	53,44	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	746,55	2,03	4,95	183	1,625
9+637,50	9+612,50	258	287,09	1,00	76	54589	8,12	12,03	25,00	0,55	1,50	45,00	300,84	90	9,00	2,40	0,410	75,99	20,00	2123,44	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	583,74	2,03	4,96	183	1,625
9+669,50	9+687,50	259	195,22	1,00	76	54589	8,12	12,03	17,00	0,55	1,50	45,00	204,57	90	9,00	2,40	0,410	51,66	19,99	2122,89	28,39	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	396,24	2,03	4,95	183	1,624
9+612,50	9+562,50	265	574,17	1,00	76	54589	8,12	12,03	50,00	0,55	1,50	45,00	601,67	90	9,00	2,40	0,410	151,99	20,00	2123,58	83,50	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1165,92	2,03	4,95	183	1,625

MAPA DE CONTROLO DE PLANOS DE FOGO (Anexo 4)

OBRA - A17 - MARINHA GRANDE / MIRA SUBLANÇO LOURIÇAL / A14 - TRECHO 2 - CALCÁRIO

PARÂMETROS

P+K	P+K	Nº do Plano	Talude (m2)	Espaçamento (m)	Diâmetro (mm)	Volume do furo (cm3)	Altura vertical (m)	Comprimento do furo (m)	Nº de Furos	Subturação (m)	Atacamento (m)	inclinação (°)	Furação Real (m)	Maciço			Carga por m2 (kg/m²)	EXPLOSIVO										TOTALS (€)	Custo - €/m2	Custo - €/kg	Equações	
														Resistência à compressão (Mpa)	Resistência à tracção (Mpa)	Massa volumica (g/cm3)		RIODIN													Pressão efectiva (Mpa)	Espaçamento previsto (m)
																		26x200 (Kg) mmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	50x550 (Kg) mmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	Densidade (g/cm3)	Velocidade de detonação (m/s)	Pressão de detonação (Mpa)						
9+562,50	9+512,50	266	574,17	1,00	76	54589	8,12	12,03	50,00	0,55	1,50	45,00	601,67	90	9,00	2,40	0,410	151,99	20,00	2123,58	83,50	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1165,92	2,03	4,95	183	1,625	
9+512,50	9+462,50	267	574,17	1,00	76	54589	8,12	12,03	50,00	0,55	1,50	45,00	601,67	90	9,00	2,40	0,308	101,07	13,30	1412,13	75,91	0,91	981,76	1,45	6000	5510	922,43	1,61	5,21	129	1,168	
9+787,50	9+737,50	268	574,17	1,00	76	54589	8,12	12,03	50,00	0,55	1,50	45,00	601,67	90	9,00	2,40	0,320	100,31	13,20	1401,51	83,50	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	945,76	1,65	5,15	135	1,216	
9+737,50	9+687,50	271	574,17	1,00	76	54589	8,12	12,03	50,00	0,55	1,50	45,00	601,67	90	9,00	2,40	0,364	125,39	16,50	1751,93	83,50	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	1052,60	1,83	5,04	158	1,412	
9+687,50	9+662,50	274	287,09	1,00	76	54589	8,12	12,03	25,00	0,55	1,50	45,00	300,84	90	9,00	2,40	0,410	75,99	20,00	2123,44	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	583,74	2,03	4,96	183	1,625	
9+662,50	9+625,00	285	287,09	1,00	76	54589	8,12	12,03	25,00	0,55	1,50	45,00	300,84	90	9,00	2,40	0,568	101,22	26,64	2828,46	61,79	1,48	1598,29	1,45	6000	5510	761,36	2,65	4,67	270	2,359	
9+625,00	9+588,50	289	424,89	1,00	76	54589	8,12	12,03	37,00	0,55	1,50	45,00	445,24	90	9,00	2,40	0,384	101,22	18,00	1911,12	61,79	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	815,39	1,92	5,00	169	1,502	
9+425,00	9+462,50	290	424,89	1,00	76	54589	8,12	12,03	37,00	0,55	1,50	45,00	445,24	90	9,00	2,40	0,384	101,22	18,00	1911,12	61,79	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	815,39	1,92	5,00	169	1,502	
9+462,50	9+500,00	293	424,89	1,00	76	54589	8,12	12,03	37,00	0,55	1,50	45,00	445,24	90	9,00	2,40	0,384	101,22	18,00	1911,12	61,79	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	815,39	1,92	5,00	169	1,502	
9+500,00	9+525,00	301	287,09	1,00	76	54589	8,12	12,03	25,00	0,55	1,50	45,00	300,84	90	9,00	2,40	0,410	75,99	20,00	2123,44	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	583,74	2,03	4,96	183	1,625	
9+525,00	9+558,50	304	378,95	1,00	76	54589	8,12	12,03	33,00	0,55	1,50	45,00	397,10	90	9,00	2,40	0,410	100,31	20,00	2123,50	55,11	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	769,59	2,03	4,95	183	1,625	

Furo padrão	61	22.930,50		76	52.124,48		11,49	2.096,00	0,55			24.083,30	90,00	9,00	2,40	0,396	5710,31	17,92	1903,23	3364,42	0,961	1037,99	1,45	6000,00	5510	45193,11	1,97	4,98	175	1,553
-------------	----	-----------	--	----	-----------	--	-------	----------	------	--	--	-----------	-------	------	------	-------	---------	-------	---------	---------	-------	---------	------	---------	------	----------	------	------	-----	-------

ANEXO 5 – Tabelas de dados – Obra Valpaços

MAPA DE CONTROLO DE PLANOS DE FOGO (Anexo 5)

OBRA - VALPAÇOS / MIRANDELA - GRANITO

PARÂMETROS

P+K	P+K	Nº do Plano	Talude (m2)	Espaçamento (m)	Diâmetro (mm)	Volume do furo (cm3)	Altura vertical (m)	Comprimento do furo (m)	Nº de Furos	Substituição (m)	Atacamento (m)	inclinação (º)	Furação Real (m)	Maciço			Carga por m2 (kg/m ²)	EXPLOSIVO									TOTALS (€)	Custo - €/m2	Custo - €/kg	Equações	
														Resistência à compressão (Mpa)	Resistência à tração (Mpa)	Massa volúmica (g/cm3)		RIODIN												Pressão efectiva (Mpa)	Espaçamento previsto (m)
																		26x200 (kg) mmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	50x550 (kg) mmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	Densidade (g/cm3)	Velocidade de detonação (m/s)	Pressão de detonação (Mpa)					
1+350,00	1+400,00	54	183,84	1,00	76	35627	4,08	7,85	25,00	0,50	1,20	56	196,34	113	9,42	2,6	0,559	60,98	16,05	1704,00	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	575,26	3,13	5,60	259	2,162
1+400,00	1+450,00	56	346,04	1,00	76	33664	3,84	7,42	50,00	0,50	1,20	56	371,04	113	9,42	2,6	0,403	55,99	7,37	782,28	83,50	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	692,42	2,00	4,96	171	1,454
1+450,00	1+475,00	60	164,46	1,00	76	32111	3,65	7,08	25,00	0,50	1,20	56	176,96	113	9,42	2,6	0,412	26,04	6,85	727,65	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	354,87	2,16	5,23	174	1,483
3+850,00	3+828,00	62	286,92	1,00	76	42943	6,34	9,47	32,00	0,50	1,50	45	302,92	113	9,42	2,6	0,363	50,62	10,41	1105,08	53,44	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	554,58	1,93	5,33	155	1,323
3+750,00	3+775,00	86	229,81	1,00	76	42365	6,25	9,34	26,00	0,50	1,50	45	242,81	113	9,42	2,6	0,365	40,36	10,21	1084,43	43,42	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	455,73	1,98	5,44	155	1,329
3+725,00	3+750,00	93	222,46	1,00	76	41082	6,05	9,06	26,00	0,50	1,50	45	235,46	113	9,42	2,6	0,369	38,71	9,80	1040,09	43,42	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	446,15	2,01	5,43	157	1,344
3+700,00	3+725,00	94	213,26	1,00	76	39478	5,80	8,70	26,00	0,50	1,50	45	226,26	113	9,42	2,6	0,375	36,63	9,27	984,21	43,42	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	434,08	2,04	5,42	160	1,364
1+112,00	1+161,00	94	378,63	1,00	76	35300	4,04	7,78	52,00	0,50	1,50	56	404,63	113	9,42	2,6	0,394	62,49	7,91	839,52	86,84	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	786,45	2,08	5,27	167	1,426
3+662,00	3+700,00	100	319,90	1,00	76	39478	5,80	8,70	39,00	0,50	1,50	45	339,40	113	9,42	2,6	0,375	54,94	9,27	984,12	65,13	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	636,69	1,99	5,30	160	1,364
3+710,00	3+750,00	113	165,18	1,00	76	21002	2,92	4,63	40,00	0,50	1,00	45	185,18	113	9,42	2,6	0,521	19,31	3,18	337,24	66,80	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	438,03	2,65	5,09	217	1,826
3+247,00	3+210,00	118	272,46	1,00	76	33961	4,94	7,49	39,00	0,50	1,50	45	291,96	113	9,42	2,6	0,401	44,08	7,44	789,59	65,13	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	573,66	2,11	5,25	170	1,446
3+750,00	3+775,00	122	130,81	1,00	76	26006	3,70	5,73	25,00	0,50	1,20	45	143,31	113	9,42	2,6	0,459	18,29	4,81	511,09	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	309,89	2,37	5,16	193	1,631
3+792,00	3+825,00	126	283,65	1,00	76	43777	6,47	9,65	31,00	0,50	1,50	45	299,15	113	9,42	2,6	0,360	50,33	10,68	1134,20	51,77	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	544,75	1,92	5,34	153	1,314
3+200,00	3+220,00	132	165,81	1,00	76	39878	4,60	8,79	20,00	0,50	1,50	56	175,81	113	9,42	2,6	0,374	28,63	9,42	1000,03	33,40	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	329,16	1,99	5,31	159	1,360
3+775,00	3+791,00	137	114,49	1,00	76	34731	5,06	7,66	16,00	0,50	1,50	45	122,49	113	9,42	2,6	0,397	18,75	7,71	818,66	26,72	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	239,21	2,09	5,26	168	1,435
3+525,00	3+517,00	147	144,36	1,00	76	43199	6,38	9,52	16,00	0,50	1,50	45	152,36	113	9,42	2,6	0,362	25,52	10,49	1114,25	26,72	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	267,30	1,85	5,12	154	1,320
3+200,00	3+166,00	150	205,12	1,00	76	35501	5,18	7,83	28,00	0,50	1,50	45	219,12	113	9,42	2,6	0,456	46,72	10,98	1165,65	46,76	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	499,35	2,43	5,34	201	1,695
3+463,00	3+435,00	152	189,21	1,00	76	31866	3,62	7,02	29,00	0,50	1,50	56	203,71	113	9,42	2,6	0,414	29,88	6,78	719,79	48,43	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	409,75	2,17	5,23	175	1,489
3+356,00	3+375,00	175	127,73	1,00	76	32765	3,73	7,22	19,00	0,50	1,50	56	137,23	113	9,42	2,6	0,408	20,44	7,08	751,54	31,73	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	273,47	2,14	5,24	173	1,472
3+474,00	3+486,00	176	58,57	1,00	76	22708	2,50	5,01	13,00	0,50	1,00	56	65,07	113	9,42	2,6	0,497	7,41	3,75	398,20	21,71	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	148,94	2,54	5,11	208	1,751
3+355,00	3+375,00	179	285,95	1,00	76	45509	6,74	10,03	30,00	0,50	1,50	45	300,95	113	9,42	2,6	0,355	51,29	11,25	1194,36	50,10	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	474,29	1,66	4,68	151	1,296
3+344,00	3+329,00	182	90,37	1,00	76	29598	4,26	6,52	15,00	0,50	1,50	45	97,87	113	9,42	2,6	0,429	13,68	6,00	637,11	25,05	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	201,63	2,23	5,21	181	1,535
2+539,00	2+500,00	187	338,09	1,00	76	41595	4,81	9,17	39,00	0,50	1,50	56	357,59	113	9,42	2,6	0,368	59,12	9,97	1058,99	65,13	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	660,96	1,95	5,32	157	1,339
2+495,00	2+475,00	190	262,24	1,00	76	49853	5,82	10,99	25,00	0,50	1,50	56	274,74	113	9,42	2,6	0,343	48,30	12,71	1349,68	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	484,06	1,85	5,38	147	1,260
2+515,00	2+528,00	191	93,43	1,00	76	28759	3,24	6,34	16,00	0,50	1,20	56	101,43	113	9,42	2,6	0,436	14,01	5,76	611,70	26,72	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	211,69	2,27	5,20	184	1,560

MAPA DE CONTROLO DE PLANOS DE FOGO (Anexo 5)

OBRA - VALPAÇOS / MIRANDELA - GRANITO

PARÂMETROS

P+K	P+K	Nº do Plano	Talude (m2)	Espessamento (m)	Diâmetro (mm)	Volume do furo (cm3)	Altura vertical (m)	Comprimento do furo (m)	Nº de Furos	Subjuração (m)	Atacamento (m)	inclinação (º)	Furação Real (m)	Maciço			Carga por m2 (Kg/m ²)	EXPLOSIVO									TOTALS (€)	Custo - €/m2	Custo - €/kg	Equações	
														Resistência à compressão (Mpa)	Resistência à tração (Mpa)	Massa volúmica (g/cm3)		RIODIN												Pressão efectiva (Mpa)	Espaçamento previsto (m)
																		26x200 (Kg) mmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	50x550 (Kg) mmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	Densidade (g/cm3)	Velocidade de detonação (m/s)	Pressão de detonação (Mpa)					
2+503,00	2+475,00	194	197,32	1,00	76	34237	3,91	7,55	28,00	0,50	1,50	56	211,32	113	9,42	2,6	0,400	32,11	7,54	801,13	46,76	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	414,54	2,10	5,26	169	1,443
2+475,00	2+455,00	195	170,35	1,00	76	47727	5,56	10,52	17,00	0,50	1,50	56	178,85	113	9,42	2,6	0,349	31,00	12,00	1273,90	28,39	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	318,47	1,87	5,36	149	1,277
2+475,00	2+450,00	198	223,94	1,00	76	42903	4,97	9,46	25,00	0,50	1,50	56	236,44	113	9,42	2,6	0,363	39,61	10,42	1106,85	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	433,63	1,94	5,33	155	1,325
2+450,00	2+425,00	200	216,28	1,00	76	41513	4,80	9,15	25,00	0,50	1,50	56	228,78	113	9,42	2,6	0,368	37,84	9,96	1057,39	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	423,36	1,96	5,32	157	1,341
2+458,00	2+478,00	202	136,69	1,00	76	41023	4,74	9,04	16,00	0,50	1,50	56	144,69	113	9,42	2,6	0,370	23,85	9,81	1041,34	26,72	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	268,82	1,97	5,32	158	1,347
3+825,00	3+850,00	208	298,12	1,00	76	45894	6,80	10,12	31,00	0,50	1,50	45	313,62	113	9,42	2,6	0,296	44,97	9,54	1013,41	43,42	0,84	905,74	1,45	6000	5510	472,89	1,59	5,35	122	1,061
3+900,00	3+950,00	211	501,27	1,00	76	46856	6,95	10,33	51,00	0,50	1,50	45	526,77	113	9,42	2,6	0,351	90,68	11,70	1242,12	85,17	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	941,91	1,88	5,36	150	1,284
2+177,00	2+150,00	216	222,22	1,00	76	35872	4,11	7,91	30,00	0,50	1,50	56	237,22	113	9,42	2,6	0,391	36,86	8,08	858,34	50,10	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	458,41	2,06	5,27	166	1,416
2+267,00	2+250,00	231	87,66	1,00	76	23199	2,56	5,11	19,00	0,50	1,00	56	97,16	113	9,42	2,6	0,490	11,26	3,90	414,01	31,73	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	220,19	2,51	5,12	205	1,730
2+200,00	2+217,00	234	224,64	1,00	76	55903	6,56	12,32	19,00	0,50	1,50	56	234,14	113	9,42	2,6	0,295	37,98	13,15	1396,45	28,39	0,89	966,25	1,45	6000	5510	358,97	1,60	5,41	124	1,074
2+227,00	2+217,00	237	117,37	1,00	76	50671	5,92	11,17	11,00	0,50	1,50	56	122,87	113	9,42	2,6	0,341	21,69	12,97	1377,49	18,37	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	215,53	1,84	5,38	146	1,253
2+170,00	2+203,00	251	330,90	1,00	76	52306	6,12	11,53	30,00	0,50	1,50	56	345,90	113	9,42	2,6	0,338	61,66	13,52	1435,84	50,10	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	602,35	1,82	5,39	144	1,241
2+184,00	2+200,00	253	168,12	1,00	76	49935	5,83	11,01	16,00	0,50	1,50	56	176,12	113	9,42	2,6	0,343	30,97	12,73	1352,21	26,72	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	310,13	1,84	5,38	147	1,259
2+229,00	2+200,00	262	407,68	1,00	76	66042	7,80	14,56	29,00	0,50	1,50	56	422,18	113	9,42	2,6	0,314	79,59	18,06	1917,27	48,43	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	698,28	1,71	5,45	135	1,163
2+225,00	2+255,00	265	309,42	1,00	76	50671	5,92	11,17	29,00	0,50	1,50	56	323,92	113	9,42	2,6	0,341	57,22	12,98	1378,39	48,43	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	493,47	1,59	4,67	146	1,254
2+620,00	2+580,00	291	226,08	1,00	76	34319	3,92	7,57	32,00	0,50	1,20	56	242,08	113	9,42	2,6	0,400	36,91	7,59	805,78	53,44	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	475,00	2,10	5,26	169	1,443
3+005,00	3+033,00	295	250,36	1,00	76	41432	4,79	9,13	29,00	0,50	1,50	56	264,86	113	9,42	2,6	0,368	43,74	9,92	1053,67	48,43	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	490,20	1,96	5,32	157	1,341
2+184,00	2+200,00	313	153,39	1,00	76	43199	6,38	9,52	17,00	0,50	1,50	45	161,89	113	9,42	2,6	0,362	27,13	10,50	1114,87	28,39	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	295,99	1,93	5,33	154	1,321
2+200,00	2+225,00	315	225,57	1,00	76	43199	6,38	9,52	25,00	0,50	1,50	45	238,07	113	9,42	2,6	0,362	39,89	10,50	1114,67	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	435,26	1,93	5,33	154	1,320
2+225,00	2+250,00	320	239,36	1,00	76	45701	6,77	10,07	25,00	0,50	1,50	45	251,86	113	9,42	2,6	0,354	43,03	11,32	1202,41	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	453,47	1,89	5,35	151	1,295
1+788,00	1+844,00	324	442,07	1,00	76	38080	4,38	8,39	56,00	0,50	1,50	56	470,07	113	9,42	2,6	0,381	75,06	8,82	936,36	93,52	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	892,01	2,02	5,29	162	1,384
1+846,00	1+796,00	326	444,27	1,00	76	42576	4,93	9,39	50,00	0,50	1,50	56	469,27	113	9,42	2,6	0,364	78,42	10,32	1095,67	83,50	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	862,61	1,94	5,33	155	1,329
0+683,00	0+645,00	334	16,46	1,00	76	9054	0,83	2,00	11,00	0,50	0,50	56	21,96	113	9,42	2,6	0,376	1,60	0,96	101,61	4,59	0,25	269,83	1,45	6000	5510	46,29	2,81	7,48	119	1,039
0+655,25	0+672,00	335	60,12	0,70	76	13633	1,39	3,01	24,00	0,50	0,50	56	72,12	113	9,42	2,6	0,367	8,82	2,42	256,73	13,22	0,33	356,20	1,45	6000	5510	143,36	2,38	6,50	133	1,151
0+645,90	0+655,00	336	32,57	0,70	76	13633	1,39	3,01	13,00	0,50	0,50	56	39,07	113	9,42	2,6	0,367	4,77	2,41	256,33	7,17	0,33	356,66	1,45	6000	5510	77,66	2,38	6,50	133	1,151

MAPA DE CONTROLO DE PLANOS DE FOGO (Anexo 5)

OBRA - VALPAÇOS / MIRANDELA - GRANITO

PARÂMETROS

P+K	P+K	Nº do Plano	Talude (m2)	Espaçamento (m)	Diâmetro (mm)	Volume do furo (cm3)	Altura vertical (m)	Comprimento do furo (m)	Nº de Furos	Subfuração (m)	Atacamento (m)	inclinação (º)	Furação Real (m)	Maciço			EXPLOSIVO										TOTALS (€)	Custo - €/ m2	Custo - €/ kg	Equações	
														Resistência á compressão (Mpa)	Resistência á tracção (Mpa)	Massa volúmica (g/cm3)	Carga por m2 (Kg/m ²)	RIODIN													
																		26x200 (Kg) mmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	50x500 (Kg) mmxmm	Nº de velas/furo	Volume/furo (cm3)	Densidade (g/cm3)	Velocidade de detonação (m/s)	Pressão de detonação (Mpa)				Pressão efectiva (Mpa)	Espaçamento previsto (m)
0+624,00	0+632,00	337	30,06	0,70	76	13633	1,39	3,01	12,00	0,50	0,50	56	36,06	113	9,42	2,6	0,301	2,43	1,33	141,46	6,61	0,33	356,20	1,45	6000	5510	63,25	2,10	7,00	104	0,913
1+500,00	1+475,00	392	128,86	1,00	76	25652	2,86	5,65	25,00	0,50	1,00	56	141,36	113	9,42	2,6	0,463	17,95	4,72	501,59	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	307,91	2,39	5,16	195	1,646
1+458,00	1+611,00	402	268,42	1,00	76	25243	2,81	5,56	53,00	0,50	1,00	56	294,92	113	9,42	2,6	0,467	36,85	4,57	485,72	88,51	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	645,78	2,41	5,15	196	1,657
3+275,00	3+225,00	443	468,81	1,00	76	43969	6,50	9,69	51,00	0,50	1,50	45	494,31	113	9,42	2,6	0,374	90,10	11,62	1234,18	85,17	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	938,55	2,00	5,35	161	1,374
3+415,00	3+441,00	551	141,42	1,00	76	27930	4,00	6,16	25,00	0,50	1,50	45	153,92	113	9,42	2,6	0,456	22,80	6,00	637,11	41,75	1,00	1079,92	1,45	6000	5510	336,05	2,38	5,21	194	1,640

Furo padrão	55	12.012,58		76,00	37.978,98		8,37	1.526,00	0,50				12.775,58	113	9,42	2,6	0,379	2089,31	9,01	956,47	2468,12	0,988	1045,89	1,45	6000,00	5510	24096,69	2,01	5,29	161	1,378
-------------	----	-----------	--	-------	-----------	--	------	----------	------	--	--	--	-----------	-----	------	-----	-------	---------	------	--------	---------	-------	---------	------	---------	------	----------	------	------	-----	-------

ANEXO 6 – Plano de fogo – Obra A7



Empresa de Demolições, Lda.

PLANO DE FOGO (Anexo 6)

Nº : 309 / 2004
DATA : 06-05-2004
HORA : 19h45

OBRA

A7/C5/IC25
SUBLANÇO BASTO - RIBEIRA DE PENA - LOTE 7

SERVIÇOS

DESMONTE A FOGO

REFERÊNCIA

PK 6+925,00 a PK 6+940,00 LE

1 - DADOS GEOMÉTRICOS

DIÂMETRO DO FURO 3,00 POL	INCLINAÇÃO(GRAUS) 45,00 G	AFASTAMENTO M	ESPAÇAMENTO 1,00 M	SECÇÃO DA MALHA M2	NÚMERO DE Furos 15,00 UN
COMPRIMENTO TOTAL PERFURADO 211,50 M	Area de Talude 211,50 M2	NÚMERO DE LINHAS 1,00 UN	COEFICIENTE DE PERFURAÇÃO M/M3		

2 - CARREGAMENTO

2.1 - EXPLOSIVO CARGA DE FUNDO

Gelamonite 33

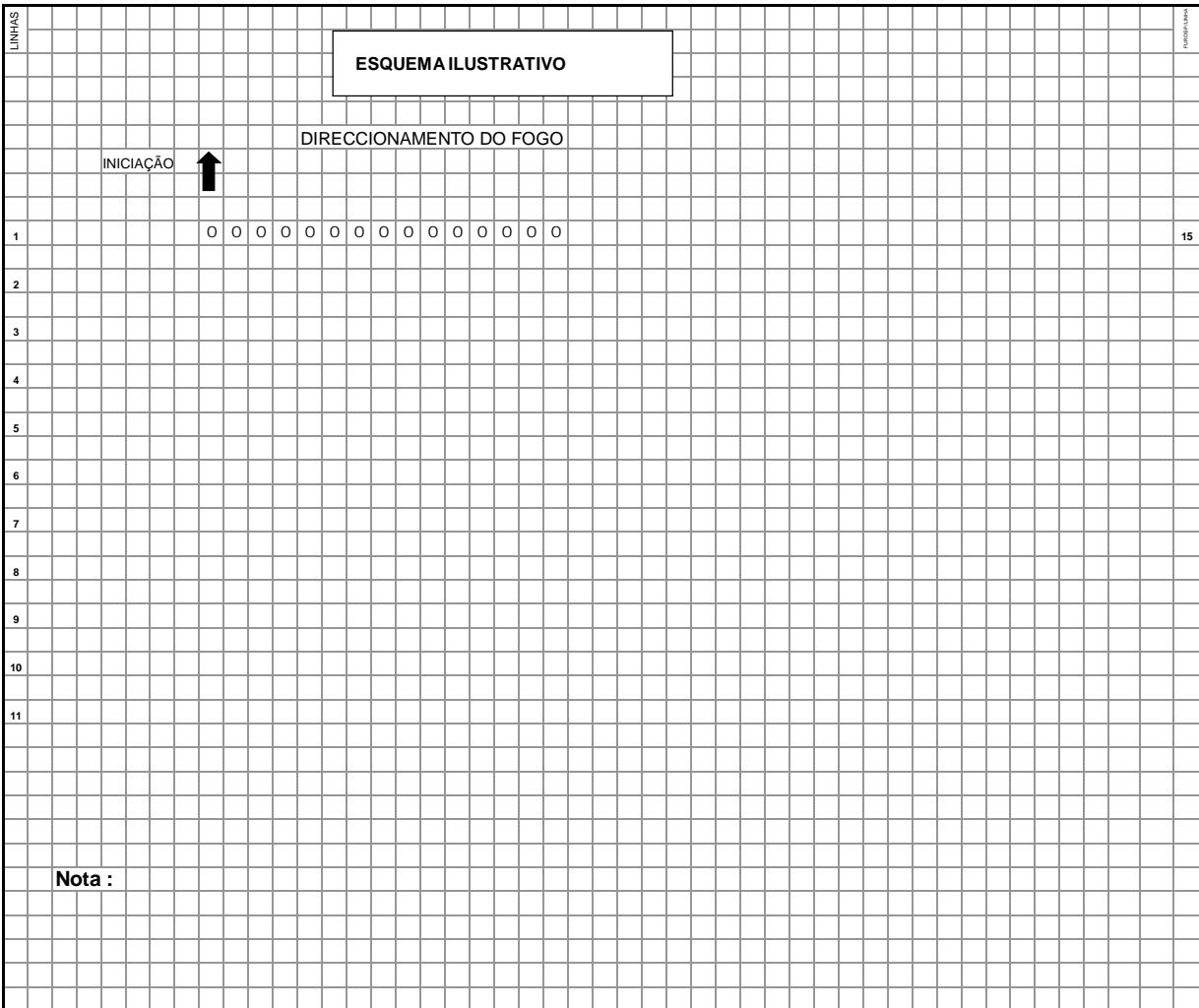
Nº CARTUCHOS 15,00 UN	PESO CARTUCHO 1,67 KG	PESO TOTAL 25,05 KG
PESO TOTAL DAS CARGAS 75,87 KG		RAZÃO DE CARGA KG/M3

2.2 - EXPLOSIVO CARGA DE COLUNA

Gelamonite 33

GRANULADO 15,00 Furos	PESO P/ COLUNA 0,28 KG	PESO TOTAL 50,82 KG
QUANT./ TIPO DE RETARDO To A T30 25 MS	CARGA MÁXIMA / LINHA LINHA 1 A 1 QUANT. 25,05+50,82 KG	

3 - ESQUEMA DE LIGAÇÃO



DIRECTOR DE OBRA - EXPLO

DIRECTOR DE OBRA - ROSAS

GESTOR - NORACE

_____/_____/____

_____/_____/____

_____/_____/____

ANEXO 7 – Plano de fogo – Obra A17



DESMONTE DE ROCHA COM RECURSO A EXPLOSIVOS

PRÉ-CORTE

A17 LOURIÇAL (IC8) / MIRA - LOTE 9.1 (Anexo 7)

Empresa de Demolições, Lda.

LOCAL : P.K. **9+775,00** a

P.K. **9+737,00**

PLANO DE FOGO Nº :

136

DATA : 29-05-2007

HORA : 12:00

GEOLOGIA		CALCÁRIO																							
ELEMENTOS DO PLANO DE FOGO																									
GOMETRIA DA PEGA	Espaçamento - E (m)	1,00																							
	Diâmetro furo (mm)	76																							
	Subfuração (m)	0,55																							
	Atacamento (m)	1,50																							
GOMETRIA DE TALUDES	Inclinação (V/H)		Talude Direito																						
	Comprimento (a) (m)		1/1 1,41																						
	Altura (h) (m)		12,00																						
	Extensão (b) (m)		8,12																						
	Nº de furos (un)		36																						
	Metros furo (m)		37																						
	Área de Talude (m ²)		443,97																						
		412,17																							
EXPLOSIVO	Fornecedor	S.P.E.L.																							
		Carga de fundo	Carga de coluna																						
	Tipo	Gelamonite 33																							
	Dimensões (cm)	50X550	26x200																						
	Altura (m)	0,225	10,27																						
	Gelamonite 33 (kg) 50	59,20																							
	Gelamonite 33 (kg) 26	115,56																							
Carga/furo (kg)	4,72																								
ACESSÓRIOS		Tipo	Quantidade																						
	Detonadores " 0 "	Eléctricos Tipo "AI"	5																						
	Detonadores " 1 a 30 "	Eléctricos Tipo "AI" 25ms	32																						
	Cordão detonante (m)	12gr	488,37																						
Explosivo Total (kg)		174,76																							
Esquema de furação																									
9+775.00																									
t0	t0	t0	t0	t0	t1	t1	t1	t1	t1	t1	t2	t2	t2	t2	t2	t3	t3	t3	t3	t3	t4	t4	t4	t4	t4
o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o
início →																									
detonação →																									
9+637.00																									
t5	t5	t5	t5	t5	t6	t6	t6	t6	t6	t7	t7														
o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o	o														
→																									
— - Linha de detonação tn - Temporização																									
OBSERVAÇÕES GERAIS: A HORA DE DETONAÇÃO DOS PLANOS É UMA HORA PREVISTA, FICANDO SUJEITA A ALTERAÇÕES INERENTES AO TIPO DE ACTIVIDADE CONSIDERADA. AS DISTANCIAS CONSIDERADAS SÃO APROXIMADAS.																									
Desmonte para cota		1ª banquetta		Pré-Corte (Talude direito)																					

EXPLO, Lda - Empresa de Demolições		ROSAS CONSTRUTORES, SA	
Responsável :	Data :	Responsável :	Data :



Empresa de Demolições, Lda.

DESMONTE DE ROCHA COM RECURSO A EXPLOSIVOS

A17 LOURIÇAL (IC8) / MIRA - LOTE 9.1

LOCAL : P.K. 9+775,00 a

P.K. 9+737,00

PLANO DE FOGO Nº : 136

DATA : 29-05-2007

HORA : 12:00

FOLHA DIÁRIA DE PERFURAÇÃO E OPERAÇÃO DE FOGO

1. Verificações Prévias

A máquina de perfuração possui distico de entrada do equipamento em obra autorizado a trabalhar? sim não

Durante a perfuração na localização indicada foi detectada alguma anomalia que possa prejudicar a operação de fogo? sim não

Se sim, quais as anomalias detectadas? Qual, ou quais as acções tomadas?

Identificação do operador de perfuração:

2. Verificação prévia dos furos

N.º Furos	Afastamento	Espaçamento	Comprimento	Diâmetro	Inclinação	Desimpedidos e secos?	<input type="checkbox"/> sim	<input type="checkbox"/> não
37		1,00	12,00	76	1/1		<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>

Outras Anomalias:

Ação tomada:

Identificação do Operador de Explosivos:

Data: / / Hora:

3. Verificação após disparo

Hora do disparo:

Houve algum tiro falhado? sim não

Existiram projecções de blocos? sim não

É necessário efectuar saneamento imediato da frente? sim não

Todos os acessos à frente encontram-se limpos e desimpedidos? sim não

É necessário efectuar taqueio de algum bloco? sim não

Outras Anomalias:

Ação Tomada:

Identificação do Responsável:

EXPLO, Lda - Empresa de Demolições

ROSAS CONSTRUTORES, SA

Responsável :

Data :

Responsável :

Data :

ANEXO 8 – Plano de fogo – Obra Valpaços

