

**Comparação de amplitudes de vibração com os sistemas de iniciação não-elétrico e eletrónico**

**José Manso Urbano**

Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em

**Engenharia Geológica e de Minas**

**Orientador**

Professor Doutor Pedro Alexandre Marques Bernardo

**Júri**

Presidente: Professora Doutora Maria Matilde Mourão de Oliveira Carvalho

Horta Costa e Silva

Orientador: Professor Doutor Pedro Alexandre Marques Bernardo

Vogais:

Professor Doutor Alexandre Júlio Machado Leite

Professor Doutor José Cardoso Guedes

**Dezembro de 2020**

Declaro que o presente documento é um trabalho original da minha autoria e que cumpre todos os requisitos do Código de Conduta e Boas Práticas da Universidade de Lisboa

## **Agradecimentos**

Ao Professor Doutor Pedro Bernardo, do Instituto Superior Técnico, pelos conhecimentos transmitidos, pelos incentivos, empenho e apoio.

À Administração da SECIL (CMP), pela autorização para a realização dos ensaios e à Eng.<sup>a</sup> Ana Alberto, pela receção e acompanhamento, pelo acesso à pedreira e apoio nos trabalhos de campo.

À Secil Britas pelo apoio prestado e à equipa de carregamento, liderada pelo Sr. Joaquim, pela forma como acederam a seguir as instruções de trabalho.

À Orica Mining Services Portugal, SA, na pessoa do Eng.<sup>o</sup> Nuno Ribeiro, por toda a informação partilhada e acompanhamento do processo de carregamento.

À minha família e especialmente à minha mãe, à minha esposa Natércia e aos meus filhos Lucas e Gabriel, pelo apoio, pela compreensão e pelo carinho.

## Resumo

A indústria mineira é continuamente solicitada para dar respostas às diversas necessidades de matérias-primas da humanidade. Para aceder aos bens minerais que as sociedades exigem são necessários trabalhos de escavação sendo o uso de explosivos prática corrente, nomeadamente pelos menores custos e tempos de ciclos de produção mais curtos e, na proximidade entre locais de exploração e zonas residenciais, pode provocar impactes ambientais negativos, assim como desconforto nas populações.

O respeito pela legislação que permite a convivência, na mesma área, de pessoas e indústria, obriga as empresas mineiras e de terraplanagem ao uso das melhores práticas e ao recurso às técnicas mais evoluídas, de modo a que se cumpram os limites legais que garantem a qualidade de vida nas imediações das áreas de escavação. Neste contexto estabelece-se a comparação entre os sistemas de iniciação não-elétricos e eletrónicos, analisando a viabilidade no uso de cada um destes sistemas, em diferentes situações de aplicação, numa pedreira de calcário, usado na produção de cimento, situada nas imediações de um centro populacional, tendo como objetivo controlar as vibrações produzidas pelas detonações.

O critério de avaliação de desempenho dos sistemas de iniciação resulta da caracterização dinâmica do maciço rochoso, sob a ação de detonações de explosivos. No presente trabalho recorre-se a correlações estatísticas (regressão linear múltipla), considerando a ponderação das cargas explosivas utilizadas, das distâncias e da temporização de retardo entre furos contíguos, para efetuar a referida caracterização dinâmica, sendo a informação utilizada nesta análise resultante de dados de campo, sobre aplicação de explosivos, obtidos em três campanhas de monitorização: uma relativa ao sistema de iniciação não-elétrico e duas relativas ao sistema de iniciação eletrónico, equilibradas sob o ponto de vista da quantidade de dados que as caracterizam.

O principal objetivo é o de se criar um modelo de previsão das amplitudes de vibração resultantes das detonações, que apresente maior fiabilidade face aos modelos correntemente utilizados na atividade geotécnica.

**Palavras-chave:** Desmorte com explosivos, Detonadores não-elétricos, Detonadores eletrónicos, Impactes ambientais, Vibrações.

## Abstract

Mining industry is continuously demanded to provide answers to mankind's diverse raw materials needs. In order to have access to the mineral goods that societies require, excavation works using explosives are a common practice, namely due to lower costs and shorter production cycles and, in the proximity between exploration zones and residential areas, it can cause negative environmental impacts, as well discomfort over populations.

The respect for the legislation that allows coexistence between people and industry in the same area, obliges mining and earthmoving companies to use the best practices and to use the most advanced techniques, so that the legal limits that guarantee the quality of life in the surroundings of the excavation areas are complied with. In this context, a comparison is established between non-electrical and electronic initiation systems, analyzing the feasibility of using each of these systems, in different application situations, in a limestone quarry, used in the production of cement, located in the vicinity of a population center, aiming to control the vibrations produced by the detonations.

The performance evaluation criterion of the initiation systems results from the dynamic characterization of the rock mass, under the action of explosive detonations. In the present work, statistical correlations (multiple linear regression) are used, considering the weighting of the explosive charges used, the distances and the delay timing between contiguous holes, to carry out the referred dynamic characterization, resulting the information used in this analysis from data field, on the application of explosives, obtained in three monitoring campaigns: one related to the non-electric initiation system and two related to the electronic initiation system, balanced from the point of view of the amount of data that characterize them.

The main objective is to create a model for predicting the amplitudes of vibration resulting from detonations, which presents greater reliability compared to the models currently used in geotechnical activity.

**Key-words:** Rock breakage with explosives, Non-Electric detonators, Electronic detonators, Environmental impacts; Vibrations.

# Índice

1.	Introdução.....	1
1.1	Enquadramento do tema da dissertação .....	1
1.2	Objetivos do tema da dissertação .....	3
2.	Aplicação de substâncias explosivas na escavação de maciços rochosos.....	4
2.1	Escavabilidade.....	5
2.2	Conceitos acerca da detonação de explosivos em maciços rochosos .....	8
2.3	Seleção de explosivos na escavação de maciços rochosos .....	14
2.4	Carga específica.....	19
2.5	Diagramas de fogo .....	21
2.5.1	Diâmetro de furação e furação inclinada.....	24
2.5.2	Custos de perfuração e de desmonte .....	27
2.5.3	Equipamentos de perfuração .....	29
2.5.4	Malhas de perfuração .....	30
2.5.5	Sequências de detonação .....	31
2.5.6	Iniciação múltipla e “ <i>air decks</i> ” .....	35
2.5.7	Sistemas de iniciação .....	37
2.5.8	Análises de fragmentação .....	41
2.6	Efeitos de detonações em maciços rochosos .....	44
2.6.1	Vibrações.....	48
2.6.2	Onda aérea e poeiras.....	51
2.7	A Norma Portuguesa 2074 .....	52
3	Descrição das campanhas de monitorização.....	54
3.1	Enquadramento Geográfico e Geológico .....	54
3.2	Equipamento para monitorização de vibrações .....	56
3.3	Detonações com sistema não-elétrico em 2006 .....	56
3.4	Detonações com sistema eletrónico em 2012 e 2013 (EBS1).....	58
3.5	Detonações com sistema eletrónico em 2014 (EBS2).....	59
4.	Tratamento dos dados.....	60
4.1	Resultados globais .....	60
4.2	Resultados registados sem “ <i>outliers</i> ” .....	63
5.	Processamento dos dados .....	65
5.1	Determinação das leis de propagação das vibrações .....	65
5.2	Estimativa dos valores máximos de carga de explosivo em função da NP 2074.....	67
5.3	Determinação das leis de propagação com maior correlação .....	71
5.4	Resultados produzidos com os ponderadores .....	74
5.5	Tentativa de criação de um modelo preditivo de vibrações .....	79
6.	Conclusões .....	80
	Referências Bibliográficas.....	81

Anexo 1: Campanha com detonadores não-elétricos, NED .....	85
Anexo 2: 1ª Campanha com detonadores eletrônicos, EBS1.....	89
Anexo 3: 2ª Campanha com detonadores eletrônicos, EBS2.....	93
Anexo 4: Ficha de desmonte do dia 05/06/2014 da 2ª Campanha com sistema de iniciação eletrônica, EBS2.....	95

# Índice de Figuras

Figura 1: Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin. ....	5
Figura 2: Tipos de ondas de tensão .....	8
Figura 3: Sequência temporal de eventos numa detonação próxima de uma superfície livre ....	9
Figura 4: Perímetro de influência na detonação de um furo isolado .....	11
Figura 5: Onda incidente ( $A_i$ ), refletida ( $A_r$ ) e refratada ( $A_t$ ) .....	11
Figura 6: Impulsos de tensão na detonação de um maciço rochoso .....	13
Figura 7: Variação do custo unitário em função da granulometria .....	16
Figura 8: Influência da estrutura da rocha nos resultados dos desmontes .....	20
Figura 9: Principais parâmetros geométricos de um diagrama de fogo .....	22
Figura 10: Perímetro de influência do furo, numa malha de perfuração regular .....	23
Figura 11: Influência da inclinação do furo/bancada no desempenho do desmonte .....	25
Figura 12: <i>Stemming Plug</i> .....	26
Figura 13: <i>Gas Bag</i> .....	26
Figura 14: Métodos de perfuração .....	29
Figura 15: Diâmetros de perfuração na indústria mineira .....	29
Figura 16: Malhas de perfuração .....	30
Figura 17: Comparação de malhas de perfuração quadradas e triangulares .....	30
Figura 18: Sequências de disparo entre linhas em malhas quadradas e triangulares .....	32
Figura 19: Afastamentos e espaçamentos efetivos .....	32
Figura 20: Carregamento de furo convencional e com “ <i>decks</i> ” .....	35
Figura 21: Furo com “ <i>air deck</i> ” e furo convencional carregados com emulsão gaseificada.....	36
Figura 22: Distribuição das fragmentações típicas num desmonte .....	43
Figura 23: Secção de um desmonte em bancada com propagação de ondas de tensão .....	44
Figura 24: Principais mecanismos de ejeção.....	46
Figura 25: SDOB .....	47
Figura 26: Efeitos das vibrações nas estruturas segundo a distância, a geologia e o tipo de estrutura .....	50
Figura 27: Localização Geográfica do Centro de Produção de Maceira .....	54
Figura 28: Pormenor da Figura 27 (Centro de Produção de Maceira) .....	55
Figura 29: Sistema <i>Minimate Plus</i> da Instantel .....	56
Figura 30: Localização dos locais de desmonte e de registo na campanha de NED de 2006 ..	57
Figura 31: Localização dos locais de desmonte e dos pontos de registo na campanha EBS1 .	58
Figura 32: Localização de locais de desmonte, Z3 e pontos de registo na campanha EBS2....	59
Figura 33: Esquema de carregamento de furo simples e furo com “ <i>deck</i> ” na CMP .....	61
Figura 34: Vibrações produzidas em função da carga por retardo nas 3 campanhas .....	61
Figura 35: Vibrações produzidas em função da distância nas 3 campanhas .....	62



Figura 36: Vibrações produzidas em função da carga por retardo nas 3 campanhas realizadas, sem “outliers” .....	63
Figura 37: Vibrações produzidas em função da distância nas 3 campanhas em estudo, sem “outliers” .....	64
Figura 38: Isovalores de velocidade para $v=3$ mm/s (Estruturas correntes) .....	67
Figura 39: Isovalores de velocidade para $v=1,5$ mm/s .....	69
Figura 40: Perímetros de influência para cargas de 84 kg por retardo no sistema NED, em função da NP 2074, 2015.....	70
Figura 41: Isovalores de velocidade na campanha EBS2 .....	70
Figura 42: Isovalores de velocidade para $v=3$ mm/s em estruturas correntes, sem usar ponderadores, com ponderadores de carga (W) e com ponderadores de carga e temporização de 25 ms (W e T).....	74
Figura 43: Isovalores de velocidade para $v=1,5$ mm/s nas campanhas EBS, em estruturas sensíveis, sem usar ponderadores e com ponderadores de carga e de temporizações de 15 ms, 25 ms e 40 ms entre retardos .....	75
Figura 44: Resultado do desmonte do dia 05/06/2014 .....	76
Figura 45: Isovalores de velocidade para $v=3$ mm/s na campanha EBS2, sem ponderadores, com ponderador de carga (W), com ponderadores de carga e de temporizações de 15 ms, 25 ms e 40 ms .....	77
Figura 46: Isovalores de velocidade para $v=3$ mm/s, nas campanhas NED e EBS1, em estruturas correntes, sem ponderadores, com ponderadores de carga (W) e com ponderadores de carga e temporizações de 15, 25 e 40 ms na campanha EBS1.....	78

# Índice de Tabelas

Tabela 1: Principais critérios de escavabilidade e respetivos parâmetros .....	6
Tabela 2: Ondas Sísmicas .....	8
Tabela 3: Substâncias explosivas de uso industrial .....	15
Tabela 4: Principais variáveis que influenciam a seleção de um explosivo .....	17
Tabela 5: Cargas específicas típicas praticadas na detonação de maciços rochosos .....	20
Tabela 6: Influência da estrutura da rocha nos resultados dos desmontes .....	21
Tabela 7: Dimensionamento geométrico de diagramas de fogo .....	22
Tabela 8: Vantagens dos pequenos e grandes diâmetros de furação .....	24
Tabela 9: Razões entre espaçamento (S) e afastamento (A) para diferentes características do maciço rochoso .....	31
Tabela 10: Problemas associados à alteração dos valores nominais de espaçamento ( $S_0$ ) e afastamento ( $A_0$ ).....	33
Tabela 11: Tempos de resposta típicos em função do tipo de rocha e das condições das pilhas do material detonado .....	34
Tabela 12: Parâmetros do fator da rocha (A).....	41
Tabela 13: Efeitos das ondas aéreas .....	52
Tabela 14: Valores limites para a velocidade da vibração de pico, $v_L$ (mm/s) na NP2074 de 2015.....	53
Tabela 15: Resumo das campanhas apenas com disparos em bancada .....	60
Tabela 16: Resumo das campanhas apenas com disparos em bancada sem elementos “outliers” .....	63
Tabela 17: Número de elementos por campanha e percentagem de “outliers” .....	63
Tabela 18: Parâmetros do maciço nas diferentes campanhas e fatores de correlação obtidos	66
Tabela 19: Cargas máximas por retardo e distâncias em estruturas correntes com PVS = 3 mm/s .....	68
Tabela 20: Resumo de fatores de correlação obtidos com a Equação 26 .....	71
Tabela 21: Parâmetros dos explosivos utilizados nos ensaios .....	72
Tabela 22: Parâmetros do maciço com as diferentes campanhas e coeficientes de correlação obtidos com e sem uso de ponderadores .....	73
Tabela 23: Cálculo de PVS teórico com base em modelo preditivo .....	79
Tabela 24: Caracterização geográfica dos desmontes NED .....	85
Tabela 25: Caracterização dos desmontes NED para desmontes efetuados em bancada .....	86
Tabela 26: Caracterização geográfica dos desmontes EBS1 .....	89
Tabela 27: Caracterização dos desmontes EBS1 .....	90
Tabela 28: Caracterização geográfica dos desmontes EBS2 .....	93
Tabela 29: Caracterização dos desmontes EBS2 .....	94

# Índice de Equações

Equação 1: Q-system ou classificação de Barton.....	7
Equação 2: Energia total libertada na detonação de um explosivo.....	10
Equação 3: Relação de impedâncias.....	11
Equação 4: Amplitude de onda refratada.....	12
Equação 5: Amplitude de onda refletida .....	12
Equação 6: Decomposição da amplitude da onda incidente .....	12
Equação 7: Pressão de detonação .....	18
Equação 8: Volume de rocha por furo numa malha de perfuração regular .....	23
Equação 9: Furação específica.....	27
Equação 10: Carga específica .....	27
Equação 11: Custo total da operação de perfuração.....	28
Equação 12: Custo total de explosivo.....	28
Equação 13: Tempo de retardo entre furos .....	34
Equação 14: Tempo de retardo entre fiadas.....	34
Equação 15: Equação de Kuznetsov .....	41
Equação 16: Parâmetro A da Equação de Kuznetsov.....	41
Equação 17: Equação de Rosin-Rammler.....	42
Equação 18: Tamanho característico do material detonado .....	42
Equação 19: Coeficiente de uniformidade ou expoente de Rosin-Rammler .....	42
Equação 20: Alcance horizontal máximo de um projétil .....	45
Equação 21: Alcance máximo de fragmentos projetados.....	46
Equação 22: Alcance máximo de fragmentos projetados em função da carga específica e do diâmetro do furo .....	46
Equação 23: SDOB .....	47
Equação 24: Movimento sinusoidal de onda .....	49
Equação 25: Distância escalada .....	49
Equação 26: Lei de atenuação de vibrações .....	51
Equação 27: Regressão linear .....	65
Equação 28: Lei de propagação de vibrações nos terrenos, em ordem à carga explosiva .....	67
Equação 29: Lei de propagação de vibrações nos terrenos com ponderador de carga .....	71
Equação 30: Lei de propagação de vibrações nos terrenos com ponderador de carga explosiva e de temporização.....	71
Equação 31: Ponderação das cargas explosivas pelas pressões de detonação .....	73
Equação 32: Ponderador da pressão de detonação de cargas explosivas .....	73

## Lista de abreviaturas

$\rho_e$	Massa volúmica da substância explosiva (t/m <sup>3</sup> )
$\emptyset_f$	Diâmetro do furo
$\Theta$	Ângulo do furo com a horizontal
A	Afastamento (m)
A <sub>e</sub>	Afastamento efetivo (m)
ANFO	Ammonium Nitrate Fuel Oil
CMP	Cimentos Maceira e Pataias
CC	Carga de Coluna (kg)
CE	Custo unitário do explosivo (€/kg)
CF	Carga de Fundo (kg)
COP	Custo unitário da operação de perfuração (€/m)
CTE	Custo total de explosivo (€/m <sup>3</sup> )
CTP	Custo total da operação de perfuração (€/m <sup>3</sup> )
D	Distância entre os pontos de solicitação e de monitorização (m)
DTH	Furação com martelo de fundo de furo
EBS	Detonadores eletrónicos “ <i>electronic blasting system</i> ”
EBS1	1ª Campanha com detonadores eletrónicos
EBS2	2ª Campanha com detonadores eletrónicos
EUA	Estados Unidos da América
f	Perfuração específica (m/m <sup>3</sup> )
G	Sobrefuração (m)
H	Altura da bancada (m)
J <sub>a</sub>	Grau de alteração das descontinuidades ou preenchimento ao longo da falha mais fraca
J <sub>n</sub>	Número de conjuntos de descontinuidades,
J <sub>r</sub>	Rugosidade da descontinuidade ou falha mais desfavorável
J <sub>w</sub>	Presença e fluxo de água nas descontinuidades
NED	Detonadores não-eléctricos “ <i>non electric detonators</i> ”
ONU	Organização das Nações Unidas
P <sub>d</sub>	Pressão de detonação (Pa)
P <sub>ref</sub>	Pressão de detonação do produto explosivo de referência (Pa)
P <sub>d<sub>CF</sub></sub>	Pressão de detonação da carga de fundo (Pa)
P <sub>d<sub>CC</sub></sub>	Pressão de detonação da carga de coluna (Pa)
PPV	Velocidade vibratória de pico “ <i>peak particle velocity</i> ” (mm/s)
PVS	Soma vectorial máxima “ <i>peak vector sum</i> ” (mm/s)
q	Carga específica (kg/m <sup>3</sup> )

Q	Qualidade geral do maciço
Q	Carga por retardo (kg)
QC	Carga de coluna (kg)
QF	Carga de fundo (kg)
QT	Carga total (kg)
RCU	Resistência à compressão uniaxial
RQD	Rock Quality Designation
SRF	Stress Reduction Factor
S	Espaçamento (m)
SDOB	Scaled Depth Of Burial
S <sub>e</sub>	Espaçamento efetivo (m)
T	Tamponamento (m)
T	Ponderador de temporização de retardos entre furos contíguos (ms)
TNT	Trinitrotolueno
v	A máxima velocidade vibratória resultante, também referida como PVS (mm/s)
v <sub>L</sub>	Velocidade da vibração de pico (mm/s)
VOD	Velocidade de detonação do explosivo (m/s)
Vol <sub>furo</sub>	Volume de rocha destacado pela ação dos explosivos inseridos no furo
W	Ponderador de carga de fundo e de coluna no furo (kg)

# 1. Introdução

A população mundial tem crescido muito rapidamente desde o final do século XVIII e de acordo com a organização das Nações Unidas (ONU) estima-se que em 2050 possa atingir cerca de 10.000 milhões de pessoas.

Globalmente, a esperança média de vida continua a aumentar, a taxa de mortalidade infantil diminuiu e embora taxa de fertilidade humana manifeste tendência decrescente nas últimas décadas, nos próximos 30 anos, a população humana deverá aumentar em mais 2.000 milhões de pessoas.

A pressão demográfica crescente coloca enormes desafios ao planeta, nomeadamente em algumas regiões de elevada densidade populacional. Esta pressão conduz ao desenvolvimento técnico humano que, por sua vez, procura dar resposta às necessidades de conforto material das populações que inexoravelmente requerem mais recursos naturais para suportar os estilos de vida contemporâneos.

O conceito de desenvolvimento sustentável tem evoluído ao longo do tempo, integrando conjuntamente as componentes económicas, ambientais e sociais, mas carece ainda de universalidade na aplicação, na medida em que não é interpretado da mesma forma por todas as sociedades que habitam o planeta.

Os crescimentos económicos e populacionais dos diversos países mundiais, no último século, têm sido díspares. Atualmente, enquanto nos países desenvolvidos se procura uma redução no consumo material, nos países menos desenvolvidos há ainda a necessidade de se criarem mais e melhores condições de vida para as populações existentes, incrementando-se assim a pressão demográfica nessas regiões.

Num horizonte temporal futuro de algumas décadas, sem recurso a relevantes fontes de matérias-primas exteriores aos ambientes continentais e ao planeta, somente faz sentido o desenvolvimento técnico sustentável, capaz de suportar as necessidades atuais, sem comprometer as das gerações futuras e não esgotando os recursos disponíveis.

O desenvolvimento implica a evolução do homem, melhorando as suas aptidões através da interação com o meio ambiente e conduz a uma crescente consciência ambiental, sendo esta presença compulsória nos diversos projetos de engenharia, procurando um equilíbrio entre necessidades objetivas, a preservação do meio ambiente e o conforto e segurança das populações.

Face aos conceitos expostos, a exploração de recursos, deverá ser sempre tecnicamente o mais económica possível, preservando o meio ambiente e causando o menor desconforto possível às populações.

## 1.1 Enquadramento do tema da dissertação

A escavação de maciços rochosos com recurso a substâncias explosivas, sob os pontos de vista técnico e económico, é indiscutivelmente o método que apresenta maiores vantagens ao nível de celeridade e com menores custos relativos, face a outros métodos de escavação mecânica, sendo as mais-valias no seu uso tanto maiores quanto maior for a competência mecânica e a volumetria do

material a ser escavado (compreendendo a desagregação e a remoção/transporte) e britado. O uso deste tipo de substâncias remonta ao século XVII, tendo-se iniciado com o uso de pólvoras em minas (Meyers & Stanley, 1990) e devido aos resultados obtidos na fragmentação de maciços rochosos, evoluiu paulatinamente até se tornar o método utilizado por excelência em desmontes de rocha em explorações mineiras e em obras geotécnicas. Em 2002 os cientistas Kutuzov e Andrievsky acreditavam que num futuro próximo a detonação de rochas se tornaria no único método abrangente e eficiente de fragmentação de rochas.

Condicionalismos no uso de substâncias explosivas derivam de eventuais impactes ambientais resultantes sobre as populações e nas estruturas situadas nas imediações dos locais onde são implementados os projetos, nomeadamente pela produção e propagação de vibrações às estruturas existentes (podendo causar danos), pela projeção de blocos, pela propagação de ondas aéreas e ainda pela produção de volumes significativos de poeiras que podem gerar desconforto em pessoas.

A evolução da indústria de produção de explosivos para utilização civil teve por base critérios de produtividade, com os inerentes reflexos económicos, sendo inicialmente (século XIX) relegadas para segundo plano as considerações ambientais.

As necessidades crescentes de matérias-primas capazes de prover as demandas da sociedade levou à abertura de novas explorações mineiras assim como à ampliação de outras já existentes e à implantação e ao desenvolvimento de novos projetos junto a populações e motivaram o crescimento relativo a aspetos de proteção ambiental, incluindo os referentes ao uso de substâncias explosivas.

A mitigação dos efeitos ambientais indesejáveis, inevitavelmente quase sempre mal recebidos pela opinião pública que por vezes condiciona o normal andamento dos trabalhos de lavra, conduziu ao surgimento de políticas específicas de proteção ambiental capazes de regular a indústria, estabelecendo limites legais e contemplando a proteção às populações assim como a preservação de estruturas existentes nas imediações dos locais onde se fazem detonações. Embora haja um tronco comum nas diversas normas internacionais desenvolvidas, tendo por base a amplitude de vibração e a frequência, os limites permitidos apresentam algumas diferenças relevantes entre si.

Na sequência do estabelecimento dos referidos limites verificou-se a necessidade de se criarem modelos preditivos das amplitudes vibratórias geradas pelas detonações que relacionassem este parâmetro com a carga instantânea de explosivo e com a distância aos pontos onde se encontram os recetores sensíveis. Esta modelação tem permitido prever as amplitudes vibracionais geradas e ajustar os diagramas de fogo, enquadrando legalmente a exploração mineira, em função da norma aplicável, mitigando os impactes ambientais, com critérios objetivos de controlo de operação e corrigindo eventuais erros de dimensionamento relativos a cargas ou temporizações inadequadas.

O aspeto inicialmente experimentalista e sem fundamentos teóricos das primeiras detonações, com consideráveis falhas de segurança e impactes ambientais relevantes, evoluiu até aos dias de hoje em que se tornou numa técnica com princípios científicos e fundamentos teóricos bem compreendidos.

A detonação em maciços rochosos é do domínio da Dinâmica das Rochas, que por seu turno é um ramo da Mecânica das Rochas, compreendendo o estudo das respostas que os materiais rochosos oferecem sob solicitações de esforços dinâmicos. O campo de aplicação desta ciência engloba diversos trabalhos de engenharia Geotécnica (Civil e Minas) e de Petróleos que incluem ainda a perfuração

percussiva, as obras de construção, a estabilidade de taludes e fundações submetidos a esforços dinâmicos, a cravação de estacas, as fundações de máquinas e de turbinas e os golpes de terreno (*rockbursts*) particularmente a grandes profundidades (Bernardo, 2004).

## 1.2 Objetivo do tema da dissertação

No Centro de Produção de Martingança-Maceira da CMP do Grupo Secil, verifica-se a necessidade recorrente de uso de produtos explosivos, tendo como objetivo a obtenção de calcário fragmentado para a produção de cimento.

A proximidade das populações adjacentes à pedreira tem motivado reclamações acerca do uso de explosivos, conferindo um carácter de elevada relevância às vibrações resultantes dos desmontes, no que diz respeito à análise do valor máximo de intensidade verificada em algumas estruturas habitacionais, havendo em todos os desmontes efetuados registo com sismógrafo de engenharia das vibrações produzidas.

Esta temática já foi abordada no âmbito da CMP, nomeadamente em campanha de uso de sistema de detonadores não-elétricos entre 31 de Julho e 24 de Outubro de 2006, do qual resultou o “Estudo sobre vibrações no Centro de Produção de Maceira” (Bernardo, 2006) e entre 22 de Novembro de 2012 e 13 de Maio de 2013 com uma primeira campanha de uso de detonadores eletrónicos, tendo esta originado o relatório intitulado “Aplicação de detonadores eletrónicos como medida de minimização das vibrações decorrentes dos desmontes com explosivos na pedreira Martingança-Maceira” (Alberto, 2013). Uma segunda campanha intitulada “Aplicação de detonadores eletrónicos na Pedreira de Maceira da CMP” foi realizada entre 14 de Março e 26 de Junho de 2014 (Urbano, 2014)

Nos trabalhos referidos anteriormente procedeu-se, em primeiro lugar, ao enquadramento legal das vibrações produzidas pelos desmontes do maciço rochoso com explosivos e, em seguida, à comparação de resultados no âmbito das vibrações produzidas por diferentes métodos de iniciação e à caracterização estatística dos picos de vibrações produzidos por um sistema de iniciação mais recente (eletrónico), não disponível, em Portugal, em 2006.

No presente trabalho efetua-se a análise da campanha mais recente com uso de detonadores eletrónicos e uma abordagem mais pormenorizada dos dados recolhidos na campanha anterior com o mesmo sistema, determinam-se as leis de propagação para as vibrações produzidas pelo uso dos diferentes sistemas de iniciação e estabelece-se a comparação entre estes em diferentes condições de aplicação de cargas explosivas, avaliando os níveis de vibrações produzidos por ambos sistemas e estabelecendo procedimentos e técnicas que permitam reduzir os impactes das vibrações resultantes das detonações sobre as populações e estruturas vizinhas, mantendo o nível de produção em conformidade com as necessidades da unidade de produção de cimento.



## **2. Aplicação de substâncias explosivas na escavação de maciços rochosos**

Os recursos minerais do planeta são finitos e no interesse das populações que deles dependem, direta e indiretamente, garantem-lhes o respetivo bem-estar económico.

Os quatro princípios fundamentais atualmente estabelecidos para a Engenharia de Minas, relativamente à indústria extrativa, são a segurança, a economia, o bom aproveitamento dos recursos e a proteção ambiental (Bernardo, 2004).

A ponderação destes quatro princípios, numa exploração mineira, oferece alguma oposição mútua entre eles e determina a necessidade de se estabelecer um ponto de equilíbrio. Geralmente, quanto maior importância for conferida à economia, na perspetiva da viabilização da exploração do recurso mineral num determinado intervalo de tempo, menor é a segurança da exploração mineira e (eventualmente) o bom aproveitamento do recurso. O investimento na proteção aos trabalhadores, preservando-lhes a respetiva saúde e melhorando-lhes as condições de trabalho, traz benefícios diretos, ao nível da produtividade, gerando melhor economia global.

A proteção ambiental relativamente às consequências diretas e indiretas das explorações mineiras deve também ser enquadrada como uma preocupação com o legado que é deixado às gerações futuras, devendo eventuais encargos, por exemplo com recuperações paisagísticas e com a proteção de recursos hídricos, ser encarados não só como uma imposição legal mas também como um dever cívico.

À semelhança das outras atividades económicas a Engenharia de Minas é condicionada pelo enquadramento económico. Os custos totais da operação devem ser os estritamente necessários para se fornecerem produtos vendáveis, respeitando a legislação em vigor e otimizando a relação entre os custos e os benefícios.

Os investimentos iniciais são avultados e a definição do tipo de equipamento a utilizar é feita, fundamentalmente, tendo em conta critérios de capacidade produtiva a instalar e em função do plano de lavra a adotar. Consequentemente, ao nível da elaboração de projeto, uma das decisões críticas a tomar consiste na definição do método de escavação a adotar.

Na presença de solos os meios mecânicos são preponderantes e opostamente, em maciços rochosos, que englobam não só os blocos de rocha mas também as discontinuidades e os fluidos (líquidos ou gasosos) que estão no seu interior, seja em trabalhos subterrâneos ou a céu aberto, a perfuração e desmonte com explosivos é o método economicamente mais eficiente e tecnicamente o mais aconselhável, sendo por vezes até inevitável o seu uso, visto que apresenta a melhor relação de custos/produção, em intervalos de tempo mais curtos.

Historicamente, esta vantagem comparativa, neste tipo de maciços, permitiu tornar prática corrente o uso desta técnica em detrimento da aplicação de meios mecânicos. A consciencialização dos problemas e impactes ambientais associados à aplicação e detonação de substâncias explosivas motivou ainda a evolução dos meios materiais e técnicos, que permitiram a obtenção de cargas explosivas que proporcionam desmontes com custos totais inferiores e com menores impactes sobre o ambiente e, ainda, operações mais seguras.

## 2.1 Escavabilidade

O critério de escavabilidade de um maciço rochoso é caracterizado pela sua capacidade de resistência à ação proporcionada pelas técnicas de escavação e permite selecionar o método de escavação mais adequado a cada situação, sob o ponto de vista técnico e económico. Esta aptidão do maciço para ser desagregado, é um fator determinante nas fases de projeto e de execução (Bastos, 1998).

A conceção do método de escavação deve basear-se na natureza geológico-geotécnica dos terrenos atravessados, visto que as suas diversas propriedades influenciam os métodos a aplicar. As propriedades geotécnicas dos maciços que mais interferem com a escavação são a densidade, a velocidade de propagação ondulatória característica, as resistências à compressão e à tração dinâmica, o índice de absorção de energia, a variabilidade das suas propriedades geotécnicas e a estrutura geológica (Bernardo, 2004).

Franklin (1971) fez uma das primeiras abordagens determinantes para a avaliação da escavabilidade do terreno. O seu método, ainda com aplicabilidade nos nossos dias, permite a classificação da rocha em função do índice de resistência à compressão pontual, ou uniaxial (RCU), ou do número de Schmidt e do espaçamento médio entre fraturas ou RQD (*Rock Quality Designation*) (Figura 1).

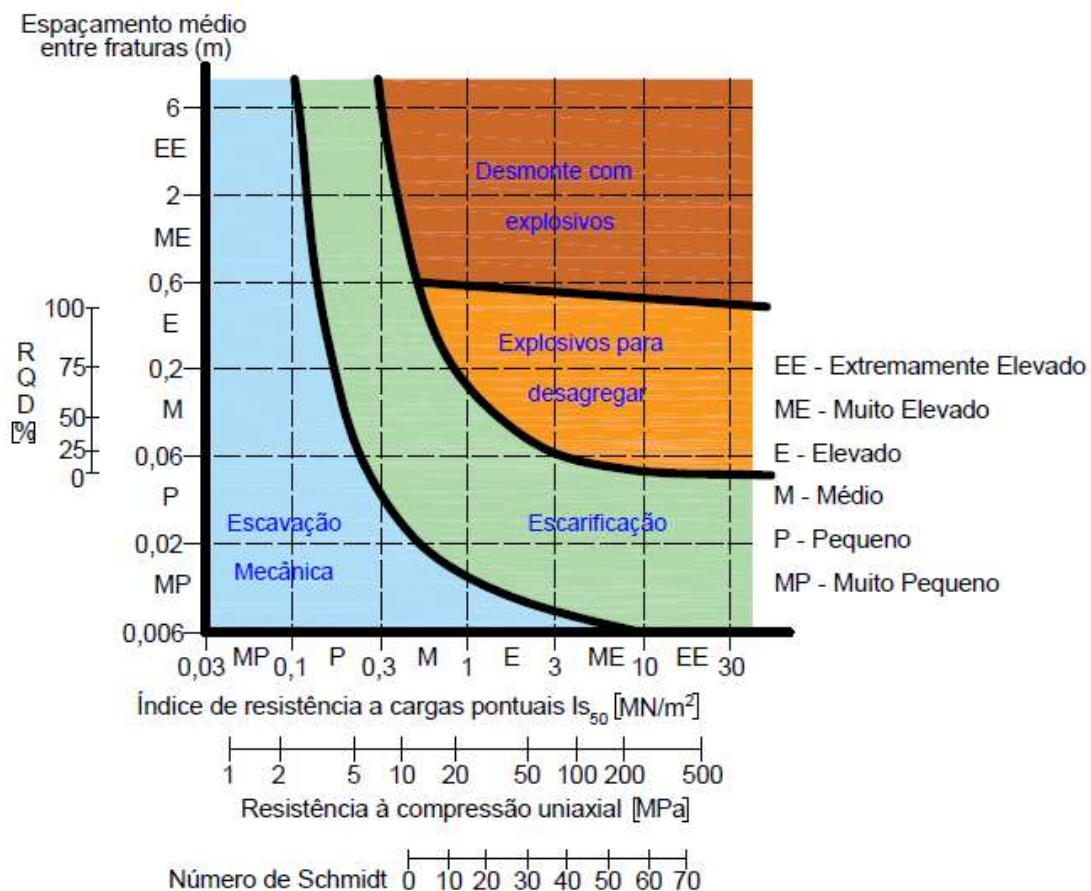


Figura 1 – Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin et al. (adaptado de López Jimeno e Díaz Méndez, 1997, citado por Bernardo, 2004)

Da observação da figura anterior destacam-se quatro zonas distintas, nas quais, segundo Franklin, são recomendáveis diferentes métodos de escavação diferentes:

- Escavação mecânica;
- Escarificação (com tratores de rastos, vulgo bulldozers);
- Explosivos para desagregar, quando a fracturação pré-existente é suficiente (com baixos consumos relativos de explosivo);
- Desmonte com explosivos, envolvendo a fragmentação de blocos e posterior deslocamento.

Posteriormente, recorrendo-se à experiência continuamente acumulada, foram adicionados diversos critérios de escavabilidade, desenvolvidos por diversos autores (Tabela 1) e contendo diferentes graus de complexidade na sua elaboração.

Tabela 1 – Principais critérios de escavabilidade e respetivos parâmetros (Bastos, 1998)

<b>Autores</b>	<b>Parâmetros mecânicos associados</b>
Franklin, 1971	$Is_{50}$ (índice de resistência à compressão pontual) ou resistência à compressão uniaxial (RCU) ou número de Schmidt e espaçamento médio entre fraturas (F) ou RQD ( <i>Rock Quality Designation</i> )
Weaver, 1975	Velocidade sísmica, dureza, grau de alteração e espaçamento (F), continuidade, preenchimento e orientação das fraturas
Romana, 1981	RCU, RQD, grau de abrasividade (equivalente de sílica)
Kirsten, 1982	RCU, RQD, $J_n$ e $J_r$ do sistema de classificação Q (de Barton), posição relativa dos blocos, alteração de fraturas
Abdullatif e Cruden, 1983	RMR ( <i>Rock Mass Rating</i> )
Scoble e Muftuoglu, 1984	Grau de alteração, RCU, $Is_{50}$ , espaçamento de diaclases, espessura (ou possança) média da estratificação
Hadjigiorgiou e Scoble, 1988	$Is_{50}$ , tamanho dos blocos, disposição estrutural, grau de alteração
Singh, 1989	Resistência à tração, grau de alteração, grau de abrasividade, espaçamento das fraturas

Outra contribuição relevante foi a de Bieniawski em 1989 e teve como propósito simplificar a escolha de sustimento para obras de túneis, de carácter mineiro, e também para o dimensionamento de taludes de pedreiras (Aksoy, 2008), considerando a resistência à compressão uniaxial, o RQD, a eventual presença de água no maciço e ainda as fraturas existentes, atendendo ao seu espaçamento médio, à sua orientação e ao respetivo estado (fechadas ou abertas). A classificação de Bieniawski divide-se em cinco classes correspondendo a classe I a um maciço de muito boa qualidade e a classe V a um maciço de muito má qualidade (Bernardo, 2004).

No domínio das escavações subterrâneas e também para mapeamento em campo foi desenvolvido o Q-system, ou classificação de Barton, no Norwegian Geotechnical Institute em 1974. Originalmente incluía pouco mais de duzentos casos de estudo, principalmente da Escandinávia (Barton et al., 1974), em 1993 o sistema foi adaptado, incluindo mil e cinquenta casos (Grimstad e Barton, 1993) e em 2002

foi realizada uma adaptação com base em mais de novecentos novos exemplos de escavações subterrâneas na Noruega, Suíça e Índia (Grimstad et al. 2002).

É um sistema quantitativo baseado numa avaliação numérica da qualidade do maciço usando os seguintes parâmetros:

- RQD, *Rock Quality Designation*,
- $J_n$ , número de conjuntos de descontinuidades,
- $J_r$ , rugosidade da descontinuidade ou falha mais desfavorável,
- $J_a$ , grau de alteração das descontinuidades ou preenchimento ao longo da falha mais fraca,
- $J_w$ , presença e fluxo de água nas descontinuidades,
- SRF, o estado de tensão do maciço assumido como o fator de redução de tensão (*Stress Reduction Factor*) definido através de:
  - Diminuição no estado de tensão em zonas de cisalhamento e em rochas que contêm argilas
  - Estados de tensão em rocha competente
  - Compressão e descompressão de tensões em rochas plásticas e incompetentes

Os seis parâmetros estão devidamente tabelados, com valores numéricos para cada caso e são agrupados em três quocientes que permitem calcular a qualidade geral do maciço,  $Q$ , através da seguinte relação:

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

Os primeiros dois parâmetros representam a estrutura geral do maciço rochoso e o seu quociente dá-nos uma medição relativa do tamanho dos blocos. O quociente no segundo fator é descrito como um indicador do estado de tensão de cisalhamento no interior do bloco. Finalmente, o quociente no terceiro fator é relativo ao estado de tensão ativa no maciço.

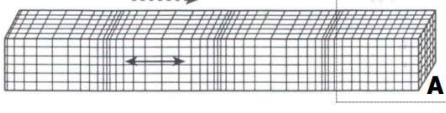
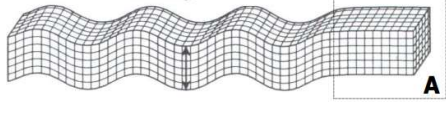
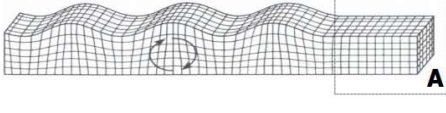
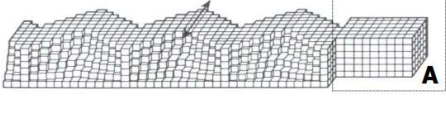
Os valores de  $Q$  que se obtêm ficam compreendidos entre 0,001 e 1.000 e este sistema de avaliação apresenta nove intervalos de classificação (Hudson e Cosgrove, 1997). No caso da lavra subterrânea, seja em galerias ou em túneis, introduzindo a altura ou o diâmetro das cavidades, é possível quantitativamente definir a quantidade de suporte no teto, temporário ou permanente, que é necessário, assim como para os hasteais, e verifica-se a existência de uma relação direta com o valor de  $Q$  obtido. Quanto maior for o seu valor menor é a necessidade de suporte para garantir a segurança dos trabalhos.

Para uma boa caracterização do maciço e para uma escolha criteriosa do método de lavra é necessário fazer a recolha de informação em campo. A racionalização dos meios a utilizar na prospeção dependerá da sensibilidade da obra, do grau de conhecimento do maciço rochoso e dos custos inerentes às possíveis opções (Bernardo, 2004).

## 2.2 Conceitos acerca da detonação de explosivos em maciços rochosos

Os explosivos quando confinados num furo aberto num maciço rochoso detonam e originam tensões dinâmicas que se propagam sob a forma de ondas volumétricas (“P” e “S”) e ondas de superfície (“R” e “L”) a partir da fonte de vibração (Tabela 2 e Figura 2).

Tabela 2 – Ondas Sísmicas (Adaptado de Bernardo, 2004)

Ondas volumétricas	Longitudinais (ondas “P”)	
	Transversais (ondas “S”)	
Ondas de superfície	De Rayleigh (ondas “R”)	
	De Love (ondas “L”)	

Legenda:

- A** - Zona não perturbada
-  Direcção de propagação
-  Movimento das partículas

Nas proximidades das detonações predominam as ondas volumétricas (Kuzmenko et al., 1993) e são caracterizadas por possuírem maiores velocidades de propagação, frequências elevadas (10 a 40 Hz) e rápida atenuação em comparação com as ondas de superfície (2 a 8 Hz). Estas últimas transportam maior quantidade de energia pelo que se fazem sentir a grandes distâncias (Konya & Walter, 1990, citados por Bernardo, 2004).

Persson (1990) referiu que as ondas Rayleigh podem conter entre 70% e 80% da energia total e por esse motivo podem ser responsáveis pelas vibrações que se fazem sentir a várias centenas de metros, constituindo potencial risco de dano para estruturas situadas a grandes distâncias do foco emissor (Figura 2) (Bernardo, 2004).

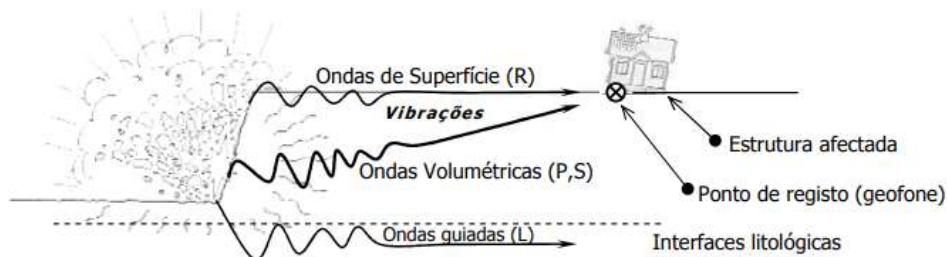


Figura 2: Tipos de ondas de tensão (Adaptado de Bernardo, 2004)

A teoria hidrodinâmica da detonação e sua aplicação aos explosivos (Cook, 1958) forneceu um excelente contributo para o desenvolvimento do conhecimento do processo de detonação. Em conjunto com as leis da termodinâmica, com a equação de estado modificada para os gases e da teoria cinética foi possível obter a caracterização de parâmetros envolvidos no processo detonante, tais como pressões de detonação, velocidades de reação e temperaturas (Bernardo, 2004).

Posteriormente, muitas foram as contribuições e as teorias propostas acerca dos mecanismos de fragmentação das rochas sob ação das referidas substâncias. Konya e Walter (1990) abordaram dois mecanismos distintos no processo de detonação; uma onda de choque compressiva que resulta da energia libertada a partir da detonação do explosivo e posteriormente novas tensões compressivas que resultam da pressão do gás gerado durante o processo detonante.

Deste processo resulta a fracturação e a rotura da rocha estando-lhe associadas duas fases distintas, uma dinâmica e outra quase-estática (Dinis da Gama, 2003), contribuindo ambas para a escavação de maciços rochosos, sempre que se verifiquem tensões superiores à resistência dinâmica da rocha (Kristiansen et al., 1990). Bernardo (2004) complementa este conceito referindo que a transição entre estas fases se encontra mal definida (Figura 3).

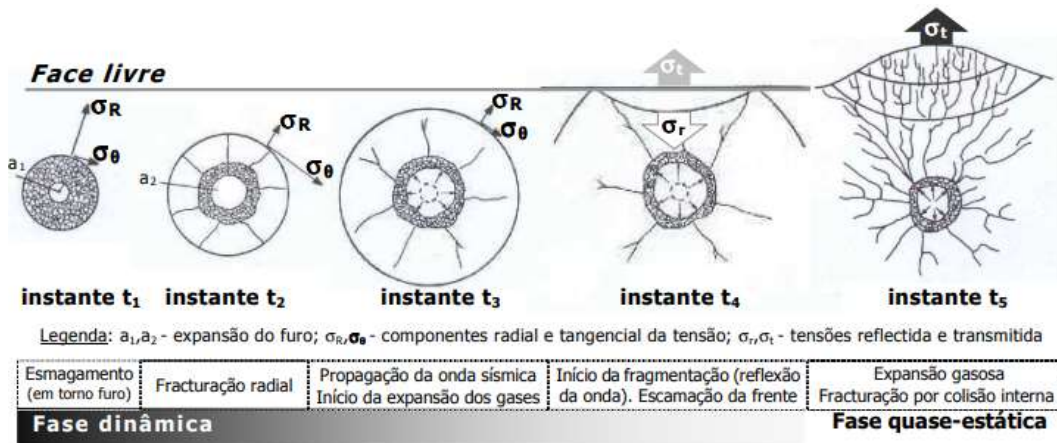


Figura 3: Sequência temporal de eventos numa detonação próxima de uma superfície livre (adaptado de Aimone, 1992 em Bernardo, 2004)

- **Fase dinâmica.** Ocorre primeiro e é gerada pela ação das ondas de choque no maciço rochoso, a partir de uma perturbação dinâmica violenta aplicada num curto intervalo de tempo com propagação radial a partir do furo, durante alguns microssegundos, com velocidade de propagação variável e dependente, essencialmente, do tipo de rocha e do tipo de explosivo (velocidade de detonação e pressão de detonação), sendo atenuada gradualmente com o aumento da distância em relação ao ponto de origem. À medida que a onda de choque se afasta do furo a sua ação na produção de fraturas deixa de se fazer sentir quando a componente radial ( $\sigma_R$ ) tem magnitude inferior ao valor de resistência da rocha.
- **Fase quase-estática.** Decorre durante alguns milissegundos e durante esta fase os gases resultantes das reações químicas expandem-se e produzem trabalho mecânico com propagação e expansão das fraturas radiais e com a projeção de blocos do maciço rochoso,

originando a aplicação de tensões elevadas, num regime quase estacionário, quando comparado com o da fase anterior. Apenas uma parcela da energia de expansão gasosa tem aproveitamento, principalmente pelo decaimento da pressão através da sua libertação para a atmosfera e pelo arrefecimento dos gases produzidos.

A escala gráfica relativa ao tempo, apresentada na Figura 3, não é linear e não é clara a transição entre as fases dinâmica e quase-estática. No instante  $t_3$  há sobreposição das fases, em  $t_5$  predomina a fase quase-estática e entre  $t_2$  e  $t_4$  a fase dinâmica (Bernardo, 2010).

Nas imediações do furo a componente radial ( $\sigma_R$ ) da onda compressiva transporta uma tensão que excede largamente a correspondente resistência dinâmica da rocha, tendo como resultado o esmagamento da rocha (zona hidrodinâmica) e a rocha tem comportamento similar ao de um fluido. À medida que a onda de choque se afasta do furo a componente radial ( $\sigma_R$ ) atenua-se, para valores inferiores ao da resistência da rocha, limitando a zona fraturada e após este enfraquecimento a componente tangencial ( $\sigma_\theta$ ) e a pressurização gasosa ganham expressão suficiente para causar a propagação de fraturas radiais. Para este fenómeno contribui a existência de microfaturas radiais naturais (fendas de Griffith) assim como as causadas pelas operações de perfuração (Bernardo, 2004).

As ações das ondas de choque transmitidas ao maciço rochoso que resultam em fragmentação são atribuídas à fase dinâmica. O deslocamento dos blocos do maciço corresponde à expansão dos gases libertados através da reação química de decomposição da coluna de explosivos, sendo esta fase considerada como a mais relevante sob o ponto de vista do trabalho produzido, aferido pelas respetivas contribuições energéticas de cada uma das fases.

A energia libertada sob a forma de onda de choque corresponde a apenas 5% a 15% da energia total presente no processo (Langefors & Kihlström, 1963) e Dinis da Gama (1998) refere que o restante da energia não utilizada efetivamente na fragmentação se dissipa sob as formas de calor, ruído e vibrações. Bhandari (1997) estimou ainda que para a rocha ser desmontada apenas com recurso às ações dinâmicas seriam necessárias cargas explosivas 8 vezes superiores.

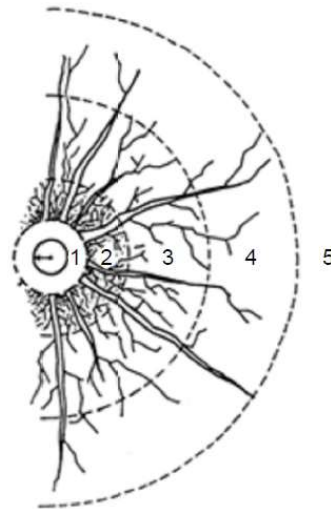
A energia total ( $E_{total}$ ) libertada na detonação de um explosivo é repartida em duas componentes: a energia da onda de choque da fase dinâmica, ( $E_{Detonação}$ ) e a energia dos gases que se expandem ( $E_{gás}$ ) que deriva da fase quase-estática (Equação 2).

$$E_{total} = \frac{5}{6} \cdot E_{Detonação} + \frac{1}{6} \cdot E_{gás} \quad (\text{Equação 2})$$

O perímetro de influência na detonação de um furo é determinado pelo tipo de explosivo, pelo tipo de rocha e pela sua estrutura e permite distinguir duas zonas que são afetadas pela libertação da energia (Figura 4) (Bernardo, 2004):

- A zona de deformação permanente, que engloba a zona desmontada, a zona fraturada e a zona apenas fissurada remanescente do maciço;
- A zona de deformações transientes, onde a integridade do maciço não é afetada porque as partículas que o compõem oscilam e vibram em torno da sua posição de repouso, dentro dos limites elásticos, sem danos permanentes





Legenda:

- 1 : Zona de esmagamento
- 2 : Zona severamente fraturada
- 3 : Zona moderadamente fraturada
- 4 : Zona pouco fraturada
- 5 : Rocha sem danos permanentes

Figura 4 – Perímetro de influência na detonação de um furo isolado (Adaptado de ESSEEM, 2010)

Utilizando o mesmo tipo de explosivo os raios de influência são maiores em rochas brandas do que em rochas duras e no mesmo tipo de rocha os raios de rotura variam em função do tipo de explosivo sendo maiores quando se utilizam explosivos mais potentes.

As ondas geradas pela detonação, cuja amplitude se designa por  $A_i$ , irão atravessar diferentes meios, com impedâncias características e distintas (Figura 5) e a sua transmissão será regida por relações entre as impedâncias acústicas desses meios através da Equação 3.

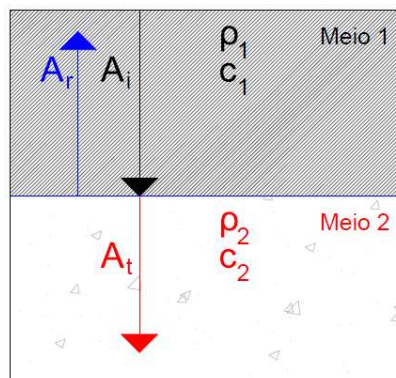


Figura 5 – Onda incidente ( $A_i$ ), refletida ( $A_r$ ) e refratada ( $A_t$ ) (Adaptado de Mavko et al., 2009)

$$n = \frac{\rho_1 c_1}{\rho_2 c_2} \quad (\text{Equação 3})$$

Sendo:

$n$ : quociente de impedâncias

$\rho_i$ : massa volúmica do meio ( $i = 1, 2$ ) [kg/m<sup>3</sup>]

$c_i$ : velocidade de propagação das ondas no meio  $i$  ( $i = 1, 2$ ) [m/s]

As amplitudes das componentes refratada ( $A_t$ ) e refletida ( $A_r$ ) podem ser escritas em relação à amplitude da onda incidente ( $A_i$ ) através de relação de impedâncias ( $n$ ) através das seguintes relações:



$$A_t = \frac{2}{1+n} * A_i \quad (\text{Equação 4})$$

$$A_r = \frac{1-n}{1+n} * A_i \quad (\text{Equação 5})$$

Em termos energéticos, expressos relativamente às respetivas amplitudes de onda, a energia da onda incidente separa-se em duas parcelas, a que se reflete e a que se refrata (Equação 6), sendo esta última a que se transmite para o meio seguinte.

$$A_i = A_r + A_t \quad (\text{Equação 6})$$

No terreno pode existir ampliação do fenómeno vibratório, em função das características dos meios, particularmente quando a onda incidente se propaga de um meio de impedância mais baixa para um meio de impedância mais elevada, sendo esta ampliação tanto maior quanto menor for o quociente de impedâncias (n) obtido na Equação 3.

Caso a relação entre as impedâncias dos meios seja 1 então toda a energia é transmitida. Assim, sob o ponto de vista técnico, de modo a reduzir a influência da interface explosivo-rocha, deve ser seleccionado o explosivo que permita o melhor encontro possível entre as impedâncias características do meio rochoso e do meio explosivo (Bernardo, 2004). Na prática não é possível realizar-se este encontro porque existe grande disparidade entre as respetivas massa volúmicas. Os explosivos de maior impedância possuem valores até  $7.150 \text{ kg.m}^{-2}.\text{s}^{-1}$  no caso das emulsões e  $8.560 \text{ kg.m}^{-2}.\text{s}^{-1}$  no caso dos explosivos do tipo gelatinoso, enquanto no caso dos maciços rochosos mais competentes se obtêm valores que podem atingir os  $13.500 \text{ kg.m}^{-2}.\text{s}^{-1}$  em granitos até aos  $15.351 \text{ kg.m}^{-2}.\text{s}^{-1}$  em basaltos.

No caso da onda compressiva, gerada pela pressão de detonação do explosivo, ao encontrar uma face livre da rocha, sofre reflexões e refrações na interface rocha-ar e o impulso compressivo é refletido sob a forma de impulso de tração que por sua vez pode originar roturas por tração, desde que a sua intensidade seja superior à resistência que a rocha lhe opõe (Figura 6).

Como a resistência à tração de uma rocha é de apenas cerca de 1/10 da sua resistência à compressão (Griffith, 1920 referido por Paneiro, 2014) isso significa que é possível aproveitar este fenómeno na fragmentação de maciços rochosos, através da exploração desta característica física, que apenas depende do mecanismo dinâmico desencadeado pela onda de choque e que não envolve a energia dos gases da detonação, conduzindo ao posicionamento das cargas, na primeira fiada dos desmontes, relativamente próximas das faces livres procurando otimizar e equilibrar o consumo de explosivos com a granulometria dos produtos detonados.

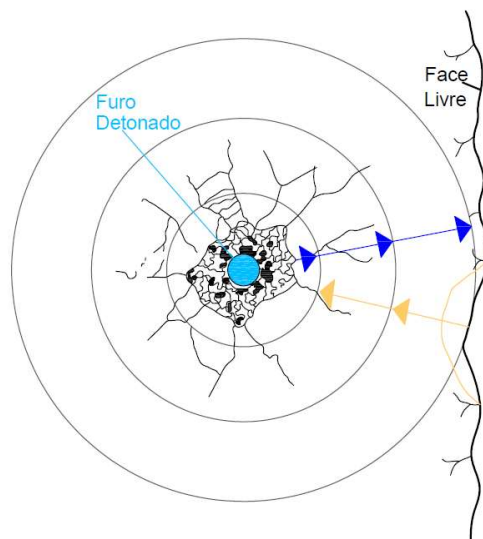


Figura 6 – Impulsos de tensão na detonação de um maciço rochoso (Adaptado de Olofsson, 1990)

Dinis da Gama (2003), no estudo deste fenómeno, refere que as ondas de tração favorecem o aparecimento de fraturas paralelas à face livre, destacando fragmentos de rocha com o formato de escamas que são projetados para o exterior. Um dos princípios da utilização de retardos na detonação em maciços rochosos consiste precisamente na criação de “faces livres” que favoreçam o uso de ondas de tração de modo a otimizar o grau de fragmentação.

Quanto maior for o diâmetro dos furos executados para carregamento dos explosivos maior será a concentração de carga e a quantidade de rocha desmontada por furo (Góis et al., 2012), promovendo-se assim a intensidade de fissuração resultante no maciço numa relação diretamente proporcional. É ainda especialmente relevante a escolha do diâmetro das cargas em função do diâmetro de furação, de modo facilitar o acoplamento e a não permitir deficientes transmissões energéticas, que inviabilizam o correto aproveitamento de energia para a produção de trabalho de fragmentação do maciço (Dinis da Gama, 2007).

De certo modo a detonação de maciços rochosos, quando realizada sob determinadas condições operacionais que respeitam as melhores práticas operacionais, consiste num sistema complexo e dinâmico de nível determinístico, sendo possível enquadrar em determinados limites os vários resultados possíveis. Contudo dentro desta gama de resultados possíveis, devido à existência de falhas, fraturas, diaclases, juntas, etc., verificam-se distribuições irregulares da energia explosiva e não se consegue garantir com exatidão qual o cenário final resultante e o processo torna-se imprevisível.

Não existe uma teoria consensual que seja amplamente aceite e que explique adequadamente todos os mecanismos de fragmentação das rochas por meio de explosivos e que estabeleça uma relação entre eles, sendo relevante a quantidade de autores que consideram que o processo de detonação não é exclusivo apenas de um mecanismo. Contudo, nesta fase, a teoria dos núcleos de concentração de tensões, desenvolvida laboratorialmente nos EUA, tendo em consideração a complexidade das descontinuidades e das heterogeneidades dos maciços rochosos e ainda a interação das tensões dinâmicas, promovendo nesses núcleos o acumular local de tensões que ultrapassam a

resistência mecânica da rocha, potenciando a propagação de fraturas, tem boa aceitação na comunidade científica (Bernardo, 2004).

Os principais mecanismos de rotura das rochas, sob ação de detonações de substâncias explosivas são (Mills, 2000):

- Ondas de tensão compressionais,
- Ondas de tração refletidas,
- Pressão dos gases,
- Rotura flexural e núcleos de concentração de tensão, nos “defeitos do maciço.

## 2.3 Seleção de explosivos na escavação de maciços rochosos

Um explosivo é um composto químico ou mistura de compostos, que, quando iniciado por calor, impacto, fricção ou descarga elétrica, tem capacidade de entrar numa rápida decomposição, libertando uma considerável quantidade de calor e gás podendo provocar altas pressões (Hartman, 1992).

Desde os primitivos foguetes de bamboo chineses até aos potentes e económicos produtos explosivos, que suportam as indústrias mineiras dos nossos dias, a indústria de manufatura de substâncias explosivas percorreu um longo caminho, procurando dar resposta às necessidades da indústria, assim como contribuiu para o incremento da segurança das operações, destacando-se as seguintes datas:

- 142 a. C, primeira referência escrita relativamente à pólvora, durante a dinastia Han ([www.epicfireworks.com](http://www.epicfireworks.com))
- No século XVII, inicia-se o uso de pólvora negra na mineração (Olofsson, 1990)
- 1831, o inventor inglês William Bickford desenvolve o rastilho (ou mecha lenta)
- 1846, o químico Italiano Ascanio Sobrero descobre a nitroglicerina ([www.britannica.com](http://www.britannica.com))
- 1863, o químico alemão Julius Wilbrand inventa o Trinitrotolueno (TNT)
- 1864, o químico sueco Alfred Nobel desenvolve a primeira cápsula detonadora e dois anos descobre a dinamite, um explosivo 20 vezes mais potente que a pólvora negra (Olofsson, 1990), patenteada em 1867 ([www.nobelprize.org](http://www.nobelprize.org))
- No início do século XX dá-se a introdução do sistema de iniciação elétrico e em 1922 é inventado o primeiro detonador elétrico com retardo de 1 segundo (Olofsson, 1990)
- 1936, a empresa Ensign-Bickford Company cria o cordão detonante com revestimento têxtil
- 1956, primeiro uso de ANFO na indústria mineira
- 1969, introdução das emulsões explosivas
- 1973, a empresa Nitro Nobel inventa e comercializa os detonadores não-elétricos
- Década de 90 são introduzidos os detonadores eletrónicos no mercado (Dynamit Nobel)
- 2010, surge o sistema eletrónico de iniciação remota sem fios

A indústria de produção de explosivos tem evoluído continuamente. A introdução da dinamite revolucionou a indústria e desde 1985, com muitas técnicas a tornarem-se obsoletas a evolução foi drástica (Hartman, 1992). O ANFO foi sempre uma opção interessante, derivado ao seu baixo custo relativo. A sua importância na indústria mineira foi tão significativa que ainda hoje, quando se comparam explosivos, se tem como referência este tipo de explosivo. Contudo, não sendo resistente à água, o seu modo de embalagem em furos húmidos (com recurso a manga plástica) encarece o processo e impossibilita o seu uso industrial em operações de larga escala.

Thompson (2005) distingue as seguintes fases na indústria mineira:

- 1ª Geração, dinamites e gelatinas detonantes sensibilizadas por nitroglicerina
- 2ª Geração, "Watergels" ou lamas explosivas com uma base de nitrato de amónio e sensibilizadas com TNT e outros compostos orgânicos.
- 3ª Geração, emulsões explosivas com uma base de nitrato de amónio sensibilizado por microesferas.
- 4ª Geração, emulsões explosivas com uma base de nitrato de amónio sensibilizado por agentes gasosos.

Em função da sua composição química os explosivos podem ser agrupados em vários grupos (Tabela 3).

Tabela 3 – Substâncias explosivas de uso industrial (Adaptado de Bernardo, 2004)

Substâncias explosivas		Pólvoras	Gelatinosos	Granulados	Emulsões
<b>Composição base</b>		Nitrato de potássio, Enxofre e Carbono	Nitroglicol ou Nitroglicerina	Nitrato de Amónio e Gasóleo (ANFO)	Solução aquosa de Nitrato de Amónio, óleos e emulsionantes
<b>Resistência à água</b>		Má	Excelente	Má	Boa
<b>Densidade</b>		Variável	1,4 / 1,5	0,75 / 0,85	0,9 / 1,25
<b>Apresentação</b>	<b>Granel</b>	Sim	Não	Sim*	Sim
	<b>Encartuchado</b>	Sim	Sim	Sim	Sim
<b>Observações</b>		Rocha ornamental	Mais caros	Mais baratos	Mais recentes

\* O ANFO pode ser carregado a granel apenas em furos secos

Existem dois tipos principais de explosivos no mercado e são classificados como deflagrantes ou como detonantes. Nos primeiros, por exemplo no caso das pólvoras, a deflagração dá-se através da combustão dos seus constituintes e esta processa-se a uma velocidade inferior à da velocidade do som não produzindo onda de choque. Nos detonantes existe maior gama de produtos no mercado e todos eles, dependendo da sua composição, se decompõem a velocidades supersónicas variáveis (superiores a 1225 km/h a uma temperatura de 15° C ao nível do mar), tendencialmente muito

superiores às velocidades de combustão dos explosivos deflagrantes, resultando numa onda de choque. Produzem ainda volumes consideráveis de gases, com pressões e temperaturas extremamente elevadas, sendo por isso os únicos com aplicabilidade nas principais obras geotécnicas e grandes explorações mineiras da atualidade.

A otimização das operações torna recorrente a necessidade de redução de custos totais numa operação mineira e requer a análise de todos os fatores económicos envolvidos. Contudo não se limita, nem se pode restringir, à soma das análises individuais de cada uma das fases da operação. Assim, a seleção do tipo de explosivo a ser utilizado deverá ser efetuada atendendo não só as variáveis que influenciam a sua seleção mas também tendo em consideração a economia global, visto que a aplicação do explosivo de custos unitário mais baixo não é aquele que conduz aos resultados de desmorte mais baratos (Bernardo, 2004).

O grau de fragmentação do material desmontado é um dos aspetos mais relevantes a ter em conta e tal como sugere a análise da Figura 7 dele derivam efeitos diretos na economia das outras operações unitárias.

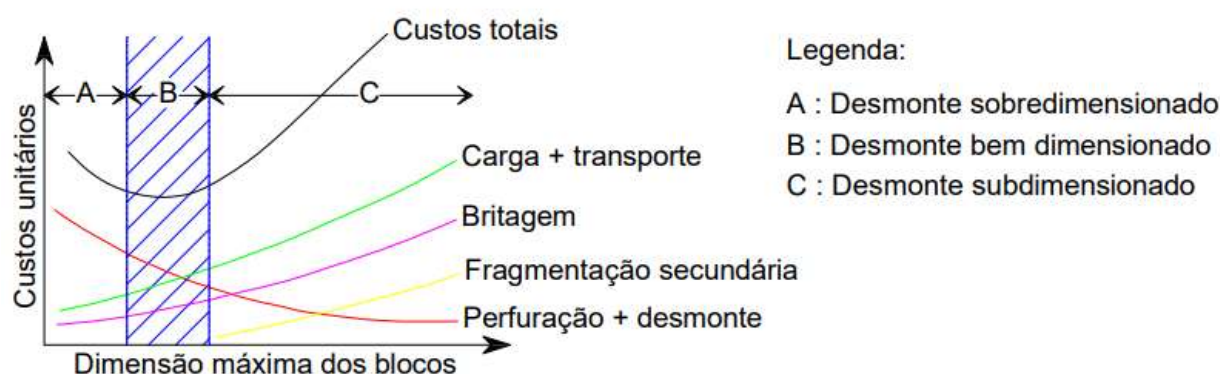


Figura 7 – Variação do custo unitário em função da granulometria (Dinis da Gama, 1990 adaptado de Bernardo, 2004)

O intervalo ótimo de operação, expresso através da otimização dos custos da perfuração mais desmorte, fragmentação secundária, carga mais transporte e britagem apenas ocorre numa restrita gama de fragmentações. Estas têm relação direta com fator de enchimento dos baldes dos equipamentos de carga e a existência de rocha detonada com volumes e formas inadequados às capacidades dos equipamentos de carga ou de transporte (*"boulders"*) introduz grandes perturbações no ciclo produtivo e no caso de serem necessárias operações de cominuição as fragmentações inadequadas geram interrupções e descontinuidades que reduzem drasticamente a produtividade das centrais de britagem.

Os fatores a ter em consideração aquando do processo de seleção de um explosivo podem ser sintetizados em seis grupos na Tabela 4 (Hartman, 1987; Atchinson, 1968).

Tabela 4 – Principais variáveis que influenciam a seleção de um explosivo (Hartman, 1987; citado por Bernardo, 2004)

<b>Fatores Económicos</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Custo do explosivo</li> <li>➤ Custo da perfuração</li> <li>➤ Custos da fragmentação secundária, transporte e britagem</li> </ul>
<b>Características da rocha e do maciço rochoso</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Propriedades geomecânicas da rocha (densidade, velocidade de propagação das ondas e resistências à compressão e à tração dinâmicas)</li> <li>➤ Grau de fracturação do maciço</li> </ul>
<b>Tipo de explosivo</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Impedância característica</li> <li>➤ Pressão de detonação, energia disponível e volume de gases</li> <li>➤ Sensibilidade e condições de armazenamento</li> </ul>
<b>Condições existentes</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Dimensões da carga (diâmetro e comprimento)</li> <li>➤ Tipo e local de iniciação</li> <li>➤ Atacamento e desacoplamento</li> <li>➤ Presença de água</li> </ul>
<b>Resultados pretendidos</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Volume de rocha a desmontar</li> <li>➤ Grau de fragmentação a obter</li> </ul>
<b>Restrições ambientais</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Vibrações do terreno</li> <li>➤ Onda aérea de ruído</li> <li>➤ Libertação de poeiras</li> <li>➤ Projeção de blocos</li> <li>➤ Sobrefraturação do maciço remanescente</li> </ul>

A presença de água nos trabalhos de escavação é muito frequente e neste cenário é determinante seleccionar-se um explosivo cujas propriedades permaneçam inalteradas e com densidade que permita a correta deposição do explosivo ao longo do furo. Quanto melhor for o acoplamento do explosivo às paredes do furo melhor será a transmissão de energia ao material rochoso e melhor será o resultado final da detonação.

Outro fator determinante é a resistência do explosivo à temperatura, como se verifica, por exemplo, em algumas situações na mineração de carvão a céu aberto. Por vezes verificam-se combustões espontâneas no interior do maciço carbonífero e após a perfuração surgem “furos quentes”. Na ausência de oxigénio suficiente a combustão do carvão é relativamente lenta, contudo, através de um furo ou de uma fissura a taxa de combustão pode aumentar significativamente com implicações na segurança da operação. Este problema, no pior cenário possível, pode resultar numa detonação prematura e descontrolada e por isso, de um modo geral, não é permitido carregar furos com temperatura interior superior a 60° C. Devido a este condicionalismo operacional deverão seleccionar-se explosivos que mantenham as características base de fabrico com o incremento da temperatura e seria extremamente importante que a indústria de explosivos conseguisse disponibilizar produtos capazes de permitirem trabalhar com segurança e eficiência acima de 100° C (Wilson, 2010) nesses locais.

Para cada classe de explosivo existem diversos fabricantes que podem fornecer produtos finais com características mais ou menos variáveis e cuja ficha técnica deve ser consultada, nomeadamente ao nível de algumas propriedades essenciais, das quais se destacam:

- A energia específica, que corresponde à energia total libertada por um explosivo. A sua magnitude é diretamente proporcional à densidade da carga explosiva e à sua velocidade de detonação. Quanto maior for a energia específica melhor é a capacidade de fragmentação do explosivo.
- A velocidade de detonação (VOD) que é definida como a velocidade a que a onda de detonação se propaga ao longo da coluna de explosivo e estabelece a cadência de libertação de energia. Por norma, quanto maior a velocidade de detonação de um explosivo mais adequado será a sua aplicação para fragmentar rochas de maior dureza. (Hartman, 1992). A VOD é afetada pela composição, pela densidade e pelo tamanho das partículas que compõem o explosivo, assim como pelo diâmetro da carga explosiva (principalmente em produtos de reação relativamente lenta, como é o caso do ANFO), pelo grau de confinamento, pela temperatura ambiente e pelo local de iniciação (no fundo do furo ou no topo, por exemplo).

Quanto maior for a resistência da rocha e a sua densidade maior será a velocidade de detonação devido ao maior grau de confinamento do meio.

Os explosivos comerciais têm velocidades de detonação que vão desde os 2.000 m/s a 4.500 m/s para o ANFO (em furos de 250 mm de diâmetro) até aos 7.000 m/s do cordão detonante. As modernas emulsões conseguem superar os 5.000 m/s.

Como medida de controlo de qualidade do explosivo, nomeadamente em explosivos que são sensibilizados em campo, é prática comum realizarem-se ensaios de VOD para aferir se são mantidos os padrões de fabrico estabelecidos contratualmente.

- A pressão de detonação ( $P_d$ ), cujo valor máximo é atingido no instante em que um explosivo detona e liberta sob a forma de onda de choque uma intensa pressão, define-se como a máxima pressão teórica existente na zona de reação e é medida no plano Chapman-Jouget (plano C-J), plano esse onde a reação química é completa, assumindo-se como uma detonação ideal (Bernardo, 2009). Este parâmetro é definido através da Equação 7 e fornece um indicador da capacidade do explosivo realizar trabalho (quanto mais elevada for a pressão de detonação melhor é o explosivo, sob o ponto de vista da Física).

$$P_d = \frac{\rho_e \cdot (VOD)^2}{4} \quad (\text{Equação 7})$$

$P_d$ , Pressão de detonação (Pa),

$\rho_e$ , Massa volúmica do explosivo detonado ( $\text{kg/m}^3$ ),

VOD, Velocidade de detonação (m/s)

- A sensibilidade, expressa através da energia mínima necessária para iniciar o explosivo. No caso de explosivos não sensíveis a detonadores é necessário usar “*boosters*” de modo a obter iniciação e garantir a estabilidade da detonação.

- Propriedades ambientais. Principalmente em lavra subterrânea, onde se deve minimizar a presença de fumos tóxicos (monóxido de carbono, óxido de nitrogénio e vapores de nitroglicerina), a nível ambiental destacam-se ainda algumas características, nomeadamente a qualidade dos fumos residuais da detonação, com possíveis presenças de vapores nitrosos e de monóxido de carbono. A ausência destes gases indica que ocorreu uma reação química ideal (completa). Não obstante isso acontece apenas em condições teóricas e a sua presença pode gerar incómodos e até graves intoxicações nas pessoas (Alonso et al., 2013). A presença de nitroglicerina na base de alguns explosivos pode também gerar gases que provocam cefaleias por inalação ou por absorção cutânea.
- Prazo de validade. O armazenamento por períodos prolongados em condições desfavoráveis de temperatura e humidade provoca em alguns explosivos a diminuição na sensibilidade, nomeadamente quando as bolhas de ar desaparecem parcialmente ou na totalidade. No caso das dinamites pode ocorrer exsudação da nitroglicerina, aumentando-lhe significativamente a sensibilidade e diminuindo a segurança no seu manuseio.

O surgimento das emulsões, soluções aquosas de nitrato de amónio, óleos e emulsionantes, constituiu um grande salto qualitativo na indústria mineira. Atualmente, nas grandes explorações mineiras, este tipo de explosivos, devido ao seu menor preço relativo, às boas transmissões de energia ao maciço, à excelente resistência à água, ao maior tempo de vida útil, à possibilidade de se efetuar o carregamento a granel em furos de elevado diâmetro (até 411 mm com perfuração com sistema rotary) e à elevada segurança no manuseamento, são o explosivo de eleição, permitindo melhor economia ao processo de desmonte com explosivos.

Em termos de segurança de operação, as emulsões são constituídas por agentes químicos que separadamente não são considerados como explosivos e podem ser finalizadas como produto explosivo nos locais de aplicação. Sob o ponto de vista social mitigaram-se os riscos com o transporte, nomeadamente através de zonas povoadas.

## 2.4 Carga específica

Verificada a necessidade de se usar a técnica de desmonte com recurso a substâncias explosivas e tendo-se efetuado uma criteriosa seleção do tipo de explosivo, é essencial definir qual a quantidade a usar. A carga específica estabelece a relação entre a quantidade de rocha, expressa em volume, que é fragmentada por unidade de massa de explosivo que é usada para a fragmentar (Jimeno et al., 1995). Conforme foi observado na Figura 7, um desmonte bem dimensionado apenas ocorre numa faixa estreita de graus de fragmentação do maciço e está diretamente relacionado com a quantidade de explosivos que se usa.

Tendo em conta características das rochas Ashby (1981) definiu ábacos que permitiam calcular a carga específica mais adequado às diferentes formações rochosas. Como resultado da prática da aplicação de explosivos durante vários anos, fazendo o tratamento estatístico dos valores praticados,



foram elaboradas tabelas onde se faz a sintetização dos valores mais comuns das cargas específicas em função dos tipos de rocha (Tabela 5).

Tabela 5 – Cargas específicas típicas praticadas na detonação de maciços rochosos (Adaptado de Dyno Nobel, 2010)

Tipo de Rocha	Carga específica (kg/m <sup>3</sup> )
Dura	0,7 – 0,8
Média	0,4 – 0,5
Branda	0,25 – 0,35
Muito Branda	0,15 – 0,25

A ocorrência de descontinuidades de origem tectónica e não-tectónica, nomeadamente através de falhas, superfícies de estratificação, foliação, diaclases, clivagens de fratura e xistosidade, no seio do maciço rochoso condicionam a carga específica e podem incrementar significativamente o consumo de explosivos, devido à dissipação da energia que resulta da detonação. Contudo, é possível, em determinadas situações, por exemplo com fracturação regular do maciço, tirar partido dessas mesmas descontinuidades e obter-se o efeito contrário, ou seja, a redução da carga específica, através do posicionamento das cargas de explosivo nos locais onde podem produzir melhor trabalho. Importa salientar ainda que os diâmetros de furação de grande amplitude produzem malhas de furação menos flexíveis sendo por isso menos propensos ao bom aproveitamento das referidas descontinuidades.

Com a diminuição do diâmetro dos furos, com a diminuição ou ausência de faces livres, com o aumento da competência da rocha e em função do aumento do grau de fragmentação pretendido os consumos aumentam. De modo a otimizar-se este parâmetro todo o material desmontado previamente deve ser carregado antes de se proceder a uma nova detonação.

Os valores apresentados na Tabela 5 são meramente indicativos e em última análise é preferível incrementar ligeiramente o consumo de explosivos a sacrificar o desempenho dos desmontes e da operação. A experiência do pessoal de campo e o grau de conhecimento do maciço rochoso são determinantes para se poderem obter bons níveis de fragmentação com custos controlados.

Na Figura 8 apresentam-se diversas situações de desmonte, num mesmo maciço rochoso, com a mesma estrutura de falhamento em diferentes sentidos de progressão.

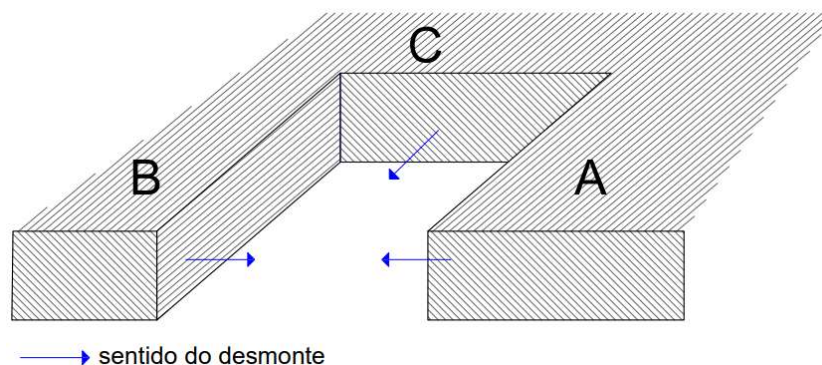


Figura 8 – Influência da estrutura da rocha nos resultados dos desmontes

Relativamente à figura anterior, em função de uma mesma carga específica, adequada à litologia presente no maciço rochoso, são prováveis diferentes resultados nas detonações (Tabela 6), sendo preferível, sempre que possível, optar por desmontes com deslocamento no sentido C. O planeamento dos desmontes deve ter em consideração estes aspetos, sempre que seja possível. Normalmente o custo do explosivo representa uma parte significativa dos custos totais e somente existem boas produções com desmontes equilibrados.

Tabela 6 – Influência da estrutura da rocha nos resultados dos desmontes

Zona de desmonte	Fragmentação	Deslocamento do material	Piso/repés	Taludes
A	Boa	Fraco	Alguns problemas	Poucos problemas
B	Fraca/razoável	Bom	Bastantes Problemas	Problemas
C	Boa	Razoável	Alguns problemas	Poucos problemas

## 2.5 Diagramas de fogo

Na mineração a céu aberto, depois de se estabelecer a carga específica, é necessário fazer o ajuste dos diversos parâmetros geométricos relativos ao dimensionamento das cargas explosivas a aplicar no maciço rochoso, definindo-se assim a qualidade e a quantidade do explosivo a aplicar num determinado espaço, num intervalo de tempo através o diagrama de fogo. Os fatores a considerar devem contemplar os objetivos de produção da exploração mineira, assim como eventuais restrições ambientais e são os seguintes:

- Produção pretendida por desmonte
- Diâmetro do furo
- Comprimento do furo
- Inclinação do furo
- Número de furos
- Afastamento à face livre
- Espaçamento entre furos
- Atacamento
- Sobrefuração (abaixo do piso)
- Carga específica
- Perfuração específica
- Carga máxima admissível por retardo

É possível obter uma primeira aproximação de configuração do diagrama de fogo, com recurso a fórmulas empíricas e ir refinando o processo com a experiência recolhida em campo. Ash, em 1963, sugeriu o uso de equações com uma série de constantes empíricas (Tabela 7), recolhidas exaustivamente a partir de situações reais estudadas e que segundo Dinis da Gama (2003) constituem excelentes aproximações iniciais em relação aos diagramas de fogo considerados ideais.

Tabela 7 – Dimensionamento geométrico de diagramas de fogo (Ash, 1963, modificado por Dinis da Gama, 1998)

Parâmetros (m)	Expressão	Constantes empíricas	Intervalos de variação	Características de aplicação
Afastamento, A	$A = K_A \times \varnothing_f$	$K_A$	$25 \leq K_A \leq 40$	Densidades do explosivo e do maciço rochoso
Espaçamento, S	$S = K_S \times A$	$K_S$	$1,25 \leq K_S \leq 5$	Simultaneidade do disparo
Altura da Bancada, H	$H = K_H \times A$	$K_H$	$1,5 \leq K_H \leq 4$	Produção (Volume)
Tamponamento, T	$T = K_T \times A$	$K_T$	$0,5 \leq K_T \leq 1$	Preocupação ambiental
Sobrefuração, G	$G = K_G \times A$	$K_G$	$0,2 \leq K_G \leq 0,5$	Correção de repés

As equações de Ash têm como base os pressupostos de que a força do explosivo é proporcional à sua densidade e de que a densidade da rocha é proporcional à sua resistência mecânica (Bernardo, 2004) e da sua análise depende-se a importância do diâmetro do furo e do afastamento à face livre na construção dos diagramas de fogo (Figura 9).

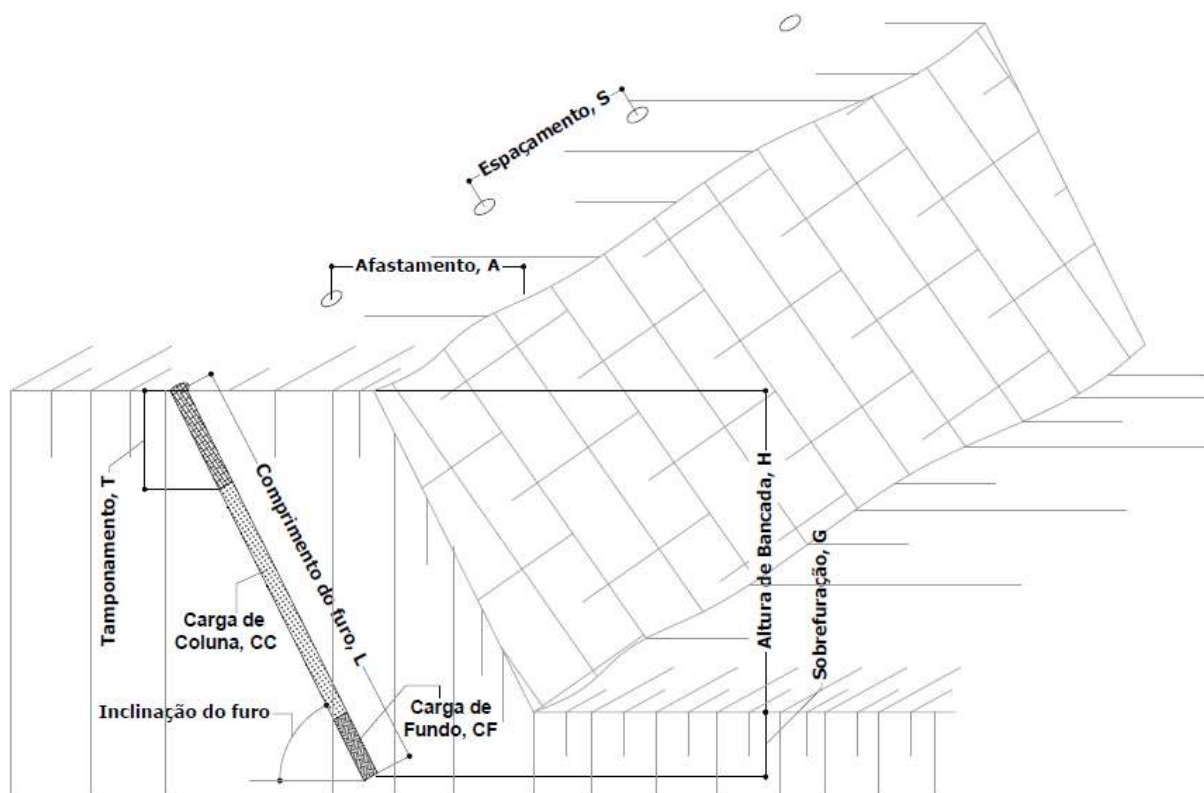


Figura 9 – Principais parâmetros geométricos de um diagrama de fogo (Adaptado de IGM, 1999)

As designações Carga de Fundo (CF) e carga de Coluna (CC) são utilizadas para diferenciar os tipos de explosivos utilizados no interior do furo. Embora as tensões libertadas pela detonação devam ser superiores à resistência da rocha ao longo de todo o comprimento de furo é na base deste que se necessitam maiores quantidades de energia (Bernardo, 2004). Por este motivo o explosivo mais potente é colocado na base do furo e o menos potente na parte superior, visto que a parte superior da carga

têm como função principal o prolongamento da fracturação e o deslocamento do maciço, através da expansão gasosa.

Existem fórmulas que estabelecem relações entre os comprimentos ótimos das cargas. Langefors & Kihlström (1963) sugerem que a energia específica do explosivo na carga de fundo do furo seja, aproximadamente, 2 a 2,5 vezes superior à energia do explosivo da carga de coluna (Louro, 2009), e Bernardo (2004) sugere que o comprimento da carga de fundo seja 30% superior ao do afastamento à face livre, verificando-se ainda na prática, sob o ponto de vista da fragmentação, que se deve colocar o explosivo de maior impedância na carga de fundo.

Esta prática de uso diferenciado de explosivos ao longo da coluna do furo não é comum nas grandes explorações mineiras a céu aberto porque encarece a operação de carga de explosivos e torna-a muito mais morosa. Nestes casos é recorrente o carregamento a granel, permitindo o acoplamento perfeito do explosivo às paredes do furo e coloca-se um detonador acoplado a um “*booster*” desempenhando as funções de carga de fundo.

Em desmontes onde se verifica um espaçamento regular, mantendo constantes os parâmetros da Tabela 7, é possível definir o perímetro de influência do furo, ou seja, a porção volumétrica de rocha que é afetada por uma determinada quantidade de energia que é libertada na detonação desse furo (Figura 10).

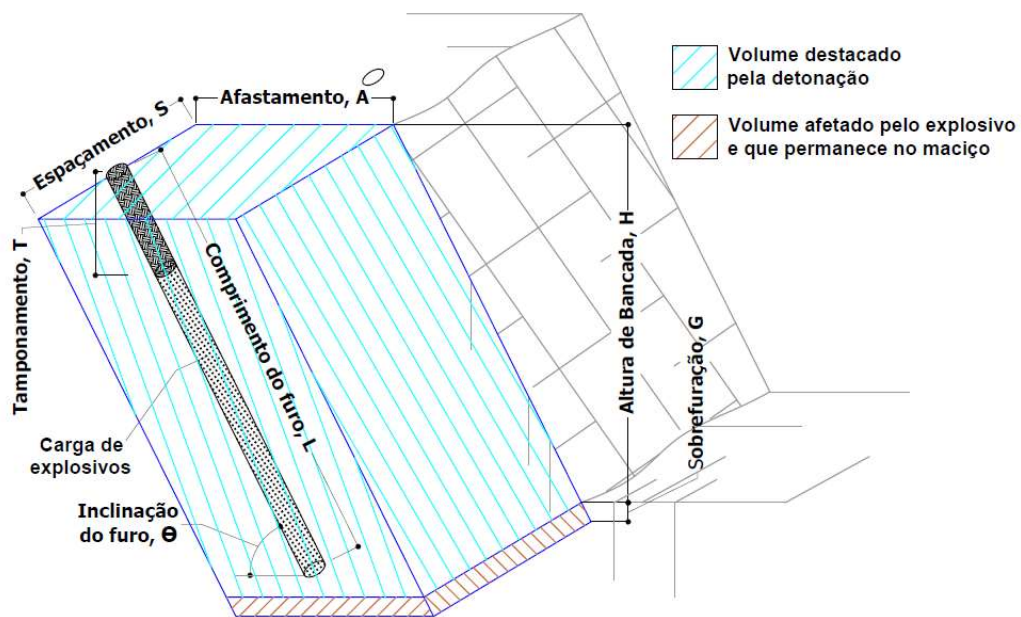


Figura 10 – Perímetro de influência do furo, numa malha de perfuração regular

Nestas condições o volume de rocha que é suposto ser destacado pela detonação dos explosivos inseridos no interior do furo é obtido através da seguinte equação:

$$Vol_{furo} = ASH \quad [m^3] \quad (\text{Equação 8})$$

A, S e H são os parâmetros geométricos do desmonte (Tabela 7)

## 2.5.1 Diâmetro de furação e furação inclinada

Num diagrama de fogo o diâmetro de furação é tido como um fator crítico. Quando diminui a partir de um determinado valor, o explosivo deixa de detonar ou deixa de haver propagação da detonação. O diâmetro crítico é influenciado (largamente) pelo grau de confinamento, pela densidade inicial, pela velocidade de detonação, temperatura, espessura da zona de reação e pelo espaçamento de vazios do explosivo. Em emulsões é preferível empregar diâmetros de furo superiores a 70 mm e a 150 mm para o ANFO, de modo a otimizar os resultados da fragmentação (Zhang, 2016), traduzindo isso, para os diferentes explosivos, a existência de diversos diâmetros ótimos e de diferentes diâmetros críticos (abaixo dos quais a propagação da detonação deixa de ser estável).

Os principais critérios de seleção a ter em consideração na escolha do diâmetro do furo são:

- As características do maciço rochoso,
- O ritmo de produção,
- O grau de fragmentação,
- O processo de perfuração e desmonte,
- A altura da bancada,
- A configuração das cargas.

Na Tabela 8 apresentam-se as vantagens comparativas no uso de diferentes tipos de diâmetros de furação.

Tabela 8 – Vantagens dos pequenos e grandes diâmetros de furação

<b>Pequenos diâmetros</b>	<b>Grandes diâmetros</b>
Melhor granulometria média dos produtos obtidos	Maior capacidade produtiva
Menores riscos de blocos grandes	Maior economia
Menores probabilidades de danos nos taludes e fraturas indesejadas	Melhores adaptados a bancadas de altura média a alta
Menores riscos de projeções	Menor perfuração específica

Em explorações mineiras onde há grandes volumetrias de material detonado e movimentado mensalmente, os tipos de equipamentos utilizados, tanto na carga como no transporte, apenas conseguem ser rentabilizados com a utilização de grandes diâmetros de furação. Usualmente os furos de produção normal são verticais e reserva-se, eventualmente, a furação inclinada para zonas de delimitação de taludes finais de exploração ou, em função da profundidade da cava, sempre que é necessário garantir maior estabilidade aos taludes intermédios (furos de contorno e de pré-corte). Contudo, o uso de furação inclinada, ainda no domínio das escavações a céu aberto, tem grande influência no desempenho do desmonte, aferida por melhores fragmentações, com maior estabilidade de taludes de progressão e definitivos e ainda com menores vibrações induzidas no maciço, sendo por

isso prática bastante comum (Figura 11). Como aspecto negativo da furação inclinada, ao nível da segurança da operação, destaca-se a maior probabilidade de existência de projeções a partir face livre.

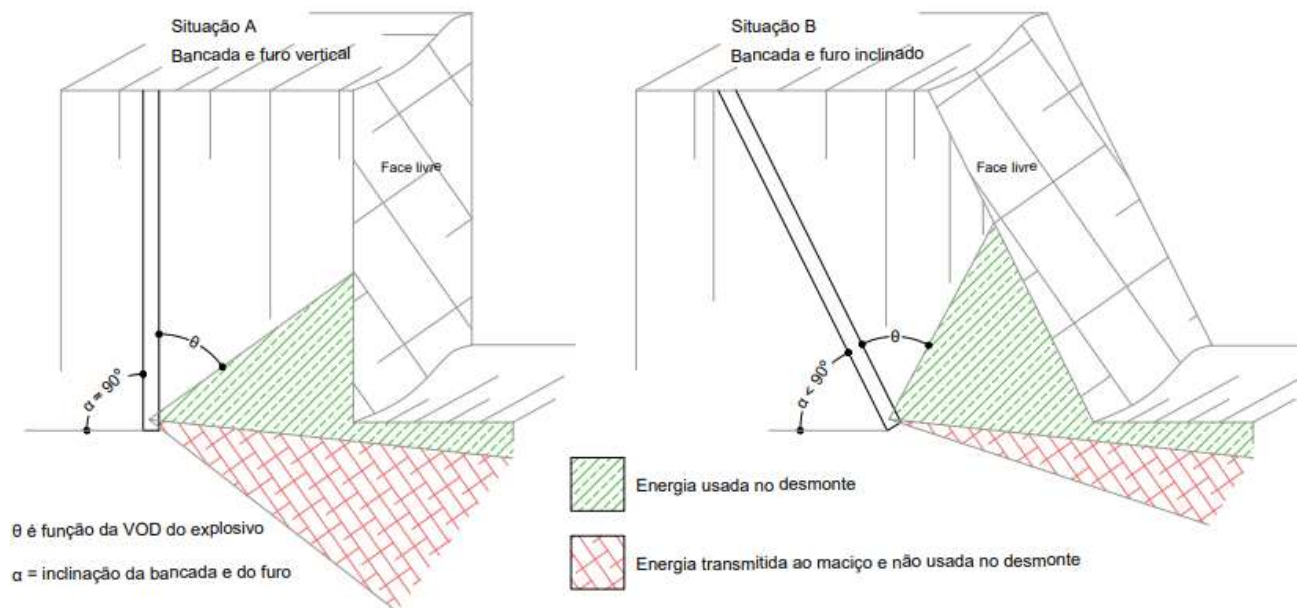


Figura 11 – Influência da inclinação do furo/bancada no desempenho do desmonte (adaptado de Dinis da Gama, 1971, citado por Bernardo, 2004)

No dimensionamento da altura das bancadas é sobejamente conhecida a importância de se terem em consideração aspetos relacionados com a segurança da operação, nomeadamente porque em bancos muito altos se correm riscos de deslizamento do material detonado que podem pôr vidas humanas em perigo e danificar equipamentos. Embora a dimensão das referidas bancadas seja também influenciada pelo porte dos equipamentos de escavação, de um modo geral, devem evitar-se alturas superiores a 15 m para escavadoras hidráulicas, também designadas por giratórias, (idealmente a escavadora a trabalhar em banco duplo deve conseguir tocar na parte superior do desmonte) e deve-se reduzir este valor em cerca de 50% para escavações exclusivamente com pás-carregadoras frontais.

Os principais fatores que influem no dimensionamento das bancadas são:

- Equipamento de furação
- Inclinação dos furos
- Geologia do maciço
- Geometria do projeto de escavação

Ao nível da preocupação com os aspetos ambientais, a altura de tamponamento é influenciada pela qualidade dos produtos utilizados (finos de perfuração dão normalmente maus resultados), devendo ser suficiente para garantir que não há escape prematuro de gases para a atmosfera, dando origem a ondas aéreas de elevada intensidade e com o risco acrescido de projeções de blocos e de nuvens de poeira a partir do topo do furo. A situação inversa é também indesejável e em casos de sobredimensionamento pode ocorrer a existência de grandes quantidades de blocos de dimensão



excessiva (que ultrapassam as capacidades do equipamento de carga ou que são inadequados às suas características) com fracos deslocamentos da massa detonada e com um considerável aumento da intensidade das vibrações (Jimeno, 2003).

No tamponamento convencional usa-se material de granulometria fina, para promover o atrito entre este e as paredes do furo e a contenção dos gases, preferencialmente com calibre compreendido entre 4 mm e 9 mm, que é inserido no furo tapando o espaço vazio que se encontra entre a superfície superior do explosivo e a boca do furo. Como “regra de bolso”, em furos de grande diâmetro, admite-se que a granulometria em milímetros deveria ser igual a metade do diâmetro do furo em polegadas.

Existem no mercado dispositivos que permitem melhorar o confinamento dos gases de detonação como, por exemplo, os “*Gas Bags*” e “*Stemming Plugs*” possibilitando o aumento da energia transmitida ao maciço rochoso e uma melhoria no desempenho global do desmonte (Figura 12 e Figura 13). Estes dispositivos têm um elevado coeficiente de atrito com as paredes do furo permitindo dessa forma um maior confinamento dos gases produzidos durante a fase inicial da detonação (escala temporal de milissegundos).

O surgimento deste tipo de dispositivos deveu-se mais ao desenvolvimento do uso da técnica dos “*air decks*” (Capítulo 2.5.6) do que à dificuldade em se conseguir material de tamponamento com a natureza e granulometrias corretas para se efetuar um tamponamento efetivo, principalmente nas explorações mineiras onde se usam diâmetros de furação grandes. Por vezes, quando se faz o tamponamento convencional, em furos carregados a granel, verifica-se que na parte superior do explosivo há uma mistura de material inerte com material explosivo (devido à diferença de densidades entre os dois materiais e ao nível de fluidez do explosivo). Estes dispositivos impossibilitam o contacto entre material de tamponamento e explosivo mantendo a qualidade do produto explosivo inalterada nessa zona.



Figura 12 – *Stemming Plug* (<http://stemlock.com/>)



Figura 13 – *Gas Bag* (American Mining Services, 2020)

Os “*Gas Bags*” são inseridos com uma vara no interior do furo e com um cabo faz-se acionar uma cápsula de gás que enche e pressuriza o saco numa determinada posição controlada a partir da superfície. Os “*Stemming Plugs*” são inseridos com varas e apenas permitem movimento descendente.

Quando se usam emulsões gaseificadas, estes dispositivos são também utilizados para controlar o processo de gaseificação (sensibilização do explosivo), bloqueando a expansão do fluido explosivo numa determinada posição, permitindo assim o controlo da sua densidade final. Na mineração subterrânea e na construção de túneis, em furos horizontais, estes tipos de dispositivos facilitam o processo de tamponamento (zona de atacamento), embora não sejam praticamente usados devido ao custo.

As alturas de tamponamento dependem do diâmetro de furação. Assim, em furos de pequeno diâmetro (até 76 mm) são usuais alturas de tamponamento próximas do afastamento (A) entre furos e nos grandes diâmetros a medida do tamponamento deve ser reduzida, relativamente a este parâmetro, para se obter um grau de fragmentação satisfatório, na parte superior do desmorte.

## 2.5.2 Custos de perfuração e de desmorte

Os custos individuais das operações de perfuração e de desmorte devem ser aferidos por unidade volumétrica de produto escavável ( $m^3$ ), seja estéril ou minério, permitindo deste modo controlar a operação em função da produção realizada ou orçamentá-la em função de um determinado objetivo. Nesse sentido, a partir de uma malha de perfuração regular (Figura 10), podem definir-se a furação específica (f) e a carga específica (q) através das equações 9 e 10, respetivamente. As variáveis H, G, T, A e S são os parâmetros geométricos do maciço (Tabela 7),  $\varnothing_f$  é o diâmetro de furação,  $\rho_{exp}$  é a massa volúmica do explosivo (expressa em  $kg/m^3$ ) e  $\theta$  é o ângulo de inclinação da furação com a horizontal (Bernardo, 2004).

$$f = \frac{(H+G)}{ASH \operatorname{sen}\theta} \quad [m/m^3] \quad (\text{Equação 9})$$

A perfuração específica (f) estabelece a relação entre o comprimento dos furos e o volume de rocha desmontada, significando, para um determinado diâmetro, o comprimento de furo que é necessário realizar para obter  $1 m^3$  de material detonado. Quanto maior for o diâmetro do furo menor será a perfuração específica. Rochas muito competentes, com menores malhas de perfuração, requerem maior perfuração específica do que rochas comparativamente mais brandas.

$$q = \frac{(H+G-T)\pi\varnothing_f^2\rho_{exp}}{4 ASH \operatorname{sen}\theta} \quad [kg/m^3] \quad (\text{Equação 10})$$

A carga específica (q) é uma medida do consumo de explosivos por volume desmontado e é expressa, normalmente, em  $kg/m^3$  de material rochoso “*in situ*”, ou seja nas condições originais. O material desmontado, que é carregado e transportado, apresenta o seu volume empolado e tem densidade significativamente inferior à do material nas condições originais (coeficiente de empolamento).



O custo unitário da operação de perfuração (COP), relativo a cada metro perfurado (€/m) deve ser estabelecido tendo em consideração o custo de aquisição do equipamento, os respetivos custos de amortização e de manutenção (preventiva e corretiva), os custos de combustível e dos consumíveis de perfuração e ainda os custos com o pessoal, tendo por base uma determinada disponibilidade física e utilização física do equipamento que permite uma esperada produção diária, que por sua vez está diretamente relacionada com o diâmetro de perfuração e com o tipo de rocha a perfurar. Nestas condições, o custo total da operação de perfuração (CTP) por unidade de volume desmontado obtém-se através da seguinte equação:

$$CTP = f \cdot COP \quad (\text{€/m}^3) \quad \text{Equação 11)}$$

f, furação específica (m/m<sup>3</sup>)

O custo total de explosivo (CTE), relativamente a cada m<sup>3</sup> de rocha desmontado, obtém-se pelo produto entre a carga específica e o custo unitário do explosivo (CE) por unidade de massa (€/kg).

$$CTE = q \cdot CE \quad (\text{€/m}^3) \quad \text{(Equação 12)}$$

q, carga específica (kg/m<sup>3</sup>)

Tal como sucede com a perfuração, o apuramento do custo unitário do explosivo (CE) não se resume meramente aos custos dos produtos explosivos. É necessário incluir custos relacionados com os sistemas de iniciação, a aplicação (que deve ser efetuada apenas por operadores credenciados) e os acessórios, os custos de rastreabilidade “*track & trace*” e as taxas associadas, assim como o custo dos sistemas de monitorização de efeitos (por exemplo vibrações, com sismógrafos).

Apesar de poder resultar algo complexo, a definição dos custos das atividades de perfuração e de desmonte devem ser expressos por volume desmontado. A viabilidade económica e o enquadramento financeiro da operação são sempre efetuados tendo em conta os custos e as receitas, devendo ser devidamente quantificadas todas as fases da operação que permitem obter um produto vendável e os inerentes custos. No caso do explosivo, em explorações onde se verifiquem pequenos volumes de produção mensal, verifica-se um grande impacto no custo total do explosivo com o serviço de aplicação, não se justificando a presença operadores credenciados nos quadros da empresa. Nestas situações é preferível subcontratar este serviço e para minimizar este custo é preferível efetuar desmontes com maiores volumetrias.

## 2.5.3 Equipamentos de perfuração

Os equipamentos de perfuração disponíveis no mercado apresentam portes variados e índices de perfurabilidade distintos, tendo por isso campos de atuação diferenciados. São fundamentalmente selecionados em função das necessidades do projeto mineiro ou obra e dividem-se em duas classes:

- **Rotopercussivos.** São os mais utilizados em todos os tipos de rocha, tanto com martelo de superfície como com martelo de fundo de furo (DTH). O seu princípio de funcionamento baseia-se no impacto de uma massa de aço (pistão) que origina a energia que se propaga até ao elemento final (broca ou bit),
- **Rotativos.** Subdividem-se em dois grupos, em função da penetração na rocha poder ser realizada por trituração (com tricônes), que é o mais utilizado na grande mineração a céu aberto em rochas de resistência média a alta (Rotary), ou por corte (com brocas especiais).

Na Figura 14 apresentam-se equipamentos típicos para a perfuração rotopercussiva, martelo de superfície e martelo de fundo de furo (DTH) e para perfuração rotativa (Rotary) e na Figura 15 apresentam-se os diâmetros característicos utilizados em diversas indústrias extrativas.



Figura 14 – Métodos de perfuração (Adaptado de EPIROC, 2018)

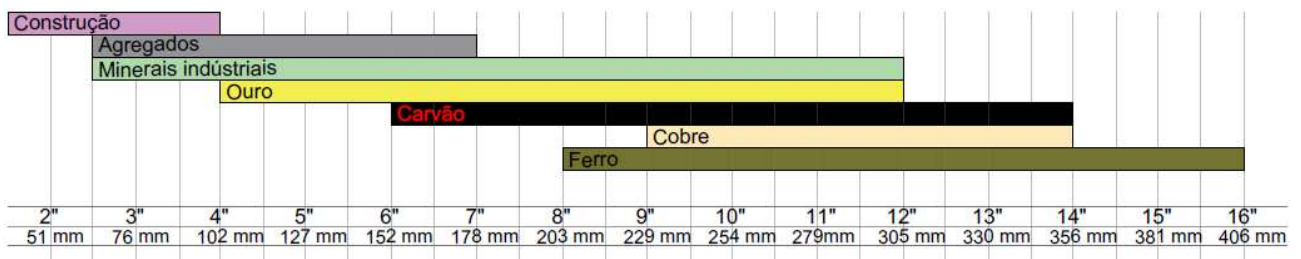


Figura 15 – Diâmetros de perfuração na indústria mineira (Adaptado de EPIROC, 2018)

## 2.5.4 Malhas de perfuração

A utilização de várias fiadas de furos, ao nível da fragmentação produz melhores resultados quando comparados com desmontes de fiada única (Jimeno et al., 2003). Além disso, cada vez que se efetua um disparo é necessário retirar pessoas e meios mecânicos dentro do raio de influência do desmonte, alguns com velocidades de locomoção muito baixas, provocando relevantes paragens e interrupções nas produções diárias.

Com a mesma carga específica é possível efetuar diferentes distribuições geométricas de energia no maciço rochoso fazendo variar o afastamento entre linhas e o espaçamento entre furos na mesma fiada. Fixando estes parâmetros existem ainda, fundamentalmente, duas formas de se efetuar a furação do maciço rochoso (Figura 16):

- Malha quadrada ( $A=S$ ) ou retangular ( $S>A$ )
- Malha triangular (ou hexagonal, ou ainda quincôncio, dependendo dos autores)

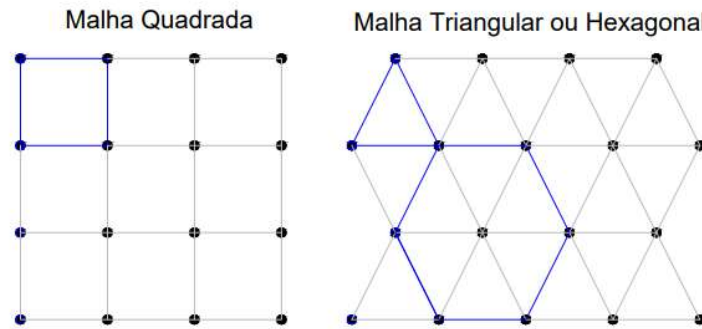


Figura 16 – Malhas de perfuração

Comparativamente, a partir do mesmo perímetro de influência de detonação por furo (Figura 4), conservando a mesma relação entre o afastamento,  $A$  e o espaçamento,  $S$  (Tabela 7) podem construir-se duas malhas com as configurações geométricas indicadas na Figura 17.

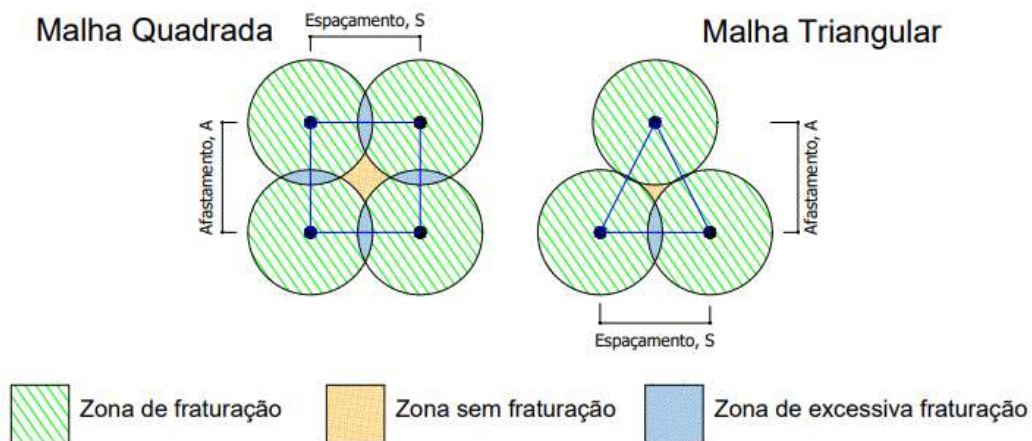


Figura 17 – Comparação de malhas de perfuração quadradas e triangulares (adaptado de Gokhale, 2011)

Da observação da figura anterior pode constatar-se que a malha triangular é aquela que minimiza a distância de qualquer ponto no interior do maciço rochoso a um dos furos, promovendo uma melhor distribuição de explosivo, principalmente em maciços mais fraturados, devendo por isso ser utilizada em detrimento da malha quadrada (ou retangular). Mantendo a mesma carga específica, as vantagens manifestam-se através de melhores fragmentações globais.

Em maciços menos competentes as diferenças são atenuadas e a malha quadrada encontra mais casos de utilização.

Jimeno et al. (2003) indicou que existe um valor da razão entre o espaçamento (S) e o afastamento (A) para o qual a fragmentação e o deslocamento do material são ótimos e dependentes das características do maciço (Tabela 9).

Tabela 9 – Razões entre espaçamento (S) e afastamento (A) para diferentes características do maciço rochoso (adaptado de Jimeno et al., 2003)

<b>Características do maciço rochoso homogêneo</b>	<b>Relação S/A</b>	<b>Observações:</b>
Pouco fraturado	2 – 4	≈2,4 – Valor ótimo S>3A – Menor escavação por furo S<2,4A – Fragmentação imperfeita
Fortemente fraturado	0,8 – 2,4	Fragmentação adicional devida ao deslocamento do material
Descontinuidades paralelas à frente	>2,4	As descontinuidades proporcionam faces livres adicionais
Descontinuidades normais à frente	<2,4	Não existe cooperação entre furos

Sendo determinante para o sucesso do desmonte, a malha de perfuração se não for acompanhada por um esquema de ligações apropriado, que potencie a fragmentação e a movimentação do material detonado, não produzirá bons resultados com custos otimizados.

## 2.5.5 Sequências de detonação

Os furos quando iniciados em instantes diferenciados melhoram substancialmente a fragmentação, comparativamente a uma iniciação instantânea de todos os furos. Este incremento no grau de fracturação do maciço deve-se ao surgimento de faces livres adicionais, devidas à fracturação radial em torno do furo e a fracturação paralela à face livre, que ocorre antes da detonação do furo adjacente. (Jimeno et al., 2003). Deste modo é necessário não só dispor geometricamente o explosivo de uma forma racional mas também iniciá-lo de forma apropriada no tempo.

A fragmentação ótima, para uma determinada carga específica, é obtida assegurando que cada furo é detonado em instantes distintos podendo isso ser efetuado basicamente de dois modos (Thompson, 2005):

- 1) Iniciar os furos em sequência (99 % dos casos)

- 2) Dispor os furos que são detonados no mesmo instante suficientemente afastados uns dos outros de modo a que os respectivos campos de tensões não interajam mutuamente

Efetuar-se a iniciação dos furos em sequência é considerada uma prática básica, embora esta técnica encontre aplicações quando é necessário, devido a preocupações ambientais, restringir a carga detonada por retardo. Geralmente o recurso a padrões de detonação em V (Figura 18) produz bons resultados (Thompson, 2005).

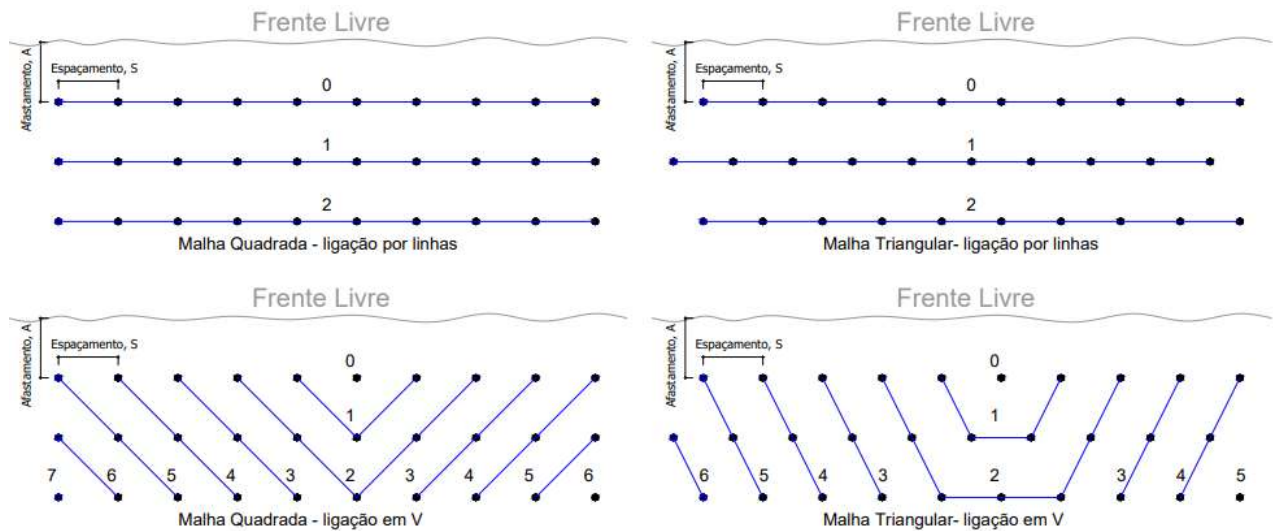


Figura 18 – Sequências de disparo entre linhas em malhas quadradas e triangulares (adaptado de Hagan, 1975)

As configurações de disparo em V permitem modificar o valor dos parâmetros geométricos do desmorte (Figura 19), nomeadamente ao nível do afastamento ( $A$ ) e do espaçamento ( $S$ ) que passam a apresentar valores denominados efetivos ( $A_e$  e  $S_e$ ) com valores distintos dos nominais originais.

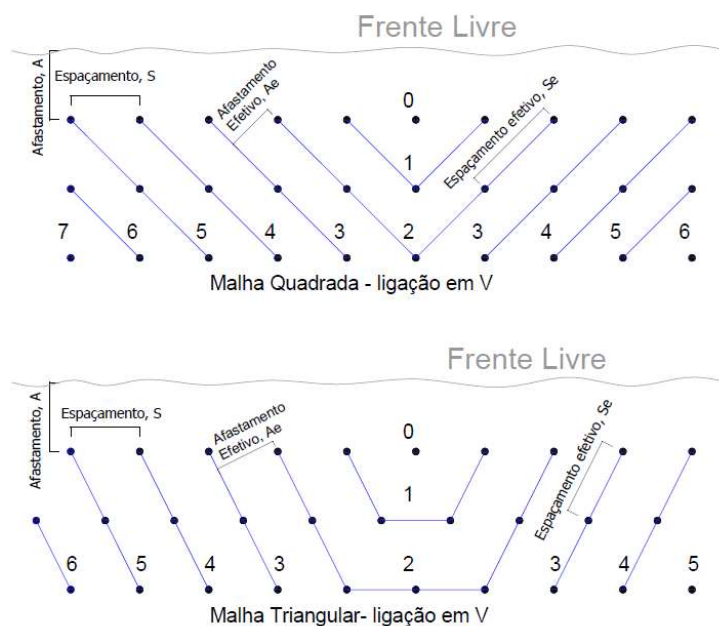


Figura 19 – Afastamentos e espaçamentos efetivos (adaptado de Hagan, 1975)

É necessário verificar a influência das alterações introduzidas com os afastamentos e espaçamentos efetivos,  $A_e$  e  $S_e$ , ao nível da fragmentação, no deslocamento do material e nas vibrações geradas na detonação, relativamente aos valores nominais originais (Tabela 10).

Tabela 10 – Problemas associados à alteração dos valores nominais de espaçamento ( $S_o$ ) e afastamento ( $A_o$ ) (adaptado de Jimeno et al., 2003)

<b>Espaçamento (S)</b>	<b>Afastamento (A)</b>	<b>Problema associado</b>
$<2,79 A$	$A_e < A_o$	Fragmentação mais grosseira do que o pretendido
$=2,79 A$	$A_e > A_o$	Fragmentação imperfeita, na zona entre furos
$=2,79 A$	$A_e < A_o$	Fragmentação mais fina que o pretendido
$>2,79 A$	$A_e \ll A_o$	Fragmentação e deslocamento imperfeito, na zona entre furos

Na prática os valores de espaçamento variam entre  $1,1*A$  e  $1,4*A$ , com média  $1,25*A$  e são, portanto, inferiores aos considerados ótimos (Jimeno et al., 2003).

As sequências de detonação devem ser adaptadas em campo à geometria do bloco a detonar, existindo múltiplas configurações possíveis, em função do objetivo do desmonte (por exemplo, a abertura de canais tem sequências específicas). A ordem de iniciação a implantar depende da posição da face livre durante a detonação e das temporizações entre linhas, procurando sempre maximizar as áreas livres criadas pelas detonações precedentes, atendendo ao deslocamento pretendido e ainda à forma pretendida para a pilha de material detonado (Thompson, 2005).

A influência das temporizações entre furos é conhecida há várias décadas. Lang e Favreau (1972) assinalaram que os tempos de retardo devem garantir a otimização da fragmentação e o correto deslocamento do material, devendo permitir, nesse sentido, a sucessão dos seguintes acontecimentos:

- Propagação das ondas do furo à face livre ( $\approx 0,58$  ms/m)
- Reajuste do campo inicial de tensões, ( $\approx 10$  ms a  $20$  ms após a iniciação, dependendo dos tipos de rocha e de explosivo aplicado)
- Aceleração da rocha fragmentada por ação dos gases, até atingir uma velocidade que assegure a correta movimentação horizontal, ( $30$  ms a  $50$  ms após a iniciação)

Quando se incrementam os tempos de retardo entre furos, principalmente entre furos de fiadas diferentes, há maior movimentação dos fragmentos e as pilhas adquirem configurações mais achatadas (planas). Na Tabela 11 apresentam-se valores de retardamento por metro de afastamento entre fiadas utilizados na mineração de carvão na África do Sul com o método de escavação “*strip mining*”. O valor total de retardo entre furos, para cada tipo de rocha e formato da pilha, é obtido pelo produto do valor indicado pelo afastamento (efetivo) entre linhas.

Tabela 11 – Tempos de resposta típicos em função do tipo de rocha e das condições das pilhas do material detonado (adaptado de Thompson, 2005)

Tipo de rocha	Tempo mínimo de resposta por m de afastamento	Menor retardamento por metro de afastamento	
		Com Pilha alta	Com Pilha plana
<b>Arenito Brando</b>	8 ms/m	16 ms/m	24 ms/m
<b>Arenito Duro</b>	6 ms/m	12 ms/m	18 ms/m
<b>Granitos</b>	5 ms/m	10 ms/m	15 ms/m
<b>Doleritos Massivos</b>	4 ms/m	8 ms/m	12 ms/m

Em termos teóricos Fadeev (1987) propôs a Equação 13, para o cálculo do tempo de retardo entre furos ( $TR_{\text{Furos}}$ ), relacionando a densidade da rocha ( $\rho_r$ ) com o consumo específico de explosivo ( $q$ ).

$$TR_{\text{Furos}} = 2 \sqrt{\frac{\rho_r}{q}} \quad [\text{ms/m de afastamento}] \quad (\text{Equação 13})$$

Hustrulid (1999) diferenciou os tempos de retardo entre furos situados em fiadas diferentes ( $TR_{\text{Fiadas}}$ ) sugerindo a desigualdade seguinte:

$$4 \sqrt{\frac{\rho_r}{q}} \leq TR_{\text{Fiadas}} \leq 6 \sqrt{\frac{\rho_r}{q}} \quad [\text{ms/m de afastamento}] \quad (\text{Equação 14})$$

É prática comum que entre diferentes fiadas o tempo de retardo seja superior relativamente ao tempo de retardamento entre furos situados na mesma fiada. De facto, o grau de mobilidade do material desmontado é função do dimensionamento dos retardos entre diferentes fiadas. Tempos de retardo reduzidos provocam movimentos com componentes ascendentes acentuadas “empolando” verticalmente o material detonado, provocando uma maior aglomeração e incrementando o risco de projeções, enquanto tempos de retardamento grandes promovem a mobilidade e uma maior distribuição espacial mas, quando exagerados, podem também exercer um efeito confinante sobre o restante material com consequências que resultam em má movimentação do material no interior da pilha de material detonado.

O grau de mobilidade do material desmontado tem implicações na produtividade dos equipamentos de carga. Quando se verificam movimentações horizontais significativas, no interior da pilha, incrementam-se as produções horárias, diminui-se o confinamento na base do polígono de detonação e a probabilidade de ocorrência de repés, os taludes tendem a ficar menos danificados e diminuem os problemas de sobreescavação do maciço que ocorrem quando se ultrapassa a linha teórica de escavação (definida pelo contorno dos furos das fiadas finais).

## 2.5.6 Iniciação múltipla e “air decks”

O uso de “decks” na detonação, ou seja da compartimentação de cargas ao longo dos furos é uma técnica com várias décadas de prática, principalmente em furos longos. O seu princípio de funcionamento tem como base um método racional de alocação de energia ao longo do furo (Zhang et al, 2018).

Nas detonações de furos com grandes diâmetros, a aplicação de uma determinada carga específica resulta num comprimento total de tamponamento grande. Isto faz com que haja uma grande concentração de carga na parte inferior do desmonte e na parte superior, após a detonação, é frequente encontrarem-se fragmentações deficitárias, principalmente em maciços mais fraturados. A separação das cargas em dois ou mais estágios de iniciação múltipla “decks” permite fracionar o tamponamento total e aproximar o explosivo da superfície, promovendo uma melhor distribuição da energia explosiva no interior do maciço rochoso. Existe ainda a possibilidade de colocar uma carga explosiva no interior do tamponamento, cuja função é a de prevenir a produção de blocos com dimensões indesejadas nesta região do desmonte, mas o seu uso é pouco frequente por motivos de contenção de custos e porque incrementa a morosidade da operação do carregamento de explosivos.

Na mineração de carvão, onde se usam razões de carga baixas (na ordem das 150 g/m<sup>3</sup>), sem o uso de “decks” este problema manifesta-se também com a pulverização do carvão na parte inferior do furo e com fragmentações fracas na zona do tamponamento, resultando em perdas de produtividade dos equipamentos de carga e em menores recuperações de produto vendável.

Ao nível do controlo da emissão de vibrações o uso de “decks” apresenta ainda a vantagem de permitir reduzir a carga por retardo. Como principais desvantagens destacam-se os custo acrescido correspondente ao detonador adicional por furo (Figura 20), a maior morosidade no processo de carregamento, assim como maiores tempos de mão-de-obra para efetuar o carregamento de explosivos.

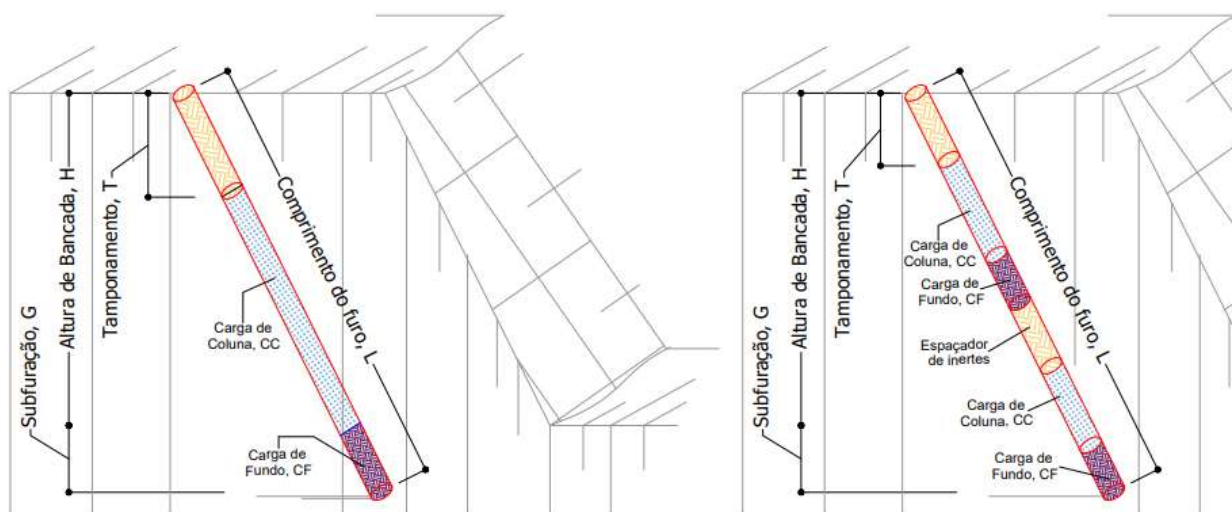


Figura 20 – Carregamento de furo convencional e com “decks”



Como o grau de confinamento no interior do maciço rochoso é maior na parte inferior do desmorte é prática comum que o comprimento do “deck” inferior seja maior do que o “deck” superior. Porém, quando simultaneamente se detonam duas geologias distintas, com a menos competente na parte inferior do desmorte com a técnica dos “decks” é possível alocar maior quantidade de energia na zona onde é mais necessária. Independentemente das percentagens de distribuição de explosivo pelos diferentes “decks” a iniciação deve ser efetuada de cima para baixo, para tirar maior partido das faces livres e diminuir os riscos de projeções na base do talude.

O uso de “Air Decks” (Figura 21) em detonações consiste em deixar um espaço vazio num furo de detonação, localizado na parte inferior, no meio ou na parte superior da coluna de explosivos (Sharma, 2010) tendo como principais objetivos melhorar a utilização do explosivo no interior dos furos e reduzir as cargas específicas, promovendo a fragmentação e reduzindo os efeitos nocivos sobre o ambiente que resultam das vibrações, da onda aérea e das projeções (Sazid & Singh, 2013).

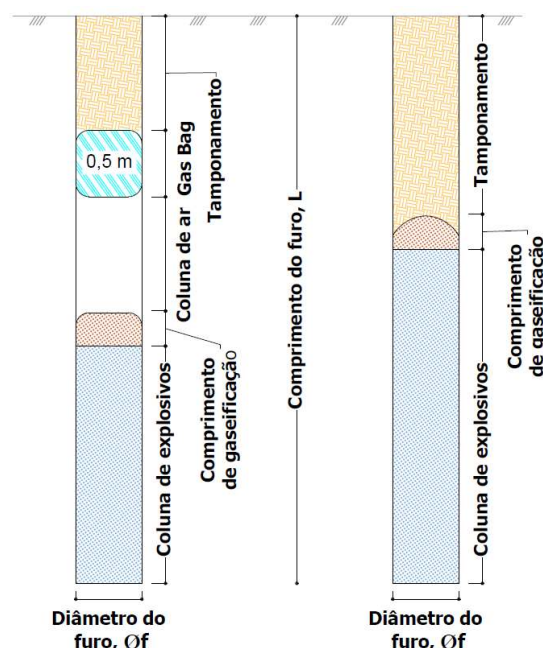


Figura 21 – Furo com “air deck” e furo convencional carregados com emulsão gaseificada (adaptado de Oduro et al., 2016)

A pesquisa original foi desenvolvida na extinta União Soviética por Melnikov & Marhenko (1971), por Melnikov et al. (1976, 1979) e Marhenko (1982) como um meio de otimizar a fragmentação num determinado comprimento de carga, tendo postulado que com esta técnica se conseguem reduzir os consumos de explosivos e aumentar os graus e as uniformidades das fragmentações obtidas, através da redistribuição da energia da detonação. Este processo envolve o abaixamento da pressão inicial dos gases de detonação, aumentando o tempo de ação destes na rocha e a interação entre ondas de choque e o fluxo dos gases. De algum modo os “Air Decks” fornecem um meio onde uma segunda onda de tensões promove a extensão da rede de microfaturas previamente existentes à pressurização dos gases permitindo obter bons resultados finais de fragmentação com maior economia global (Lu & Hustrulid, 2003).

Na aplicação desta técnica o parâmetro crítico consiste na fixação do comprimento do “*deck*” de ar que pode ser obtido pela determinação do “*air decking ratio*, Ra”, ou seja, a razão entre o comprimento do deck de ar e o comprimento total da coluna de explosivo (incluindo o ar). A partir de modelações experimentais, Milnikov et al. (1979) estimaram Ra compreendido entre 0,15 e 0,35 e Moxon et al (1993) propuseram um valor máximo compreendido entre 0,30 e 0,35.

## 2.5.7 Sistemas de iniciação

Todos os explosivos utilizados na mineração requerem um sistema que provoque a iniciação das cargas explosivas que são inseridas nos furos, de um modo fiável, no tempo especificado e na sequência de detonação delineada.

A evolução da indústria de manufatura de produtos explosivos verificou-se, ao longo do tempo, no tipo de substâncias utilizadas assim como nos sistemas de iniciação. Assim, desde o primeiro detonador, patenteado por Alfred Nobel em 1864, até aos modernos detonadores eletrônicos contemporâneos, paulatinamente introduziram-se no mercado a iniciação elétrica, o cordão detonante, os retardamentos e os microrretardamentos elétricos e os detonadores não elétricos.

Os vários sistemas de iniciação podem ser agrupados das seguintes formas:

- I. O sistema pirotécnico. Sendo o mais primitivo, não permite qualquer tipo de retardamento e no atual contexto industrial do mercado, tem apenas utilização residual.
- II. O sistema de iniciação elétrica cuja fonte de iniciação é uma corrente elétrica constituiu uma excelente evolução, quando surgiu, mas por motivos de segurança, mais tarde, caiu em desuso com o surgimento de sistemas mais seguros. Os detonadores elétricos dividem-se em instantâneos (sem retardo), microrretardados (com atrasos múltiplos de 25 ms) e retardados (com atrasos múltiplos de 0,5 s). Os elementos de retardamento têm uma base pirotécnica.
- III. Os sistemas de iniciação totalmente não-elétricos, onde a fonte de iniciação provém de uma onda de choque, foram desenvolvidos na década de 60 pela Dyno Nobel e foram colocados no mercado Europeu nos anos 70. Este sistema de iniciação consiste em tubos de plástico de 2 a 3 mm de diâmetro exterior, com as paredes internas impregnadas de uma fina camada de uma composição reativa cuja reação dá origem a uma onda de choque que se propaga a velocidade de cerca de 2000 m/s, não destruindo o tubo à sua passagem mas sendo suficiente para iniciar o detonador.

Os tubos fazem a ligação entre a superfície e o interior do furo. Existem com vários comprimentos, dependendo da profundidade dos furos e das eventuais zonas de colocação dos cartuchos-escorva. Normalmente a iniciação é efetuada pelo fundo do furo havendo, não obstante, situações de necessidade de iniciação de múltipla. Os detonadores são conectados entre si por ligadores e depois de iniciada, a onda de choque propaga-se desde os ligadores até aos detonadores percorrendo o circuito de ligação continuamente.

A sequência de disparo deriva da sequência de ligação podendo, contudo, ser introduzido um tempo de atraso em cada ligador e detonador. Pelo facto de ser ativado por uma onda de

choque este sistema de detonação exige algumas precauções de modo a prevenir todo e qualquer risco de choque violento sobre o sistema.

A iniciação deste sistema pode ser efetuada com um explosor apropriado, não elétrico, ou ainda por detonadores pirotécnicos, elétricos ou eletrônicos. Oferecendo todas as vantagens dos detonadores elétricos e adicionando melhorias ao nível da flexibilidade dos microrretardos e da segurança foi por esses motivos implementado pela maioria dos utilizadores de explosivos civis.

Vantagens:

- Fácil manuseamento
- Flexibilidade no campo operacional (facilidade de conceção de sequências de detonação em grandes desmontes)
- Número de retardos ilimitado
- Não requer o uso de ferramentas de aplicação
- Robustez
- Insensibilidade a correntes elétricas, ondas de rádio e radiações eletromagnéticas

Desvantagens:

- Não há possibilidade de se testar o circuito de ligações
- Requer um elemento adicional (conector de superfície)
- Imprecisão do sistema, por erros associados ao elemento retardador pirotécnico (tal como no sistema elétrico)
- Cálculo dos tempos reais de detonação (controlo vibracional), quando existem muitas fiadas

IV. O sistema eletrónico surgiu após introdução de componentes eletrónicos nos sistemas de iniciação elétrica, de modo a poderem competir com os recém-introduzidos sistemas não-elétricos. Procurava-se então aumentar as volumetrias de desmonte e os desenvolvimentos tecnológicos permitiram a criação de um dispositivo de disparo sequencial que eletronicamente ajustava o envio de energia a cada série de fios condutores que ligava este dispositivo a um conjunto de detonadores. Isto permitiu aumentar consideravelmente o número máximo de tempos de retardo distintos e o número de combinações possíveis para desmonte (Dozolme, 2014).

Nos anos 90 o incremento no nível de miniaturização dos componentes eletrónicos permitiu embutir um chip desta natureza no detonador, substituindo o elemento de retardamento pirotécnico, que normalmente é o principal responsável pela imprecisão dos detonadores elétricos e não-elétricos. O passo seguinte consistiu no desenvolvimento de um detonador eletrónico programável. Este oferece uma enorme flexibilidade na escolha da temporização de iniciação, com muito maior precisão, permitindo a elaboração de complexas sequências de detonação que aportaram benefícios ao nível do controlo de vibrações e da produtividade. O sistema eletrónico de iniciação remota sem fios surgiu no ano 2010, implementando um novo padrão ao nível da segurança do desmonte com explosivos e apesar de ainda haver uma base

de ligação elétrica no sistema eletrónico atualmente já se está a trabalhar em sistemas de detonação eletrónicos totalmente sem fios, lançados pela Orica Mining Services em 2011 (Orica, 2011 em <http://www.oricaminingservices.com/us/en/news/7>), eliminando deste modo as debilidades remanescentes deste sistema, tais como o potencial risco de fuga e o curto-circuito, aumentando cada vez mais a segurança das operações de desmonte.

Existem no mercado vários fabricantes, embora todos apresentem os mesmos fundamentos básicos (chip computadorizado para controlo da temporização e uso de energia elétrica armazenada em condensadores para iniciação). Devido às diferenças entre os diversos modelos é necessário dar treino específico às equipas de operação e é necessária uma unidade de programação, para atribuição das temporizações programáveis e uma unidade de iniciação designada por explosor eletrónico.

Os principais benefícios no uso do sistema eletrónico são:

- Segurança
- Controlo das vibrações produzidas
- Melhores fragmentações e escavabilidade
- Facilidade no controlo de inventário de detonadores/ligadores
- Maior controlo do formato da pilha do material detonado e menores sobrefragmentações
- Permite esquemas de detonação mais complexos, impossíveis de elaborar com os outros sistemas

Tal como outros sistemas de iniciação, o sistema eletrónico requer uma fonte inicial de energia, uma rede de distribuição dessa energia para cada furo e um elemento por cada detonador sensível à fonte de energia que inicia a detonação.

Segundo o relatório anual de 2019 da FEEM (Federation of European Explosives Manufacturers), no contexto europeu de 29 países, o consumo de detonadores eletrónicos representa 3,9% (apenas), os detonadores elétricos 32,7% e os não-elétrico 63,4% do total, traduzindo este facto a dificuldade de inserir no mercado uma solução que embora mais evoluída acarreta custos acrescidos. Paulatinamente, desde 2008, verifica-se uma tendência crescente na utilização de detonadores eletrónicos, tendo este crescimento sido mais acentuado nos últimos anos, nomeadamente de 2018 para 2019 onde se registou um incremento de 26,2 % relativamente ao ano anterior. Ao nível do consumo total de explosivos, as emulsões a granel lideram (com tendências anuais de crescimento positivo), seguidas pelo ANFO (em tendência decrescente) e pelo explosivo encartuchado (com comportamento algo irregular, dependendo dos anos), num mercado que regista pequenas variações nos totais anuais ao longo dos últimos anos, revelando alguma estagnação das indústrias extrativas a nível continental.

Existem vários critérios para a realização de comparações entre de sistemas de detonação, sendo alguns deles aparentemente antagónicos, quando considerados isoladamente. Poderão ser tidos em conta fatores económicos, técnicos (dimensão do desmonte), ambientais, de segurança ou ainda uma conjugação de vários destes fatores.

Havendo apenas considerações económicas, reportando estas unicamente ao preço de aquisição, o sistema com custo unitário mais baixo prevalecerá. Pelo contrário, quando se torna necessário conseguir um compromisso entre desempenho (vibrações controladas, melhor fragmentação) e custos, na maioria das vezes, os sistemas aparentemente mais caros revelam-se como a melhor solução, visto que o seu uso pode conduzir à poupança de valores muitíssimo superiores aos da simples diferença entre os custos unitários de aquisição dos diferentes sistemas de iniciação. Assim, de um modo geral, na comparação entre o sistema mais evoluído (eletrónico) e o sistema mais utilizado (não-elétrico), tem-se:

Vantagens dos sistemas de iniciação eletrónicos:

- Precisão e exatidão das detonações;
- Flexibilidade na programação das temporizações dos detonadores substituindo uma gama pré-determinada de temporizações nos detonadores e ligadores;
- Segurança da operação, nomeadamente pela detonação remota e pela verificação da integridade do circuito de detonação e dos próprios detonadores.

Desvantagens dos sistemas de iniciação eletrónicos:

- Treino específico das equipas;
- É mais complexo;
- É mais caro, unitariamente.

Vantagens dos sistemas de iniciação não-elétricos:

- Rapidez nas ligações;
- Preço de aquisição unitário.

Desvantagens dos sistemas de iniciação não-elétricos:

- Perigo de iniciação acidental por fonte de choque;
- Número de combinações de retardo limitadas aos atrasos “*standard*”;
- Requer uma ligação sequencial correta e uma inspeção visual cuidada para verificação da continuidade do circuito de detonação, sendo totalmente dependente do erro humano.

Na ótica da segurança pública e da preservação da integridade física dos trabalhadores dever-se-á apontar a manifesta vantagem no uso do sistema eletrónico, não só pela possibilidade de detonação remota, mas também pela necessidade de uma “Blast Box” específica (de aquisição restrita) para iniciação do sistema.

Cardu *et al.*, 2013, comparativamente, referem ainda vantagens dos sistemas de detonação eletrónicos ao nível da eficiência na aplicação da energia dos explosivos, da uniformidade granulométrica do produto obtido e do aumento da produtividade na escavação, apontando mais vantagens para o sistema eletrónico

## 2.5.8 Análises de fragmentação

O objetivo principal, na detonação de maciços rochosos, consiste na obtenção de material desagregado com uma determinada granulometria e a qualidade do desmonte pode ser aferida pela aderência do fuso granulométrico dos produtos obtidos, relativamente ao planeado. Existem dois conjuntos de variáveis que influenciam os resultados, os que derivam das condições naturais do maciço rochoso, (que não são controláveis) e os parâmetros de detonação que são passíveis de modificações (Bowa, 2015).

A estimativa da fragmentação a ser obtida pode ser efetuada através de modelos semi-empíricos. Destes destaca-se o modelo Kuz-Ram, cuja terceira iteração foi desenvolvida por Claude Cunningham (Coy, 2017), combinando a estimativa do tamanho médio do grão, através da equação de Kuznetsov (Equação 15) e da equação de distribuição de tamanhos de Rosin-Rammler (Equação 17)

$$X_m = A K^{-0,8} Q^{\frac{1}{6}} \left( \frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{\frac{19}{30}} \quad (\text{Equação 15})$$

$X_m$ , tamanho médio do grão (cm),

A, fator da rocha que traduz o índice de capacidade de detonação desta (adimensional)

K, consumo específico de explosivo ( $\text{Kg}/\text{m}^3$ )

Q, carga total de explosivo detonado (kg)

$S_{ANFO}$ , força do explosivo relativamente ao ANFO (*Relative Weight Strength*)

O parâmetro A, na Equação 15, é obtido através da seguinte equação, desenvolvida por Lilly em 1983:

$$A = 0,06 (RMD + JPS + JPO + SGI + HF) \quad (\text{Equação 16})$$

Tabela 12 – Parâmetros do fator da rocha A (Johnson, 2014)

RMD, <i>Rock Mass Description</i>	Friável	10
	Fraturada	20
	Maciça	50
	Fechadas (< 0,1 m)	10
JPS, <i>Joint Plane Spacing</i>	Intermédias (0,1 m a 1 m)	20
	Abertas (>1 m)	50
	Horizontal	10
JPO, <i>Joint Plane Orientation</i>	Mergulha para fora da face	20
	Perpendicular á face	30
	Mergulha para dentro da face	40
SGI, <i>Specific Gravity Influence</i>	Densidade da rocha, $\rho_r$ ( $\text{tons}/\text{m}^3$ )	$25 * \rho_r - 50$
HF, <i>Hardness Factor</i>	Módulo elástico (GPa)/3	1 - 10

A equação de Rosin e Rammler é vulgarmente usada na área do processamento mineral e permite o cálculo da distribuição dos tamanhos das partículas considerando (Equação 17):

$$Y = 100(1 - e^{-(X/X_c)^n}) \quad (\text{Equação 17})$$

Y, percentagem do material com tamanho inferior a X

X, tamanho do diâmetro do fragmento (cm)

X<sub>c</sub>, tamanho característico do material (cm)

e, logaritmo de base natural

n, coeficiente de uniformidade ou expoente de Rosin e Rammler

A conjugação das equações 15 e 17 resultam na Equação 18 que estabelece a seguinte relação entre os parâmetros descritos na Equação 15:

$$X_c = \left( \frac{X_m}{0,693^n} \right) \quad (\text{Equação 18})$$

Cunningham (1983) estimou o expoente n para a equação de Rosin e Rammler relacionando o afastamento entre furos com o diâmetro de furação, o espaçamento entre furos, os desvios na furação, o comprimento total da carga explosiva e a altura da bancada e em 1987 estimou que n fica compreendido entre os valores 0,8 e 1,5.

$$n = \left( 2,2 - \frac{14A}{d} \right) \sqrt{\left( \frac{1+S/A}{2} \right)} \left( 1 - \frac{W}{B} \right) \left( \text{abs} \left( \frac{BCL-C}{L} \right) + 0,1 \right)^{0,1} \frac{L}{H} \quad (\text{Equação 19})$$

Sendo A o afastamento (m), S o espaçamento (m), d o diâmetro do furo, W o desvio padrão da precisão de furação (m), L o comprimento da carga de coluna (m), BCL o comprimento da carga de fundo (m), CCL o comprimento da carga de coluna (m) e H a altura da bancada (m).

Um tamanho médio de partícula dos materiais obtidos por via de detonação não garante informação suficiente para descrever a eficiência de um processo de detonação (Bowa, 2015). De facto o mesmo tamanho médio pode ser obtido a partir de curvas granulométricas distintas com frações muito grosseiras e muito finas a coexistirem no mesmo desmonte (por exemplo com um tamponamento sobredimensionado e com carga específica elevada).

Antes de cada detonação deve-se fazer um estudo prévio (fase de projeto), durante o processo detonante deve-se fazer o monitoramento (ferramentas de monitorização) e posteriormente deve ser feita a análise do desmonte (ferramentas de análise). O processo de afinação de um diagrama de fogo é iterativo, devido à presença de variáveis não controláveis e procura-se que no evento seguinte se consigam corrigir eventuais aspetos menos conseguidos nos anteriores.

A melhor forma de avaliar e controlar os resultados obtidos é através de análises de fragmentação podendo estas ser efetuadas através da crivagem do material ou por fotogrametria. O primeiro método seria o mais preciso mas é virtualmente impossível ser efetuada. A fotogrametria permite classificar o grau de fragmentação do maciço rochosos e a respetiva curva granulométrica tendo por base o modelo Kuz-Ram e através de meios computacionais permite de uma forma expedita controlar o grau de fragmentação do material detonado e enquadrá-lo no contexto da operação.

Existem diversos *softwares* no mercado, tendo por base o processamento de imagens 2D. O ângulo da fotografia relativamente à pilha tem influência nos resultados (idealmente deveria ser perpendicular) e para se poder traduzir o resultado numa curva granulométrica coloca-se um ou dois marcadores de escala. Numa análise de fragmentação abrangente devem ser processadas várias fotografias da pilha, relativamente a diversas faces do desmonte, procurando estabelecer uma amostra representativa. Idealmente deveriam ser ainda acrescentadas fotografias do desmonte durante a lavra embora se deva ter em consideração que as partículas mais finas tendem a migrar para a zona inferior do desmonte através dos espaços vazios e por isso a zona alvo deverá ser o centro exposto durante a escavação.

O último estágio da detonação corresponde à movimentação do material. Durante este processo também ocorre alguma fragmentação devido à colisão entre fragmentos na fase de “voo” ou quando impactam no solo. Este fenómeno é mais expressivo em bancadas altas devido às velocidades mais elevadas motivadas pela força (aceleração) gravitacional.

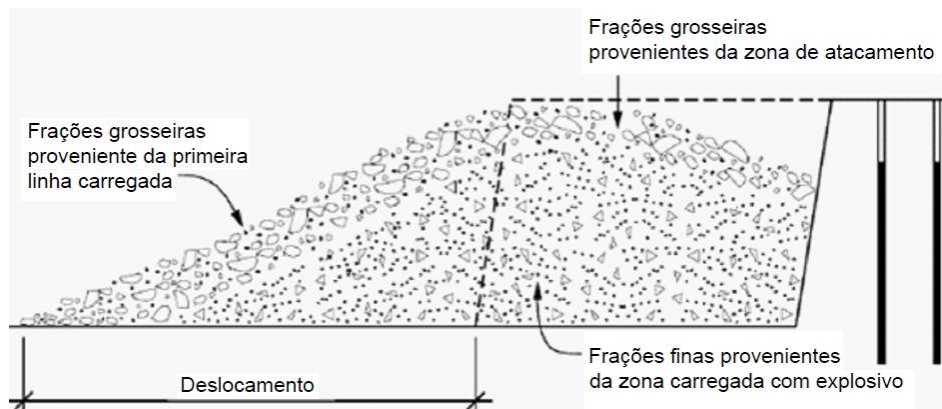


Figura 22 – Distribuição das fragmentações típicas num desmonte

Normalmente as frações mais finas situam-se no interior do desmonte e as mais grosseiras na parte superior e na frente deste, correspondendo as últimas às zonas de tamponamento (ausência de explosivo) e de arranque onde o remanescente de fissuração das detonações prévias definiu blocos com tamanho superior ao desejado e impede o correto uso da energia explosiva por dissipação gasosa através de fendas.



## 2.6 Efeitos de detonações em maciços rochosos

A libertação súbita de qualquer forma de energia no terreno origina a propagação de ondas volumétricas e superficiais, que irão afetar pessoas e estruturas próximas, dependendo das amplitudes de vibração de vários fatores, onde se incluem a quantidade de energia libertada no fenómeno que as originou, a distância entre a origem e o ponto de registo, as propriedades transmissoras e dissipadoras dos terrenos envolvidos e a resistência dinâmica das estruturas e dos seus componentes mais frágeis (Dinis da Gama, 2003).

Genericamente, para a quantificação da magnitude da ocorrência, expressa pelo nível de vibração produzido, Jimeno (2003) refere ainda:

- O consumo específico de explosivo,
- Os tipos de explosivos utilizados,
- Os tempos de retardo,
- As características geométricas do plano de fogo.

Invariavelmente, a realização de detonações em maciços rochosos tem como resultado efeitos temporários e permanentes, que resultam da propagação de tensões dinâmicas e da rápida expansão dos gases.

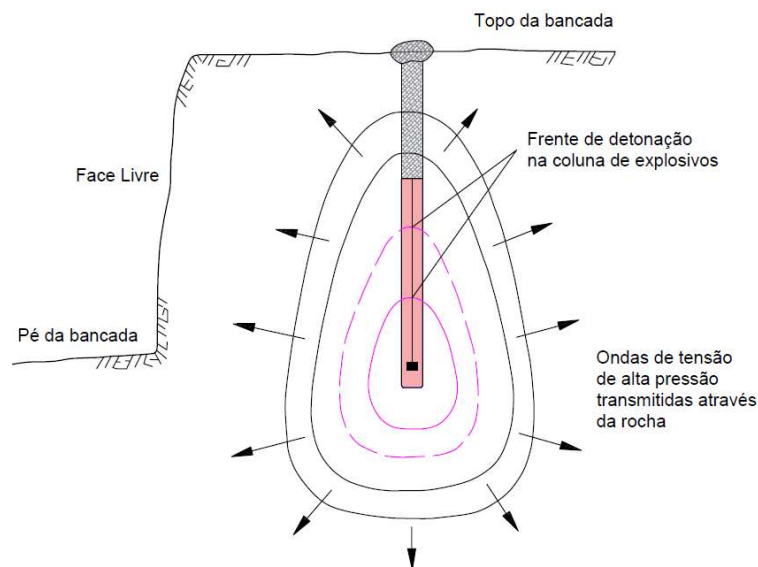


Figura 23 – Secção de um desmonte em bancada com propagação de ondas de tensão (Adaptado de ESSEEM, 2010)

Sempre que as partículas do terreno ou as estruturas afetadas retornem às suas posições originais, após a passagem da onda de tensão que origina a solicitação, estamos na presença de efeitos temporários. Nesta classificação englobam-se aqueles que dependem da natureza e intensidade da vibração, com manifestação através de vibrações induzidas nos terrenos circundantes e produção de onda aérea, incluindo ainda a percepção humana face às vibrações, a produção de ruídos estruturais em edifícios, a perturbação de instrumentos sensíveis e as distorções estruturais (em edifícios).

Associados aos efeitos permanentes estão a degradação da integridade do maciço e os deslocamentos efetivos, que estão intrinsecamente dependentes da rede de fracturação pré-existente à detonação e que resultam em deformações não recuperáveis de partes do maciço que se manifestam mesmo após a escavação da zona desmontada. A projeção de blocos, ou seja, a obtenção de deslocamentos de partes do maciço para lá do expectável, assim como a compactação de solos ou maciços terrosos são também considerados como efeitos permanentes.

A ocorrência de projeção de blocos constitui, sob o ponto de vista da segurança da operação, um dos impactos mais graves que resulta da escavação de maciços rochosos com recurso a explosivos, podendo originar acidentes graves, envolvendo equipamentos e infraestruturas diversas (Bernardo, 2004). As principais causas responsáveis por estas ocorrências são:

- Excesso de carga explosiva no furo,
- Tamponamento insuficiente ou de má qualidade,
- Reduzidos afastamentos às faces livres,
- Sequências de temporização incorretas,
- Existências de cavidades ou de alterações geológicas no maciço rochoso,
- Desmonte secundário,
- Iniciação de furos com recurso a cordão detonante,
- Decapagens com recurso a explosivos.

Heuristicamente, ao longo dos anos, foram sugeridas várias fórmulas que permitem prever qual o alcance máximo dos blocos em função de diversos tipos de explosivos. O princípio físico aplicado é o de lançamento de projéteis, cuja fórmula para o alcance horizontal máximo ( $L_{máx}$ ) entre pontos situados no mesmo plano horizontal é obtido a partir de:

$$L_{máx} = \frac{V_0^2 \sin(2\theta)}{g} \quad (\text{Equação 20})$$

$V_0$ : Velocidade inicial de lançamento [m/s]

$\theta$ : Ângulo de lançamento com a horizontal [°]

g: Constante gravitacional [9,8 m/s<sup>2</sup>]

Donde se depreende que o alcance é máximo quando o ângulo é de 45 °.

Efetuar a limpeza do material solto sobre a superfície da detonação, nomeadamente de pedras soltas, é uma boa prática, visto que estas podem facilmente ser ejetadas a distâncias consideráveis. Na eventualidade de se verificar a presença de vários tipos de litologias no mesmo desmonte, ou ainda de zonas incompetentes, deve-se ponderar o uso de cargas explosivas espaçadas, com localização do espaçador de inertes na zona de separação (ou incompetente), de modo a evitar-se a dissipação de energia pela interface entre os dois tipos de material.

Caso a frente livre se encontre muito fragmentada, principalmente no carregamento a granel, deve-se fazer o uso de manga plástica para evitar a fuga do explosivo para fendas e a sobrecarga do

furo. Em zonas próximas a áreas com construções nas imediações deve ainda ponderar-se o uso de dispositivos de cobertura do desmonte para reduzir ao máximo possível os riscos de projeções.

Os três mecanismos principais de projeção de blocos, associados às respectivas causas, são descritos na figura seguinte (Richards & Moore, 2005):

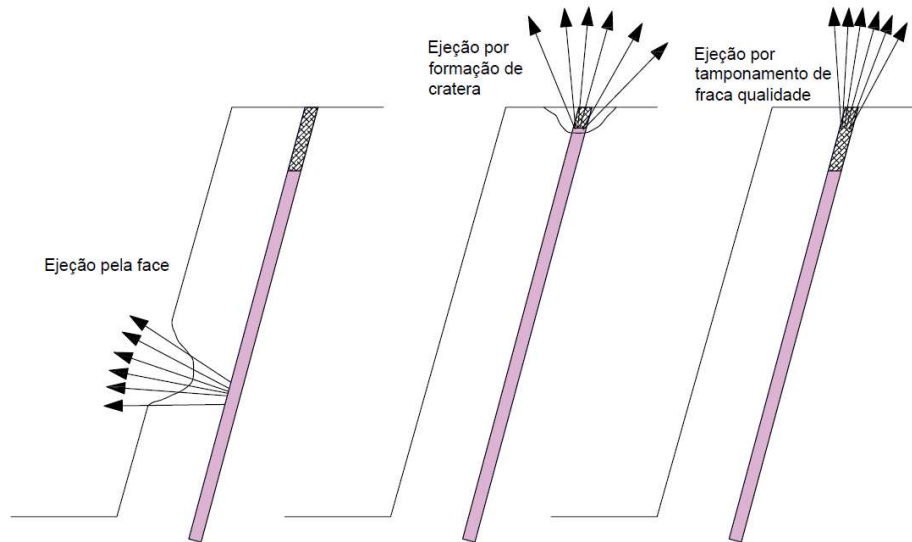


Figura 24 – Principais mecanismos de ejeção (Adaptado de Bazzazi, 2010)

Com base em estudos experimentais, Lundborg, em 1974, iniciou uma pesquisa, tendo por base a detonação em rochas duras, tendo relacionado o diâmetro de furação com a densidade da rocha, com o tamanho do fragmento projetado e com a sua velocidade de projeção, tendo proposto a seguinte equação para cálculo do alcance máximo dos fragmentos projetados, em função do diâmetro de furação (Bazzazi, 2010):

$$L_{m\acute{a}x} = 260 \varnothing_f^{\frac{2}{3}} \quad (\text{Equa\c{c}\~{a}o 21})$$

$L_{m\acute{a}x}$ : Alcance m\~{a}ximo [m]  
 $\varnothing_f$ : Di\~{a}metro do furo [polegadas]

Os testes de valida\c{c}\~{a}o do estudo demonstraram ainda que em rochas mais brandas as dist\~{a}ncias de proje\c{c}\~{a}o diminuem, visto que a carga espec\~{i}fica tamb\~{e}m diminui. Posteriormente surgiram v\~{a}rias deriva\c{c}\~{o}es da equa\c{c}\~{a}o anterior, nomeadamente a seguinte, em que se relaciona a dist\~{a}ncia m\~{a}xima de proje\c{c}\~{a}o com a carga aplicada ( $q$ ) e com o di\~{a}metro do furo:

$$L_{m\acute{a}x} = (150q - 30) \varnothing_f \quad (\text{Equa\c{c}\~{a}o 22})$$

$q$ : Carga espec\~{i}fica [Kg/m<sup>3</sup>]

Chiapetta (1998), durante a escava\c{c}\~{a}o de expans\~{a}o do canal do Panam\~{a} usou o conceito SDOB “*scaled depth of burial*” para prevenir que a proje\c{c}\~{a}o de blocos de dimens\~{o}es consider\~{a}veis atingisse o leito do canal existente, principalmente nas zonas menos profundas, permitindo desse modo a

continuidade nas travessias dos navios. Este conceito foi também abordado por McKenzie (2009) e embora com formulações distintas às de Chiapetta ambos mostraram a eficácia das concepções de planos de fogo com base na carga específica, na geometria do plano de furação e nas propriedades da rocha (Coy, 2017).

Na sua formulação o SDOB pode ser calculado no sistema métrico ou no sistema imperial e tem em consideração o diâmetro das cargas explosivas, a densidade do explosivo, o comprimento do tamponamento e o comprimento da carga. Valores mais baixos de SDOB significam maiores velocidades na libertação dos gases resultantes da detonação e maiores velocidades das partículas projetadas (Figura 25).

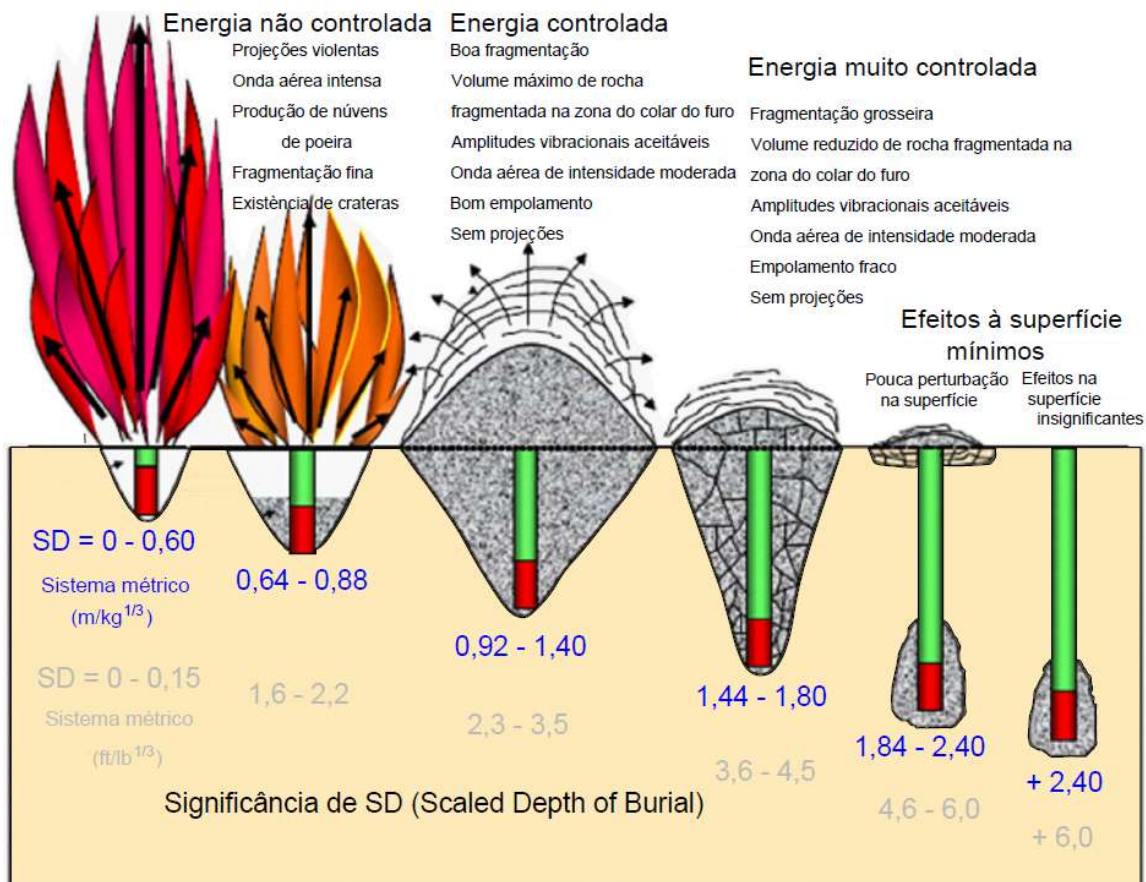


Figura 25 – SDOB (Adaptado de Tobin, 2013)

Considerando o carregamento a granel (com acoplamento perfeito do explosivo às paredes do furo) o SDOB obtém-se a partir da Equação 23:

$$SDOB = \frac{D_c}{W_c^{0,333}} \quad [m/kg^{0,333}] \quad (\text{Equação 23})$$

D<sub>c</sub>: Distância do centro da carga de referência ao topo do furo [m]

D<sub>c</sub> calcula-se adicionando a altura de tamponamento com cinco vezes o diâmetro do furo

W<sub>c</sub>: Massa de explosivo contida em dez vezes o diâmetro do furo [kg]

## 2.6.1 Vibrações

O uso de explosivos tem como efeito secundário (indesejado) a produção de vibrações, (ondas sísmicas) e de sons (ondas aéreas). Bernardo (2004), define vibração como um movimento oscilatório de um material, sólido ou fluido, que foi afastado da sua posição de equilíbrio. Nesse âmbito, a resposta elástica dos terrenos, cuja constituição sejam solos ou rochas, à passagem de uma onda de tensão, com origem direta ou indireta numa solitação dinâmica, é definida como vibração.

Os principais parâmetros que caracterizam as ondas são (Bernardo, 2004):

- Amplitude (m). Magnitude da afetação de uma partícula a partir da sua posição de repouso
  - Deslocamento (m). Espaço percorrido por uma partícula quando excitada pela onda;
  - Velocidade de vibração (m/s). Deslocamento das partículas por unidade de tempo, causado pela passagem de uma onda;
  - Aceleração ( $m/s^2$ ). Variação da velocidade das partículas por unidade de tempo
- Período (s). Tempo necessário para completar um ciclo
- Comprimento de onda (m). Comprimento de um ciclo completo
- Frequência (Hz). Número de ciclos por segundo

Os critérios de dano estrutural baseiam-se na velocidade de vibração da partícula por ser este parâmetro o que melhor caracteriza a propagação de vibrações em maciços rochosos (Konya & Walter, 1990). Devido a este motivo a maioria dos sismógrafos utilizados para monitoramento de detonações respondem a esta solitação.

À máxima velocidade de vibração, durante a propagação das ondas de tensão dá-se o nome de velocidade da vibração de pico ( $V_L$ ), registada usualmente em mm/s (ou cm/s) e as variáveis mais relevantes para a sua caracterização são as seguintes:

- Carga máxima detonada no mesmo instante;
- Distância percorrida pelas ondas;
- Condições geológicas;
- Confinamento do maciço;
- Propriedades físicas das rochas;
- Acoplamento do explosivo;
- Dispersão das temporizações dos detonadores;
- Tipo de explosivo

A monitorização das vibrações e das velocidades da vibração de pico é efetuada através sismógrafos de engenharia, dotados de geofones triortogonais (registam as componentes longitudinal, transversal e vertical das ondas), que têm como função receber e registar os impulsos sísmicos. Usualmente regista-se a velocidade da vibração de pico, as frequências medidas nos instantes de tempo em que se verificam as amplitudes máximas e a resultante vetorial (PVS – *peak velocity sum*), sendo esta última utilizada como o valor máximo da velocidade vibratória que atingiu o local de monitorização (Bernardo, 2004).

Para um movimento sinusoidal de onda aplicam-se as seguintes relações (ESSEEM, 2010):

$$V_L = 6,28 \cdot f \cdot A \quad (\text{Equação 24})$$

$V_L$ : Velocidade da vibração de pico	[mm/s]
$f$ : frequência de vibração	[Hz]
$A$ : Deslocamento	[mm]

Holmberg (1982) estimou que a rotura de uma rocha resistente, sob ação dinâmica, requer velocidades vibratórias compreendidas entre 700 mm/s e 1.000 mm/s (Hustrulid, 1982). Devido a estas amplitudes, geradas localmente durante a detonação de maciços rochosos, as vibrações assumem importância crítica, visto que embora o seu potencial de causar danos em pessoas seja diminuto, estruturalmente não podem ser ignoradas as eventuais consequências.

Pequenas cargas geram vibrações de maior frequência e menor deslocamento e grandes cargas geram vibrações com frequências mais baixas e maiores deslocamentos. Assim, independentemente da dimensão dos desmontes podem ser esperadas as mesmas intensidades da velocidade da vibração de pico, embora com frequências de vibração diferenciadas, desde que a carga detonada por retardo seja a mesma (para uma mesma distância) ou para a mesma distância escalada.

$$D_e = \frac{D}{\sqrt{Q}} \quad [\text{m/kg}] \quad (\text{Equação 25})$$

$D_e$ : Distância escalada

$D$ : Distância entre ponto emissor e ponto recetor	[m]
$Q$ : Carga máxima por retardo	[kg]

À semelhança do que sucede com todos os campos de força, as ondas sísmicas decaem ou desaparecem com a distância, sendo espectável uma relação de proporcionalidade inversa entre esta e a velocidade de vibração. A este fenómeno dá-se o nome de atenuação.

Sarsby (2000) elencou os fatores cuja contribuição afeta a diminuição das vibrações com a distância:

- A expansão geométrica das ondas no maciço;
- A presença de descontinuidades nos maciços;
- Progressiva separação das três componentes (que deriva das diferentes velocidades de propagação);
- O atrito interno dinâmico característico das rochas.

Importa salientar que não se pode assumir a atenuação como um facto adquirido em função do aumento da distância. Azevedo e Patrício (2003) referem que em meios estratificados, em condições geométricas favoráveis, as ondas podem concentrar-se ou sobrepor-se a outras ondas refletidas e nessas condições é possível registarem-se valores mais elevados em pontos mais afastados.

Os efeitos das vibrações nas estruturas afetadas dependem das distâncias entre os focos de emissão e de receção, da geologia na qual se propagam as ondas assim como do tipo de construção, através de respostas dinâmicas diferenciadas (Figura 26).

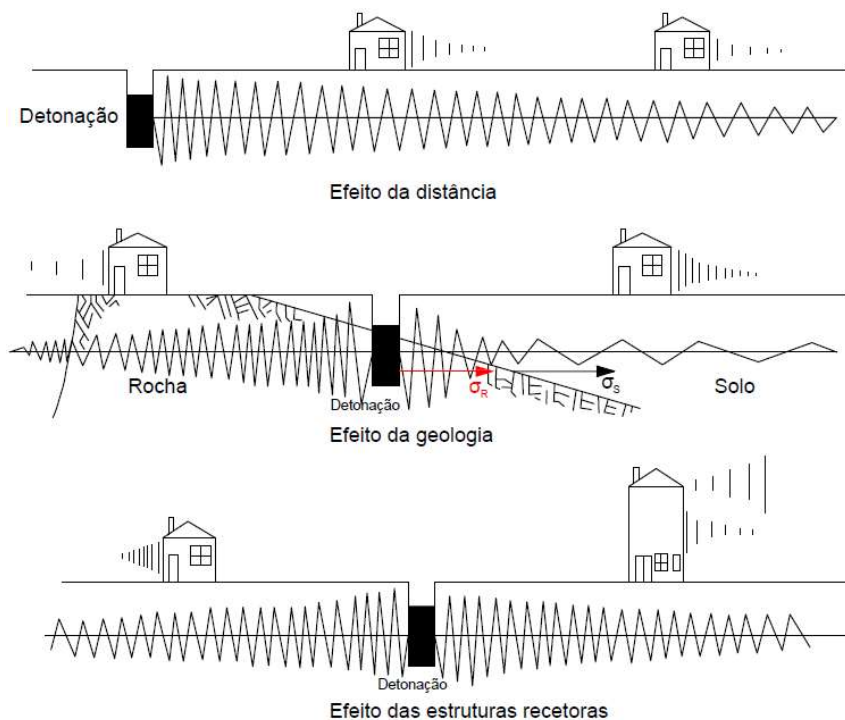


Figura 26 – Efeitos das vibrações nas estruturas segundo a distância, a geologia e o tipo de estrutura (Adaptado de Bernardo, 2004)

Ao nível estrutural, a resposta dinâmica das estruturas é afetada pelos seguintes fatores (Bernardo, 2004):

- A existência de pilares com alturas diferentes, produzindo variações de rigidez horizontal, o que provoca torção do edifício. Esta solução estrutural é frequentemente usada quando o terreno de fundação se apresenta inclinado;
- A simetria e rigidez da massa estrutural, que devem ser reduzidas;
- A ductilidade que, sendo eficaz, proporciona boa capacidade de dissipação de energia à estrutura. A ductilidade resulta do compromisso entre a rigidez e a deformabilidade;
- As juntas presentes nas estruturas, que melhoram o comportamento dinâmico, ao evitarem as grandes dimensões e por eliminarem assimetrias;
- As simetrias (geométrica e estrutural) que, a serem verificadas, melhoram o comportamento dinâmico. A simetria estrutural é necessária de modo que o centro de massa do piso coincida como centro de rigidez, sob pena das ações de forças horizontais produzirem torção da estrutura, podendo dar origem a esforços elevados, sobretudo nos elementos do contorno;
- A esbelteza da estrutura, sendo elevada, induz maiores esforços de compressão nos pilares, prejudicando a ductilidade, ou aparecimento de trações (resultado da afetação dinâmica – fenômenos de curvatura) reduzindo a resistência ao corte.

A criação de modelos teóricos de resposta das estruturas às vibrações com origem em desmontes têm-se mostrado ineficazes, devido à enorme variabilidade e complexidade de interação dos

parâmetros envolvidos nas propagações ondulatórias. Por este motivo, geralmente, procuram-se quantificar os critérios de dano estrutural, a partir de dados experimentais (Bernardo, 2004).

Reconhecida por vários autores (Dinis da Gama, 1978; Jimeno et al., 1995; Hustrulid, 1999), a lei de atenuação das vibrações nos terrenos, originadas por detonação de cargas explosivas, mais usada é devida a Johnson (1971), obtida através de um tratamento estatístico de dados relativos à quantidade de explosivo detonado e à distância entre a fonte de vibração e os respetivos pontos de monitorização, com a formulação geral seguinte (Dinis da Gama & Bernardo, 2001):

$$v = aQ^bD^c \quad (\text{Equação 26})$$

V: Velocidade da vibração de pico [mm/s]  
Q: Massa de carga explosiva detonada por retardo [kg]  
D: Distância entre pontos de solicitação e de monitorização [m]  
a, b, c: Constantes do maciço, dependentes das condições geológicas locais

Independentemente da abordagem, verifica-se que para efeitos de controlo e monitorização dos impactes resultantes de detonações deverá ter-se em consideração a quantidade de carga explosiva por volume de rocha e o limite máximo da carga disparada por retardo que não afete ilegalmente as estruturas vizinhas (Konya & Walter, 1990).

Uma das formas de efetuar o controlo de qualidade dos desmontes consiste em aferir o nível de vibrações produzidos relativamente ao estimado através do plano de desmonte. Em escavações situadas na vizinhança de estruturas, a monitorização deste parâmetro permite aperfeiçoar o plano e simultaneamente atua como mecanismo de defesa da empresa que efetua o serviço de detonação, em situações de conflito com as populações (Louro, 2009).

## 2.6.2 Onda aérea e poeiras

Os impactes ambientais negativos gerados pela produção de ondas aéreas resultam da propagação de ondas de choque através da atmosfera, emanadas a partir da detonação. Estes manifestam-se através de ruído, com frequências compreendidas entre 20Hz e 20.000 Hz, produzido geralmente pela libertação de gases, pela colisão de blocos durante a projeção ou ainda pelo uso de cordão detonante e de vibrações aerotransportadas resultantes da vibração da superfície do terreno.

As principais medidas de mitigação destes efeitos são:

- A utilização de material de atacamento adequado;
- O correto dimensionamento do atacamento;
- A detonação com condições favoráveis de vento (com propagação contrária às estruturas a proteger);
- A análise da face livre para deteção de zonas com fracturação remanescente elevada e o carregamento ser efetuado em conformidade com o estado da frente;
- A não utilização de cordão detonante.



As ondas aéreas são também ondas de tensão com comportamento similar ao das ondas sísmicas, na medida em que são atenuadas em função da distância e são proporcionais à magnitude que as originou. Importa salientar que em função da onda aérea são esperados os seguintes efeitos resultantes da intensidade da pressão acústica (dB) correspondentes às intensidades das respetivas ondas (kPa) no momento em que atingem os alvos (Tabela 13):

Tabela 13 – Efeitos das ondas aéreas (Bhandari, 1997)

dB	kPa	Efeitos
177	14,00	Quebra de todas as janelas
170	6,30	Quebra da maioria das janelas
150	0,63	Quebra de algumas janelas
140	0,20	Quebra de janelas soltas
136	0,13	Limite admissível segundo o USBM
128	0,05	Queixas prováveis

A emissão de nuvens de poeiras após a detonação é inevitável e a sua magnitude depende da natureza do material detonado. Geralmente as atividades de carácter contínuo tais como a carga e transporte e as britagens contribuem maioritariamente para as emissões de particulados finos para a atmosfera embora devam ser observadas algumas medidas de redução nas emissões durante as detonações:

- Redução do número de desmontes, sempre que possível, optando por desmontes de maiores volumetrias;
- Efetuar as detonações com condições climáticas mais favoráveis de dispersão relativamente às zonas a serem protegidas;
- Evitar o uso de cordão detonante, visto que contribui para diminuir a efetividade do tamponamento;
- Humedecer o material fino na superfície dos desmontes, imediatamente antes das detonações;
- Evitar o uso de detritos de perfuração no tamponamento;

## 2.7 A Norma Portuguesa 2074

A Norma Portuguesa 2074, instituída em 19 de Abril de 1983 pela Portaria n.º 457 e intitulada "Avaliação da influência em construções de vibrações provocadas por explosões ou solicitações similares", veio regulamentar e estabelecer limites para os efeitos nocivos que as vibrações provocadas por explosões ou solicitações similares podem provocar em estruturas vizinhas às zonas de trabalho, nas quais ocorram solicitações dinâmicas.

Em 2005 Bernardo et al. (2005) fizeram uma proposta de melhoria da NP 2074 (1983). Alertava-se para o desenquadramento legal face às normativas mais evoluídas existentes noutros países,

nomeadamente porque a inclusão do tipo de terreno no cálculo do modelo de previsão ser impróprio, visto que os instrumentos de medição deviam ser colocados sobre um elemento de fundação da estrutura, implicando que na amplitude da onda detetada os efeitos do tipo de litologia já estavam considerados. No mesmo estudo o número de eventos diários também foi considerado como um parâmetro irrelevante, visto não existirem provas de perdas de resistência dos materiais de construção devido a existirem várias solicitações dinâmicas num dia, considerando-se também que a classificação das estruturas podia tornar-se algo subjetiva, condicionando-se o valor máximo admissível a um critério pouco rigoroso. Finalmente indicava-se a frequência como um parâmetro essencial devendo a sua inclusão ser obrigatória, visto estar demonstrado que esta, juntamente com a amplitude de vibração, serem as principais causas de danos estruturais (Luz, 2017).

A NP 2074 de 2015, aprovada pelo Instituto Português da Qualidade, intitulada “Avaliação da influência de vibrações impulsivas em estruturas”, veio dar resposta à proposta de melhoria, tendo-se excluído o número de solicitações diárias e o tipo de solo, sendo introduzida uma diferença essencial, relativamente à atribuição dos valores limites recomendáveis para a velocidade de vibração em função da frequência, em linha com a maioria das normas congêneres existentes noutros países, para detonações que ocorrem entre as 7h00 e as 20h00, estando por isso excluída a avaliação da incomodidade para o Ser Humano, assim como a influência destas vibrações em equipamentos sensíveis eventualmente existentes em hospitais, laboratórios, etc., os quais podem ser objeto de valores limite mais restritivos (Bernardo, 2017).

O sistema de medição a utilizar na avaliação das vibrações abrangidas pela presente Norma deve incluir transdutores de velocidade triaxiais (ou acelerómetros), condicionador de sinal e sistema de registo e processamento regularmente calibrados com periodicidade anual. O intervalo de frequências deve estar compreendido entre 2 Hz a 80 Hz e o de velocidade de vibração entre 0,5 mm/s e 100 mm/s, aconselhando-se a realização de uma inspeção prévia às estruturas próximas, interior e exteriormente, com registo de patologias previamente detetadas, devendo o transdutor ser fixo aos elementos estruturais ou do edifício solidários com as fundações, no máximo a 0,5 m do nível do terreno exterior, preferencialmente com um dos eixos orientados numa direção horizontal dirigida para o local de origem da solicitação, L e outro eixo na vertical, V (NP2074, 2015).

Tabela 14: Valores limites para a velocidade da vibração de pico,  $v_L$  (mm/s) na NP2074 de 2015

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

A classificação das estruturas deve efetuar-se de modo conservador, tendo em conta o estado de conservação, a respetiva esbeltez e o seu valor patrimonial. São consideradas estruturas sensíveis os

monumentos ou as infraestruturas de transporte. As estruturas correntes são as mais comuns, como habitações e escritórios e, finalmente, nas estruturas reforçadas englobam-se os edifícios recentes em betão armado, ou com elementos estruturais de natureza metálica e, dentro destes os que tenham finalidades industriais.

A NP2074 (2015) apresenta ainda uma lista de recomendações quando se está na presença de estruturas sensíveis, nomeadamente a necessidade de uma análise prévia do local onde as solicitações irão ocorrer, com auxílio das equações de propagação das vibrações típicas para diferentes litologias (Equação 26, por exemplo), que permitem a obtenção de curvas de isovalores de velocidade de vibração e a previsão de cargas máximas passíveis de ser usadas por unidade de retardo, aconselhando-se ainda a utilização do sistema de iniciação eletrónico, para evitar a sobreposição de temporizações e para se controlar a frequência dominante em pequenas distâncias, com múltiplos pontos de monitorização em tempo real.

### 3. Descrição das campanhas de monitorização

#### 3.1 Enquadramento Geográfico e Geológico

O Centro de Produção de Maceira (CMP) localiza-se em Maceira (Figura 27), distrito de Leiria e encontra-se representado na folha nº 296 da Carta Topográfica da Marinha Grande, na escala 1/25.000.

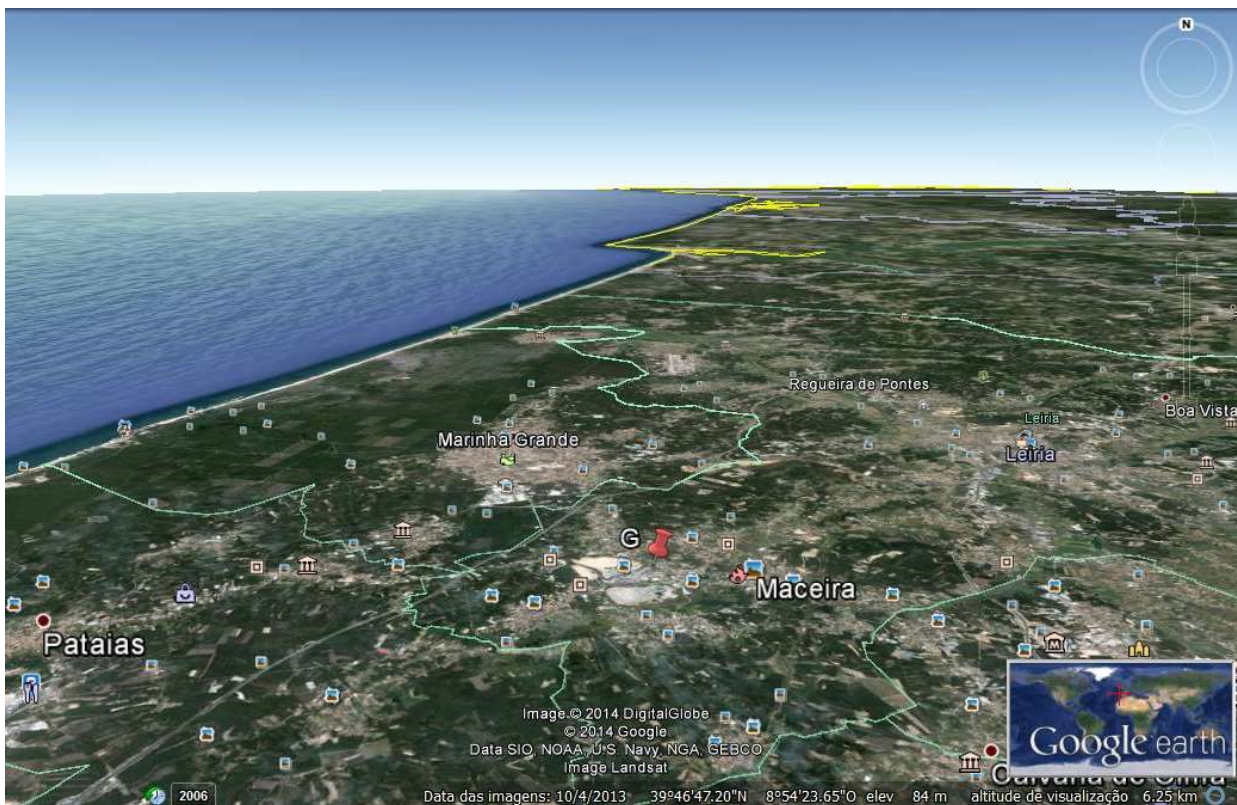


Figura 27: Localização Geográfica do Centro de Produção de Maceira

Nesta unidade de produção, oficialmente inaugurada em 3 de Maio de 1923, produz-se cimento do tipo Portland. Existe capacidade de produção de mais de 1.350.000 ton/ano de cimento cinzento (Secil, 2014) e possibilidade de escoamento dos seus produtos por via-férrea ou rodoviária.

Geologicamente, sob o ponto de vista estrutural a unidade de produção insere-se no anticlinal diapírico de Maceira, que apresenta orientação NE-SW e se situa no flanco NW desta estrutura. As camadas que ocorrem neste flanco têm uma orientação muito próxima de N70°E e inclinação de 70° para NW.

As unidades ocorrentes no local em estudo são atribuídas ao Jurássico médio (Bajociano, Batoniano - J2a,b) e são constituídas predominantemente por calcários margosos compactos, sublitográficos, em bancadas que podem ultrapassar os 2m (in Zbyszewski, G.; Torre de Assunção, C. – “Notícia Explicativa da folha 22D” e Lusotecna – “Disponibilidades em materiais para fabrico de cimento em Maceira”).

Da observação da Figura 28 constata-se na frente Norte, Noroeste e Este a proximidade das zonas de escavação da pedreira relativamente à área urbana circundante. Historicamente a pedreira evoluiu crescendo até aos limites legalmente exploráveis e as populações ocuparam, em alguns casos, posições relativas inferiores a 100 m aos limites da exploração.

Esta proximidade pode originar problemas ambientais relacionados com o conforto ambiental e ainda com a eventual integridade física das construções civis circundantes.



Figura 28: Pormenor da Figura 27 (Centro de Produção de Maceira)



## 3.2 Equipamento para monitorização de vibrações

Para efetuar o registo de vibrações, nos locais de monitorização, foi utilizado um sistema composto por sismógrafo de engenharia dotado de geofones triortogonais, designado por *Minimate Plus* e pertencente ao fabricante InstanTEL (Figura 29).

Com este equipamento e com *software* específico (Blastware) obtêm-se sismogramas que fornecem informações relativas aos valores da velocidade vibratória de pico (PPV – “peak particle velocity”) segundo três componentes ortogonais entre si (longitudinal, transversal e vertical) e à sua resultante vetorial (PVS – “peak vector sum”) que se utiliza como o valor máximo da velocidade de vibração que atinge os pontos de monitorização num mesmo instante de tempo (Bernardo, 2004).

Este sistema compacto é constituído por um módulo digital de armazenamento e por sensor. Permite monitorização remota e é muito versátil, admitindo uma vasta gama de sensores (microfones, geofones, acelerómetros e hidrofones) com 4 e 8 canais. Tem capacidade de memória para 300 eventos com vários tipos de registos (manual, contínuo, tiro isolado, etc.) para amplitudes e frequências de vibração (InstanTEL, 2014).



Figura 29: Sistema *Minimate Plus* da InstanTEL (InstanTEL, 2014)

Os geofones utilizados foram do tipo *standard* (triaxiais) com frequência linear de resposta de 2 a 250 Hz (InstanTEL, 2014), em conformidade com as especificações da ISEE “*International Society of Explosive Engineers*”.

## 3.3 Detonações com sistema não-elétrico em 2006

Entre 31 de Julho e 24 de Outubro de 2006 decorreu uma campanha com detonadores não-elétricos (NED) tendo como objetivo a caracterização dinâmica dos terrenos e a avaliação dos impactes ambientais produzidos por detonações para desmonte do maciço rochoso, quer na zona da pedra, quer nas imediações do Centro de Produção de Maceira (Figura 29).

Procurou-se confrontar os registos obtidos com a legislação vigente (NP 2074, 1983), permitindo enquadrar as vibrações sob o ponto de vista legal e determinar as leis de propagação de vibrações no maciço de modo a permitir prever as cargas máximas passíveis de serem utilizadas, por retardo, com este sistema de detonação.

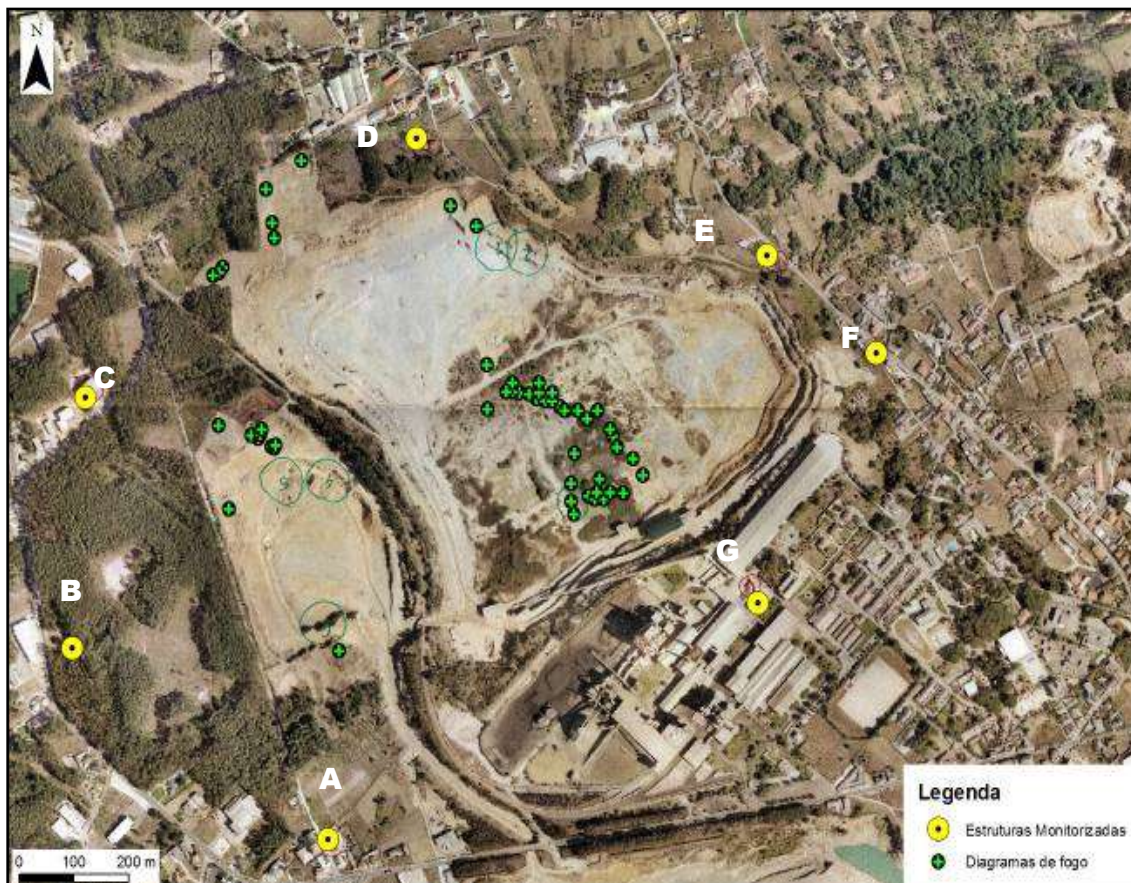


Figura 30: Localização dos locais de desmorte e de registo na campanha de NED de 2006 (Bernardo, 2006)

Da observação da Figura 30 constata-se a distribuição dos pontos de medição em torno da pedreira assim como a localização das detonações nas frentes de desmorte. Nesta campanha procurou-se obter informação em diversos locais provenientes de distintas situações, abrangendo-se desmontes em bancada, em presença de água, transversais e longitudinais relativamente à estratificação do maciço rochoso.

No Anexo 1 apresentam-se tabelas 24 e 25 com os resultados da campanha de monitorização para todos os desmontes efetuados.

No total foram executados 47 desmontes que deram origem a 77 registos de bancada completos, ou seja, com conhecimento da distância entre os desmontes e os pontos de monitorização, do pico da velocidade da vibração registados com geofone Standard e da carga máxima de explosivo por retardo.



### 3.4 Detonações com sistema eletrónico em 2012 e 2013 (EBS1)

Em 22 de Novembro de 2012 iniciou-se uma primeira campanha de monitorização em que as cargas foram iniciadas com detonadores eletrónicos (EBS1) que durou até 13 de Maio de 2013.

Nesta campanha, as detonações foram concentradas em duas zonas da pedreira e os pontos de registo coincidiram com estruturas próximas das zonas onde se efetuaram os desmontes. Na Figura 31 observam-se os locais de registo, identificados com um marcador amarelo e uma letra e, assinalados com um marcador azul, os locais onde se efetuaram os desmontes. Identificam-se facilmente as duas zonas da pedreira, Z1 e Z2, onde decorreram os trabalhos de desmonte e a aproximação relativa aos limites da exploração.



Figura 31: Localização dos locais de desmonte e dos pontos de registo na campanha EBS1

Pretendeu-se avaliar o nível de vibrações verificado em áreas residenciais e na zona industrial de processamento de cimento (ponto de monitorização D), que confinam com a zona de exploração e, simultaneamente, verificar o desempenho dos detonadores eletrónicos em termos ambientais.

Foram realizados 26 desmontes que originaram 49 registos completos, dado que alguns foram monitorizados com mais do que um sismógrafo.

No Anexo 2 apresentam-se as tabelas 26 e 27 com as coordenadas geográficas dos furos e com a caracterização dos dados dos desmontes, respetivamente.

### 3.5 Detonações com sistema eletrónico em 2014 (EBS2)

Durante o ano de 2014, entre 14 de Março e 26 de Junho, em virtude do melhor desempenho dos detonadores eletrónicos, surgiu uma nova campanha com aplicação de detonadores eletrónicos, de modo a tentar controlar as vibrações produzidos e transmitidas às populações envolventes numa zona da pedreira (Z3) muito próxima dos limites da exploração.

Conforme se encontra patente na Figura 32, o ponto de monitorização F coincide com igual ponto da 1ª Campanha com EBS, enquanto o ponto G surge como um novo ponto de monitorização e correspondeu, tal como sucedeu com o ponto F, a uma habitação. Relativamente aos limites da exploração o ponto F dista cerca de 50 m e o ponto G dista 90 m, respetivamente.



Figura 32: Localização de locais de desmonte, Z3 e pontos de registo na campanha EBS2

A maior eficácia dos sistemas de iniciação eletrónica, em curtas distâncias às estruturas e ainda a possibilidade de controlar com maior precisão a temporização dos detonadores, permitindo aumentar o número de detonações por desmonte e por consequência o volume desmontado, determinaram a opção por este sistema de iniciação.

O critério de seleção dos pontos de medição deste estudo compreendeu as estruturas habitacionais mais próximas aos locais de desmonte e que, expectavelmente, seriam mais afetadas pelas vibrações produzidas na sequência de desmontes com explosivos na pedreira.

Refira-se que, geologicamente, o ponto G alinhava com o sentido de estratificação do maciço e o ponto F situava-se transversalmente à referida estratificação.

No total, na 2ª campanha com detonadores eletrónicos (EBS2), foram realizados 8 desmontes a que correspondem 18 registos completos, o que decorre da menor duração desta campanha, face às anteriores. No Anexo 3 apresentam-se as tabelas 28 e 29 com a caracterização dos desmontes e no Anexo 4 apresenta-se uma das fichas de desmonte relativa ao dia 05/06/2014.



## 4 Tratamento dos dados

### 4.1 Resultados globais

De modo a compreender e comparar as vibrações propagadas pelos solos, após as detonações das cargas explosivas, regista-se o valor de PVS, “*peak vector sum*”, ou seja, a soma vetorial máxima das velocidades de vibração produzidas, em mm/s. Esta soma é feita em tempo real e registada em geofones colocados nos pontos de monitorização.

Nas campanhas EBS1 e EBS2, apenas foram efetuados disparos em bancada. Para garantir equivalência na campanha com o sistema não-elétrico, NED, apenas foram considerados os desmontes efetuados sob a mesma forma, desta primeira campanha (2006).

Tabela 15: Resumo das campanhas apenas com disparos em bancada

Desmontes-bancada		Valores Médios Globais				
Ref. <sup>a</sup>	Nº de Elementos	PVS (mm/s)	Carga máxima/retardo (kg)	Distância (m)	N.º de Furos	Carga Total (kg)
NED	63	1,88	84,3	531,1	9	544,5
EBS1	49	0,77	42,8	554,1	11	503,6
EBS2	18	1,92	29,8	269,9	21	941,7

Apesar da redução no número de elementos registados nas campanhas com EBS, relativamente à campanha NED, constata-se que, na primeira campanha com EBS se obteve uma redução do valor médio da amplitude das vibrações produzidas, havendo no entanto, para uma distância similar, menor carga total, maior número de furos e menor carga máxima por retardo. Assim, apenas com estes elementos não é possível inferir uma melhoria por introdução do sistema EBS.

Comparando a campanha NED com a EBS2 observa-se que, para valores similares de PVS produzidos, a carga total e o número de furos é muito maior no sistema EBS2 enquanto a carga máxima por retardo e a distância são maiores no caso do sistema NED, ou seja, para menores distâncias, com maior carga total conseguem-se reduzir as vibrações produzidas.

Conforme indicado na Figura 20, para redução da carga máxima por retardo, na campanha EBS2, procedeu-se à instalação de dois detonadores por furo, sendo as cargas superiores e inferiores separadas pela introdução de um espaçador de inertes.

Na Figura 33 resumem-se os parâmetros de operação utilizados na pedreira em estudo, através da apresentação de um esquema comparativo entre furos com 102 mm de diâmetro (4”) carregados de forma convencional e furos carregados com a técnica de introdução de “*deck*”.

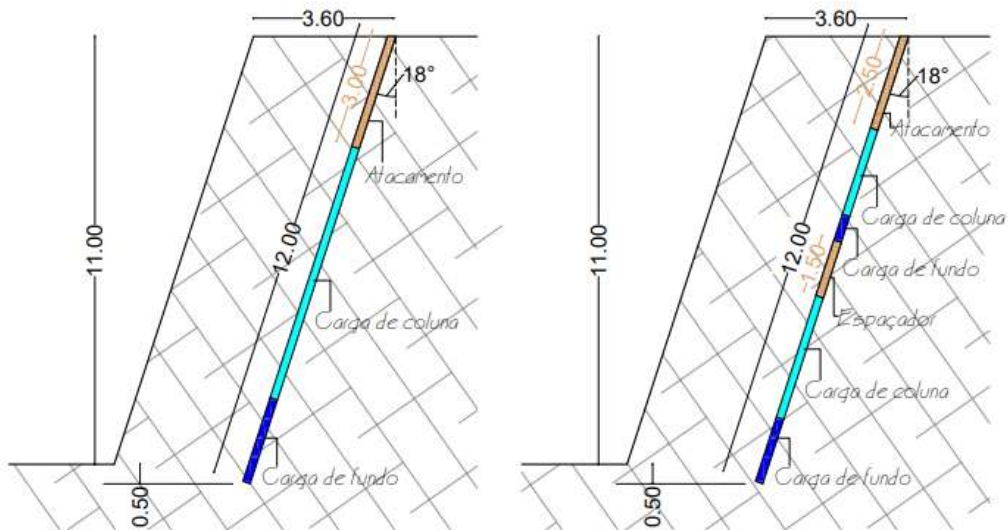


Figura 33: Esquema de carregamento de furo simples e furo com “deck” na CMP

O conjunto de dados resultantes de cada uma das 3 campanhas, nomeadamente os valores de vibração máxima, PVS (mm/s), a distância, D (m) e a carga por retardo, Q (kg), projetados graficamente geram os seguintes resultados (Figura 34 e Figura 35):

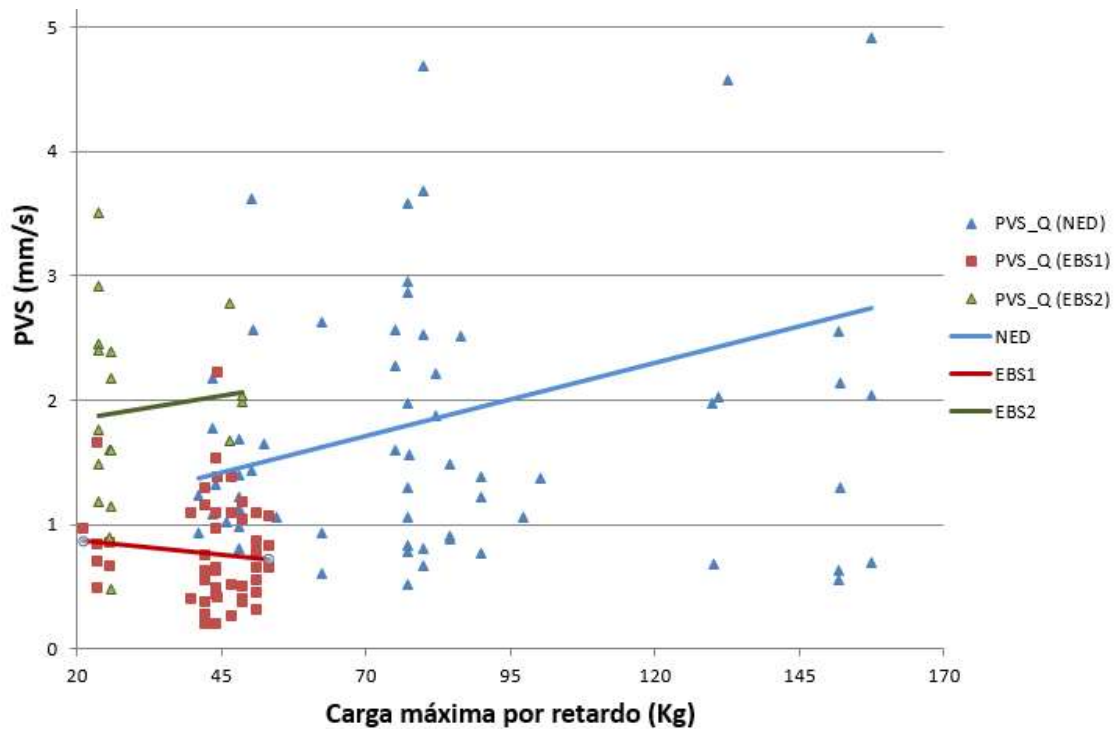


Figura 34: Vibrações produzidas em função da carga por retardo nas 3 campanhas

Da observação da Figura 34 constata-se a redução das cargas por retardo à medida que as campanhas foram sendo efetuadas, nomeadamente pela aplicação de “decks”. De facto perante a aproximação a estruturas residenciais o melhor fator para redução de vibrações produzidas é o de reduzir, dentro das possibilidades técnicas, a carga máxima por retardo.

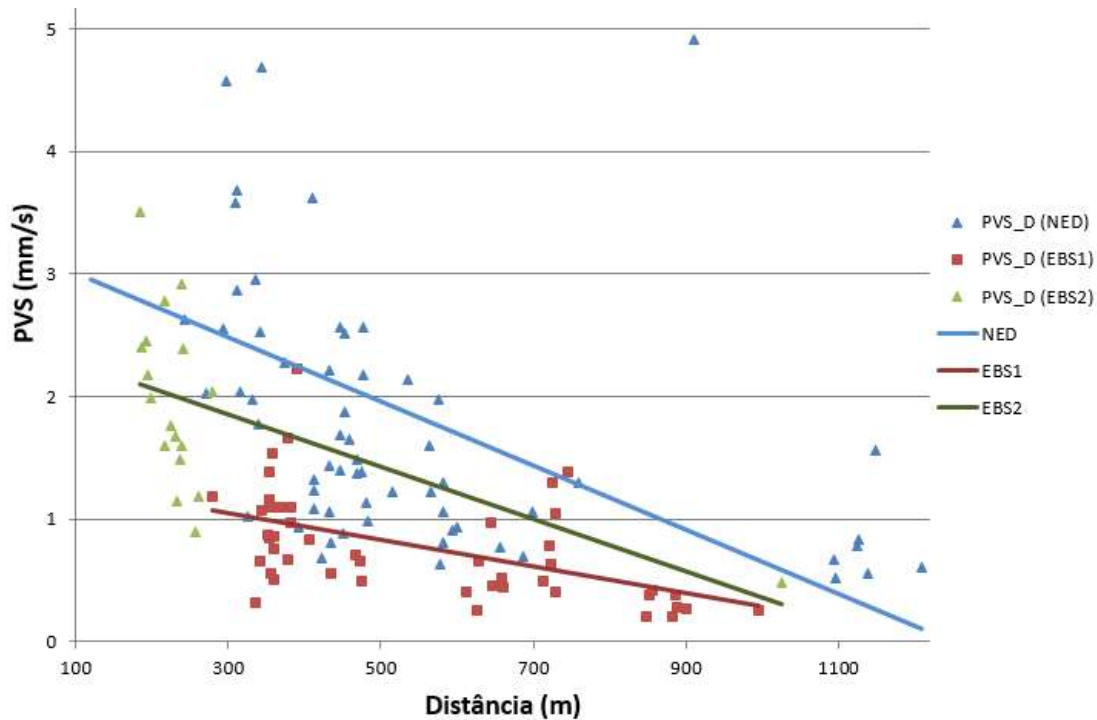


Figura 35: Vibrações produzidas em função da distância nas 3 campanhas

Analisando as amplitudes de vibração em função da distância, patentes no gráfico da Figura 35, tal como expectável, verifica-se a diminuição das vibrações com o aumento da distância entre o ponto de monitorização e a fonte de vibrações. Observa-se ainda que a variação da amplitude de vibração, entre as três campanhas de monitorização, é próxima, sendo este facto traduzido pela similitude dos declives das retas de correlação.

Observando as retas de ajustamento, na Figura 34, no caso da EBS1, destaca-se o comportamento aparentemente contrário ao expectável, ou seja, amplitudes de vibração menores com maiores cargas por unidade de retardo. Este fenómeno deve-se à presença de elementos anómalos (“*outliers*”) e torna-se necessário uma abordagem que filtre as informações recolhidas de modo a suprimir o efeito destes elementos no comportamento dos dados das campanhas.

Os “*outliers*” de uma determinada variável apresentam um grande desvio em relação seu valor médio, como se tivessem sido gerados por um mecanismo diferente, ou então são inconsistentes com a observação. Em análises experimentais é normal retirarem-se entre 10% e 20% das observações, embora este critério seja algo subjetivo (Figueira, 1998). Explicações para existência deste fenómeno, neste estudo, poderão ser as diferentes condições de aplicação do explosivo, desde as meteorológicas, com especial incidência na presença de água nos furos, o nível de saturação do maciço, a presença de argilas no maciço (zonas de alteração), a própria técnica de inserção dos cartuchos nos furos por parte dos diferentes aplicadores, assim como o posicionamento dos geofones, etc.

## 4.2 Resultados registados sem “outliers”

Na sequência da Tabela 15, o resumo das campanhas com disparos efetuados após retirada dos “outliers” é apresentado na Tabela 16, sendo na Tabela 17 efetuada a descrição do número de elementos que sustenta cada uma delas e a percentagem de “outliers” retirados.

Tabela 16: Resumo das campanhas apenas com disparos em bancada sem elementos “outliers”

Desmontes - Bancada		Valores médios - Sem “outliers”				
Ref. <sup>a</sup>	Nº de Elementos	PVS (mm/s)	Carga Máxima /Retardo (kg)	Distância (m)	Nº de Furos	Carga Total (kg)
NED	56	1,78	83,3	510,9	8,9	557,2
EBS1	43	0,72	43,4	548,6	11,4	506,4
EBS2	16	1,94	30,4	224,7	20,8	909,4

Tabela 17: Número de elementos por campanha e percentagem de “outliers”

Campanhas	Originais		“Outliers”		Elementos retirados	
					N.º	%
	NED	63	NED	56	7	11,1
	EBS1	49	EBS1	43	6	12,2
	EBS2	18	EBS2	16	2	11,1

Projetando graficamente, tal com no caso anterior, obtêm-se as seguintes representações gráficas:

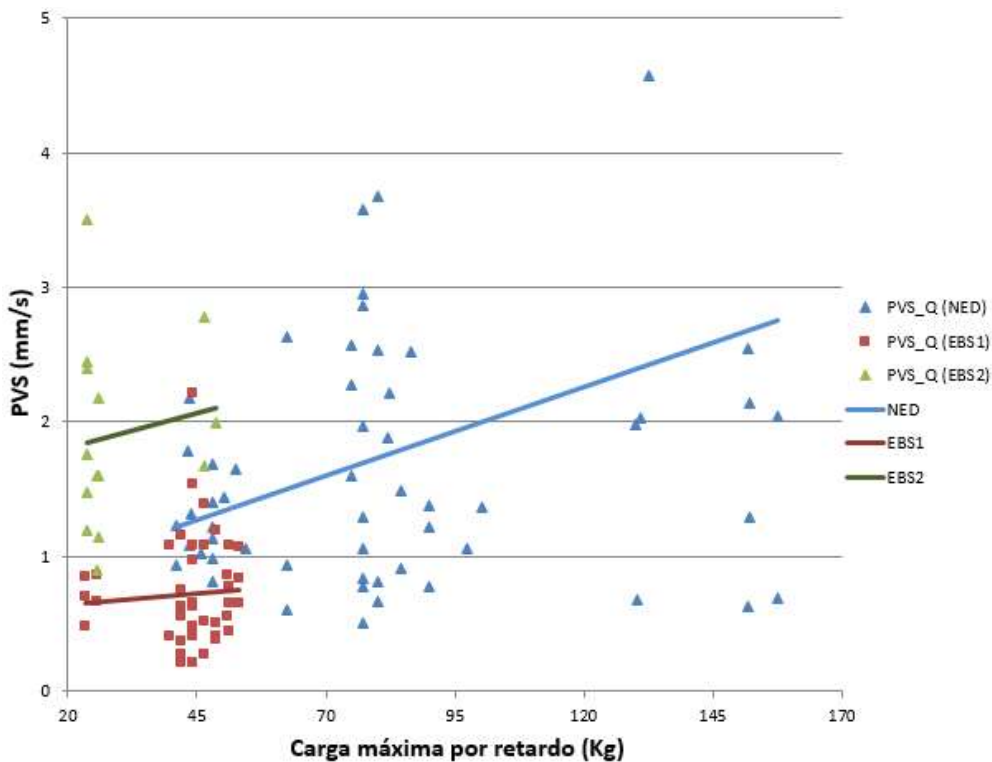


Figura 36: Vibrações produzidas em função da carga por retardo nas 3 campanhas realizadas, sem “outliers”

Destaca-se o comportamento semelhante das retas de correlação das diferentes campanhas, pelo paralelismo relativo destas e pela aproximação dos valores dos declives, verificando-se, em todos os casos, o aumento do nível de vibrações produzido com o aumento da carga aplicada por cada unidade de retardo, corrigindo-se o comportamento anómalo e inverso da campanha EBS1.

O critério utilizado para a retirada de “outliers” foi o de representar graficamente, por classes de carga por retardo, os valores das vibrações produzidas em função da distância e identificar, no gráfico produzido, qual ou quais os elementos mais distantes das retas de correlação, retirando um número total de elementos próximo dos 10%.

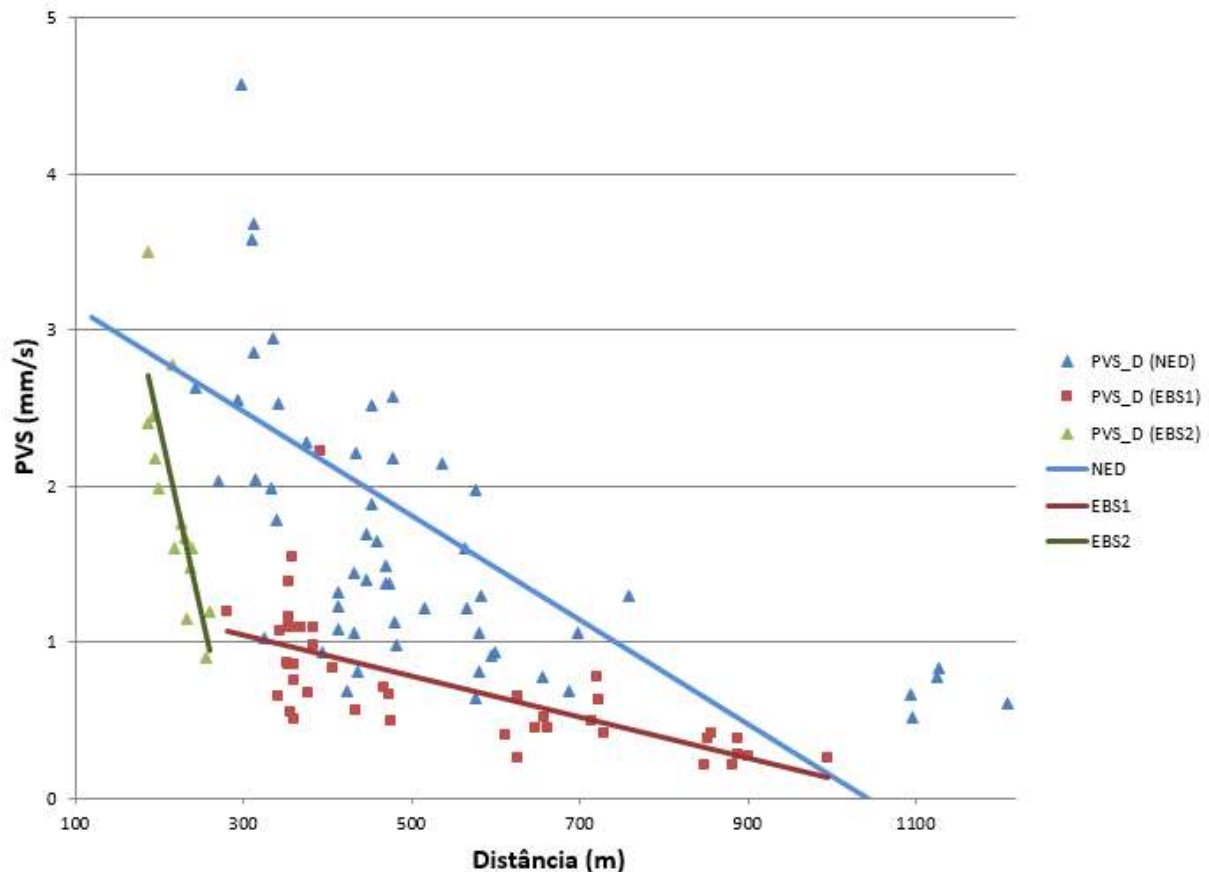


Figura 37: Vibrações produzidas em função da distância nas 3 campanhas em estudo, sem “outliers”

Quando se observa a Figura 37 ressalta a enorme divergência entre os declives das retas de correlação nas campanhas NED e EBS1, quando comparadas com a campanha EBS2.

Após a retirada dos elementos “outliers”, os dados da campanha EBS2 afastam-se das restantes campanhas, piorando muito relativamente à situação inicial. O número de dados recolhidos na campanha EBS2 é pequeno (18 registos para 8 detonações) e não permite, portanto, este tipo de análise. Mais à frente, neste estudo, serão efetuadas regressões lineares que ajudarão a interpretar este comportamento dos dados selecionados.

Verifica-se ainda a menor distância relativa entre os pontos recetores e os pontos emissores na campanha EBS2, sempre inferiores aos 300 m, contrastando com os registos das outras campanhas. Nesta gama de distâncias é evidente a necessidade de controlar as condições de operacionalidade ao nível da detonação de explosivos, de modo a obterem-se vibrações enquadradas na legislação vigente.

## 5 Processamento dos dados

### 5.1 Determinação das leis de propagação das vibrações

A determinação das leis de propagação das vibrações através do maciço rochoso, na zona de exploração, permite o cálculo das cargas máximas que podem ser aplicadas conhecendo as distâncias envolvidas entre o local de disparo e os locais onde se situam os recetores sensíveis (nas estruturas a proteger) e ainda os valores máximos da amplitude de vibração que se pretendem respeitar.

Para efeitos de cálculo optou-se pela formulação de Johnson (Equação 26), apresentada no Capítulo 2.6.1:

$$v = aQ^bD^c \quad (\text{Equação 26})$$

Sendo:

- $v$ : Velocidade da vibração de pico [mm/s]
- $D$ : Distância entre pontos de solicitação e de monitorização [m]
- $Q$ : Carga máxima de explosivo por unidade de retardo [kg]
- $a, b, c$ : Constantes do maciço, dependentes das condições geológicas locais

Os valores de  $v$ ,  $Q$  e  $D$  foram registados e são conhecidos em cada desmorte. Os parâmetros característicos do maciço ( $a, b$  e  $c$ ) são determinados com recurso a métodos estatísticos de regressão linear, existindo vários programas para o cálculo. No caso em apreço foi utilizado o *software* da IBM, SPSS Statistics 22.

De modo a possibilitar a determinação da função não linear  $v = f(Q, D)$ , devido à presença dos parâmetros nos expoentes da equação, procedeu-se a uma transformação logarítmica da seguinte forma:

- $y = \log_{10} v$
- $x_1 = \log_{10} Q$
- $x_2 = \log_{10} D$

Onde:

$$y = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 \quad (\text{Equação 27})$$

Obtendo-se uma relação linear entre  $v$ ,  $Q$  e  $D$

Finalmente, para se determinarem os valores dos parâmetros do maciço, tem-se:

- $a = 10^{b_0}$
- $b = b_1$
- $c = b_2$

Os resultados obtidos, nas diferentes regressões lineares efetuadas, podem ser sintetizados na Tabela 18, onde se destacam (a cores diferentes) os melhores valores para cada campanha.

Tabela 18: Parâmetros do maciço nas diferentes campanhas e fatores de correlação obtidos

Campanha	Nº de elementos	Coefficiente de Correlação R	a	b	c
NED (Originais)	63	0,68	168	0,27	-0,95
NED sem "outliers"	56	0,79	398	0,23	-1,07
EBS1 (Originais)	49	0,61	386	-0,16	-0,92
EBS1 sem "outliers"	43	0,81	430	0,23	-1,19
EBS2 Originais	18	0,78	198	0,18	-0,97
EBS2 sem "outliers"	16	0,70	21348	0,34	-1,94
Literatura D. Gama *1	-	-	580	0,6	-1,4
Literatura Visa Cons.*2	-	-	500	0,42	-1,22

\*1 – Dinis da Gama (1997)      \*2 – Visa Consultores (1999) - Fonte: (Bernardo, 2005)

A Tabela 18 apresenta ainda os valores das constantes a, b e c, apresentados na bibliografia, para o caso de maciços calcários. Enquanto Dinis da Gama não especifica o tipo de calcário no caso da Visa Consultores os valores referem-se a calcários pisolíticos.

Confirmando a suposição avançada anteriormente com as representações gráficas dos dados recolhidos, no caso da campanha EBS2, os dados sem os elementos aparentemente "outliers" apresentam menor correlação e grande afastamento relativamente à literatura da especialidade para rochas similares. Devido ao relativamente pequeno número de registos a retirada de 2 elementos não melhora a observação pelo que é preferível não retirar nenhum elemento.

No caso das campanhas NED e EBS1 sem "outliers" obtêm-se valores com muito boa aderência com as referências literárias, justificando o tratamento estatístico dos dados, pelo que se vai optar pelos elementos corrigidos para as considerações posteriores.

## 5.2 Estimativa dos valores máximos de carga de explosivo em função da NP 2074

Da observação da Tabela 25 no Anexo 1, verifica-se que as frequências dominantes nos 56 elementos nos desmontes NED sem "outliers" variam entre 2 Hz e 37,5 Hz, com 25 elementos abaixo dos 10 Hz e 31 elementos compreendidos entre os 10 Hz e os 40 Hz. Embora a médias dos valores seja de 11,42 Hz parece-nos prudente, face à NP2074 (Tabela 14) limitar a velocidade máxima de vibração admissível em 3 mm/s, para estruturas correntes (classe na qual se inserem as habitações nas imediações da zona de exploração).

Resolvendo a Equação 26, em ordem à carga, Q obtém-se:

$$Q = \left( \frac{v}{aD^c} \right)^{\frac{1}{b}} \quad (\text{Equação 28})$$

Para uma determinada velocidade,  $v$ , sabendo os parâmetros do maciço, ( $a$ ,  $b$ ,  $c$ ), é possível obter-se uma relação entre a carga máxima  $Q$  passível de ser utilizada em função de uma distância,  $D$ , compreendida entre a fonte e recetores sensíveis, permitindo avaliar o desempenho dos diferentes cenários considerados nas campanhas efetuadas.

Esta análise permite a construção de gráficos bilogárítmicos de isovalores comparativos das diferentes campanhas e avaliar o desempenho nos diferentes cenários (Figura 38).

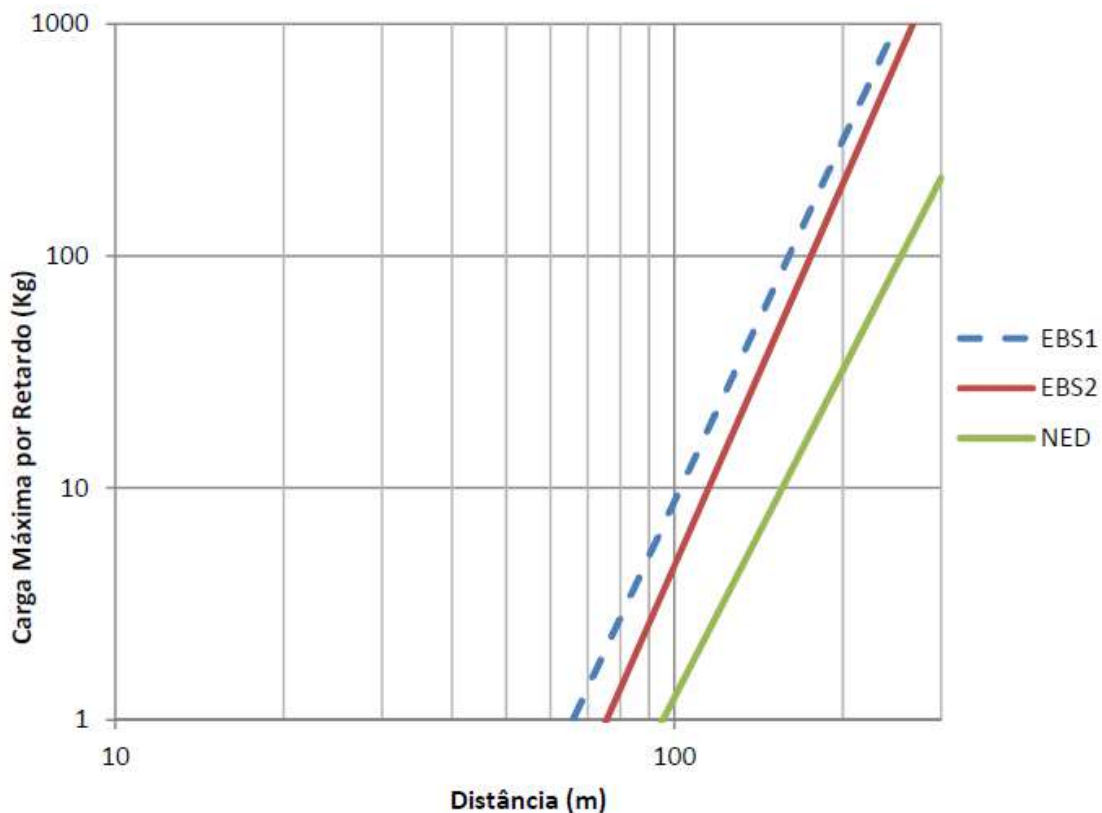


Figura 38: Isovalores de velocidade para  $v=3$  mm/s (Estruturas correntes)

Observando a Figura 38 constata-se o elevado grau de paralelismo entre as várias campanhas. Atendendo à natureza rigorosamente igual dos explosivos utilizados e do maciço desmontado este



facto é de especial relevância na medida em que demonstra o melhor desempenho dos detonadores eletrónicos comparativamente aos não-eléctricos, significando ainda que para uma determinada distância (D) se pode usar mais carga por retardo quando se usam detonadores eletrónicos, para a mesma velocidade limite de vibração.

Saliente-se ainda que as retas das campanhas com detonadores eletrónico EBS1 e EBS2 apresentam algumas diferenças que são atenuadas à medida que a carga e a distância aumentam. A explicação poderá residir nos diferentes níveis de saturação do maciço à data de realização das campanhas, nas características das zonas de disparo ou ainda no número de registos e nas diferenças de aplicação dos explosivos e no controlo dos processos efetuadas por equipas distintas.

Atendendo ainda à Figura 38, verifica-se que, para cada um dos sistemas de iniciação utilizados, além das cargas máximas por retardo em função da distância, também se podem determinar a distância correspondente a uma certa carga máxima previamente conhecida, para uma velocidade de vibração de 3 mm/s. Na Tabela 19 apresentam-se alguns exemplos de cargas máximas por retardo e das distâncias correspondentes a esta situação, sendo os valores apresentados representativos das médias das distâncias e das cargas máximas por retardo utilizadas nas 3 campanhas (Tabela 16).

Tabela 19: Cargas máximas por retardo e distâncias em estruturas correntes com PVS = 3 mm/s

Sistema de iniciação		A partir da distância		A partir da carga	
		Distância (m)	Carga (kg)	Carga (kg)	Distância (m)
Estruturas correntes  f ≤ 10Hz  v = 3mm/s	NED	150	8,39	30	196,74
		200	32,41	45	214,48
		250	92,43	84	244,96
	EBS1	150	71,33	30	126,90
		200	316,48	45	137,23
		250	1005,18	84	154,81
	EBS2	150	42,54	30	140,73
		200	205,73	45	151,54
		250	698,56	84	169,83

Ao contrário do que sucedeu no estudo anterior (Urbano, 2014), quando ainda vigorava a NP2074 de 1983, onde se concluiu que em terrenos de fundação rochosos (v=20 mm/s), para as estruturas habitacionais onde se situam os pontos de monitorização, não havia necessidade de recorrer a dispositivos de iniciação eletrónica, na medida em que a gama de cargas máximas por retardo utilizadas, nesta pedra, eram muito inferiores ao valor de carga passível de ser carregado mesmo no caso do sistema de iniciação não-eléctrico, a NP2074 de 2015 é muito mais restritiva (v=3 mm/s) e para as distâncias médias verificadas na campanha EBS2 (aproximadamente 225 m) com o sistema NED apenas se podem detonar 56,35 kg por retardo. Este facto, por si só, não é impeditivo de se continuar a usar o sistema NED mas é limitativo e obriga ao dimensionamento cuidadoso dos desmontes e dos esquemas de ligação, para não se infringir a legislação em vigor, dando voz às reclamações das populações adjacentes.

Conforme esperado, a Figura 38 e a Tabela 19, demonstram, por si só, o melhor desempenho no uso de detonadores eletrônicos no desmonte de rochas, independentemente da forma de carregamento dos furos (com ou sem deck), justificando as campanhas realizadas e indo de encontro às expectativas prévias à realização da campanha EBS2. De facto quanto maior é a necessidade de controlar as vibrações produzidas mais se justifica o uso de sistemas de iniciação eletrônicos, ou seja, a curtas distâncias, a precisão do sistema é determinante para o controlo das vibrações. Este facto é observável na Figura 39, considerando o pior cenário previsto na NP 2074, para estruturas sensíveis e frequência de vibração inferior a 10 Hz ( $v=1,5$  mm/s).

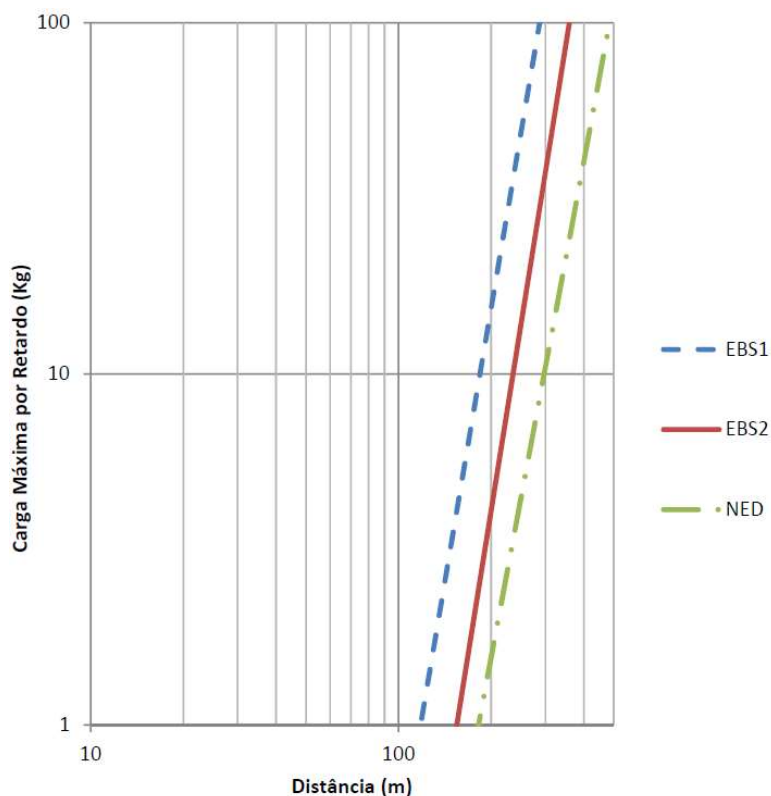


Figura 39: Isovalores de velocidade para  $v=1,5$  mm/s

Note-se que neste domínio já tem especial relevância o sistema de iniciação utilizado, especialmente nas distâncias envolvidas na campanha EBS2, havendo claramente menor desempenho do sistema não-elétrico.

Considerando o sistema NED, largamente o mais usado nesta pedreira, pode estabelecer-se o perímetro de influência da detonação, admitindo a existência de homogeneidade nas características do maciço na pedreira e nas suas imediações, em cada um dos cenários abordados na NP2074, para uma carga máxima de 84 kg por retardo, (Figura 40). Todos os pontos situados no interior do círculo correspondente a cada um dos cenários estimados apresentam risco de serem sujeitos a maiores valores de velocidade de vibração de pico do que o permitido na legislação, sendo este risco tanto maior quanto mais nos aproximamos em relação ao foco emissor.

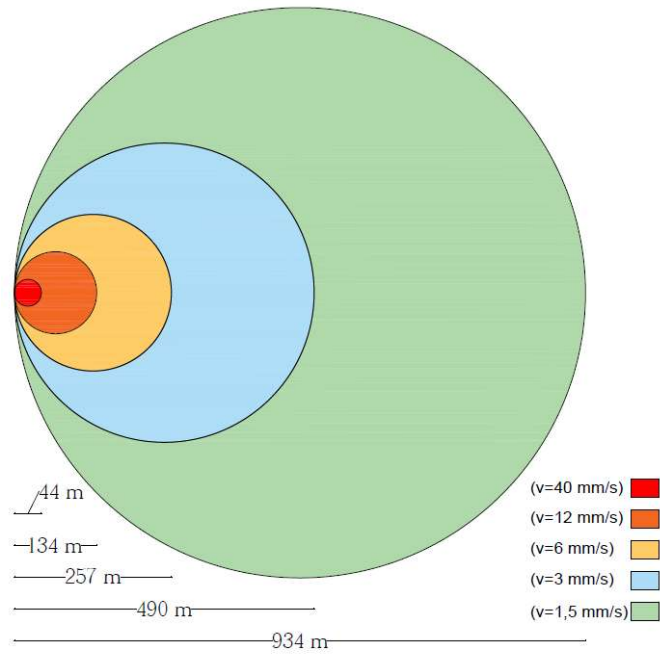


Figura 40: Perímetros de influência para cargas de 84 kg por retardo no sistema NED, em função da NP 2074, 2015

As distâncias assinaladas correspondem aos diâmetros dos polígonos circulares de influência. Salienta-se que quanto mais restritiva é a legislação maior deverá ser a distância entre o foco emissor de uma ação dinâmica causada por uma detonação e a estrutura a ser protegida.

Na Figura 41 apresenta-se um raciocínio similar ao da Figura 40 sob a forma de um gráfico, para a campanha EBS2. Note-se a diminuição nos raios das zonas de influência neste sistema, para uma carga máxima de 84 kg por retardo, comparativamente ao sistema NED (diâmetros de 23 m, 81 m, 166 m, 340 m e 695 m respetivamente para  $v=40$  mm/s,  $v=12$  mm/s,  $v=6$  mm/s;  $v=3$  mm/s e  $v=1,5$  mm/s).

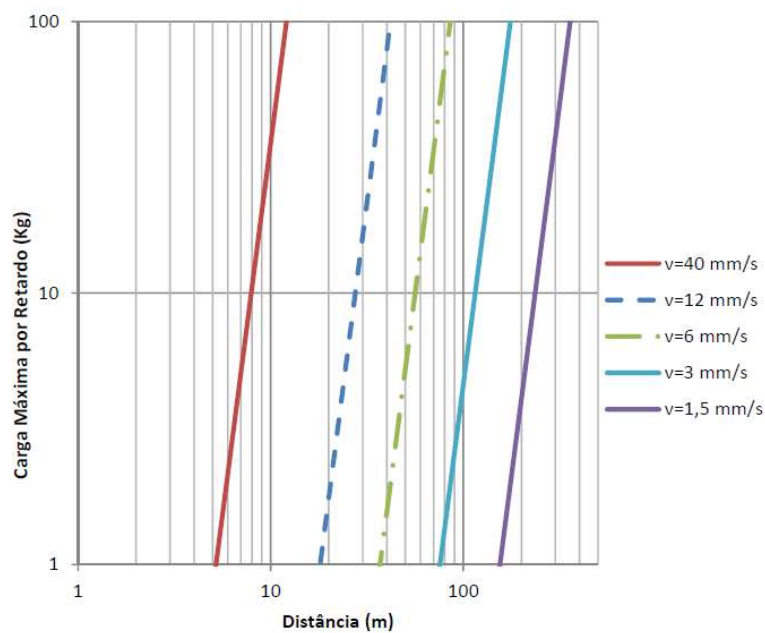


Figura 41: Isovalores de velocidade na campanha EBS2

Atente-se que, à medida que a velocidade de vibração máxima permitida por lei vai diminuindo, para igual distância, o valor limite de carga que se poderá utilizar, por retardo, diminui de forma exponencial e não linearmente pelo que este fator deverá ser tido em consideração quando se efetua o planeamento e dimensionamento de um desmonte de modo a não comprometer a segurança da operação.

Independentemente da abordagem realizada reitera-se a importância na escolha do sistema de iniciação, principalmente nas situações mais críticas previstas na NP 2074, pendendo sempre os melhores resultados a favor do sistema de iniciação eletrónico.

### 5.3 Determinação das leis de propagação com maior correlação

No capítulo 5.1, através da Equação 26, quando se determinaram as leis de propagação com recurso a regressões lineares obtiveram-se os fatores de correlação, resumidos na tabela seguinte:

Tabela 20: Resumo de fatores de correlação obtidos com a Equação 26

Campanha	Nº de elementos	Coefficiente de Correlação R	a	b	c
<b>NED sem “outliers”</b>	56	0,79	398	0,23	-1,07
<b>EBS1 sem “outliers”</b>	43	0,81	430	0,23	-1,19
<b>EBS2 Originais</b>	18	0,78	198	0,18	-0,97

Abordagens mais detalhadas, recorrendo a ponderadores de carga (Equação 29) e de temporização (Equação 30) deverão permitir obter fatores de correlação ligeiramente superiores na medida em que se utilizam variáveis de controlo que refletem uma maior dependência com a natureza dos produtos explosivos utilizados e das sequências de temporização praticadas.

$$v = aW^bD^c \quad (\text{Equação 29})$$

- W: Ponderador de carga de fundo e de coluna no furo [kg]
- Os restantes parâmetros são similares aos da Equação 26

$$v = aW^bD^cT^d \quad (\text{Equação 30})$$

- T – Ponderador de temporização de retardos entre furos contíguos [mm/s]
- Os restantes parâmetros são similares aos da Equação 26 e da Equação 29

Note-se que na Equação 26 o fator de carga contempla apenas o somatório das massas da carga explosiva e qualitativamente não diferencia a carga de fundo e a carga de coluna atribuindo-lhes as mesmas relevâncias no deslocamento do maciço.

Ponderando as cargas, as diferentes propriedades dos explosivos, nomeadamente as pressões de detonação, irão refletir as características intrínsecas de cada um dos explosivos e a contribuição relativa nas vibrações decorrentes, aproximando a formulação matemática à realidade.

As equações 23 e 29 podem ser usadas nas 3 campanhas, enquanto a equação 30 apenas poderá ser considerada para as campanhas com detonadores eletrônicos (EBS1 e EBS2), devido à insuficiente precisão do sistema não-elétrico.

As regressões calculadas, tendo por base as equações 29 e 30, serão processadas com o mesmo número de elementos apresentados na Tabela 20 de modo a ser possível comparar as diferentes abordagens e os resultados obtidos.

Estudos anteriores (Louro, 2009) atribuem melhores resultados aos produzidos pela ponderação dos diferentes tipos de explosivos (ponderador de carga,  $W$ ) através da pressão de detonação ( $P_d$ ) pelo que se irá optar por este fator em detrimento de outros. Outras hipóteses poderiam ser as ponderações da potência relativa, da energia de detonação ou ainda da energia total dos explosivos utilizados no desmonte.

A detonação de um explosivo, num intervalo de tempo muito pequeno, produz uma onda de choque nas imediações da zona de desmonte que resulta da intensa libertação da pressão dentro dos furos carregados com explosivos, sendo, teoricamente, a máxima pressão alcançada na zona de reação, obtida através da Equação 7 (Capítulo 2.3.3).

Os parâmetros característicos dos produtos explosivos utilizados foram obtidos a partir dos catálogos dos respetivos fabricantes e sintetizados na Tabela 21.

Tabela 21: Parâmetros dos explosivos utilizados nos ensaios

<b>Substância</b>	<b>Densidade (kg/m<sup>3</sup>)</b>	<b>VOD (m/s)</b>	<b>Pressão de Detonação (GPa)</b>
<b>Emulex 711</b>	1.210	6.350	12,20
<b>Emulight</b>	950	4.500	4,81
<b>Ultrex</b>	1.200	6.220	11,61
<b>Powerpac</b>	980	5.490	7,38

Como a coluna de explosivos dentro do furo é maioritariamente constituída por carga de coluna, com os produtos de referência Emulight e Powerpac, os produtos de carga de fundo, Emulex 711 e Ultrex são ponderados, relativamente a estes, pelas respetivas pressões de detonação através da seguinte expressão (Equação 31):

$$W = \frac{Pd}{Pd_{ref}} * Q_T \quad [kg] \quad (\text{Equação 31})$$

Sendo:

$Pd$  a pressão de detonação de cada produto explosivo utilizado

$Pd_{ref}$  a pressão de detonação do produto explosivo de referência

Conjugando os dois tipos de explosivos utilizados obtém-se:

$$W = \left( \frac{Pd_{CC}}{Pd_{CC}} * \frac{QC}{QT} + \frac{Pd_{CF}}{Pd_{CC}} * \frac{QF}{QT} \right) * QT \quad [kg] \quad (\text{Equação 32})$$

Sendo:

$Pd_{CF}$  Pressão de detonação da carga de fundo

$Pd_{CC}$  Pressão de detonação da carga de coluna

$QC$  Carga de coluna

$QF$  Carga de fundo

$QT$  Carga total

Adicionando os ponderadores de carga,  $W$  e de temporização,  $T$ , aplicando regressões lineares segundo os princípios considerados anteriormente aos conjuntos de dados gerados e de acordo com as equações 28, 29 e 30 obtém-se os resultados que constam na Tabela 22, sendo que, conforme referido no capítulo 5.1, os elementos das campanhas NED e EBS1 resultaram da eliminação de valores “*outliers*” e na campanha EBS2 foram considerados todos os elementos.

Tabela 22: Parâmetros do maciço com as diferentes campanhas e coeficientes de correlação obtidos com e sem uso de ponderadores

	Campanha	Nº pontos	a	b	c	d	R
<b>Sem ponderador</b>	NED	56	397,54	0,23	-1,07	-	0,79
	EBS1	43	430,38	0,23	-1,19	-	0,81
	EBS2	18	197,72	0,18	-0,97	-	0,78
<b>Ponderador W</b>	NED	56	418,51	0,21	-1,07	-	0,79
	EBS1	43	381,57	0,26	-1,19	-	0,81
	EBS2	18	153,94	0,24	-0,97	-	0,78
<b>Ponderadores W e T</b>	NED	-	-	-	-	-	-
	EBS1	43	916,95	0,27	-1,22	-0,21	0,81
	EBS2	18	187,91	0,46	-0,95	-0,40	0,81

Da observação da Tabela 22 constata-se que, relativamente aos parâmetros do maciço, a campanha EBS2 apresenta sempre resultados afastados da média, principalmente no parâmetro  $a$ , comparativamente aos valores das campanhas NED e EBS1. Este facto ocorrerá porque no decurso

da campanha EBS2 existiram condições muito díspares ao nível da saturação em água do maciço, tendo-se verificado, em apenas 8 ensaios, dias de sol limpo e tempo seco, dias de chuva intensa e furos alagados e ainda dias de tempo seco mas ainda com presença residual de água no maciço. Não havendo possibilidade de rejeitar ensaios, para não diminuir ainda mais o número total de pontos considerados para cálculo, seria sempre conveniente alargar a campanha, nas mesmas condições, de modo a conferir maior suporte e permitindo rejeitar alguns “outliers” que certamente contaminarão o estudo e simultaneamente aferir a aproximação, ou não, aos valores parâmetros do maciço nas outras campanhas.

Ainda na Tabela 22, atendendo apenas às campanhas NED e EBS1, com ou sem ponderador de carga, verifica-se a proximidade dos valores produzidos pelas diferentes regressões lineares, havendo pequenas alterações nos parâmetros a e b. Sendo sustentadas por um maior número de observações, este facto parece ser suficiente para admitir que a caracterização real deste maciço rochoso terá parâmetros a, b e c em torno dos valores obtidos nestas campanhas.

## 5.4 Resultados produzidos com os ponderadores

A apresentação gráfica dos resultados obtidos faz-se, procedendo tal como no capítulo 5.1, resolvendo as equações 28, 29 e 30 em ordem à carga, substituindo os valores dos parâmetros pelos valores que constam na Tabela 22.

Como resultados, apresentam-se nas próximas páginas, representações gráficas de isovalores de velocidade de vibração para os dois cenários mais restritivos previstos na legislação, avaliando os impactos introduzidos com o recurso aos ponderadores de carga e de temporizações.

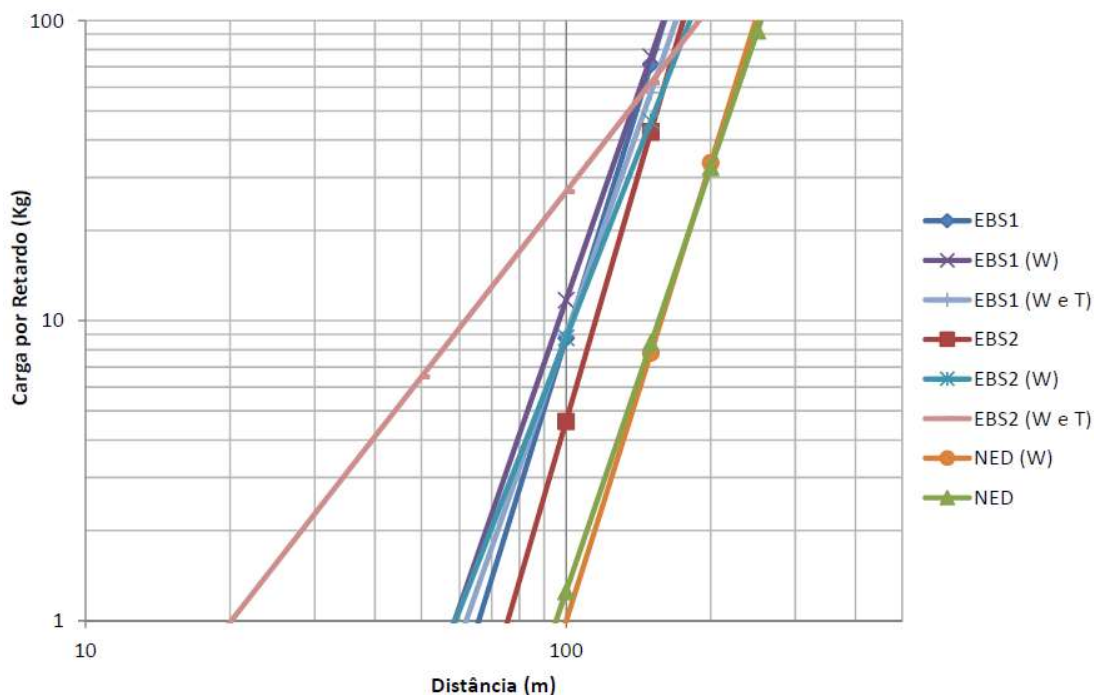


Figura 42: Isovalores de velocidade para  $v=3$  mm/s em estruturas correntes, sem usar ponderadores, com ponderadores de carga (W) e com ponderadores de carga e temporização de 25 ms (W e T)

Da observação do gráfico da Figura 42, salienta-se o melhor desempenho dos sistemas de iniciação eletrônicos comparativamente aos sistemas não-elétricos e constata-se o comportamento semelhante de todas linearizações, expressa pelo relativo paralelismo das retas correspondentes às diferentes situações objeto de estudo, excetuando a campanha EBS2 com utilização de ponderadores de carga e de temporização (de 25 ms). Salienta-se ainda que este comportamento surge apenas quando se introduz o parâmetro da temporização na campanha EBS2.

Aparentemente, na campanha EBS2, a utilização do ponderador de temporização não produz melhorias ao sistema, bem pelo contrário, visto que o comportamento da linearização se afasta das restantes situações e pelo declive e posicionamento da reta verifica-se a diminuição brusca da carga máxima por retardo a partir dos 70 m de distância, comparativamente com as outras simulações. Depreende-se assim que o esquema de temporizações utilizado nos ensaios realizados não produz os melhores resultados, o que conduz à necessidade de repetir o estudo numa nova campanha EBS3.

Futuramente deveria equacionar-se um esquema de temporizações mais longo e próximo dos registados na campanha EBS1, onde se verifica comportamento semelhante nas linearizações com e sem ponderadores, de modo a aferirem-se as eventuais melhorias introduzidas no sistema apenas com esta alteração.

Note-se a Figura 43 onde se verifica que temporizações mais elevadas produzem melhores resultados, nomeadamente na gama de 40 ms, em detrimento de temporizações mais baixas, embora pela forma como as equações das linearizações foram obtidas não se consiga estabelecer qual o limite ótimo de temporização.

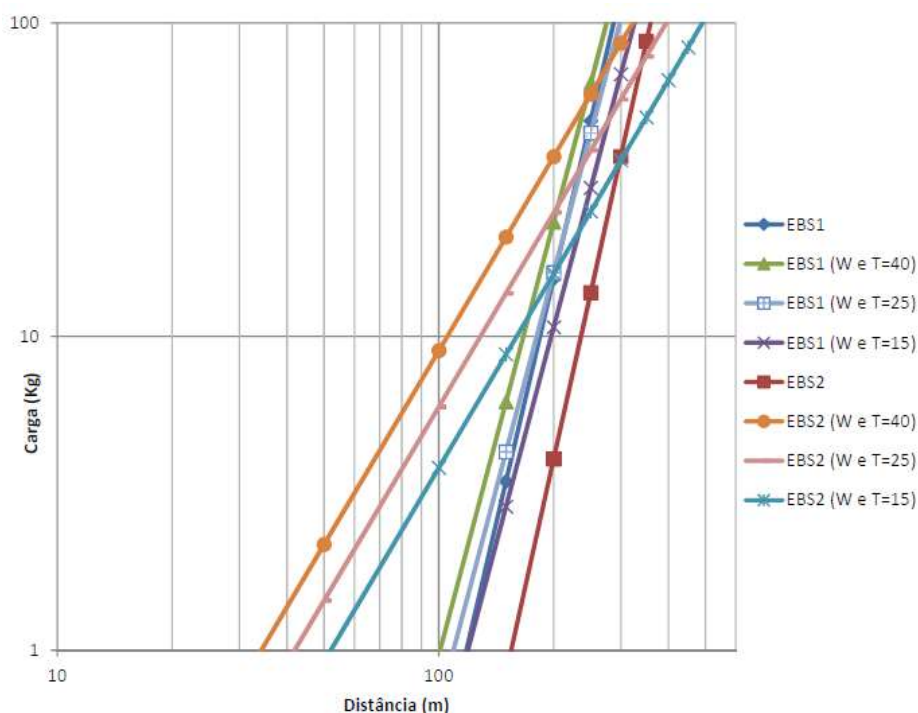


Figura 43: Isovalores de velocidade para  $v=1,5$  mm/s nas campanhas EBS, em estruturas sensíveis, sem ponderadores e com ponderadores de carga e de temporizações de 15 ms, 25 ms e 40 ms



A escolha de temporizações muito baixas tem normalmente como critérios de opção o aumentar a fragmentação dos produtos obtidos e incrementar o tamanho da malha de perfuração, diminuindo o consumo específico de explosivos. Como consequência há menor duração do evento e, eventualmente uma menor percepção da detonação, junto das populações envolventes, mas transmitem-se ao maciço mais vibrações. Note-se que, nestas condições, com a introdução do ponderador de carga e temporização verifica-se, para a mesma distância, a carga permitida para manter o mesmo valor de vibrações registado diminui traduzindo um menor desempenho do sistema nestas condições.

A configuração geométrica dos desmontes efetuados nesta pedreira é habitualmente em linha simples (foram usadas 2 linhas no máximo na campanha EBS2), procurando limitar-se a propagação de vibrações ao maciço. No desmonte efetuado no dia 05/06/2014 (Anexo 4) a amplitude máxima de vibração correspondeu ao arranque da segunda fiada.

Atendendo à natureza geológica do material e ao uso de pá carregadora frontal (Figura 44) para efetuar a carga, são aconselháveis maiores tempos de retardo, de modo a promover-se a movimentação horizontal do material desmontado. Contudo, tem de haver um compromisso entre fragmentação e mobilidade do material para não se produzir um efeito confinante adverso, com maiores transmissões de vibrações ao maciço e diminuindo o desempenho dos equipamentos de produção, nomeadamente pela configuração mais vertical da pilha e pela presença de volumes de rocha que requeiram a necessidade de fragmentação secundária para poderem ser processados.



Figura 44: Resultado do desmonte do dia 05/06/2014

Ao nível de temporizações entre furos, na campanha EBS2, foram utilizados retardos de 20 ms; 30 ms e 40 ms entre furos. Nas situações em que se usaram decks houve uma diferenciação de 15 ms entre cargas superiores e inferiores (com abertura pelo deck superior).

Na Figura 45, para a campanha EBS2, observa-se que a utilização do ponderador de temporização é desaconselhada visto que independentemente da temporização que se introduza no modelo o resultado diverge sempre muito da situação original. Saliente-se ainda que os modelos traduzem melhores resultados com o incremento da temporização.

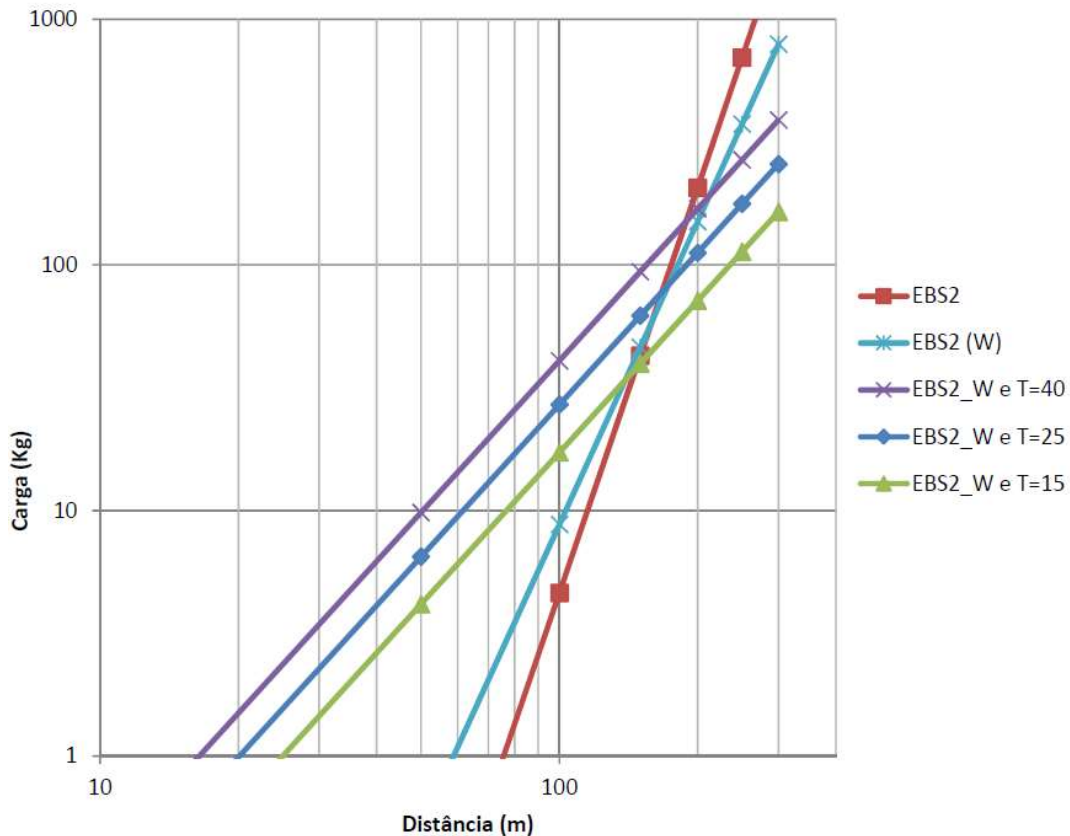


Figura 45: Isovalores de velocidade para  $v=3$  mm/s na campanha EBS2, sem ponderadores, com ponderador de carga (W), com ponderadores de carga e de temporizações de 15 ms, 25 ms e 40 ms

Quando se usa apenas o ponderador de carga verifica-se uma ligeira tendência de divergência das linearizações, relativamente à situação original, mas muito mais suave do que no caso de uso de temporizações. Isto pode ser atribuído ao pequeno número de furos detonados por desmonte (em média 8.8; 11.2 e 20.1 furos, respetivamente nas campanhas NED, EBS1 e EBS2) e à pequena variabilidade entre carga de fundo e de coluna nos diferentes carregamentos.

A falta de paralelismo entre modelos, não sendo grave (neste caso), traduz a insuficiência da informação para a caracterização do maciço na campanha EBS2.

Contrariamente ao que sucedeu na campanha EBS2, nas campanhas NED e EBS1, a utilização de ponderadores de carga e temporização (Figura 46) acrescentam sustentabilidade à caracterização das detonações porque o comportamento é similar à situação original havendo ainda a possibilidade de aferir a influência das alterações ao sistema quando se modificam as temporizações ou a própria natureza das cargas explosivas.

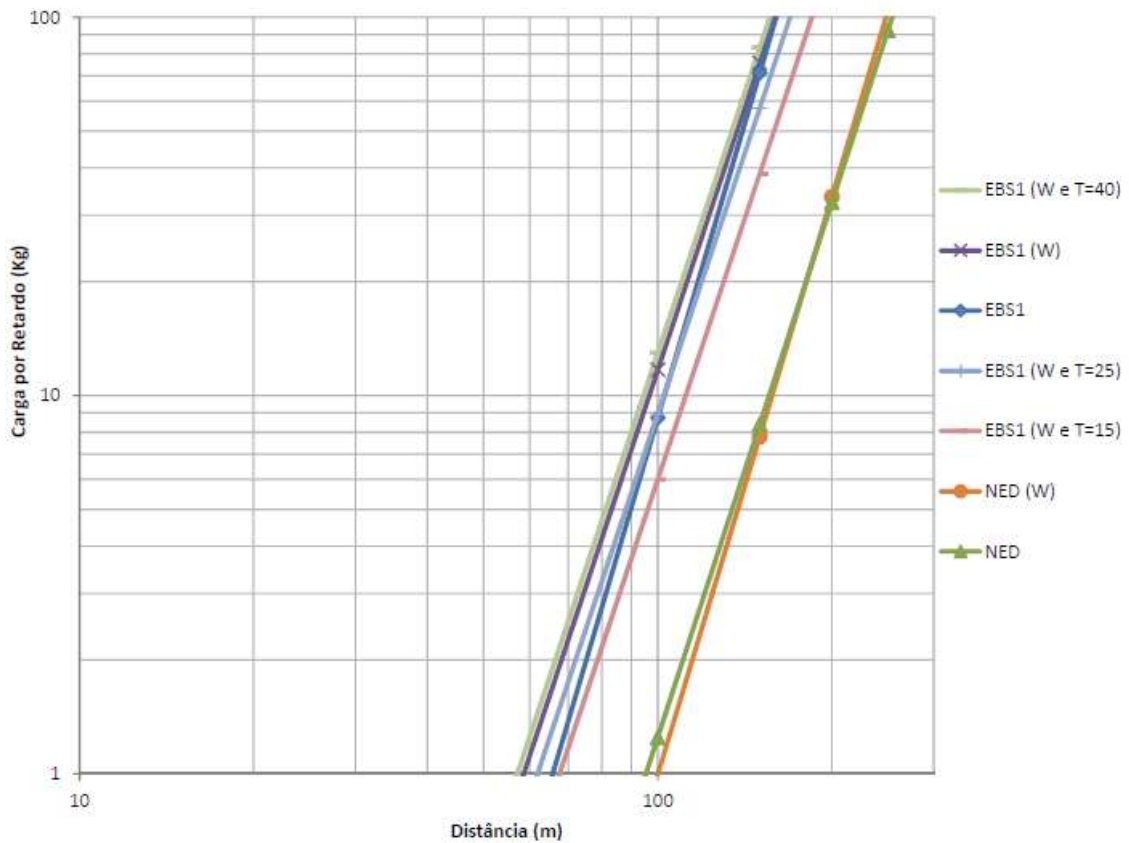


Figura 46: Isovalores de velocidade para  $v=3$  mm/s, nas campanhas NED e EBS1, em estruturas correntes, sem ponderadores, com ponderadores de carga (W) e com ponderadores de carga e temporizações de 15, 25 e 40 ms na campanha EBS1

Da observação da Figura 46 depreende-se ainda o melhor comportamento da campanha EBS1, comparativamente à campanha NED, sendo especialmente relevante salientar que para uma distância inferior a 200 m, respeitando a legislação, é muito complicado desmontar rocha nesta pedreira com o sistema não-elétrico, com um máximo admissível de 33 kg por retardo (nos furos em bancadas com 10 m de altura são necessários pelo menos mais 40% de massa de explosivos), havendo ainda a possibilidade de continuar a usar o sistema eletrónico.

O paralelismo das linearizações, para ambos os sistemas, traduzem ainda um melhor comportamento do sistema eletrónico independentemente da distância considerada.

## 5.5 Tentativa de criação de um modelo preditivo de vibrações

Neste estudo conseguiu-se verificar que os parâmetros do maciço deverão ser próximos aos verificados na campanha EBS1 sem elementos “outliers”, Tabela 22 ( $a=916.95$ ;  $b= 0.27$ ;  $c= -1.22$  e  $d=-0.21$ ).

Considerando esta informação vai-se tentar criar um modelo preditivo para a campanha EBS2, usando a informação da campanha EBS1 com os ponderadores de carga e de temporização, derivados da Equação 30.

Tabela 23: Cálculo de PVS teórico com base em modelo preditivo

Código de Registro	Local de monitorização	Data	Distância (m)	PVS Real (mm/s)	Carga Ponderada W (Kg)	Temporização (ms)	PVS Teórico (mm/s)	Desvio (%)
EL29	D	28/03/2014	1024,88	0,48	31,63	28	0,25	-48,81
EL27	F	14/03/2014	198,36	1,99	54,35	28	2,11	5,98
EL28	F	20/03/2014	217,79	1,60	29,97	28	1,60	2,56
EL29	F	28/03/2014	195,13	2,18	31,63	28	1,86	-14,73
EL30	F	23/04/2014	241,88	2,39	31,63	28	1,43	-40,15
EL31	F	06/05/2014	192,05	2,45	29,35	28	1,86	-24,18
EL32	F	22/05/2013	215,80	2,78	52,08	28	1,88	-32,34
EL33	F	05/06/2014	186,99	2,40	29,35	28	1,92	-20,04
EL34	F	26/06/2014	185,44	3,50	29,35	28	1,94	-44,61
EL27	G	14/03/2014	278,99	2,04	50,15	28	1,36	-33,28
EL28	G	20/03/2014	256,34	0,90	29,97	28	1,31	45,93
EL29	G	28/03/2014	233,22	1,15	31,63	28	1,50	30,04
EL30	G	23/04/2014	239,44	1,60	31,63	28	1,45	-9,48
EL31	G	06/05/2014	236,63	1,48	29,35	28	1,44	-2,70
EL32	G	22/05/2013	230,31	1,67	52,08	28	1,74	4,04
EL33	G	05/06/2014	260,41	1,19	29,35	28	1,28	7,66
EL34	G	26/06/2014	225,73	1,76	29,35	28	1,53	-13,34
EL33	JM	05/06/2014	238,60	2,92	29,35	28	1,43	-51,18

Na Tabela 23 destacam-se os valores com um desvio inferior a 10% relativamente à amplitude real registada nos pontos de monitorização (que correspondem a 33% do total de dados).

O modelo não é suficientemente robusto para poder ser considerado como válido para ensaios futuros, na medida em que não há consistência nas predições em torno de nenhum dos pontos monitorizados.

Havendo um fator de correlação R de 0,81, entre os pontos da campanha EBS1 que determinaram a construção do modelo preditivo, seria demasiado otimista conseguir desvios inferiores a 20%. Contudo, existirem 6 estimativas (em 18) com um desvio inferior a 10% deverá ser tido como um sinal encorajador para almejar um modelo mais denso, que tenha em consideração as cargas explosivas, as

distâncias entre os pontos de detonação e de monitorização e as temporizações por retardo, mas também, eventualmente, a geologia do local, a geometria do desmonte, o nível de saturação em água do maciço, etc.

## 6 Conclusões e propostas de desenvolvimentos futuros

Com este trabalho conclui-se que, independentemente da amplitude limite para a velocidade da vibração de pico considerada, os detonadores eletrónicos apresentam sempre melhor desempenho ambiental comparativamente aos detonadores não-elétricos. Ficou também demonstrado que quando a zona a desmontar se aproxima de populações ou de estruturas que devem ser protegidas, no cumprimento da legislação em vigor, é necessário ter um especial cuidado com as vibrações produzidas durante os desmontes, apresentando o sistema não-elétrico maiores limitações no uso, comparativamente com o sistema de iniciação eletrónico. Este último apresenta menores restrições relativamente à carga detonada por retardo e pela sua maior precisão permite ainda a possibilidade de se aumentarem o tamanho dos desmontes e de reduzir o número de eventos que transtornam as populações na vizinhança da pedreira.

Para uma velocidade de vibração de pico de 3 mm/s há manifestas vantagens em se usar o sistema de iniciação eletrónico, particularmente para distâncias menores que 250 m e com cargas máximas por retardo até aos 60 kg, na medida em que o sistema não-elétrico não apresentará, nestas condições, valores abaixo deste limite e com o sistema eletrónico é ainda possível continuar a detonar.

Ficou também demonstrado que quanto menor for o conjunto de dados maiores são as dificuldades em apresentar interpretações fidedignas, traduzindo a falta de paralelismo dos modelos a insuficiência da informação para a caracterização do maciço na campanha EBS2. Havendo uma clara indicação, neste estudo, para o uso temporizações mais altas do que aquelas que foram usadas na 2ª campanha com detonadores eletrónicos, sugere-se ainda uma nova campanha em zonas de desmonte próximas aos pontos de monitorização de modo a confirmar os resultados produzidos neste trabalho.

Como sugestão operacional indica-se ainda a possibilidade de se calendarizarem os desmontes tendo em consideração os níveis de saturação em água no maciço. Após períodos intensos de pluviosidade não se aconselha que se façam desmontes, porque a presença de água facilita a propagação das vibrações produzidas pelas detonações, sendo muito mais provável a ocorrência de valores não desejados. Atendendo à natureza do material desmontado, que não sofre alteração nas propriedades físico-químicas por exposição aos elementos atmosféricos, quando o maciço estiver seco devem-se produzir *stocks* de material que possam ser usados nos períodos de chuva.

Para eventuais futuros estudos recomenda-se ainda que se calculem regressões lineares com o método dos mínimos quadrados e com o método dos mínimos resíduos, de modo a poderem-se minimizar os efeitos dos elementos “*outliers*”.

## Referências Bibliográficas

- Aksoy, C. (2008). *Review of rock mass rating classification: historical developments, applications, and restrictions*. Journal of Mining Science, 44 (1) 2008, pp.51-63
- Alberto, Ana (2013). *Aplicação de detonadores eletrônicos como medida de minimização das vibrações decorrentes dos desmontes com explosivos na pedreira Martingança-Maceira*. CMP
- Alonso, J. & Gómez, J & Herbert, J (2013). *Perforación y Voladura de Rocas en Minería*. Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas. Laboratorio de Tecnologías Mineras. Madrid. Espanha
- Ash, R. L. (1963). *The Mechanics of Rock Breakage*. Pit and Quarry, nº 56
- Ashby, J (1981). *Production Blasting and the Development of Open Pit Slopes*. Proceedings of the 3<sup>rd</sup> Int. Conf. on Stability in Open Conference on Stability in Open Pit Mining, Vancouver. Canada
- Atchinson, T. C. (1968). *Fragmentation Principles*. In Surface Mining. Ed. E. P. Pfeleider. AIME. Nova Iorque. E.U.A.
- Azevedo, F. S.& Patrício, J. (2003). *Crítérios de Danos e de Incomodidade no Domínio das Vibrações Ambientais*. Ingenium, Revista da Ordem dos Engenheiros, II série, nº72, Janeiro de 2003, pág. 85-88. Lisboa
- Barton, N & Lien, R & Lunde, J (1974). *Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support*: 189-236. Springer - Verlag
- Bastos, M.J.N. (1998). *A Geotecnia na Concepção, Projeto e Execução de Túneis em Maciços Rochosos*. Dissertação apresentada à U. T. L. – Instituto Superior Técnico, para obtenção do Grau de Mestre em Georrecursos – Área de Geotecnia. Lisboa
- Bazzazi, A. (2010). *Flyrock prediction by multiple regression analysis in Esfordi phosphate mine of Iran*. Rock Fragmentation by Blasting, 649-657, London: Taylor and Francis Group
- Bernardo, P. A. M. (2004). *Impactes Ambientais do Uso de Explosivos na Escavação de Rochas, com Ênfase nas Vibrações*. Dissertação para obtenção do grau de Doutor em Engenharia de Minas. I. S. T. – U. T. L.. Lisboa
- Bernardo, P. A. M. (2005). *Metodologia para a prevenção de danos e controle ambiental de vibrações causadas por detonações em maciços rochosos*. Publicado no XV Encontro Nacional do Colégio de Engenharia Geológica e de Minas da Ordem dos Engenheiros, realizado em Ponta Delgada, 26 a 29 de Maio de 2005
- Bernardo, P. A. M. (2006). *Estudo sobre vibrações no Centro de Produção de Maceira*. SEC
- Bernardo, P. A. M. (2009). *Escavação de Maciços Rochosos com Explosivos*. 6º Curso Sobre Explosivos para Responsáveis Técnicos de Pedreiras e Obras de Escavação. Organizado pelo CEGEO (Centro de Geotecnia do I. S. T.), no I. S. T., em Fevereiro de 2009
- Bernardo, P. A. M. (2010). *Texto de apoio à disciplina: Dinâmica dos Solos e das Rochas*. I. S. T. – U. T. L.. Lisboa
- Bernardo, P. A. M. (2017). *Utilização da Norma NP2074*. Penamacor, 30 de Abril de 2017
- Bhandari, S. (1997). *Engineering Rock Blast Operations*. A. A. Balkema. Rotterdam
- Bowa, V. 2015. *Optimization Of Blasting Design Parameters On Open Pit Bench A Case Study Of Nchanga Open Pits*. International Journal of Scientific & Technology Research Vol 4, ISSUE 09, September 2015
- Cardu, M., Giraudi, A. & Oreste, P. (2013). *A review of the benefits of electronic detonators*. [http://www.scielo.br/scielo.php?pid=S0370-44672013000300016&script=sci\\_arttext](http://www.scielo.br/scielo.php?pid=S0370-44672013000300016&script=sci_arttext)
- Chiappetta, R.F (1998). *History and Expansion of the Panama Canal*." Proceedings of the twenty-fourth annual Conference on Explosives and Blasting Technique. New Orleans, E.U.A.
- Cook, M. A. (1958). *The Science of High Explosives*. Reinhold Publishing Corporation. Nova Iorque. E.U.A.
- Coy, M. (2017). *The Influence of Caprock on Blast Fragmentation Distribution*. Doctoral Dissertations. 2637. Scholars' Mine. Missouri. E.U.A. [https://scholarsmine.mst.edu/doctoral\\_dissertations/2637](https://scholarsmine.mst.edu/doctoral_dissertations/2637)
- Cunningham, C. (1983) *The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting*. In: Proceedings of first international symposium on rock fragmentation by blasting. Lulea, Sweden
- Dinis da Gama, C. (1971). *Optimização do Arranque de Rochas com Explosivos*. Dissertação para a Obtenção do Grau de Doutor em Engenharia de Minas. Universidade de Luanda. Luanda



- Dinis da Gama, C. (1998). *Ruídos e Vibrações Ligados à Utilização dos Explosivos e Equipamentos*. Comunicações do 1º Seminário de Auditorias Ambientais Internas. Divisão de Minas e Pedreiras do Instituto Geológico e Mineiro. Portugal
- Dinis da Gama, C. (2003). *Elementos de Dinâmica das Rochas: 1º Curso Sobre Explosivos para Responsáveis Técnicos de Pedreiras e Obras de Escavação*. Organizado pelo CEGEO (Centro de Geotecnia do I. S. T.), no I. S. T., em Março de 2003
- Dinis da Gama, C. (2007). *Dimensionamento e Aspectos Particulares de Desmontes a Céu Aberto*. Departamento de Engenharia de Minas e Georrecursos, Secção de Exploração de Minas, I. S.T. Lisboa
- Dinis da Gama, C & Bernardo, P. M. (2001). *Condições Técnicas para Uso de Explosivos na Escavação de Túneis Urbanos em Maciços Rochosos*. Curso sobre Túneis em Meios Urbanos (Organizado por SPG e FCT-UC) – Coimbra, 5 e 6 de Abril
- Dyno Nobel (2010). *Blasting and Explosives Quick Reference Guide - 2010*
- Dozolme, Philippe (2014). *Different Types of Detonators*. Página consultada em 20 de Setembro de 2014, <http://mining.about.com/od/SurfaceMining101/a/Different-Types-Of-Detonators.htm>.
- ESSEEM (2010). *European Shotfirer Standard Education For Enhanced Mobility*. ESSEEM Work Package 6 Blasting theory
- EPIROC (2018). <https://www.epirocgroup.com/>
- Fadeev, A.B. et al. (1987). *Seismic Control of Mine Quarry Blasting in the USSR*. 6th ISRM Congress. Montreal, Canadá: International Society for Rock Mechanics
- FEEM, Federation of European Explosives Manufacturers (2019). *Statistics 2019*
- Figueira, MMC (1998). *Identificação de Outliers*. Página consultada em 20 de Outubro de 2014, <http://www.ipv.pt/millennium/arg12.htm>
- Franklin J. A., Broc E. & Walton G. (1971). *Logging the mechanical character of rock*. Tran. Inst. Min. Metall., 80: A1-A9.
- Góis, J.C., Vieira, A., Galiza, A. C., Bernardo, P., Gomes, C. & Chaminé, H. I. (2012), *Manual do operador de produtos explosivos: um guia de apoio à formação*. Coimbra / Porto, Associação Portuguesa de Estudos e Engenharia de Explosivos / Associação Nacional da Indústria Extractiva e Transformadora
- Gokhale, B. V. (2011). *Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines*. Ed Bhalchandra V. Gokhale (Leiden, The Netherlands: CRC Press/Balkema)
- Grimstad, E. & Barton N. (1993). *Updating the Q-system for NMT*. Norwegian Geotechnical Institute, Norway
- Grimstad, E. & Kankes, K & Bhasin, R & Magnussen, A. & Kaynia, A (2002). *Rock Mass Quality Q-Used in Designing Reinforced Ribs of Sprayed Concrete and Energy Absorption*. Norwegian Geotechnical Institute, Norway
- Hagan, T. (1975). *Initiation Sequence – Vital Element of Open Pit Blast Design*. 16th U.S. Symposium on Rock Mechanics. Minneapolis, E.U.A.: American Rock Mechanics Association
- Hartman, H. (1987). *Introductory Minig Engineering*. John Wiley & Sons. Nova Iorque. E.U.A.
- Hartman, H. L., Editor (1992). *S. M. E. Mining Engineering Handbook*. Segunda Edição. Volume I. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. Colorado. E.U.A.
- Holmberg, R. (1982). *Foundations for Design – Blasting*. In “Underground Mining Methods Handbook”, W. Hustrulid, editor A.I.M.E. Nova Iorque. E.U.A.
- Hudson, J & Cosgrove, J. (1997). *Integrated Structural Geology and Engineering Rock Mechanics Approach to Site Characterization*. Int. J. Rock Mech. & Min. Sci. 34 (3/4): p136.1-136.15
- Hustrulid, W. A., S. Editor (1982). *Underground Mining Methods Handbook*. Publicado pela S.M.E. of A.I.M.E. Nova Iorque. E.U.A.
- Hustrulid, W. (1999). *Blasting Principles for Open Pit Mining – General Design Concepts*. Vol. 1. A. A. Balkema Rotterdam
- Hustrulid, W. (1999). *Blasting Principles for Open Pit Mining – Theoretical Foundations*. Vol. 2. A. A. Balkema Rotterdam

- IGM – Instituto Geológico e Mineiro (1999). *Manual de Utilização de Explosivos em Explorações a Céu Aberto*. [http://e-geo.ineti.pt/edicoes\\_online/diversos/explosivos/indice.htm](http://e-geo.ineti.pt/edicoes_online/diversos/explosivos/indice.htm)
- Instantel (2014). Sistema Minimate Plus. Página consultada em 22 de Outubro de 2014. <http://www.instantel.com/products/MinimatePlus.aspx>
- Instantel (2014). Especificações do Sistema Minimate Plus. Página consultada em 22 de Outubro de 2014. <http://www.instantel.com/pdf/714B0052.pdf>
- Jimeno, C. L. & Jimeno, E. L. & Carcedo, F. J. A. (1995). *Drilling and Blasting of Rocks*. A. A. Balkema. Rotterdam
- Jimeno, E. L. & Jimeno, C. L. & Bermudez, P. G. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Espanha, ITGE. 2ª Edição
- Johnson, C. *Fragmentation Analysis in the Dynamic Stress Wave Collision Regions in Bench Blasting*. Lexington, Kentucky, 2014.
- Konya, C. J. & Walter, E. J. (1990). *Surface Blast Design*. Prentice-Hall, Inc. New Jersey. E.U.A.
- Kristiansen *et al.*, (1990). *An Investigation of Heave and Fragmentation Related to Explosive Properties*. 3<sup>rd</sup> International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting. The Australian Institute of Mining and Metallurgy. Brisbane. Australia
- Kutuzov, B.N. & Andrievsky, A.P. 2002. *New Theory and New Technologies of Rock Destruction by Linear Charges of Explosives*. Novosibirsk: Science, 96 p.
- Kuzmenko, A. A., Vorobev, V. D., Denisyuk, I. I., Dauetas, A. A. (1993). *Seismic Effects of Blasting in Rock*. A. A. Balkema. Rotterdam
- Lang, L. C. & Favreau, R. F. (1972). *A modern approach to open pit and blast design and analysis*. 74th Annual Meeting C.I.M.
- Langefors, U. & Kihlstrom, B. (1963). *The Modern Techniques of Rock Blasting*. John Wiley & Sons Inc. Nova Iorque. E.U.A.
- Lilly, P. A. (1986). *An Empirical Method of Assessing Rock Mass Blastability*. The AusIMM/IE Aust Newman Combined Group, Large Open Pit Mining Conference, University of Queensland, October 1986: 89-92
- Louro, Ana (2009). *Novas formulações para leis de propagação de vibrações, em maciços rochosos, baseadas nas propriedades termodinâmicas dos explosivos*. Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Geológica e de Minas. I. S. T. – U. T. L.. Lisboa
- Lu, W & Hustrulid W (2003). *A further study on the mechanism of air decking*. International Journal For Rock Fragmentation by Blasting. 2003: 231-255
- Luz, C. (2017). *Contribuição para o desenvolvimento de novos modelos de previsão das amplitudes de vibrações produzidas por detonações em maciços rochosos*. Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Geológica e de Minas. I. S. T. – U. T. L.. Lisboa
- Marchenko, N. (1982). *Raising the Efficiency of a Blast in Rock Crushing*. Soviet Mining Science. V 18 (5), pp 395-399
- Mavko, G. & Mukerji T. & Dovrkin, J. (2009). *The rock physics handbook: tools for analysis of porous media*. Cambridge: Cambridge University Press; 2009. p. 185–90
- McKenzie, C. K. *Flyrock range and fragment size prediction*. *Proceedings of the 35th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*. International Society of Explosives Engineers, 2009
- Mel'nikov, N. & Marchenko, L. (1971). *Effective Methods of Application of Explosion Energy in Mining and Construction*, 12<sup>th</sup> U.S. Symposium Dynamic Rock Mechanics (New York, AIME), Chap.18, pp350-378.
- Mel'nikov, N. & Marchenko, L. & Zharikov, I. (1976) *The Effect of An Air Cavity on The Motion During Ejection Blasting*. Soviet Mining Science. V 1 (5), pp 501-507
- Meyers, S. & Shanley, E. (1990). *Industrial explosives - a brief history of their development and use*. Journal of Hazardous Materials 23 (2): 183–201.
- Mills, J. (2000). *A Technical Comparison of Blasting in England 1970 to 2000*. Mining Information Services Group. Reino Unido. <http://www.miningis.com/MIS/Papers/Explosives.htm>



- Moxon, N.T., Mead, D., Richardson, M. *Air decked blasting techniques: some collaborative experiments*. Transactions Institution of Mining and Metallurgy Section A: Mining Industry 102, A25-A30, 1993
- Norma Portuguesa NP 2074 (1983). *Avaliação da influência em construções de vibrações provocadas por explosões ou solicitações similares*. Instituto Português da Qualidade (IPQ), Lisboa
- Norma Portuguesa NP 2074 (015). *Avaliação da influência de vibrações impulsivas em estruturas*. Instituto Português da Qualidade (IPQ), Lisboa
- Olofsson, S. (1990). *Applied Explosives Technology for Construction and Mining*. APPLEX. Suécia
- Orica Mining Services (2011). Ficha Técnica de SENATEL ULTREX
- Orica Mining Services (2011). Ficha Técnica de SENATEL POWERPAC
- Orica Mining Services (2011). *World's first commercial wireless initiating system unveiled*. Página consultada em 21 de Setembro de 2014, <http://www.oricaminingservices.com/us/en/news/7>
- Orica Mining Services (2014). *Initiating Systems*. Página consultada em 21 de Setembro de 2014, [http://www.oricaminingservices.com/au/en/page/products\\_and\\_services/initiating\\_systems/initiating\\_systems](http://www.oricaminingservices.com/au/en/page/products_and_services/initiating_systems/initiating_systems)
- Paneiro, G. (2014). *Uso de técnicas de emissão acústica e actividade microssísmica para apoio de projectos geotécnicos sobre maciços rochosos. Tese aprovada em provas públicas para a obtenção de Doutor em Georrecursos*. I. S. T. – U. T. L.. Lisboa
- Persson, P. A. (1990). *Fragmentation Mechanics*. 3<sup>rd</sup> International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. Brisbane. Australia.
- Richards, A. & Moore, A (2005). *Kalgoorlie Consolidated Gold Mines, Golden Pike Cut-Back Flyrock Control and Calibration of a Predictive Model*. Terrock Consulting Engineers A.B.N. 99005784841
- Sarsby, R. (2000). *Environmental Geotechnics*. Thomas Telford, Londres. Reino Unido
- Sazid, M. & Singh T. (2013). *Mechanism of Air-deck Technique in Rock Blasting - A Brief Review*, 4th Indian Rock Conference, Mumbai, India, pp. 8
- Sharma, P. (2010). *Application of Air-Deck Technique in Surface Blasting*, [miningandblasting.wordpress.com/tag/air-deck/](http://miningandblasting.wordpress.com/tag/air-deck/). 7pp. Acedido em Fevereiro 24, 2016
- SEC – Sociedade de Explosivos S.A (2004). Catálogo de EMULIGHT e EMULEX
- Secil (2014). Maceira Liz. Página consultada em 12 de Outubro de 2014. <http://www.secil.pt/default.asp?pag=maceira>
- Thompson, R (2005). *Surface Strip Coal Mining Handbook*. South African Colliery Managers Association. Project SACMA 01/03
- Tobin, G (2013). *The Importance of Energy Containment to the Blast Outcome & Justification for use of Stemming Plugs in Over Burden Removal*. Oresome Products Pty Ltd (Australia). September - 2013
- Urbano, José (2014). *Aplicação de Detonadores Electrónicos na Pedreira de Maceira da CMP*
- Wilson, L. (2010). <https://im-mining.com/2010/11/10/the-realities-and-facts-of-hot-hole-blasting-in-coal-mines/> Página consultada em 15/12/2020.
- Zhang, X (2016). <https://www.sciencedirect.com/topics/engineering/charge-diameter> acedido em 16/09/2020
- Zhang, X. & Wang, X. & Yu, Y. & Yang, D (2018). *The Application of Deck Charge Technology in Hua Neng open pit Mine*. E3S Web of Conferences 38, 03031 (2018). ICEMEE 2018.
- <https://epicfireworks.com/blogs/news/history-of-gun-powder> acedido em 16/12/2020
- <https://www.britannica.com/biography/Ascanio-Sobrero> acedido em 16/12/2020
- <https://www.nobelprize.org/alfred-nobel/biographical-information> em 16/12/2020

## Anexo 1: Campanha com detonadores não-elétricos (NED)

Tabela 24: Caracterização geográfica dos desmontes NED (Bernardo, 2006)

Desmontes (pegas) [nº]	Data	Hora	Frente (designação da bancada)	Tipos de desmonte: de bancada ou na água	Coordenadas do 1º furo			Coordenadas do último furo			Cargas (kg) máximas por retardo	Retardo (atrasos) [ms]
					(Datum 73)		Alt. (m)	(Datum 73)		Alt. (m)		
					Longitude	Latitude		Longitude	Latitude			
1	31-07-2006	14h45	2º Piso C	Bancada	-66607,42	3040,17	156	-66591,83	3025,23	156	152	25
2	01-08-2006	11h48	2º Piso C	Bancada	-66539,23	2989,61	156	-66566,25	3006,5	156	97,2	25
3	01-08-2006	12h04	4º Piso (água)	Água	-66381,76	2516,33	115	-66368,99	2505,11	115	35	25
4	02-08-2006	11h06	2º Piso A	Bancada	-66914,23	2615,33	161	-66938,37	2634,04	161	77,2	25
5	03-08-2006	11h34	2º Piso A	Bancada	-66962,61	2641,66	161	-66939,78	2635,91	161	77,2	25
6	04-08-2006	10h52	2º Piso A - Durval	Bancada	-66789,85	2284,83	161	-66818,54	2273,97	161	157,5	25
7	07-08-2006	9h56	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66546,18	2682,46	130	-66520,34	2695,19	130	88,99	25
8ª	08-08-2006	9h54	4º Piso (água)	Água	-66350,1	2540,11	115	-66347,23	2541,94	115	15	25
8b	08-08-2006	11h16	4º Piso (água)	Água	-66342,95	2540,05	115	-66333,01	2532,56	115	15	25
8c	08-08-2006	14h30	4º Piso (água)	Água	-66430,22	2699,96	115	-66317,33	2526,87	115	15	25
9	09-08-2006	12h03	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66430,22	2699,96	130	-66458,72	2711,31	130	48,1	25
10	11-08-2006	9h54	4º Piso Alto (13m)	Bancada	-66367,59	2667,96	130	-66334,64	2675,08	130	75,1	25
11	14-08-2006	11h04	2º Piso A	Bancada	-66948,28	2645,24	161	-66978,34	2641,8	161	151,9	25
12	16-08-2006	14h14	2º Piso A	Bancada	-66911,38	2613,45	161	-66932,67	2632,14	161	80	25
13	17-08-2006	14h15	2º Piso A	Bancada	-66935,46	2639,57	161	-66958,24	2650,87	161	77,2	25
14	18-08-2006	14h08	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66461,48	2722,44	130	-66488,74	2711,57	130	84,4	25
15	21-08-2006	11h49	1º Piso A	Bancada	-67025,27	2669,96	171	-67021,15	2651,42	171	62,5	25
16	22-08-2006	11h27	2º Piso A - Depósito	Bancada	-67007,9	2531,01	164	-66999,51	2508,73	164	77,5	25
17	23-08-2006	11h29	1º Piso C	Bancada	-67081,26	2972,11	170	-67098,58	2953,76	170	132,5	25
18	24-08-2006	9h52	2º Piso A	Bancada	-66909,92	2617,14	160	-66928,31	2639,51	160	80	25
19	28-08-2006	11h53	2º Piso A	Bancada	-66933,98	2645,11	160	-66956,71	2661,96	160	80	25
20	29-08-2006	10h53	4º Piso Alto (13m)	Bancada	-66297,85	2630,34	130	-66310,49	2656,36	130	77,64	25
21	30-08-2006	10h46	4º Piso Alto (13m)	Bancada	-66259,54	2596,7	130	-66276,55	2613,5	130	82,18	25
22ª	31-08-2006	10h59	4º Piso (água)	Água	-66332,8	2556,62	115	-66323,97	2586,15	115	15	17
22b	31-08-2006	11h56	4º Piso (água)	Água	-66322,97	2536,18	115	-66318,68	2536,14	115	12,5	17
23	05-09-2006	10h29	1º Piso C	Bancada	-66967,93	3015,54	170	-66962,44	2989,58	170	130	25
24	05-09-2006	11h50	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66472,95	2718,84	130	-66441,58	2709,31	130	100,34	25
25	06-09-2006	12h11	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66413,05	2701,66	130	-66388,9	2682,95	130	50,17	17
26	07-09-2006	14h45	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66474,73	2733,04	130	-66498,83	2702,4	130	52,5	17
27	07-09-2006	15h22	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66427,34	2701,79	130	-66427,34	2701,79	130	54,5	17
28	08-09-2006	14h46	4º Piso (água)	Água	-66309,53	2546,55	115	-66309,53	2546,55	115	12,5	17
29	08-09-2006	16h57	4º Piso (água)	Água	-66285,71	2546,34	115	-66285,71	2546,34	115	12,5	17
30	11-09-2006	11h00	4º Piso (água)	Água	-66380,75	2578,01	120	-66381,02	2547,16	120	25	34
31	12-09-2006	10h06	4º Piso (água)	Água	-66381,02	2547,16	120	-66381,29	2516,32	120	25	34
32	12-09-2006	11h11	4º Piso (água)	Água	-66333,36	2546,75	115	-66333,36	2546,75	115	12,5	34
33	13-09-2006	10h34	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66237,78	2576,77	130	-66261,61	2576,98	130	130,31	42
34	14-09-2006	14h12	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66379,95	2670,53	130	-66403,52	2701,58	130	44	42
35	18-09-2006	14h56	1º Piso C	Bancada	-66924,51	3076,23	170	-66948,61	3045,6	170	131	42
36	19-09-2006	11h05	4º Piso Alto (13m)	Bancada	-66285,17	2608,02	130	-66308,74	2639,07	130	82	50
37	20-09-2006	10h40	4º Piso Alto (13m)	Bancada	-66308,74	2639,07	130	-66308,47	2669,91	130	86,5	67
38	21-09-2006	13h20	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66450,91	2732,83	130	-66427,34	2701,79	130	50,17	67
39	22-09-2006	11h01	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66498,56	2733,25	130	-66474,73	2733,04	130	50,4	67
40	25-09-2006	14h23	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66616,9	2826,8	130	-66451,17	2701,99	130	45,9	17
41	27-09-2006	11h52	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66356,13	2670,33	130	-66379,69	2701,37	130	41,14	34
42	28-09-2006	11h26	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66403,52	2701,58	130	-66427,34	2701,79	130	41,14	42
43	29-09-2006	11h04	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66427,08	2732,63	130	-66450,91	2732,83	130	45,9	42
44	04-10-2006	15h43	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66498,83	2702,4	130	-66498,56	2733,25	130	48,19	50
45	18-10-2006	14h18	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66356,13	2670,33	130	-66308,2	2700,76	130	43,4	50
46	19-10-2006	11h55	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66498,56	2733,25	130	-66498,83	2702,4	130	48,2	50
47	24-10-2006	14h06	4º Piso Alto (9m)	Bancada	-66427,08	2732,63	130	-66403,52	2701,58	130	43,6	50

Tabela 25: Caracterização dos desmontes NED para desmontes efetuados em bancada (Bernardo, 2006)

Código do Registo (nº de desmonte e local)	Data	Distância (m)	Orientação da pega/registo	Local de detonação	PVS (mm/s)	Frequência dominante (Hz)	Geofone usado	Informações sobre o desmonte			Relação de cargas						
			(no sentido do eixo maior das camadas ou transversal a estas)	Designação de Bancada				Tipos de desmonte	Cargas máximas por retardo (kg)	Retardos entre cargas (ms)	Explosivo CF	Carga de Fundo (kg)	Explosivo CC	Carga de Coluna (kg)	Carga Total (kg)	N.º furos	
1	D	31/07/2006	120	Transversal	2º C	10,90	10,40	Standard	Bancada	152	25	Emulex 711	25	Emulight	650	675	9
1	E	31/07/2006	536	Transversal	2º C	2,14	8,88	Standard	Bancada	152	25	Emulex 711	25	Emulight	650	675	9
1	F	31/07/2006	759	Transversal	2º C	1,30	14,30	Standard	Bancada	152	25	Emulex 711	25	Emulight	650	675	9
2	F	01/08/2006	698	Transversal	2º C	1,06	14,30	Standard	Bancada	97,2	25	Emulex 711	25	Emulight	714,8	739,8	9
4	B	02/08/2006	1096	Longitudinal	2º A	0,51	9,25	Standard	Bancada	77,2	25	Emulex 711	25	Emulight	649,8	674,8	9
4	C	02/08/2006	335	Transversal	2º A	2,95	9,50	Standard	Bancada	77,2	25	Emulex 711	25	Emulight	649,8	674,8	9
4	D	02/08/2006	582	Transversal	2º A	1,30	12,50	Standard	Bancada	77,2	25	Emulex 711	25	Emulight	649,8	674,8	9
5	B	03/08/2006	1127	Longitudinal	2º A	0,84	10,50	Standard	Bancada	77,2	25	Emulex 711	25	Emulight	649,8	674,8	9
5	C	03/08/2006	310	Transversal	2º A	3,58	9,63	Standard	Bancada	77,2	25	Emulex 711	25	Emulight	649,8	674,8	9
5	D	03/08/2006	581	Transversal	2º A	1,06	11,80	Standard	Bancada	77,2	25	Emulex 711	25	Emulight	649,8	674,8	9
6	A	04/08/2006	315	Transversal	2º A - Durval	2,04	6,00	Standard	Bancada	157,5	25	Emulex 711	25	Emulight	650	675	9
6	B	04/08/2006	911	Longitudinal	2º A - Durval	4,91	2,75	Standard	Bancada	157,5	25	Emulex 711	25	Emulight	650	675	9
6	G	04/08/2006	687	Transversal	2º A - Durval	0,69	9,25	Standard	Bancada	157,5	25	Emulex 711	25	Emulight	650	675	9
7	D	07/08/2006	474	Transversal	4º	1,38	11,30	Standard	Bancada	90	25	Emulex 711	25	Emulight	374,55	399,55	9
7	E	07/08/2006	516	Longitudinal	4º	1,22	8,75	Standard	Bancada	90	25	Emulex 711	25	Emulight	374,55	399,55	9
7	F	07/08/2006	656	Transversal	4º	0,77	13,40	Standard	Bancada	90	25	Emulex 711	25	Emulight	374,55	399,55	9
9	D	09/08/2006	482	Transversal	4º	0,98	7,50	Standard	Bancada	48,1	25	Emulex 711	25	Emulight	426,1	451,1	10
9	E	09/08/2006	435	Longitudinal	4º	0,81	7,75	Standard	Bancada	48,1	25	Emulex 711	25	Emulight	426,1	451,1	10
9	F	09/08/2006	566	Transversal	4º	1,22	37,50	Standard	Bancada	48,1	25	Emulex 711	25	Emulight	426,1	451,1	10
10	D	11/08/2006	563	Transversal	4º	1,60	11,30	Standard	Bancada	75,1	25	Emulex 711	25	Emulight	698,8	723,8	10
10	E	11/08/2006	375	Longitudinal	4º	2,28	7,69	Standard	Bancada	75,1	25	Emulex 711	25	Emulight	698,8	723,8	10
10	F	11/08/2006	477	Transversal	4º	2,57	14,40	Standard	Bancada	75,1	25	Emulex 711	25	Emulight	698,8	723,8	10
11	B	14/08/2006	1138	Longitudinal	2º A	0,56	11,00	Standard	Bancada	151,9	25	Emulex 711	25	Emulight	649,8	674,8	9
11	C	14/08/2006	294	Transversal	2º A	2,55	8,63	Standard	Bancada	151,9	25	Emulex 711	25	Emulight	649,8	674,8	9

(Continuação de Tabela 25)

Código do Registro (nº de desmonte e local)	Data	Distância (m)	Orientação da pega/registo	Local de detonação	PVS (mm/s)	Frequência dominante (Hz)	Geofone usado	Informações sobre o desmonte			Relação de cargas						
			(no sentido do eixo maior das camadas ou transversal a estas)	Designação de Bancada				Tipos de desmonte	Cargas máximas por retardo (kg)	Retardos entre cargas (ms)	Explosivo CF	Carga de Fundo (kg)	Explosivo CC	Carga de Coluna (kg)	Carga Total (kg)	N.º furos	
11	D	14/08/2006	577	Transversal	2º A	0,64	2,00	Standard	Bancada	151,9	25	Emulex 711	25	Emulight	649,8	674,8	9
12	B	16/08/2006	1093	Longitudinal	2º A	0,66	10,50	Standard	Bancada	80	25	Emulex 711	25	Emulight	675	700	10
12	C	16/08/2006	341	Transversal	2º A	2,53	8,50	Standard	Bancada	80	25	Emulex 711	25	Emulight	675	700	10
12	D	16/08/2006	581	Transversal	2º A	0,81	11,50	Standard	Bancada	80	25	Emulex 711	25	Emulight	675	700	10
13	B	17/08/2006	1124	Longitudinal	2º A	0,78	10,30	Standard	Bancada	77,2	25	Emulex 711	25	Emulight	649,8	674,8	9
13	C	17/08/2006	312	Transversal	2º A	2,86	9,63	Standard	Bancada	77,2	25	Emulex 711	25	Emulight	649,8	674,8	9
13	D	17/08/2006	576	Transversal	2º A	1,97	11,80	Standard	Bancada	77,2	25	Emulex 711	25	Emulight	649,8	674,8	9
14	D	18/08/2006	469	Transversal	4º	1,49	11,50	Standard	Bancada	84,4	25	Emulex 711	25	Emulight	374,1	399,1	9
14	E	18/08/2006	451	Longitudinal	4º	0,88	7,75	Standard	Bancada	84,4	25	Emulex 711	25	Emulight	374,1	399,1	9
14	F	18/08/2006	594	Transversal	4º	0,91	12,00	Standard	Bancada	84,4	25	Emulex 711	25	Emulight	374,1	399,1	9
15	B	21/08/2006	1209	Transversal	1º A	0,61	9,00	Standard	Bancada	62,5	25	Emulex 711	25	Emulight	350	375	7
15	C	21/08/2006	243	Transversal	1º A	2,63	8,75	Standard	Bancada	62,5	25	Emulex 711	25	Emulight	350	375	7
15	D	21/08/2006	599	Transversal	1º A	0,94	8,50	Standard	Bancada	62,5	25	Emulex 711	25	Emulight	350	375	7
16	B	22/08/2006	1149	Longitudinal	2º A	1,56	9,75	Standard	Bancada	77,5	25	Emulex 711	25	Emulight	600	625	8
17	C	23/08/2006	298	Longitudinal	1º C	4,57	15,00	Standard	Bancada	132,5	25	Emulex 711	25	Emulight	500	525	8
18	C	24/08/2006	344	Transversal	2º A	4,68	9,50	Standard	Bancada	80	25	Emulex 711	25	Emulight	675	700	9
19	C	28/08/2006	312	Transversal	2º A	3,68	8,75	Standard	Bancada	80	25	Emulex 711	25	Emulight	650	675	9
21	F	30/08/2006	433	Longitudinal	4º	2,21	7,38	Standard	Bancada	82,2	25	Emulex 711	25	Emulight	574,31	599,31	8
23	D	05/09/2006	332	Longitudinal	1º C	1,98	11,30	Standard	Bancada	130	25	Emulex 711	25	Emulight	500	525	8
24	D	05/09/2006	469	Transversal	4º	1,37	10,30	Standard	Bancada	100,3	25	Emulex 711	25	Emulight	474,43	499,43	10
25	E	06/09/2006	411	Longitudinal	4º	3,62	14,50	Standard	Bancada	50,2	17	Emulex 711	25	Emulight	474,43	499,43	10
26	E	07/09/2006	458	Longitudinal	4º	1,65	7,50	Standard	Bancada	52,5	17	Emulex 711	25	Emulight	400	425	8
27	E	07/09/2006	432	Longitudinal	4º	1,06	8,88	Standard	Bancada	54,5	17	Emulex 711	25	Emulight	311	336	6

(Continuação de Tabela 25)

Código do Registo (nº de desmonte e local)	Data	Distância (m)	Orientação da pega/registo	Local de detonação	PVS (mm/s)	Frequência dominante (Hz)	Geofone usado	Informações sobre o desmonte			Relação de cargas						
			(no sentido do eixo maior das camadas ou transversal a estas)	Designação de Bancada				Tipos de desmonte	Cargas máximas por retardo (kg)	Retardos entre cargas (ms)	Explosivo CF	Carga de Fundo (kg)	Explosivo CC	Carga de Coluna (kg)	Carga Total (kg)	N.º furos	
33	F	13/09/2006	423	Longitudinal	4º	1,15	16,50	<i>Low Level</i>	Bancada	130,31	42	Emulex 711	50	Emulight	425	475	8
33	F	13/09/2006	423	Longitudinal	4º	0,68	22,50	<i>Standard</i>	Bancada	130,31	42	Emulex 711	50	Emulight	425	475	8
34	E	14/09/2006	412	Longitudinal	4º	1,32	10,50	<i>Standard</i>	Bancada	44	42	Emulex 711	50	Emulight	325	375	9
34	E	14/09/2006	412	Longitudinal	4º	0,81	10,80	<i>Low Level</i>	Bancada	44	42	Emulex 711	50	Emulight	325	375	9
35	D	18/09/2006	271	Transversal	1º C	2,03	21,50	<i>Standard</i>	Bancada	131	42	Emulex 711	25	Emulight	630	655	10
35	D	18/09/2006	271	Transversal	1º C	1,53	10,50	<i>Low Level</i>	Bancada	131	42	Emulex 711	25	Emulight	630	655	10
36	F	19/09/2006	452	Longitudinal	4º	1,81	16,50	<i>Low Level</i>	Bancada	82	50	Emulex 711	25	Emulight	575	600	8
36	F	19/09/2006	452	Longitudinal	4º	1,88	16,00	<i>Standard</i>	Bancada	82	50	Emulex 711	25	Emulight	575	600	8
37	F	20/09/2006	453	Longitudinal	4º	2,52	14,30	<i>Standard</i>	Bancada	86,5	67	Emulex 711	25	Emulight	575	600	8
38	E	21/09/2006	432	Longitudinal	4º	1,12	14,30	<i>Low Level</i>	Bancada	50,17	67	Emulex 711	20	Emulight	313,26	333,26	8
38	E	21/09/2006	432	Longitudinal	4º	1,44	14,30	<i>Standard</i>	Bancada	50,17	67	Emulex 711	20	Emulight	313,26	333,26	8
39	D	22/09/2006	446	Transversal	4º	2,57	13,60	<i>Standard</i>	Bancada	50,4	67	Emulex 711	30	Emulight	400	430	9
40	D	25/09/2006	325	Transversal	4º	1,02	11,80	<i>Standard</i>	Bancada	45,9	17	Emulex 711	25	Emulight	350	375	9
41	E	27/09/2006	393	Longitudinal	4º	0,93	8,75	<i>Standard</i>	Bancada	41,14	34	Emulex 711	25	Emulight	425	450	11
42	E	28/09/2006	412	Longitudinal	4º	1,23	8,75	<i>Standard</i>	Bancada	41,14	42	Emulex 711	25	Emulight	425	450	11
44	D	04/10/2006	446	Transversal	4º	1,40	11,00	<i>Standard</i>	Bancada	48,19	50	Emulex 711	25	Emulight	215,9	240,9	5
45	E	18/10/2006	339	Longitudinal	4º	1,78	8,63	<i>Standard</i>	Bancada	43,4	50	Emulex 711	25	Emulight	450	475	11
46	D	19/10/2006	446	Transversal	4º	1,69	11,40	<i>Standard</i>	Bancada	48,2	50	Emulex 711	25	Emulight	300	325	7
46	E	19/10/2006	480	Longitudinal	4º	1,13	8,75	<i>Standard</i>	Bancada	48,2	50	Emulex 711	25	Emulight	300	325	7
47	D	24/10/2006	477	Transversal	4º	2,18	16,40	<i>Standard</i>	Bancada	43,6	50	Emulex 711	25	Emulight	350	375	9
47	E	24/10/2006	412	Longitudinal	4º	1,08	17,30	<i>Standard</i>	Bancada	43,6	50	Emulex 711	25	Emulight	350	375	9

Anexo 2: 1ª Campanha com detonadores eletrónicos (EBS1) entre  
22/11/ 2012 e 13/05/2013

Tabela 26: Caracterização geográfica dos desmontes EBS1 (Alberto, 2013)

Registo (#)	Data	Frente (designação da bancada)	Coordenadas do 1º furo		Coordenadas do último furo	
			(Datum 73)		(Datum 73)	
			Longitude	Latitude	Longitude	Latitude
1	22/11/2012	4E	-66109,47	2808,31	-66123,54	2835,70
2	29/11/2012	4E	-66124,16	2846,19	-66138,51	2873,71
3	13/12/2012	4C	-66845,42	2954,97	-66840,57	2921,24
4	19/12/2012	4C	-66714,44	2973,08	-66755,15	3009,70
5	26/12/2012	4C	-66759,45	3009,19	-66788,57	2998,52
6	27/12/2012	4C	-66647,20	3201,17	-66631,63	3008,14
7	15/01/2013	4E	-66121,63	2841,17	-66106,46	2809,58
8	17/01/2013	4C	-66711,28	2973,97	-66750,13	3012,25
9	23/01/2013	4C	-66748,67	3016,23	-66781,93	3002,45
10	04/02/2013	4E	-66117,34	2830,02	-66120,14	2823,50
11	08/02/2013	4C	-66740,30	3011,13	-66787,14	2998,30
12	15/02/2013	4E	-66117,59	2840,52	-66101,14	2841,11
13	22/02/2013	4C	-66635,56	2989,66	-66642,66	3023,04
14	01/03/2013	4C	-66731,24	2976,00	-66744,76	3010,05
15	15/03/2013	4C	-66702,65	2974,82	-66739,53	3008,77
16	22/03/2013	4E	-66119,19	2847,32	-66134,70	2872,75
17	27/03/2013	4C	-66639,40	2986,61	-66646,72	3021,84
18	04/04/2013	4C	-66644,38	2988,82	-66651,26	3020,34
19	11/04/2013	4E	-66116,79	2850,38	-66133,70	2878,60
20	16/04/2013	4C	-66645,83	2987,29	-66654,61	3018,21
21	18/04/2013	4E	-66656,10	2847,34	-66143,35	2836,73
22	24/04/2013	4C	-66644,89	2985,74	-66656,53	3016,68
23	30/04/2013	4C	-66697,90	2972,93	-66735,97	3007,50
24	06/05/2013	4C	-66659,65	3014,86	-66649,17	2985,77
25	09/05/2013	4C	-66695,27	2973,84	-66634,05	3008,72
26	13/05/2013	4C	-66653,98	2981,80	-66660,61	3013,63

Tabela 27: Caracterização dos desmontes EBS1 (Alberto, 2013)

Código do Registo (nº de desmonte e local)		Data	Distância (m)	Local de detonação	PVS (mm/s)	Informações sobre o desmonte			Relação de cargas					Tipo de Detonador	
				Designação de Bancada		Tipos de desmonte	Cargas máximas /retardo (kg)	Retardos entre cargas (ms)	Explosivo CF	Carga de Fundo	Explosivo CC	Carga de Coluna	Carga total (kg)		N.º furos
EL1	A	22/11/2012	344,221	4E	1,07	Bancada	52,5	33	ULTREX	100	POWERPAC	425	525	10	UNI TRONIC 500
EL1	B	22/11/2012	406,837	4E	0,84	Bancada	52,5	33	ULTREX	100	POWERPAC	425	525	10	UNI TRONIC 500
EL2	A	29/11/2012	360,070	4E	0,86	Deck	26,25	33	ULTREX	100	POWERPAC	375	475	10	UNI TRONIC 500
EL2	B	29/11/2012	377,574	4E	0,67	Deck	26,25	33	ULTREX	100	POWERPAC	375	475	10	UNI TRONIC 500
EL3	C	13/12/2012	611,126	4C	0,41	Bancada	52,5	38	ULTREX	100	POWERPAC	375	475	10	UNI TRONIC 500
EL3	D	13/12/2012	279,877	4C	1,19	Bancada	52,5	38	ULTREX	100	POWERPAC	375	475	10	UNI TRONIC 500
EL4	A	19/12/2012	961,977	4C	0,00	Deck	20,83	38	ULTREX	150	POWERPAC	475	625	15	UNI TRONIC 500
EL4	C	19/12/2012	644,213	4C	0,97	Deck	20,83	38	ULTREX	150	POWERPAC	475	625	15	UNI TRONIC 500
EL5	A	26/12/2012	1012,668	4C	0,00	Bancada	47,5	28	ULTREX	100	POWERPAC	375	475	10	UNI TRONIC 500
EL5	C	26/12/2012	360,401	4C	0,51	Bancada	47,5	28	ULTREX	100	POWERPAC	375	475	10	UNI TRONIC 500
EL6	A	27/12/2012	887,297	4C	0,39	Bancada	47,5	23	ULTREX	100	POWERPAC	375	475	10	UNI TRONIC 500
EL6	C	27/12/2012	728,461	4C	1,04	Bancada	47,5	23	ULTREX	100	POWERPAC	375	475	10	UNI TRONIC 500
EL7	A	15/01/2013	341,184	4E	0,653	Bancada	52,5	38	ULTREX	100	POWERPAC	425	525	10	UNI TRONIC 600
EL8	A	17/01/2013	959,005	4C	0,00	Bancada	48,44	28	ULTREX	175	POWERPAC	600	775	16	UNI TRONIC 600
EL8	C	17/01/2013	646,796	4C	0,45	Bancada	48,44	28	ULTREX	175	POWERPAC	600	775	16	UNI TRONIC 600
EL9	A	23/01/2013	1003,467	4C	0,00	Bancada	42,50	28	ULTREX	100	POWERPAC	325	425	10	UNI TRONIC 600
EL9	C	23/01/2013	627,175	4C	0,66	Bancada	42,50	28	ULTREX	100	POWERPAC	325	425	10	UNI TRONIC 600
EL10	A	04/02/2013	352,271	4E	0,87	Bancada	50,00	33	ULTREX	100	POWERPAC	400	500	10	UNI TRONIC 600

(Continuação de Tabela 27)

Código do Registo (nº de desmonte e local)	Data	Distância (m)	Local de detonação	PVS (mm/s)	Informações sobre o desmonte			Relação de cargas					Tipo de Detonador		
			Designação de Bancada		Tipos de desmonte	Cargas máximas /retardo (kg)	Retardos entre cargas (ms)	Explosivo CF	Carga de Fundo	Explosivo CC	Carga de Coluna	Carga total (kg)		N.º furos	
EL10	D	04/02/2013	433,718	4E	0,557	Bancada	50,00	33	ULTREX	100	POWERPAC	400	500	10	UNI TRONIC 600
EL11	A	08/02/2013	994,254	4C	0,259	Bancada	41,70	28	ULTREX	125	POWERPAC	375	500	12	UNI TRONIC 600
EL11	E	08/02/2013	625,654	4C	0,260	Bancada	41,70	28	ULTREX	125	POWERPAC	375	500	12	UNI TRONIC 600
EL12	A	15/02/2013	336,722	4E	0,320	Bancada	50,00	33	ULTREX	100	POWERPAC	400	500	10	UNI TRONIC 600
EL12	E	15/02/2013	464,269	4E	0,000	Bancada	50,00	33	ULTREX	100	POWERPAC	400	500	10	UNI TRONIC 600
EL13	A	22/02/2013	887,337	4C	0,280	Bancada	40,90	33	ULTREX	125	POWERPAC	325	450	11	UNI TRONIC 600
EL13	D	22/02/2013	848,875	4C	0,210	Bancada	40,90	33	ULTREX	125	POWERPAC	325	450	11	UNI TRONIC 600
EL13	E	22/02/2013	353,534	4C	1,160	Bancada	40,90	33	ULTREX	125	POWERPAC	325	450	11	UNI TRONIC 600
EL14	A	01/03/2013	901,371	4C	0,270	Bancada	45,31	38	ULTREX	175	POWERPAC	550	725	16	UNI TRONIC 600
EL14	E	01/03/2013	353,534	4C	1,390	Bancada	45,31	38	ULTREX	175	POWERPAC	550	725	16	UNI TRONIC 600
EL15	C	15/03/2013	657,453	4C	0,520	Bancada	45,00	28	ULTREX	175	POWERPAC	500	675	15	UNI TRONIC 600
EL15	F	15/03/2013	382,817	4C	1,09	Bancada	45,00	28	ULTREX	175	POWERPAC	500	675	15	UNI TRONIC 600
EL16	A	22/03/2013	355,215	4E	1,09	Bancada	50,00	28	ULTREX	100	POWERPAC	350	450	9	UNI TRONIC 600
EL16	E	22/03/2013	472,944	4E	0,660	Bancada	50,00	28	ULTREX	100	POWERPAC	350	450	9	UNI TRONIC 600
EL17	C	27/03/2013	728,539	4C	0,410	Bancada	39,58	23	ULTREX	125	POWERPAC	350	475	12	UNI TRONIC 600
EL17	F	27/03/2013	354,869	4C	1,090	Bancada	39,58	23	ULTREX	125	POWERPAC	350	475	12	UNI TRONIC 600
EL18	C	04/04/2013	725,378	4E	1,300	Bancada	40,91	38	ULTREX	125	POWERPAC	325	450	11	UNI TRONIC 600
EL18	F	04/04/2013	356,572	4E	0,552	Bancada	40,91	38	ULTREX	125	POWERPAC	325	450	11	UNI TRONIC 600



(Continuação de Tabela 27)

Código do Registo (nº de desmonte e local)	Data	Distância (m)	Local de detonação	PVS (mm/s)	Informações sobre o desmonte			Relação de cargas					Tipo de Detonador		
			Designação de Bancada		Tipos de desmonte	Cargas máximas /retardo (kg)	Retardos entre cargas (ms)	Explosivo CF	Carga de Fundo	Explosivo CC	Carga de Coluna	Carga total (kg)		N.º furos	
EL19	A	11/04/2013	353,107	4E	0,850	Deck	42,50	33	ULTREX	100	POWERPAC	325	425	10	UNI TRONIC 600
EL19	E	11/04/2013	475,595	4E	0,490	Deck	42,50	33	ULTREX	100	POWERPAC	325	425	10	UNI TRONIC 600
EL20	C	16/04/2013	723,580	4C	0,630	Bancada	42,50	43	ULTREX	100	POWERPAC	325	425	10	UNI TRONIC 600
EL20	F	16/04/2013	358,887	4C	1,540	Bancada	42,50	44	ULTREX	100	POWERPAC	325	425	10	UNI TRONIC 600
EL21	A	18/04/2013	378,567	4E	1,660	Deck	43,75	23	ULTREX	100	POWERPAC	250	350	8	UNI TRONIC 600
EL21	E	18/04/2013	466,997	4E	0,710	Deck	43,75	23	ULTREX	100	POWERPAC	250	350	8	UNI TRONIC 600
EL22	C	24/04/2013	722,716	4C	0,633	Bancada	40,91	28	ULTREX	125	POWERPAC	325	450	11	UNI TRONIC 600
EL22	E	24/04/2013	852,609	4C	0,377	Bancada	40,91	28	ULTREX	125	POWERPAC	325	450	11	UNI TRONIC 600
EL22	F	24/04/2013	360,535	4C	0,756	Bancada	40,91	28	ULTREX	125	POWERPAC	325	450	11	UNI TRONIC 600
EL23	C	30/04/2013	661,094	4C	0,447	Bancada	43,33	18	ULTREX	150	POWERPAC	500	650	15	UNI TRONIC 600
EL23	E	30/04/2013	882,072	4C	0,208	Bancada	43,33	18	ULTREX	150	POWERPAC	500	650	15	UNI TRONIC 600
EL23	F	30/04/2013	383,064	4C	0,947	Bancada	43,33	18	ULTREX	150	POWERPAC	500	650	15	UNI TRONIC 600
EL24	F	06/05/2013	745,266	4C	1,380	Bancada	43,75	23	ULTREX	100	POWERPAC	250	350	8	UNI TRONIC 600
EL24	E	06/05/2013	855,649	4C	0,414	Bancada	43,75	23	ULTREX	100	POWERPAC	250	350	8	UNI TRONIC 600
EL24	F	06/05/2013	391,008	4C	2,220	Bancada	43,75	23	ULTREX	100	POWERPAC	250	350	8	UNI TRONIC 600
EL25	C	09/05/2013	713,763	4C	0,490	Bancada	42,19	18	ULTREX	150	POWERPAC	525	675	16	UNI TRONIC 600
EL25	F	09/05/2013	367,722	4C	1,090	Bancada	42,19	18	ULTREX	150	POWERPAC	525	675	16	UNI TRONIC 600
EL26	C	13/05/2013	720,800	4C	0,780	Bancada	52,78	28	ULTREX	100	POWERPAC	350	450	9	UNI TRONIC 600

Anexo 3: 2ª Campanha com detonadores eletrónicos (EBS2) entre 14/03/2014 e 26/06/2014


Tabela 28: Caracterização geográfica dos desmontes EBS2 (Urbano, 2014)

Registo (#)	Data	Frente (designação da bancada)	Coordenadas do 1º furo		Coordenadas do último furo		Distância mínima ao ponto de monitorização F	Distância mínima ao ponto de monitorização G
			(Datum 73)		(Datum 73)			
			Longitude	Latitude	Longitude	Latitude		
EL27	14/03/2014	4E	-66088,46	2857,54	-66107,40	2883,62	198,36	278,99
EL28	20/03/2014	4E	-66071,46	2823,16	-66086,09	2850,68	217,79	256,34
EL29	28/03/2014	4E	-66049,86	2801,88	-66102,67	2884,50	195,13	233,22
EL30	23/04/2014	4E	-66060,81	2797,34	-66061,78	2817,15	241,88	239,44
EL31	06/05/2014	4E	-66053,17	2804,50	-66097,80	2885,20	192,05	236,63
EL32	22/05/2014	4E	-66049,74	2804,84	-66068,54	2846,27	215,80	230,31
EL33	05/06/2014	4E	-66071,08	2850,18	-66096,20	2889,07	186,99	260,41
EL34	26/06/2014	4E	-66042,14	2806,61	-66086,92	2886,77	185,44	225,73

Tabela 29: Caracterização dos desmontes EBS2 (Urbano, 2014)

Código do Registo (nº de desmonte e local)	Data	Distância (m)	Local de detonação	PVS (mm/s)	Informações sobre o desmonte			Relação de cargas					Tipo de Detonador		
			Designação de Bancada		Tipos de desmonte	Cargas máximas /retardo (kg)	Retardos entre cargas (ms)	Explosivo CF	Carga de Fundo	Explosivo CC	Carga de Coluna	Carga total (kg)		N.º furos	
EL27	F	14/03/2014	198,36	4E	1,99	Bancada	48,64	25	ULTREX	100	POWERPAC	275	375	10	UNI TRONIC 500
EL27	G	14/03/2014	278,99	4E	2,04	Bancada	48,64	25	ULTREX	100	POWERPAC	275	375	10	UNI TRONIC 500
EL28	F	20/03/2014	217,79	4E	1,60	<i>Deck</i>	25,68	25	ULTREX	100	POWERPAC	275	375	10	UNI TRONIC 500
EL28	G	20/03/2014	256,34	4E	0,90	<i>Deck</i>	25,68	25	ULTREX	100	POWERPAC	275	375	10	UNI TRONIC 500
EL29	F	28/03/2014	195,13	4E	2,18	<i>Deck</i>	25,91	15	ULTREX	275	POWERPAC	925	1200	26	UNI TRONIC 500
EL29	G	28/03/2014	233,22	4E	1,15	<i>Deck</i>	25,91	15	ULTREX	275	POWERPAC	925	1200	26	UNI TRONIC 500
EL29	D	28/03/2014	1024,88	4E	0,48	<i>Deck</i>	25,91	15	ULTREX	275	POWERPAC	925	1200	26	UNI TRONIC 500
EL30	F	23/04/2014	241,88	4E	2,39	<i>Deck</i>	25,91	15	ULTREX	125	POWERPAC	400	525	11	UNI TRONIC 500
EL30	G	23/04/2014	239,44	4E	1,60	<i>Deck</i>	25,91	15	ULTREX	125	POWERPAC	400	525	11	UNI TRONIC 500
EL31	F	06/05/2014	192,05	4E	2,45	<i>Deck</i>	23,64	20	ULTREX	275	POWERPAC	925	1200	26	UNI TRONIC 500
EL31	G	06/05/2014	236,63	4E	1,48	<i>Deck</i>	23,64	20	ULTREX	275	POWERPAC	925	1200	26	UNI TRONIC 500
EL32	F	22/05/2014	215,80	4E	2,78	<i>Deck</i>	46,36	15	ULTREX	275	POWERPAC	925	1200	26	UNI TRONIC 500
EL32	G	22/05/2014	230,31	4E	1,67	<i>Deck</i>	46,36	15	ULTREX	275	POWERPAC	925	1200	26	UNI TRONIC 600
EL33	F	05/06/2014	186,99	4E	2,40	<i>Deck</i>	23,64	10	ULTREX	275	POWERPAC	925	1200	26	UNI TRONIC 600
EL33	G	05/06/2014	260,41	4E	1,19	<i>Deck</i>	23,64	10	ULTREX	275	POWERPAC	925	1200	26	UNI TRONIC 600
EL33	JM	05/06/2014	238,60	4E	2,92	<i>Deck</i>	23,64	10	ULTREX	275	POWERPAC	925	1200	26	UNI TRONIC 600
EL34	F	26/06/2014	185,44	4E	3,50	<i>Deck</i>	23,64	10	ULTREX	275	POWERPAC	925	1200	26	UNI TRONIC 600
EL34	G	26/06/2014	225,73	4E	1,76	<i>Deck</i>	23,64	10	ULTREX	275	POWERPAC	925	1200	26	UNI TRONIC 600

## Anexo 4: Relatório de desmorte do dia 05/06/2014 (Urbano, 2014)

Data: 05.06.2014	
Hora: 14h30m	
Local: CMP – Pedreira de Maceira	
Frente de desmorte: 4º piso zona E	
Cota de desmorte: ≈ 134 m	
Locais de medição: F (2,40 mm/s), G (1,19 mm/s) e JM (2,92)	

Dados do Desmorte	
<b>Afastamento (a): 3,60 m</b>	<b>Espaçamento (e): 3,70 m</b>
<b>Altura da bancada: 9,60 m</b>	<b>Profundidade: 10,6 m</b>
<b>Sobrefuração: 1 m</b>	<b>Atacamento (t): 2,80 m</b>
<b>Inclinação: 20º</b>	<b>Diâmetro: 105mm</b>
Cargas Explosivas	
<b>Retardamento: 10 ms</b>	<b>Detonador: EBS UT600 (15m/9m)</b>
<b>Carga de fundo:</b> Senatel Ultrex 75*500 275 Kg	<b>Carga de coluna:</b> Senatel Powerpac 75*550 925 Kg
<b>Carga Total: 1200 Kg</b>	<b>Carga máxima por retardo:</b> 23,64 kg
Coordenadas do local	
<b>1º Furo detonado</b>	<b>Último Furo detonado</b>
39º41'25,986" N 8º54'15,222" W	39º41'27,174" N 8º54'16,056" W

Neste carregamento procurou-se a menor duração do evento, sem haver sobreposição de detonações em termos vibracionais. Os 52 detonadores foram detonados em 510 milissegundos. A menor duração do evento pode ter um efeito, junto da população envolvente, de aparente menor carga total, na medida em que esta tende a associar maiores durações a maiores cargas totais.

Não se encontraram furos com água e o carregamento correu muito bem sem se registarem ocorrências relevantes.

O ponto de registo "JM" situa-se dentro da pedreira. A inclusão deste novo ponto de registo surgiu como forma de aproveitamento da presença de mais um sismógrafo no local e teve como objetivo o visualizar de imediato, após a detonação, a não sobreposição de detonações no contexto das vibrações. As coordenadas deste ponto são 39º41'18,270" N e 8º54'16,380" W

Resultado da detonação: Bom (muito boa fracturação e deslocamento razoável)

Na prática verificou-se, após operação de carga e transporte, que o material estava bem fraturado mas que o deslocamento, na fiada interior, não foi o suficiente dificultando a escavabilidade do material pela pá carregadora

## Esboço do Desmonte – 05/06/2014

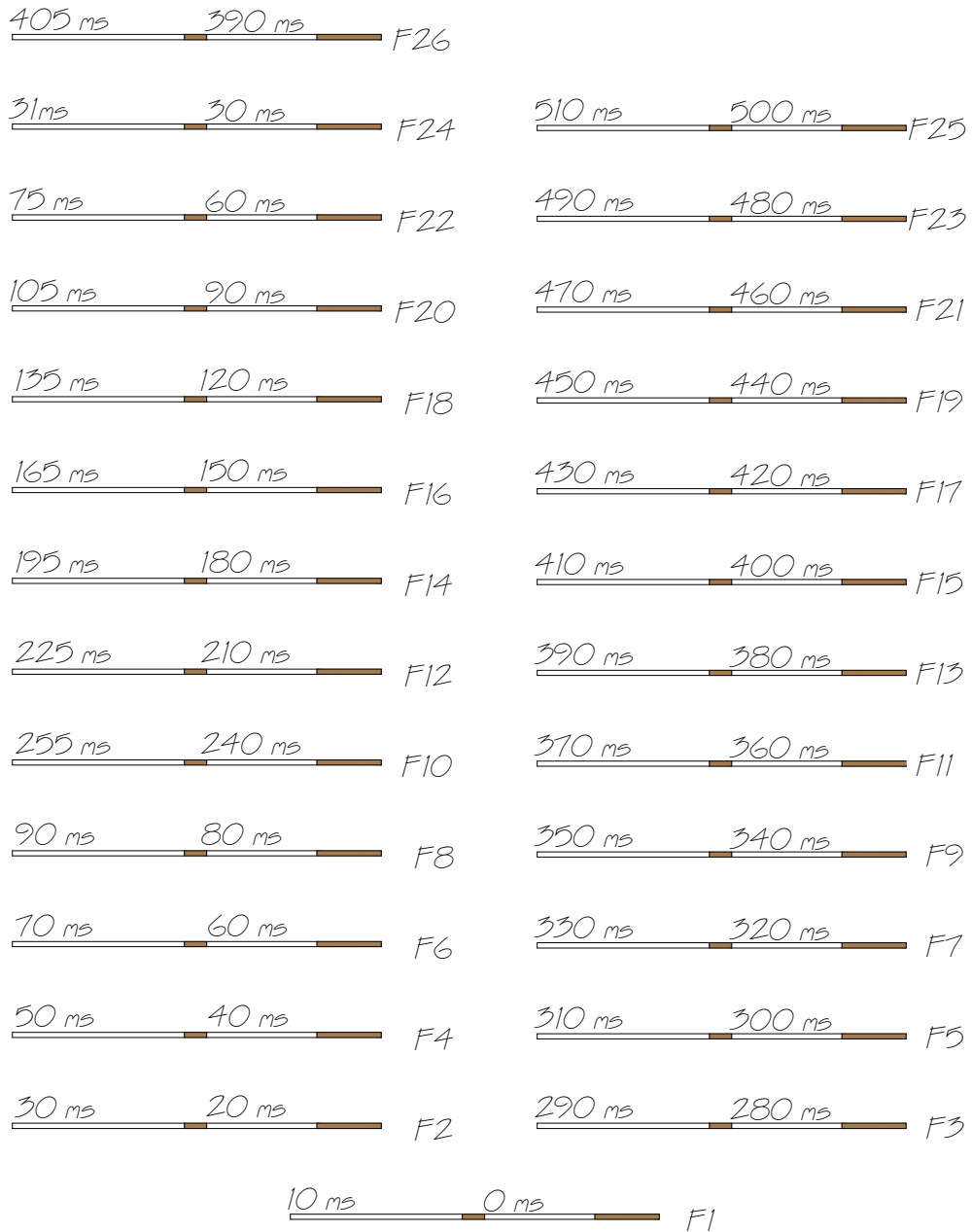
Coordenadas geográficas

<i>Fi - Número de furo</i>	<i>Di - Sequência de detonação</i>		
		39_41_27.240 N 8_54_16.290 W	F26°
F26° D14		39_41_27.126 N 8_54_16.170 W	F24°
F24° D13	F25° D26	39_41_27.030 N 8_54_16.110 W	F22°
F22° D12	F23° D25	39_41_26.946 N 8_54_16.002 W	F20°
F20° D11	F21° D24	39_41_26.832 N 8_54_15.912 W	F18°
—3.60—	F18° D10	39_41_26.730 N 8_54_15.828 W	F16°
F16° D9	F17° D22	39_41_26.664 N 8_54_15.756 W	F14°
F14° D8	F15° D21	39_41_26.526 N 8_54_15.672 W	F12°
—3.60—	F12° D7	39_41_26.454 N 8_54_15.606 W	F10°
F10° D6	F11° D19	39_41_26.328 N 8_54_15.510 W	F8°
F8° D5	F9° D18	39_41_26.202 N 8_54_15.480 W	F6°
F6° D4	F7° D17	39_41_26.112 N 8_54_15.408 W	F4°
—3.60—	F4° D3	39_41_26.010 N 8_54_15.348 W	F2°
F2° D2	F3° D15		
	↓3.70↓ F1° D1		
		39_41_27.174 N 8_54_16.056 W	F25°
		39_41_27.078 N 8_54_15.984 W	F23°
		39_41_27.024 N 8_54_15.894 W	F21°
		39_41_26.892 N 8_54_15.810 W	F19°
		39_41_26.796 N 8_54_15.714 W	F17°
		39_41_26.706 N 8_54_15.618 W	F15°
		39_41_26.604 N 8_54_15.558 W	F13°
		39_41_26.502 N 8_54_15.504 W	F11°
		39_41_26.400 N 8_54_15.402 W	F9°
		39_41_26.256 N 8_54_15.342 W	F7°
		39_41_26.166 N 8_54_15.282 W	F5°
		39_41_26.076 N 8_54_15.228 W	F3°
		39_41_25.986 N 8_54_15.222 W	F1°

**Esquema de temporizações – 05/06/2014**

## Esquema de temporizações

Deck Inferior — Deck Superior



**Desmonte do dia – 05/06/2014**

**Distribuição de cargas pelos furos**

		1º Furo	2º Furo	3º Furo	4º Furo	5º Furo	6º Furo	7º Furo	8º Furo	9º Furo	10º Furo	11º Furo	12º Furo	13º Furo	
Tamponamento	m	2,2	3,1	3,1	3,2	3,0	3,1	3,4	3,1	2,8	3,2	2,7	3,2	3,0	
Altura do furo	m	10,0	10,2	10,2	10,4	10,4	10,6	10,6	11,0	11,0	10,8	10,8	11,1	11,1	
deck superior	CC (Un)	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	
	CF (Un)	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	
Espaçador	m	0,9	0,5	1,5	1,3	1,2	0,9	1,1	1,4	1,0	1,4	1,0	1,2	1,1	
deck inferior	CC (Un)	6	7	7	7	7	6	7	7	7	6	7	7	7	
	CF	4	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	
Temporização ms	Sup	0	20	280	40	300	60	320	80	340	100	360	120	380	
	Inf	10	30	290	50	310	70	330	90	350	110	370	130	390	
		14º Furo	15º Furo	16º Furo	17º Furo	18º Furo	19º Furo	20º Furo	21º Furo	22º Furo	23º Furo	24º Furo	25º Furo	26º Furo	
Tamponamento	m	3,0	3,0	3,1	3,3	3,2	3,0	3,0	2,9	3,0	2,7	2,4	2,5	3,3	
Altura do furo	m	11,1	11,1	11,2	11,2	11,1	11,1	10,6	10,6	10,6	10,6	10,6	10,6	10,7	
deck superior	CC (Un)	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	
	CF (Un)	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	
Espaçador	m	1,5	1,5	1,6	2,4	1,9	1,8	1,2	2,1	1,5	1,4	0,8	1,8	1,1	
deck inferior	CC (Un)	6	7	7	6	7	7	7	6	6	7	7	6	6	
	CF (Un)	3	3	3	4	3	3	3	4	4	3	3	4	4	
Temporização ms	Sup	140	400	160	420	180	440	200	460	220	480	240	500	260	
	Inf	150	410	170	430	190	450	210	470	230	490	250	510	270	
		Nº de cartuchos de CC= 407				Nº de caixas de CC= 37				Peso de CC (kg)= 925					
		Nº de cartuchos de CF= 110				Nº de caixas de CF= 11				Peso de CF (kg)= 275					



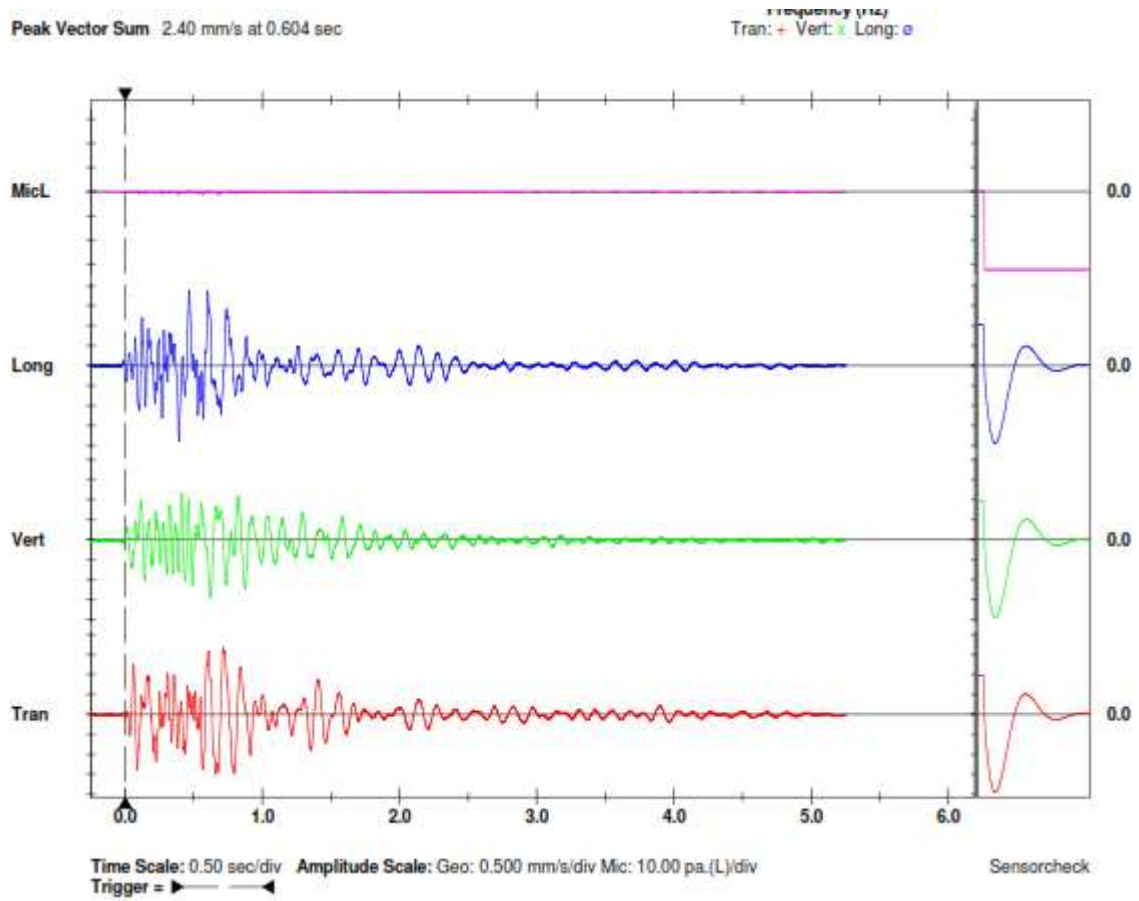
Registo Fotográfico





## Desmonte do dia – 05/06/2014

Ponto de registo JM



Registo de vibrações no ponto JM (Dia 05/06/2014)

A amplitude máxima verifica-se no arranque da segunda fiada

Não há sobreposição de detonações