



UNIVERSIDADE DE COIMBRA
FACULDADE DE CIÊNCIAS E TECNOLOGIA
Departamento de Ciências da Terra

OTIMIZAÇÃO DO DIAGRAMA DE FOGO EM PEDREIRA
Interferência das Propriedades Geomecânicas do Material de
Tamponamento na Redução da Fragmentação Secundária

Nelson Marrucho de Oliveira

MESTRADO EM ENGENHARIA GEOLÓGICA E DE MINAS

Setembro, 2014

UNIVERSIDADE DE COIMBRA
FACULDADE DE CIÊNCIAS E TECNOLOGIA
Departamento de Ciências da Terra



OTIMIZAÇÃO DO DIAGRAMA DE FOGO EM PEDREIRA
Interferência das Propriedades Geomecânicas do Material de
Tamponamento na Redução da Fragmentação Secundária

Nelson Marrucho de Oliveira

Dissertação apresentada à Faculdade de Ciências e Tecnologia da
Universidade de Coimbra para obtenção do grau de Mestre em Engenharia
Geológica e Minas

Orientadores científicos

Prof. Doutor Fernando Pedro Ortega de Oliveira Figueiredo, Faculdade Ciências e
Tecnologia da Universidade de Coimbra

Prof. Doutor Pedro Gomes Cabral Santarém Andrade, Faculdade Ciências e
Tecnologia da Universidade de Coimbra

Setembro, 2014

AGRADECIMENTOS

O autor manifesta, desde já, os maiores e melhores agradecimentos a todas as pessoas e entidades públicas e privadas que se interessaram, contribuíram e participaram ativamente neste trabalho, tornando assim possível a sua evolução e conclusão.

Em particular, agradece:

- Aos Exmos. Professores Doutores Engenheiros, Fernando Pedro Ortega de Oliveira Figueiredo e Pedro Gomes Cabral Santarém Andrade, todo o interesse e orientação colocados ao seu dispor durante a execução desta dissertação.
- À direção da empresa Cimpor – Indústria de Cimentos, S.A., nas pessoas dos Exmos. Engenheiros Mário Lopes e Sandro Conceição, pela possibilidade de executar esta dissertação de mestrado numa das maiores empresas nacionais e internacionais, facultando uma experiência extremamente enriquecedora.
- Ao Centro de Produção de Alhandra, nas pessoas dos Exmos. Engenheiros Fernando Carichas e Ângela Apolinário, e ainda dos Senhores Mário Santos, José Fachada, José Real, Sérgio Frias, Aníbal Ribeiro, João Artur e José Alves e ao restante pessoal, pela enorme amizade demonstrada e pelas excelentes condições para a realização desta dissertação.
- Ao Exmo. Engenheiro Matos Ferreira, pela enorme disponibilidade mostrada durante a realização da presente dissertação, por todos os conhecimentos facultados e pela constante disponibilidade demonstrada.
- Aos Exmos. Doutores Eduardo Luís e Carlos Barbosa, pela disponibilidade, espírito otimista, crítico e boa disposição.
- Ao Exmo. Engenheiro Nuno Ribeiro, o empenho e disponibilidade mostrada na troca de conhecimentos, assim como algumas orientações prestadas durante a evolução dos ensaios.
- Aos colegas de curso, pelo constante interesse, disponibilidade e pela enorme amizade demonstrada.
- À minha família por todo o interesse e apoio durante esta dissertação e do respetivo curso.
- Aos meus pais e ao meu irmão, a quem dedico este trabalho, por todo o apoio, paciência, auxílio e amor, demonstrados durante a duração do curso.

RESUMO

O desmonte com recurso a substâncias explosivas é uma prática habitual quando se pretendem escavar maciços rochosos de forma eficiente e num curto espaço de tempo.

O processo de desmonte deve ser otimizado, tornando-se o mais rentável possível, evitando ou diminuindo gastos relacionados com a fragmentação secundária. Deste modo assistiu-se a uma evolução de materiais, processos industriais, tipos de cargas explosivas e técnicas de utilização das mesmas de modo a permitir a otimização deste processo.

No presente trabalho o tipo e/ou técnica de tamponamento empregue foi modificada, procedeu-se à variação da constituição do material, bem como a altura da mesma aplicada no furo do desmonte. Deste modo, estudou-se o efeito dessa variação em maciços de diferente competência com o nível de fragmentação causada, caracterizando o método de tamponamento de referência, que apenas considera o Pó de Despoeiramento, recorrendo-se a novos métodos de tamponamento em que o material utilizado passou a ser mais anguloso tendo os resultados mostrado diferentes respostas de resistência a pressões elevadas devido às suas propriedades mecânicas. Os métodos propostos apresentam alterações como a modificação da granulometria do material de tamponamento, bem como da sua altura, permitindo que a energia específica do explosivo atue sobre o material rochoso, de modo a evitar ou reduzir as operações de fragmentação secundária.

Assim, a metodologia, que relaciona o nível de fragmentação atribuído ao rebentamento com o uso de explosivos, com os consumos específicos.

A análise dos resultados mostra que os novos métodos de tamponamento vão originar uma maior concentração de energia específica dentro do furo, evitando deste modo menos fugas da mesma, sendo o parâmetro responsável pela melhor correlação entre os dados, tanto a nível técnico, como a nível económico, bem como em termos de adequação às diferentes competências dos maciços estudados.

Palavras-chave: Tamponamento; Geomecânica; Fragmentação Secundária; Explosivo; Diagrama de fogo.

ABSTRACT

Blasting using explosives substances is a normal practice when we intend to dig rock masses efficiently and in a short time.

Over the years we felt the need to optimize the process of blasting making it the most profitable as possible, avoiding other expenditures related to subsequent fragmentation. There has been an evolution of materials, industrial processes, types of explosive and techniques / methods with different loads that allowed optimizing this process.

In the present work, the stemming technique has been changed, varying the composition of the material as well as the height applied to the hole disassemble. Therefore, the effect of this change was studied namely by characterizing the method of stemming reference, which only considers the Dusting Powder, using new methods of stemming where the material used is more angular. As a consequence, the results showed different responses to high pressures. The proposed methods presented modifications of the stemming material dimension and height, allowing the explosive force to act on the rock material in a way to minimize or avoid secondary fragmentation operations.

Therefore, we propose a methodology based on data obtained in the field, covering a range of real disassemble situations, establishing a relation between the level of rock fragmentation caused by this change and the specific consumption verified for the various masses.

The results show that the new methods of stemming will cause a higher concentration of specific energy inside the hole, which is responsible for the best correlation between data, at a technical and economical level, and in terms of adaptation to different skills of the studied rock masses.

Keywords: Stemming; Geomechanic; Secondary Fragmentation; Explosive; Blasting Pattern

Índice

AGRADECIMENTOS	I
RESUMO	III
ABSTRACT	IV
ÍNDICE FIGURAS	XI
ÍNDICE TABELAS	XV
LISTA DE ABREVIATURAS	XVII
CAPITULO 1. INTRODUÇÃO	1
1.1. ENQUADRAMENTO E DESCRIÇÃO DO TEMA.....	1
1.2. OBJETIVOS E ORGANIZAÇÃO DO ESTUDO.....	2
CAPITULO 2. PROPRIEDADES GEOMECÂNICAS DOS MACIÇOS E A SUA ESCAVABILIDADE ...5	
2.1. CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS.....	5
2.2. CARACTERIZAÇÃO E COMPARTIMENTAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS.....	6
2.2.1.1. Descontinuidades: Noção, Tipo e Gênese.....	9
2.2.1.2. Atitude Geológica (direção / inclinação).....	9
2.2.1.3. Espaçamento	10
2.2.1.4. Continuidade ou Persistência.....	10
2.2.1.5. Rugosidade	10
2.2.1.6. Abertura	10
2.2.1.7. Preenchimento	11
2.2.1.8. Grau de Alteração.....	11
2.2.1.9. Percolação	11
CAPITULO 3. METODOLOGIA PARA A CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS	13
3.1. CLASSIFICAÇÕES GEOMECÂNICAS.....	14
3.2. CRITÉRIOS DE ESCAVABILIDADE DE MACIÇOS ROCHOSOS	15
3.3. MÉTODOS E ESCAVABILIDADE.....	17
3.3.1. Método de Escavabilidade de Franklin	18
3.4. VANTAGENS E INCONVENIENTES DO MÉTODO MECÂNICO E DO MÉTODO COM EXPLOSIVO COMO FATORES QUE CONDICIONAM O MÉTODO DE DESMONTE	20

CAPITULO 4. SUBSTÂNCIAS EXPLOSIVAS NA ESCAVAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS.....	23
4.1. TIPOS DE SUBSTÂNCIAS EXPLOSIVAS APLICADAS NA ESCAVAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS.....	23
4.2. TIPOS E CARACTERÍSTICAS DAS REAÇÕES	25
4.3. PROPRIEDADES DOS EXPLOSIVOS	28
4.3.1. Densidade.....	28
4.3.2. Energia Específica	29
4.3.3. Velocidade de Detonação.....	29
4.3.4. Impedância do Explosivo	30
4.3.5. Pressão de Detonação	31
4.3.6. Pressão do Furo	31
4.3.7. Volume de Explosão	32
CAPITULO 5. MECÂNICA DE ROTURA DA ROCHA SOBRE A AÇÃO DO EXPLOSIVO	35
5.1. OBSERVAÇÕES COMPLEMENTARES.....	39
CAPITULO 6. PROPRIEDADES GEOMECÂNICAS NO DIAGRAMA DE FOGO	41
6.1. PROPRIEDADES GEOMECÂNICAS E A SUA INFLUÊNCIA NOS RESULTADOS DOS DESMONTES.....	42
6.2. PARÂMETROS DO DESMONTE	45
6.3. DIAGRAMA DE FOGO NO MACIÇO ROCHOSO.....	46
6.3.1. Afastamento e Espaçamento	48
6.3.2. Diâmetro do Furo	48
6.3.3. Altura da Bancada	49
6.3.4. Inclinação dos Furos	50
6.3.5. Tamponamento	53
6.3.6. SubFuração	55
6.4. OTIMIZAÇÃO DE DIAGRAMA DE FOGO	56
CAPITULO 7. CASO DE ESTUDO- OTIMIZAÇÃO DOS RESULTADOS DE FRAGMENTAÇÃO COM ALTERAÇÃO DE TAMPONAMENTO.....	59
7.1. ENQUADRAMENTO GEOGRÁFICO E GEOLÓGICO	60
7.1.1. Localização e acessos	60
7.1.2. Geologia Regional.....	60
7.1.3. Geologia local	62

- Kimmeridgiano Inferior e Médio	62
- Kimmeridgiano Superior.....	62
7.2. CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS.....	64
7.2.1. Caracterização geológico-geomecânica	67
7.2.2. Esboço do zonamento geotécnico	73
7.3. CARACTERIZAÇÃO DA COMPETENCIA DOS MACIÇOS.....	73
7.3.1. Aplicação do Critério de Escavabilidade Franklin.....	76
7.4. DIAGRAMA DE FOGO.....	77
7.4.1. Situação Inicial.....	77
7.4.2. Teoria de Funcionamento de Arco de Terzaghi	81
7.4.3. Análise Qualitativa da Aplicação de Tamponamento Especial.....	81
7.5. METODOLOGIA UTILIZADA.....	86
7.5.1. Variáveis Experimentais	86
7.5.2. Sequência de Ensaios	88
7.5.3. Resultados Obtidos.....	91
7.5.4. Fragmentação Primária	95
7.5.4.1. Ensaios na ZG3.....	96
7.5.4.2. Ensaios na ZG2.....	101
7.5.4.3. Ensaios na ZG1.....	107
7.6. FRAGMENTAÇÃO SECUNDÁRIA.....	112
7.6.1. ZG3.....	112
7.6.2. ZG2.....	114
7.6.3. ZG1.....	116
CAPITULO 8. CONCLUSÕES.....	119
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	125
ANEXOS	131
APÊNDICES	133

ÍNDICE FIGURAS

Figura 2.1- Representação do número de famílias mediante bloco-diagramas (adaptado de González de Vallejo et al., 2002).....	8
Figura 2.2- Classificação do tamanho dos blocos de material-rocha com base no índice volumétrico (ISRM, 1981).....	10
Figura 2.3- Medição do espaçamento entre descontinuidades a partir de uma face exposta do maciço (adaptado da ISRM, 1981; González de Vallejo et al., 2002).....	10
Figura 3.1- Representação gráfica da obtenção do valor de RMR (adaptado de Bieniawski, 1973).....	14
Figura 3.2- Domínios dos métodos de escavação em função do maciço a desmontar (Topa Gomes, 2010).....	16
Figura 3.3- Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin et al. (adaptado de Franklin et al, 1971).....	18
Figura 3.4- Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin et al. (adaptado de Franklin et al, 1971; Pettifer e Fookes, 1994) (INGENIUM - A engenharia portuguesa em revista, II série, nº 124).....	20
Figura 4.1- Representação esquemática da velocidade de detonação e velocidade de deflagração (Gustafsson, 1973).	26
Figura 4.2- Esquema em que se identifica o momento de equilíbrio CJ (Gustafsson,1973) .	26
Figura 4.3- Esquema de um Explosivo com Detonador (Olofsson,1990).....	27
Figura 4.4- Etapas da iniciação do detonador dentro do explosivo: FC – Frente de choque; PCJ – Ponto Chapman- Jouguet (Olofsson, 1990).....	27
Figura 4.5- Esquema de um explosivo sobre o efeito da detonação (Olofsson,1990).....	27
Figura 4.6- Influência do diâmetro de carga na velocidade de detonação (adaptado de Ash, 1977).....	30
Figura 4.7- Representação de um esquema de energias de explosão.....	33
Figura 5.1- Propagação da Onda de Choque; A- Detonação da coluna de explosivo pela ação da onda de choque (vista em corte); B- Anel de rocha pulverizada como resultado da onda de choque (Manual de explosivos EXSA, 2001) (vista em planta).....	36
Figura 5.2- Tensão por Rutura; A- efeito da propagação da onda de choque no maciço (Manual de explosivos EXSA, 2001) (vista em corte); B- Fissuração radial (Jimeno et. al, 2003) (vista em planta)	36
Figura 5.3- Reflexão da onda de choque (Manual de explosivos EXSA, 2001) (vista em planta).....	37

Figura 5.4- Rotura por expansão; A- Rotura por expansão de gases (Manual de explosivos EXSA, 2001) (vista em corte); B- Penetração dos gases nas fraturas (manual de explosivos EXSA,2001) (vista em planta).....	37
Figura 5.5- A-Rotura da rocha por flexão (Nitro Nobel) e B-(adaptado de Jimeno et al ,2003)	38
Figura 5.6- Pilha de material (adaptado de EXSA, 2001)	39
Figura 6.1- Fluxograma mostrando importância da caracterização no planejamento de fogo, para cada região do maciço (Candia et al.,2004)	41
Figura 6.2- Volume arrancado por vários tiros (vista em planta).....	47
Figura 6.3- Parâmetros do Diagrama de Fogo (adaptado de Jimeno et al., 2003).....	47
Figura 6.4- Influência do diâmetro de Perfuração na obtenção de Blocos de grandes dimensões (A)- Diâmetro de Perfuração Grande (B)- Diâmetro de Perfuração Pequeno (adaptado de Jimeno,1995).....	49
Figura 6.5- Visualização de Zonas de Produtividade (adaptado de Jimeno,1995).....	49
Figura 6.6- Estados de flexão de uma bancada com várias relações de K/V: (A) K/V=1; (B) K/V=2; (C)K/V=3 (adaptado de Jimeno et al., 2003).....	50
Figura 6.7- (A) Perfuração Vertical vs (B)Perfuração Inclinada (adaptado de Jimeno,1995)	51
Figura 6.8- Benefício da Inclinação dos Furos (adaptado de Jimeno, 1995).....	52
Figura 6.9- Comportamento do tamponamento em função do diâmetro do furo	55
Figura 6.10- Esquema de subfuração; o ângulo de ação da detonação varia com o comprimento da subfuração (Jimeno, 1995).....	56
Figura 6.11- Correlação entre os critérios de minimização de custos no desmante com substâncias explosivas e consequentes impactes ambientais, sendo (a) relação económica da operação de desmante, (b) relação económica total (operações de desmante, carga e transporte).....	57
Figura 7.1- Localização da exploração à escala nacional e local.....	60
Figura 7.2- Corte dos pisos constituintes da Pedreira do Bom Jesus (Visa,2003)	63
Figura 7.3- Zona do Maciço Rochoso em estudo (Pedreira Bom Jesus)	64
Figura 7.4- Planta da área de estudo em 3D	65
Figura 7.5- Divisão da área de estudo em Painéis/Frente de Talude.....	65
Figura 7.6- Zonamento Geomêcanico da Pedreira de Bom Jesus.....	73
Figura 7.7- Classificação da escavabilidade dos maciços rochosos em estudo (adaptado de Franklin et al, 1971).....	77
Figura 7.8- Mecanismo de arco de Terzaghi (Terzaghi, 1945).....	80
Figura 7.9- Curva Representativa do comportamento da carga explosiva e de mudanças de pressão-tempo nas paredes do furo (adaptado de Andreev,2014)	83

Figura 7.10- Pressão Total originada pelos Gases na parte superior do furo (adaptado de Andreev,2014).....	83
Figura 7.11- Curva de Impulsão do material de Tamponamento em relação ao tempo que decorre a detonação (adaptado de Andreev,2014).....	85
Figura 7.12- Esquema de aplicação do Método de Tamponamento com Brita 0 e o efeito que promove no maciço	87
Figura 7.13- Esquema de uma detonação convencional (Método de Tamponamento com Pó de Perfuração).....	88
Figura 7.14- Disposição do Tamponamento no ensaio 1.....	89
Figura 7.15- Disposição do Tamponamento no ensaio 2.....	90
Figura 7.16- Disposição do Tamponamento no ensaio 3.....	91
Figura 7.17- Curva volumétrica das 3 zonas geomecânicas.....	93
Figura 7.18- Distribuição por classes volumétricas das 3 zonas geomecânicas	94
Figura 7.19- Comportamento da Fracturação em termos de Blocos na ZG3	94
Figura 7.20- Comportamento da Fracturação em termos de Blocos na ZG2	95
Figura 7.21- Comportamento da Fracturação em termos de Blocos na ZG1	95
Figura 7.22- Esquema de Perfuração da ZG3	97
Figura 7.23- Curva volumétrica comparativa dos 3 ensaios com a volumetria “in situ” da ZG	100
Figura 7.24- Comparação das distribuições por classes volumétricas dos 3 ensaios com a volumetria “in situ” da ZG3	100
Figura 7.25- Curva volumétrica comparativa resultante das diferentes alturas de Tamponamento para o Método 3.....	101
Figura 7.26- Curva volumétrica comparativa resultante das diferentes alturas de Tamponamento para o Método 2.....	102
Figura 7.27- Esquema de Perfuração da ZG2	102
Figura 7.28- Curva volumétrica comparativa resultante das diferentes alturas de Tamponamento para o Método 2, Método 3 com o de Referência e a Volumetria da ZG2	105
Figura 7.29- Comparação das distribuições por classes volumétricas dos 3 ensaios com a volumetria “in situ” da ZG2	105
Figura 7.30- Curva volumétrica comparativa resultante das diferentes alturas de Tamponamento para o Método 2, Método 3 com o de Referência e a Volumetria da ZG1 numa só fiada	107
Figura 7.31- Esquema de Perfuração malha Quincôncio.....	108

Figura 7.32- Curva volumétrica comparativa resultante das diferentes alturas de Tamponamento para o Método 2, Método 3 com o de Referência e a Volumetria da ZG1 com malha quincôncio	111
Figura 7.33- Comparação das distribuições por classes volumétricas dos 3 ensaios com a volumetria “in situ” da ZG1	111
Figura 7.34- Curvas granulométricas dos 3 ensaios na ZG3	112
Figura 7.35- Distribuições por classes granulométricas dos 3 ensaios na ZG3	113
Figura 7.36- Resumo da ZG3 dos 3 ensaios em termos de percentagem de Taqueio e consumo de Explosivo.....	114
Figura 7.37- Curvas granulométricas dos 3 ensaios na ZG2	114
Figura 7.38- Distribuições por classes granulométricas dos 3 ensaios na ZG2	115
Figura 7.39- Resumo da ZG2 dos 3 ensaios em termos de percentagem de Taqueio e consumo de Explosivo.....	116
Figura 7.40- Curvas granulométricas dos 3 ensaios na ZG1	117
Figura 7.41- Distribuições por classes granulométricas dos 3 ensaios na ZG1	117
Figura 8.1- Redução da fragmentação nos ensaios efectuados	120
Figura 8.2- Factor de energia sugerida para desmonte das diferentes zonas em estudo ...	122
Figura 8.3- Consumo de Explosivo na Fragmentação Resultante para desmonte das diferentes zonas geomecânicas em estudo.....	123
Figura 8.4- Custos das operações por ensaios	123
Figura 8.5- Balanço económico dos ensaios	124

ÍNDICE TABELAS

Tabela 2.1- Classificação de maciços rochosos de acordo com o número de famílias de descontinuidades (ISRM, 1981)	7
Tabela 2.2- Classificação do tamanho dos blocos de material-rocha com base no índice volumétrico (ISRM, 1981)	9
Tabela 2.3- Evolução do grau de alteração do maciço rochoso (adaptado da ISRM, 1981) .	11
Tabela 6.1- Classificação de parâmetros geomecânicos para determinação do Índice de Arranque (adaptado Aduvire O. et al. 1992)	43
Tabela 6.2- Classificação da rocha segundo a sua aptidão para a fragmentação com explosivos (Jimeno et al ,2003)	
Tabela 6.3- Dimensionamento do Tamponamento de acordo com o diâmetro do furo (adaptado de Jimeno, 2003).....	54
Tabela 7.1- Tabela das respetivas Direções e Pendores dos 6 Painéis	68
Tabela 7.2- Resistência à compressão uniaxial obtida através do Point Load Test.....	71
Tabela 7.3- Resultados dos Índices RMR.....	72
Tabela 7.4- Espaçamento médio entre fracturas (F) medido em frentes dos maciços em estudo	74
Tabela 7.5- Índice de dureza de Schmidt (R) dos maciços estudados.....	74
Tabela 7.6- Índices de carga pontual (IS50) obtidos através dos ensaios de compressão pontual	75
Tabela 7.7- Resistências à compressão uniaxial obtidas através da correlação da equação 7.1	75
Tabela 7.8- Classificação da escavabilidade do maciço através da aplicação do Critério de Escavabilidade de Franklin (Franklin et al, 1971)	76
Tabela 7.9- Características do diagrama de fogo	78
Tabela 7.10- Características do Explosivo utilizado.....	78
Tabela 7.11- Características dos explosivos aplicados (catálogo do fornecedor)	79
Tabela 7.12- Quantidade de taqueio de rocha através do diagrama de fogo regularmente utilizado no CPA (centro produção de Alhandra)	79
Tabela 7.13- Curva Granulométrica da Brita 0	
Tabela 7.14- Parâmetros geomecânicos e características da Perfuração da zona ZG3.....	98
Tabela 7.15- ZG3 – Características do Carregamento	99
Tabela 7.16- Parâmetros geomecânicos e características da Perfuração da ZG2.....	103
Tabela 7.17- Características do Carregamento	104
Tabela 7.18- Parâmetros geomecânicos e características da Perfuração da ZG1.....	109

Tabela 7.19- Características do Carregamento110

LISTA DE ABREVIATURAS

Abreviatura	Significado	Unidade
H0	Altura de tamponamento	m
α	Ângulo de inclinação do furo	° (grau)
CC	Carga de coluna	kg
CF	Carga de fundo	kg
qec	Consumo económico	€/kg
qen	Consumo energético	J/kg
q	Consumo específico de explosivo	g/cm ³
C_Ref ^a	Consumo de referência	g/cm ³
Φ f	Diâmetro de furação	m
IMP	Impedância do explosivo	m/s
IMP _{Maciço}	Impedância do maciço	m/s
Is50	Índice de carga pontual	Pa
ρ	Massa volúmica da rocha	g/cm ³
ρ_e	Massa volúmica da substância explosiva	g/cm ³
Pd	Pressão de detonação	Pa
T	Tamponamento	m
σ_c	Tensão de compressão uniaxial do maciço	MPa
σ_1	Tensão principal máxima	MPa
σ_3	Tensão principal mínima	MPa
VOD	Velocidade de detonação	m/s
V _{Rocha}	Volume de rocha desmontada por furo	m ³
QExp	Quantidade de explosivo aplicada por furo	kg

CAPITULO 1. INTRODUÇÃO

1.1. ENQUADRAMENTO E DESCRIÇÃO DO TEMA

A necessidade de escavação de maciços rochosos para satisfação das necessidades humanas existe desde os primórdios da história humana. O desmonte de rocha, através da aplicação de substância explosiva, é uma prática muito usual em trabalhos de explorações mineiras (pedreiras e minas) podendo, também ser aplicadas em trabalhos geotécnicos (túneis e portos marítimos).

Este método de desmonte, através da utilização de substâncias explosivas, tem como principal ideal a significativa redução de custos na operação, bem como nos cronogramas de operações, tendo sempre em atenção o cumprimento das especificações técnicas requeridas, condições de segurança previstas e os preceitos ambientais exigíveis.

Deste modo, para que se consiga obter o máximo proveito da substância explosiva aquando utilizada no desmonte de rocha com a finalidade da fragmentação do material rochoso resultante seja a adequada, devemos ter em atenção o conhecimento de um leque muito variado de fatores. Estes abrangem a compartimentação do maciço, as características geológicas e petrográficas, a geometria do diagrama de fogo e as ferramentas de execução de perfuração, sendo que os dois últimos fatores são ajustados conforme as características do maciço.

Assim, os parâmetros de dimensionamento do diagrama de fogo serão determinados pela interação das características do maciço rochoso, do projeto de perfuração, do explosivo utilizado e do sistema de iniciação. O maciço é o único fator que não pode ser dimensionado, mas, em virtude de sua importância no processo, deve ser classificado e controlado.

O conhecimento das propriedades geomecânicas que o maciço apresenta torna-se de extrema importância no projeto de desmonte de rocha por ação de substância explosiva. São estes fatores que vão influenciar em grande escala o diagrama de fogo, isto é, se o diagrama de fogo não entrar em conta com estas características, se for invariável, ele poderá conduzir a uma fragmentação deficiente, impactos ambientais e custos operacionais maiores que os custos previstos em projeto, deste modo pode se observar que a substância explosiva não foi rentabilizada na sua totalidade.

Para que se consiga quantificar a energia requerida para o desmonte, existe a necessidade de conhecer alguns parâmetros que o maciço rochoso apresenta, tais como a alteração e as superfícies de descontinuidades (falhas, fraturas planas de estratificação e famílias de diáclases).

Sob o ponto de vista da seleção da substância explosiva a utilizar, esta deve ser subordinada à finalidade que pretendemos obter, bem como ao tipo de maciço em que a implementamos, assim o nível de fracturação, a porosidade, a presença de água e a densidade, são parâmetros de enorme importância para o processo de seleção de carga explosiva. O resultado final do desmonte de rocha deverá ajustar-se ao máximo à fragmentação adequada, isto é, a obtenção da maior percentagem possível de blocos que tenham as dimensões inicialmente projetadas, relegando assim para segundo plano a necessidade de operações de fragmentação secundária (taqueio), sem nunca esquecendo os aspetos de segurança e ambientais implícitos nas operações, tais como as vibrações, projecções e ruído.

Durante muitos anos o custo do desmonte, é condicionado pela razão entre a massa do explosivo aplicado e o volume de rocha desmontada, este tem sido o principal fator de indicação da economia do desmonte, esquecendo custos posteriores ao desmonte, a fragmentação secundária, deste modo a variabilidade de cargas explosivas hoje existentes com a sua natural divisão em cargas de fundo e de coluna e com a variabilidade disponível de entre estas, origina a existência de intervalos de variação das suas propriedades, que devem ser considerados no dimensionamento do diagrama de fogo.

Assim com uma rigorosa caracterização geomecânica do maciço e com o conhecimento do potencial energético do explosivo utilizado nos desmontes, propõe-se uma caracterização de diagramas de fogo mais ajustados, de modo a obter uma rentabilização máxima da substância explosiva.

1.2. OBJETIVOS E ORGANIZAÇÃO DO ESTUDO

Pretende-se relacionar, as diferentes zonas geomecânicas do maciço, classificadas pelas suas propriedades geomecânicas e o diagrama de fogo, de modo a rentabilizar ao máximo esse diagrama, relegando assim a necessidade de fragmentação secundária dos blocos (taqueio), resultantes do desmonte, e observando sempre todos os custos possíveis para o custo final da operação de desmonte.

Pretende-se ajustar o diagrama de fogo às características do maciço de modo a homogeneizar as dimensões dos blocos criados pelo desmonte. No final do estudo espera-se que os resultados obtidos permitam validar a importância de uma rigorosa caracterização geomecânica do maciço como ferramenta útil no dimensionamento e caracterização do diagrama de fogo, resultando da sua aplicação melhorias a nível de custos, de segurança e impactes ambientais na indústria extrativa.

Este trabalho pretende resolver um problema presente na pedreira do Bom Jesus, em Alhandra, nomeadamente nos pisos 1 e 2, onde os desmontes efetuados originam uma

percentagem elevada de rochas com necessidade de fragmentação secundária (taqueio). Esta elevada percentagem é explicada nos capítulos seguintes, assim como a tentativa da sua redução por meio de alterações no método de desmonte. O custo inerente a esta operação é elevado, representando 25 % dos custos das fases que constituem a operação de desmonte, nomeadamente, as fases de perfuração, carregamento e desmonte e taqueio. Assim a Cimpor – Industria de Cimentos, S.A., mais concretamente o seu Centro de Produção de Alhandra (CPA), pretende efetuar, um conjunto de ensaios com o intuito de minorar esta situação, sem nunca esquecer a manutenção de custos das restantes operações de desmonte e o controlo dos impactes ambientais presentes.

O objetivo é contribuir para a resolução do problema, permitindo que as alterações introduzidas possam fazer parte dos processos utilizados na pedreira, sem alterações de maior em toda a estrutura da exploração. Para tal, a opinião, a experiência e o acompanhamento dos ensaios por parte do pessoal responsável por estes processos foi considerada, permitindo uma mais fácil introdução e adaptação ao novo método.

Este estudo encontra-se dividido em três partes fundamentais:

- A primeira parte, consiste numa revisão do estado da arte relativa à aplicação da caracterização geomecânica na escavação de maciços rochosos, salientando a importância das propriedades geomecânicas, bem como, uma revisão de todos os parâmetros relacionados com o diagrama de fogo, desde as substâncias explosivas até à geometria do diagrama de fogo. Neste âmbito, torna-se oportuno reforçar o estudo da relação entre o referido parâmetro e as características geomecânicas do maciço a desmontar.
- A segunda parte, pretende avaliar a relação referida, considerando para o efeito as diferentes zonas do maciço rochoso, com diferentes propriedades geomecânicas, e o diagrama de fogo utilizado, de modo a observar a resposta que este apresenta aos objetivos de fragmentação pretendidos.
- A terceira e última parte, compreende os diferentes ajustes ao diagrama de fogo inicialmente proposto, de forma a ajustar-se às propriedades geomecânicas do maciço e assim propor um novo diagrama de fogo que dará uma resposta mais homogénea á fragmentação do maciço, tornando os blocos mais homogéneos em termos de calibre, verificando ainda os consumos e os custos das operações de desmonte e de fragmentação secundária, de forma a realizar um balanço de benefício/prejuízo que este novo diagrama de fogo apresentará nas operações acima mencionadas.

CAPITULO 2. INFLUÊNCIA DAS PROPRIEDADES GEOMECÂNICAS DOS MACIÇOS E A SUA ESCAVABILIDADE

Pretende-se analisar a relação da influência das propriedades geomecânicas do maciço e da geometria do diagrama de fogo no calibre de fragmentação resultante do desmonte com explosivos. Assim, apresenta-se uma descrição sucinta dos conceitos geomecânicos e de escavabilidade.

2.1. IMPORTÂNCIA DA CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS

A compressão de materiais como, solos e/ou rochas socorre essencialmente à ajuda interdisciplinar de várias disciplinas científicas intimamente ligadas às geociências, das quais se destacam pela sua extrema importância nesse aspeto a Mecânica dos Solos, a Mecânica das Rochas e a Geologia de Engenharia (Boch, 2006).

A Mecânica das Rochas, devido à sua enorme importância em áreas como a geotecnia bem como a indústria extrativa, levou a que existisse a necessidade de desenvolvimento desta disciplina, sobretudo nos últimos 50 anos, sendo que levou a que existisse a necessidade de englobar esta disciplina num novo ramo da mecânica, o que aconteceu por volta de 1955 (Simões Cortez, 2004).

Após a realização, em Lisboa, em meados dos anos 60 do Século XX, do I Congresso Internacional da Sociedade de Mecânica das Rochas, emergiu um novo domínio da geologia aplicada a “Geologia de Engenharia” (e.g., Rocha, 1981; Oliveira, 1990; Goodman, 1993; Rogers, 2002) e amadureceu a Mecânica das Rochas e a Engenharia dos Maciços Rochosos (e.g., Goodman, 1993; Brady ; Brown, 2004; Hoek, 2007).

Posteriormente, Mello Mendes (1967/68) sugeriu o termo “Geomecânica”, dado que é mais abrangente, englobando assim um maior leque de disciplinas das geociências essencialmente focadas no comportamento mecânico dos materiais geológicos (rochas e consequentemente os maciços rochosos). Devido ao enorme crescimento de aplicações desta área científica, levou a que o seu estudo bem como a sua valência fosse levada em conta, em particular nos estudos onde o comportamento geomecânico dos maciços rochosos e, em particular, do material-rocha para fins de engenharia, fosse fundamental (Barton, 2006; González de Vallejo & Ferrer, 2011).

É importante descrever os parâmetros geomecânicos, realizando deste modo um procedimento designado de Caracterização Geotécnica ou Geomecânica. Com esta caracterização, elaborou-se um quadro inicial do maciço rochoso e dos seus parâmetros, e

investigações posteriores, efetuadas em laboratório precisão os parâmetros medidos. (Guidicini & Nieble, 1984).

O crescente desenvolvimento e a recorrente utilização levou a que as classificações geomecânicas fossem constantemente alteradas no âmbito da procura de um melhoramento das mesmas, passando então a incluir parâmetros de carácter estrutural (como diáclases, superfícies de estratificação, outras superfícies de descontinuidade, suas atitudes, espaçamentos, aberturas, preenchimentos, rugosidades) que se tornaram de importância extrema na determinação da qualidade do maciço rochoso.

Com a constante procura do desenvolvimento das classificações geomecânicas, autores como Bieniawski e Barton concluíram que não bastava só definir aspetos de carácter estrutural do maciço rochoso, passando assim a incluir também o parâmetro de resistência à compressão do material rochoso nas suas classificações (ISRM,1980).

A finalidade da elaboração das classificações geomecânicas é traduzida como fator determinante para a elaboração de um zonamento geomecânico e o estabelecimento, se possível, de um modelo conceptual geológico-geotécnico do maciço (Rocha, 1981). Para Dinis da Gama (1991), a constante procura e identificação dos parâmetros geomecânicos que constituem o maciço torna-se fulcral para qualquer projeto de engenharia que envolva maciços rochosos.

2.2. CARACTERIZAÇÃO E COMPARTIMENTAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS

- **Metodologia e Sistemática**

Nos estudos de engenharia ligados à indústria extrativa é de fundamental importância descrever e caracterizar os maciços rochosos aflorantes e expostos, tendo como objetivo o conhecimento das propriedades e características geomecânicas das rochas do maciço. Estes trabalhos realizam-se durante as primeiras etapas da investigação “in situ”. Os trabalhos de campo permitem efetuar a avaliação do comportamento geomecânico dos maciços rochosos.

A caracterização das propriedades geomecânicas do maciço torna-se uma tarefa muito complexa, devido à heterogeneidade que as propriedades apresentam.

Assim, a metodologia a seguir para uma correta descrição do maciço rochoso pode resumir-se nas seguintes etapas:

- Descrição das características geológicas e geomecânicas;
- Descrição dos parâmetros geomecânicos do maciço rochoso;
- Divisão em zonas geomecânicas e descrição geral de cada zona;
- Descrição geológico-geomecânica detalhada de cada zona:

- Material-rocha
- Descontinuidades

Deste modo, para que se consiga ter o mínimo de conhecimento do maciço rochoso, deverá ser elaborado um estudo global do mesmo, que contenha alguns fatores que sejam capazes de descrever as condições gerais das faces expostas do maciço e a caracterização dos vários aspetos geológico-geomecânicos. Tais fatores correspondem a: o tipo de litologias e do material-rocha, o estado de alteração, o estudo das descontinuidades e as condições hidrogeológicas. Assim, o estudo das características geológico-geomecânicas dos maciços rochosos deverá recorrer à técnica da amostragem linear (e.g., Lamas, 1989; Dinis da Gama et al., 1992; Chaminé & Gaspar, 1995; Chaminé et al., 2001; Brady & Brown, 2004) aplicada à “Basic Geotechnical Description of Rock Masses” (ISRM, 1981), ou simplesmente designada por BGD.

2.2.1. Parâmetros dos Maciços Rochosos

A elaboração da caracterização global do maciço rochoso, feita a partir de observações e descrições em termos de avaliações “in situ” da matriz-rochosa e das descontinuidades, dever-se-á ter em conta alguns parâmetros representativos de conjuntos, como:

- número e orientação das famílias de descontinuidades;
- tamanho de blocos e intensidade da fracturação;
- grau de alteração.

O comportamento do mecanismo de rutura do maciço está intimamente ligado em grande parte ao número de famílias de descontinuidades que apresenta (Tabela 2.1).

Tabela 2.1- Classificação de maciços rochosos de acordo com o número de famílias de descontinuidades (ISRM, 1981)

Tipo de maciço rochoso	Número de famílias
I	Maciço compacto, com algumas descontinuidades ocasionais dispostas aleatoriamente
II	Uma família de descontinuidades
III	Uma família de descontinuidades e ainda algumas descontinuidades ocasionais dispostas aleatoriamente
IV	Duas famílias de descontinuidades
V	Duas famílias de descontinuidades e ainda algumas descontinuidades ocasionais dispostas aleatoriamente
VI	Três famílias de descontinuidades
VII	Três famílias de descontinuidades e ainda algumas descontinuidades ocasionais dispostas aleatoriamente
VIII	Quatro ou mais famílias de descontinuidades
IX	Maciço de rocha esmagada, com aspecto idêntico ao de um solo

Este é um dos fatores principais que condicionam o comportamento mecânico de rotura do maciço, mas existem parâmetros como a intensidade do grau de fracturação e o tamanho dos blocos da matriz rochosa que estão relacionados com o número de famílias de descontinuidades e o espaçamento de cada família. Cada uma das famílias fica caracterizada pela sua orientação no espaço, pelas suas propriedades e características dos planos estruturais.

O maciço pode classificar-se através do número de famílias, oscilando entre maciços que possuem apenas uma família de descontinuidades e maciços com três

As famílias de descontinuidades podem ser apresentadas a nível gráfico, nomeadamente com a representação de bloco-diagramas, possibilitando a visualização da sua orientação, bem como do tamanho e forma dos blocos de matriz rochosa (Figura 2.1).

A dimensão do bloco na indústria extrativa é de extrema importância e deverá entrar em conta para o projeto final do desmorte do maciço rochoso, sendo que em vários casos torna-se um parâmetro difícil de quantificar.

Conceptualmente, este parâmetro tem como finalidade resumir e apresentar de forma esquemática a junção de três parâmetros geomecânicos que irão definir o bloco (Rocha, 1981; Pereira, 1985): a orientação dos sistemas de descontinuidades, o espaçamento real e a sua persistência.

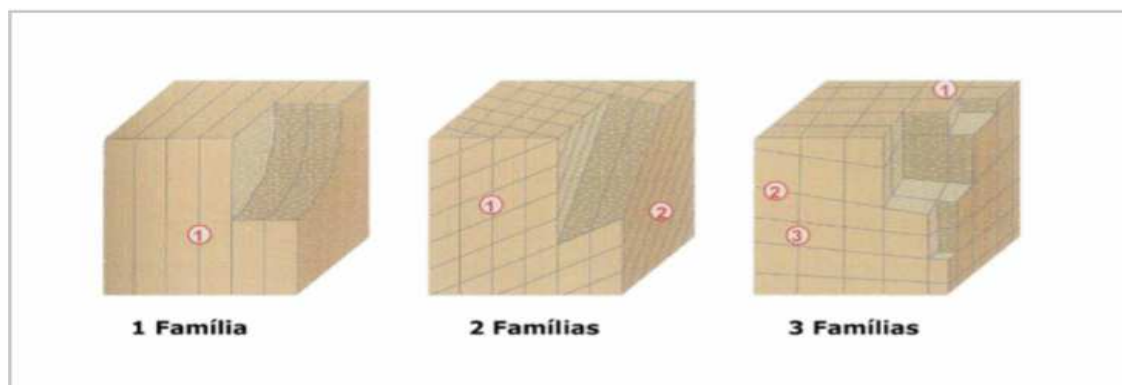


Figura 2.1- Representação do número de famílias mediante bloco-diagramas (adaptado de González de Vallejo et al., 2002)

Para o desmorte de rocha torna-se essencial ter conhecimento acerca do bloco unitário, pois é um parâmetro muito importante na otimização do diagrama de fogo.

A dimensão dos blocos que formam o maciço rochoso condiciona de forma significativa o seu comportamento. Este parâmetro está relacionado com o número de famílias de descontinuidades que constituem o maciço, bem como outros parâmetros de carácter estrutural, tais como a sua orientação, o seu espaçamento e continuidade. Assim, conclui-se que a forma do bloco é definida pelas orientações das diferentes

descontinuidades bem como o número de famílias que o constituem, enquanto a dimensão do bloco é definida pelo espaçamento, continuidade e número de famílias das descontinuidades.

A determinação do tamanho do bloco realiza-se, normalmente, da seguinte forma (ISRM, 1978; González de Vallejo et al., 2002):

- Parâmetro J_v , que traduz o número total de descontinuidades que intercetam uma unidade de volume (1 m^3) do maciço rochoso (Equação 2.1).

Por um exemplo, para um maciço com 3 famílias de descontinuidade (S1, S2 e S3), sendo S1, S2 e S3 a representação de cada família de descontinuidade.

$$J_v = \frac{1}{s_1} + \frac{2}{s_2} + \frac{3}{s_3} \quad (2.1)$$

O valor de J_v relaciona-se com o tamanho dos blocos de acordo com o apresentado na Tabela 2.2

Tabela 2..2- Classificação do tamanho dos blocos de material-rocha com base no índice volumétrico (ISRM, 1981)

Descrição	J_v (descontinuidade/ m^3)
Blocos muito grandes	<1
Blocos grandes	1-3
Blocos médios	3-10
Blocos pequenos	10-30
Blocos muito pequenos	>30

2.2.1.1. Descontinuidades: Noção, Tipo e Génese

Define-se como descontinuidade uma qualquer unidade geológica que foi interrompida a sua continuidade física (Rocha, 1981; Brady & Brown, 2004). Estas estruturas são de importância extrema no comportamento mecânico do maciço, pois condicionam-no em termos das suas propriedades geomecânicas em relação à deformabilidade, permeabilidade e resistência.

2.2.1.2. Atitude Geológica (direção / inclinação)

As estruturas de descontinuidade apresentam-se de forma geral agrupadas em famílias, essas famílias são o resultado de uma homogeneidade das suas características geológico-estruturais. A orientação relativa e o espaçamento das diferentes famílias

2.2.1.3. Espaçamento

Este parâmetro é a resultante entre a distância média entre os planos de descontinuidade da mesma família. O espaçamento das descontinuidades, especialmente no caso das diáclases, condiciona:

- o tamanho de blocos de rocha intacta. Quando o maciço apresenta um nível de fracturação muito elevado, o seu comportamento vai-se aproximar do patenteado dos materiais de natureza granular (Figura 2.2)

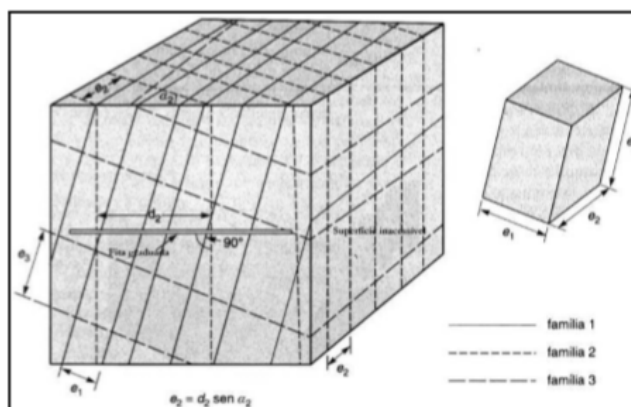


Figura 2.2- Medição do espaçamento entre descontinuidades a partir de uma face exposta do maciço (adaptado da ISRM, 1981; González de Vallejo et al., 2002)

2.2.1.4. Continuidade ou Persistência

A continuidade ou persistência do plano de descontinuidade é um parâmetro de difícil obtenção, pois é medido segundo um plano de observação, onde seja possível determinar a extensão dos planos das descontinuidades. A continuidade é muitas vezes determinante para definir as características mecânicas de potenciais superfícies de rutura.

2.2.1.5. Rugosidade

A rugosidade de um plano de descontinuidade determina a sua resistência ao deslocamento, assim quanto maior for rugosidade maior será essa resistência. A ondulação e a rugosidade dos planos podem controlar as possíveis direções de deslocamento relativo dos blocos.

2.2.1.6. Abertura

Este parâmetro corresponde à medição da distância que separa as paredes da descontinuidade quando não existe qualquer tipo de enchimento. A abertura é muito variável num maciço, podendo à superfície pode ser muito elevada, devido à descompressão do maciço, mas no interior do maciço poderá ser praticamente nula.

2.2.1.7. Preenchimento

O preenchimento de uma descontinuidade pode definir-se como o material presente entre as paredes de uma descontinuidade. As características desse material influenciam de modo determinante o comportamento dos maciços.

2.2.1.8. Grau de Alteração

O grau de alteração do maciço rochoso é um parâmetro avaliado através de observações expeditas ao maciço rochoso, podendo recorrer-se às descrições do Grau de alteração desenvolvidas pela ISRM (1981), esta propôs que os graus de alteração a considerar fossem constituídos por 5 termos, enquanto a GSE (1995) considera 6 termos. No entanto, considera-se em geotecnia (ISRM, 1981) frequentemente, a utilização de uma versão simplificada com 3 termos (Tabela 2.3).

Tabela 2.3- Evolução do grau de alteração do maciço rochoso (adaptado da ISRM, 1981)

Grau de alteração	Nomenclatura		Significado	
Sã ou não alterada	W_1	W_{1-2}	Não se observam sinais de alteração na matriz rochosa	- Sã e compacta -Descontinuidades fechadas
Ligeiramente alterada	W_2		Mudanças na cor original da matriz rochosa (descoloração)	-Permeabilidade é praticamente nula
Moderadamente alterada	W_3	W_3	Menos de metade do material rochoso está decomposto e/ou desagregado num solo, mantendo-se a petrofábrica original	- Maciço mais ou menos são -Intersectado por descontinuidades abertas
Muito alterada	W_4	W_{4-5}	Mais de metade do material rochoso está decomposto e/ou desagregado num solo; a rocha é muito friável	- Zona alterada a muito alterada ou mesmo decomposta
Completamente alterada	W_5		Todo o material rochoso está decomposto e/ou desagregado num solo residual	-Permeabilidade do tipo intersticial -Pode coexistir uma circulação fissural

*por vezes, na bibliografia o termo W_6 (ISRM, 1978. G.S.E, 1995), i.e, desagregação total do maciço podendo ser considerado como autentico solo residual

2.2.1.9. Percolação

A percolação de água nas massas rochosas é condicionada pela presença de uma rede de descontinuidades por onde existe possibilidade de passagem de fluxo de água (permeabilidade secundária).

A existência dessas redes de percolação e a pressão da água nos poros, dão-nos muitas vezes indicações da existência de potenciais problemas de estabilidade e de dificuldades construtivas.

CAPITULO 3. METODOLOGIA PARA A CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS

A Engenharia que se debruça sobre os maciços rochosos, assenta sob bases anteriormente desenvolvidas nas teorias mais relevantes da física dos materiais e da mecânica das rochas. A geomecânica está relacionada com o estudo dos materiais geológicos bem como o seu comportamento, designadamente nos meios em que ocorrem (Mello Mendes, 1967/68).

Torna-se então importante estabelecer uma relação entre o realismo das bases que assentam nas propriedades físico-naturalista e o rigor dos conhecimentos físico-matemático (Terzaghi, 1965; Rocha, 1981; Brown, 1991; Miranda et al., 2006).

Deste modo, a importância que estas relações foram transmitindo ao conhecimento dos maciços rochosos, levou à necessidade de englobar fatores de modo conduzir à criação das designadas classificações geomecânicas, que ao longo do tempo sofreram várias melhorias, passando deste modo a incluir elementos de carácter geológico-estrutural e geomecânico, parâmetros muito importantes para a definição qualidade geomecânica que um dado maciço apresenta.

Assim resume-se que para uma correta aplicação das classificações geomecânicas, há que entrar em conta com algumas características em termos de resistência do material rochoso. Deste modo, Wickham et al. (1972), Bieniawsky (1973, 1976, 1989), Barton et al. (1974), ISRM (1981) e González de Vallejo (1985, 2003) passaram, entre outros autores, a incluir estes parâmetros, entre outros, nas suas classificações de maciços rochosos. No entanto, em todas existe a necessidade das propriedades do material-rocha serem usados como referência ao maciço rochoso. É de destacar a influência da anisotropia e da heterogeneidade dos maciços no seu comportamento mecânico.

Uma metodologia de classificação geomecânica contempla duas fases:

- I. a de caracterização (identificação e determinação dos parâmetros geológicos e geomecânicos do material-rocha e do maciço constituinte);
- II. a de estabelecimento de uma classificação (onde se concedem diferentes pesos aos parâmetros geológico-geomecânicos que sofreram uma análise exhaustiva, relativamente aos fins desejados).

A aplicação das classificações geomecânicas tem como finalidade primordial englobar todas as principais propriedades de modo a transmitir uma avaliação da qualidade geomecânica que o maciço rochoso apresenta. Esta classificação é definida a partir de

levantamentos de campo, observação de tarolos de sondagens, e realização de ensaios de forma expedita de forma a alcançar o “índice de qualidade do maciço”, podendo ser utilizada de modo a obter o mais correto método de desmonte e minorar os riscos potenciais e efetivos de ocorrência de acidentes.

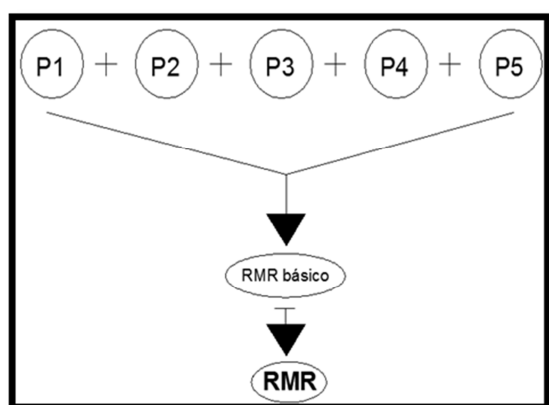
3.1. CLASSIFICAÇÕES GEOMECÂNICAS

- **Generalidades**

A maioria das classificações geomecânicas baseia-se num determinado conjunto de parâmetros, muitos dos quais podem ser adquiridos recorrendo ao BGD da ISRM (1981), o objetivo deste sistema classificativo é caracterizar de forma simplificada as várias zonas geomecânicas que constituem um dado maciço rochoso, usando a informação obtida através da observação em afloramentos e taludes, recorrendo-se igualmente à realização de ensaios *in situ* e/ou em laboratório.

3.1.1. **Rock Mass Rating (RMR)**

O sistema de classificação geomecânica, Rock Mass Rating (RMR), é um dos mais utilizados para a classificação de maciços rochosos (Bieniawski, 1973, 1976, 1979, 1989, 1993). A classificação RMR é constituída por seis parâmetros geológicos- geomecânicos (podendo ser considerada somente constituída por cinco, quando a orientação de escavação não é tida em conta) aos quais se atribuem valores ponderais. O resultado do índice RMR para um determinado maciço pode variar entre 0 e 100 e é encontrado através da soma algébrica dos pesos atribuídos aos parâmetros, como se ilustra na Figura 3.1



Parâmetros considerados

- P1:** Resistência à compressão uniaxial do material rochoso;
- P2:** RQD (Rock Quality Designation);
- P3:** Espaçamento das descontinuidades;
- P4:** Condições das descontinuidades;
- P5:** Condições de percolação de águas;

Figura 3.1- Representação gráfica da obtenção do valor de RMR (adaptado de Bieniawski, 1973)

A resistência à compressão do material rochoso consegue-se aferir através de ensaios laboratoriais como a determinação da resistência à compressão uniaxial, ou então será obtida através de um ensaio mais expedito como o da resistência à carga pontual

(Point Load Test), pois, para os efeitos de classificação RMR, este ensaio consegue fornecer uma estimativa razoável para a resistência do material rochoso. Este ensaio não está indicado para rochas decompostas ou friáveis, devendo recorrer-se a alguns procedimentos suplementares para o caso das rochas que possuam uma anisotropia bem marcada.

No caso de haver mais do que uma família de descontinuidades, os pesos relativos ao espaçamento e condições das descontinuidades devem ser determinados para cada uma delas. Os sistemas de classificação podem ser representados matricialmente (Miranda, 2003).

A classificação RMR tendo em atenção os aspetos estruturais e as características geológico-geomecânicas possibilita, de modo geral, dividir o maciço, em zonas de comportamento geotécnico idêntico. A partir do valor obtido para o RMR, o maciço rochoso pode ser enquadrado numa de cinco classes, oscilando de maciço rochoso muito fraco e maciço rochoso muito bom permitindo caracterizar a qualidade do maciço rochoso. Os valores do RMR e o seu respetivo significado podem ser consultados no Anexo I.

Após uma correta caracterização geomecânica, devemos selecionar os melhores métodos de escavação de maciços, aqueles que vão oferecer melhores respostas às necessidades implícitas no projeto, o princípio da escolha tem por base a resistência que o maciço oferece à ação da escavação (Bastos, 1998), e quanto maior for, mais elevado será o recurso a explosivos. Assim a necessidade de escavabilidade de maciços fica sujeita a vários critérios, e apesar de existirem critérios de conceção mais ou menos complexos, a maioria tem em contas duas características principais do maciço: a capacidade de resistência mecânica da rocha e as características de fracturação existentes.

3.2. CRITÉRIOS DE ESCAVABILIDADE DE MACIÇOS ROCHOSOS

Para a escavação de maciços rochosos, devemos ter um bom conhecimento geológico-geomecânico do maciço de modo que a seleção do método de escavação ser o mais adequado. Regista-se uma grande variedade de métodos de escavação, os que são executados de forma manual, estão relacionados com pequenos trabalhos em solos onde não se justifica ou é impossível a aplicação de meios mecânicos. Já em trabalhos de dimensões consideráveis tanto em solos como em materiais rochosos aplicam-se soluções mecanizadas, escolhendo-se de forma preferencial para maciços rochosos de grande dureza a utilização de explosivos.

Na Figura 3.2 apresenta-se a relação dos métodos de escavação com o tipo de maciço que se pretende desmontar. O princípio da escolha tem por base a resistência à compressão do maciço que quanto maior for, mais provável será a utilização de explosivos.

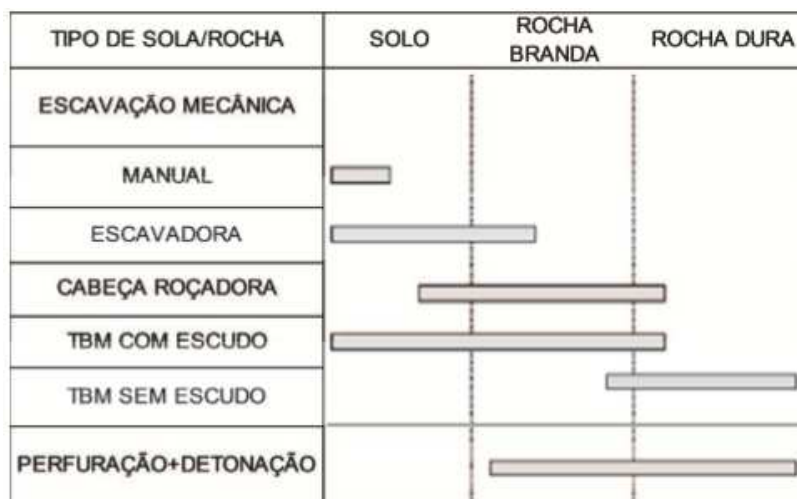


Figura 3.2- Domínios dos métodos de escavação em função do maciço a desmontar (Topa Gomes, 2010)

No entanto, como evidencia a Figura 3.2, a escolha da solução para executar o desmonte de um maciço nem sempre é fácil, pois existem domínios na resistência dos maciços em que há a possibilidade de execução através de outras técnicas de desmonte (sobreposição de domínios). Se o maciço rochoso for constituído por rocha dura por exemplo, poderá a escavação ser executada com recurso a meios mecânicos ou com recurso a explosivos.

A escolha do método de desmonte nem sempre é fácil pois os meios mecanizados tem vindo ao longo dos tempos a evoluir tecnologicamente, havendo hoje em dia equipamentos com grande capacidade mecânica e com acessórios de perfuração de grande resistência à abrasão, e que conquistaram terreno que anteriormente pertencia exclusivamente aos explosivos. Associado a estas vantagens dos meios mecânicos, é de acrescentar os inconvenientes dos explosivos. As substâncias explosivas produzem efeitos tais como as vibrações, ruídos, projeções de fragmentos rochosos, danos no maciço remanescente e uma má aceitação por parte das populações, principalmente quando usados em ambiente urbano.

Por outro lado, tal como os equipamentos mecânicos têm vindo a evoluir, também por parte dos fabricantes de explosivos tem existido a preocupação numa constante evolução, e hoje em dia estão disponíveis no mercado explosivos especiais, que são aplicados com técnicas de desmonte próprias e em contextos particulares. Assim, hoje em dia, em face das opções oferecidas pelo mercado, pode-se dizer que a escolha pelo método de escavação é função das características do maciço e da sua capacidade para resistir ao seu desmonte, das propriedades da rocha, condicionamentos de cariz ambiental, custos associados aos métodos de desmonte e custos de transporte.

A aplicação de equipamentos mecânicos requer que a resistência à compressão do terreno seja suficiente para resistir às tensões transmitidas pela máquina ao terreno no seu movimento de desmonte.

No grupo oposto aos equipamentos mecanizados estão as substâncias explosivas. A escavação com explosivos, são compostas pela fase de perfuração e pela fase de carregamento e detonação. Trata-se de um método que se ajusta ao perfil da secção a escavar e desde que sejam observadas todas as regras de segurança é um método eficiente. Por este motivo, este método é mais flexível do que o método de desmonte mecânico.

3.3. MÉTODOS E ESCAVABILIDADE

Existe um enorme leque de métodos de escavabilidade que se apresenta na Tabela 3.1. Como se trata de um conceito muito variável, esses métodos poderão sofrer algumas alterações da parte dos fabricantes dos equipamentos de escavação, pois estes podem adequar as situações do tipo do maciço ao seu equipamento, definindo assim a escavabilidade do maciço de acordo com as velocidades sísmicas do maciço, que estão definidas nos catálogos dos próprios fabricantes.

Tabela 3.1 - Os critérios de escavabilidade e os respectivos parâmetros de caracterização do maciço (Bastos, 1998)

CRITÉRIOS DE ESCAVABILIDADE	PARÂMETROS
Franklin (1971)	$I_s 50$ (índice de resistência á carga pontual), espaçamento médio entre fracturas, resistência á compressão simples, número de Schmidt, RQD
Weaver (1975)	Velocidade sísmica, dureza, grau de alteração, e o espaçamento, continuidade, preenchimento e orientação de diáclases
Atkinson (1977)	Resistência á compressão simples
Romana (1981)	Resistência á compressão uniaxial, RQD, grau de abrasividade (equivalente de sílica)
Kirsten (1982)	Resistência á compressão uniaxial, RQD, J_n e J_r do sistema de classificação Q de Barton, posição relativa dos blocos, alteração de diáclases
Abdullaif e Crunden (1983)	RMR
Scoble e Muftuoglu (1984)	Grau de alteração, resistência á compressão uniaxial, resistência á carga pontual, espaçamento de diáclases, possança média da estratificação)
Hadjigiorgiou e Scoble (1988)	Resistência á carga pontual, tamanho de blocos, grau de alteração, disposição estrutural relativa
Singh (1989)	Resistência á tração, grau de alteração, grau de abrasividade, espaçamento de diáclases

Como se observa no quadro acima existe um grande número de critérios de escavabilidade de maciços. Sendo que o mais utilizado, devido há existência de uma maior facilidade de recolha de dados é o Método de Franklin, segundo Jimeno e Méndez (1977).

3.3.1. Método de Escavabilidade de Franklin

O método de Franklin (Franklin et al., 1971) permite a elaboração de uma classificação do maciço rochoso de acordo com a resistência da rocha (Correlações de $Is_{(50)}$ -Índice de resistência à carga pontual corrigido para um diâmetro de 50 mm, Resistência à Compressão Simples e Dureza de Schmidt (número de Schmidt)), e também de acordo com o espaçamento médio entre fraturas e os valores do RQD.

O método de Franklin, conforme se pode observar na Figura 3.3, permite a definição quatro metodologias de desmonte do maciço rochoso:

- Escavação mecânica;
- Escarificação;
- Uso de explosivos para desagregação;
- Desmonte com explosivo.

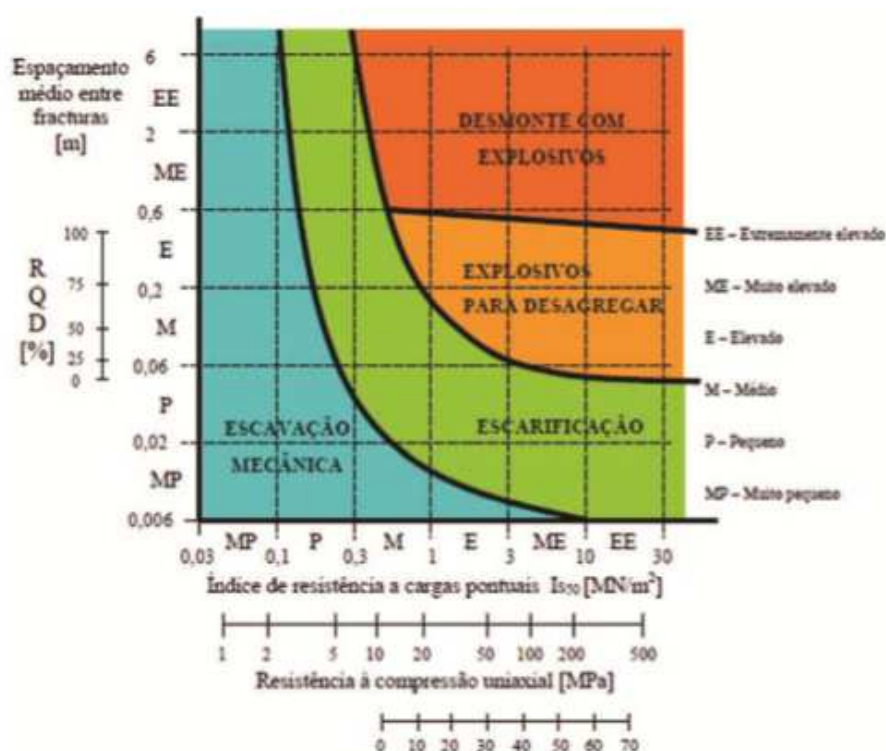


Figura 3.3 - Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin et al. (adaptado de Franklin et al, 1971)

Há que ter em consideração que esta classificação, com cerca 40 anos, deverá ser atualizada de modo a englobar a evolução tecnológica verificada ao longo dos anos no domínio da escavação mecânica e escarificação. O critério de Franklin apresentou aspetos

inovadores, devido à proposta de sistematização do conceito de escavabilidade bem como pela sua simplicidade e abrangência.

Contudo, é fundamental dispor do maior número possível de informações sobre o maciço a fim de desenvolver criteriosamente o método de escavação, sendo que, é importante entrar em conta com outros fatores geológicos e geomecânicos, não considerados no critério de Franklin, por exemplo a orientação das frentes de desmonte face às atitudes da rede de fracturação existente ou os tipos de explosivos disponíveis (Bernardo, 2004).

O estudo da escavabilidade de um maciço torna-se fundamental na medida em que é um dos primeiros passos para a definição do método de desmonte e consequente seleção dos meios e equipamentos necessários para que este se processe da forma mais eficiente. Além disso, essa caracterização não deve assumir um carácter fixo, procedendo-se à atualização do conhecimento adquirido sobre o maciço à medida que a escavação avança.

Existe um enorme conjunto de autores que definem a escavação de maciços rochosos, tendo em atenção um conjunto de parâmetros que estão relacionados com a fracturação do maciço, a resistência à compressão simples e a tração simples da rocha (Figura 3.4.). Esses parâmetros são:

- Resistência à compressão: compressão uniaxial, índice de resistência à carga pontual ou dureza de Schmidt);
- Resistência à tração;
- Velocidade das ondas sísmicas;
- Dureza da rocha;
- Grau de alteração;
- Grau de abrasividade;
- Espaçamento entre as diáclases;
- RQD (Rock Quality Designation);
- RMR (Rock Mass Rating);
- Continuidade, orientação e preenchimento das diáclases;
- Possança média dos estratos, dimensão dos blocos, etc...

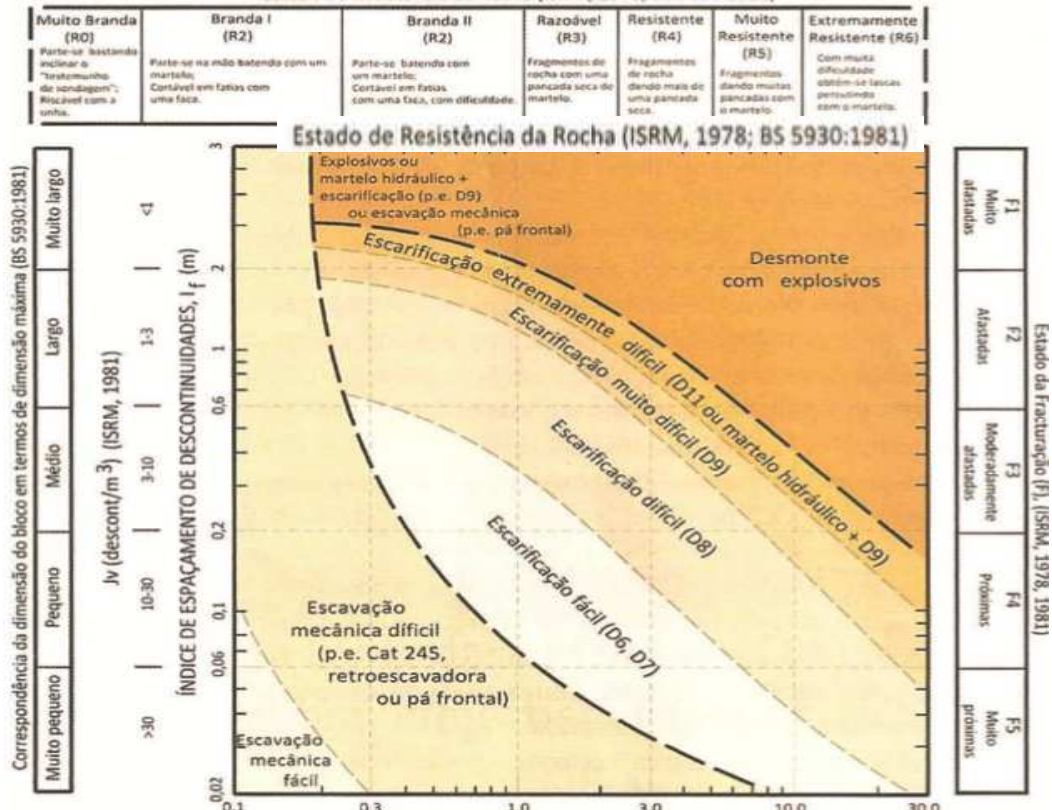


Figura 3.4 - Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin et al. (adaptado de Franklin et al, 1971; Pettifer e Fookes, 1994) (INGENIUM - A engenharia portuguesa em revista, II série, nº 124)



3.4. VANTAGENS E INCONVENIENTES DO MÉTODO MECÂNICO E DO MÉTODO COM EXPLOSIVO COMO FATORES QUE CONDICIONAM O MÉTODO DE DESMONTE

Para que não ocorram problemas inesperados, deve escolher-se o método de desmorte de modo a aproveitar ao máximo as suas capacidades, sendo necessário executar trabalhos de preparação antes de iniciar todas as operações envolventes ao desmorte, deve realizar-se uma prospeção da frente de trabalho e uma atualização constante do zonamento geológico-geomecânico. Após a recolha e análise destes dados, nunca esquecendo as restrições de segurança e ambientais, define-se o método de desmorte a aplicar.

Uma vez selecionado o método de desmorte, há que ter sempre em atenção possíveis necessidades de permutas entre equipamentos que se adaptem pontualmente a alguma situação que possa surgir ou proceder a um ligeiro ajuste do cálculo da pega de fogo, não o tornando fixo para todo o maciço.

O ajuste do diagrama de fogo pode estar relacionado com os mais diversos fatores, desde ambientais, perímetros de proteção que não poderão estar sujeitos à ação ruídos das

detonações, ou pelas poeiras vibrações e projeções de fragmentos que surgem no rebentamento. Os meios mecanizados têm como limitações a sua geometria, o seu tamanho e o seu rendimento. Os explosivos, têm como principal vantagem uma fácil adaptação a qualquer irregularidade que surja na secção quanto à sua geometria e à sua dimensão pois existem varias técnicas usadas no desmonte com explosivos (INGENIUM,2011)

O desmonte com explosivos tem vantagens e inconvenientes. Dentro das vantagens dos explosivos destaca-se a rápida fragmentação da rocha e a consequente pilha de escombros resultante da pega de fogo, podendo ser calibrada pelo cálculo da mesma quanto à sua altura, espalhamento e granulometria, de acordo com a capacidade do equipamento de remoção disponível no local. Dentro dos inconvenientes destacam-se as vibrações transmitidas ao maciço, os ruídos e a toxicidade dos gases que resultam da explosão, as poeiras, as projeções de fragmentos rochosos, a maior ou menor sobreescavação e sobrefraturação do maciço remanescente, bem como o aumento da permeabilidade do maciço devido à abertura das fraturas e consequente incremento dos caudais de água com acesso à escavação

Tem de ser ter igualmente em atenção que o desmonte com explosivos corresponde a um ciclo de trabalhos repetitivo até ao consumo total das reservas do maciço, em que cada tarefa envolve um gasto de tempo que tem de ser contabilizado e considerado no ritmo pretendido para o desmonte.

O ciclo de operações inicia-se com a perfuração, podendo apresentar a seguinte sequência:

- Perfuração com equipamento hidráulico automatizado;
- Carregamento do explosivo;
- Sistema de Iniciação, ligação dos acessórios (retardadores e o circuito elétrico);
- Pega de fogo (desmonte);
- Remoção do escombros (carregamento e transporte);

Com a análise das vantagens e inconvenientes de cada método, do equipamento presente bem como das condicionantes existentes tanto no local de desmonte como na zona envolvente, e tendo em atenção os critérios de escavabilidade é tomada a decisão do método de escavação a utilizar, que poderá sempre sofrer ajustamentos. Deste modo entende-se que este procedimento requer uma análise variável de zona para zona do maciço rochoso.

CAPITULO 4. SUBSTÂNCIAS EXPLOSIVAS NA ESCAVAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS

A substância explosiva pode ser entendida como uma substância sólida ou líquida ou uma mistura de substâncias químicas, constituída por substâncias combustíveis (ricas em carbono) e comburentes (ricas em oxigênio), que através de uma reação química de oxidação-redução quando, devidamente iniciada por uma fonte externa de energia térmica ou mecânica, desenvolve uma rápida decomposição e num curto espaço de tempo (reação instantânea) é capaz de transformar, em frações de micro segundos, produtos gasosos e condensados, de modo a libertar um elevado volume de gases a temperaturas e pressões elevadas (reação explosiva) (Hartman, 1992).

A reação de decomposição pode ser iniciada através da ação do calor (chama, faísca, temperatura), ações mecânicas (impactos, fricção, choque) e pela ação de outro explosivo por meio de simpatia.

Quando a detonação ocorre em ambientes confinados pode atingir temperaturas da ordem dos 4500°C e pressões da ordem dos 250 Kbars (para casos de explosivos militares), fenómeno explicável devido ao aumento brusco de volume de gases que, nas condições PTN (**P**ressão e **T**emperatura **N**atural), evidencia grandeza 1000 a 10000 vezes superior à do volume originalmente ocupado pelo explosivo (Bernardo, 2004).

A velocidade de detonação é uma propriedade importante aquando da realização do diagrama de fogo e é tanto maior quanto maior for: (Bernardo, 2004).

- O confinamento da carga;
- O diâmetro da carga
- A energia de ativação.

Os explosivos com elevada velocidade de detonação são aplicados quando se pretende obter uma melhor fragmentação. Se o explosivo for deflagrante (detonação lenta), aplica-se no desmonte de maciços rochosos para obtenção de grandes blocos.

4.1. TIPOS DE SUBSTÂNCIAS EXPLOSIVAS APLICADAS NA ESCAVAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS

O desmonte de maciços rochosos através da utilização de explosivos foi sempre considerada como uma “arte” nascida a partir do conhecimento empírico dos operadores de explosivos. Nos tempos atuais a sua utilização foi acompanhando os conhecimentos científicos de modo a englobar não só noções sobre a substância explosiva, mas também dos mecanismos de rotura, das propriedades geomecânicas dos maciços e da metodologia da dinâmica das rochas (Bernardo, 2004).

Os explosivos civis podem ser divididos em dois grandes grupos: deflagrantes ou detonantes. Os explosivos deflagrantes (sendo o mais conhecido a pólvora negra) destacam-se por terem sido os pioneiros e são caracterizados por uma combustão rápida dos seus constituintes, embora essa velocidade seja em grande escala inferior á velocidade sónica, gerando essencialmente calor e gases, mas não ondas de choque. Os detonantes (ANFO, emulsões), dependendo da sua composição, decompõem-se a velocidades muito elevadas comparadas com os deflagrantes, em norma entre 1500 e 8000 m/s, produzindo igualmente um grande volume de gases, a temperaturas elevadas e, principalmente, pressões extremamente elevadas. Este tipo de explosivos pode ser dividido em primários ou secundários consoante a sua aptidão para uso industrial, sendo que os primários, caracterizados pela sua sensibilidade, são usados como iniciadores dos secundários (Bernardo, 2004)

Os processos de reações químicas exotérmicas são representáveis pelo seu carácter físico e químico bem como pelo tempo de reação, podendo ser catalogadas em combustões, deflagrações e detonações.

- **Combustão** define-se como todo o tipo de reações químicas com a capacidade de se gerarem sob a forma de calor, apresentam tempos de reação muito lenta.
- **Deflagração** é um processo exotérmico em que a transmissão da reação de decomposição assenta principalmente na condutividade térmica. É um fenómeno superficial em que a frente de deflagração se propaga através do explosivo em camadas paralelas, a uma velocidade baixa, inferior a 1000 m/s.
- **Detonação** é um processo físico-químico que se caracteriza por grandes velocidades de reação e pela formação de produtos gasosos a elevadas temperaturas e pressões. Dando origem a uma grande capacidade expansiva que, no caso dos explosivos detonantes, provoca enormes pressões no maciço onde foi inserido o explosivo, promovendo assim o desmonte daquele.

A energia do explosivo do ponto de vista termoquímico, apresenta-se sobre a forma de calor. Desta forma, os explosivos civis permitem proporcionar, após a detonação, uma energia interna que permita o desmonte da rocha. Para que o explosivo desloque o maciço rochoso, tem que apresentar características energéticas que promovam a fragmentação da rocha. A energia que o explosivo possui antes de detonar chama-se energia potencial, esta é transformada em energia cinética após ser ativado o explosivo pela detonação.

4.2. TIPOS E CARACTERÍSTICAS DAS REAÇÕES

No caso dos explosivos detonantes a reação propaga-se através de ondas de choque e também por transmissão de calor, isto é, a velocidade das primeiras moléculas aquando a sua conversão em partículas gasosas é de tal maneira brusca que não transmitem energia térmica umas às outras. Por sua vez, através de choque, as moléculas vão sofrer a ação da mesma o que vai causar a sua deformação, produzindo deste modo o aquecimento e uma explosão adiabática (transferência de energia sem matéria) com a produção de gás. O efeito da iniciação da carga explosiva vai gerar um movimento ondulatório que influencia toda a massa explosiva, a qual se desintegra a velocidades entre os 1500 m/s e os 7000 m/s dependendo da composição do explosivo e das suas condições de iniciação.

Uma das características da detonação é o facto, de a onda de choque gerada alcançar o nível de equilíbrio, relativamente próximo das condições de temperatura, velocidade e pressão, mantendo-as constantes na totalidade do processo.

Na deflagração, por sua vez, a reacção tende a diminuir à medida que termina o processo (Figura 4.1).

Na detonação a agitação provocada pelos produtos gasosos dá origem à formação da onda de choque. A região desta onda, onde a pressão se eleva rapidamente, designa-se por “frente de choque”.

Na detonação, imediatamente atrás da “frente de choque”, que avança ao longo do explosivo, ocorre uma zona de reação, que na última etapa, fica limitada por um plano ideal, denominado “Plano de Chapaman–Jouguet (CJ)” (EXSA, 2001).

Este plano, é característico por ser o ponto onde a reação atinge o ponto de equilíbrio. A condição de equilíbrio é definida tendo em conta os parâmetros da velocidade, temperatura, pressão dos gases, composição, e densidade, a estas condições corresponde o chamado estado de detonação (Figura 4.2).

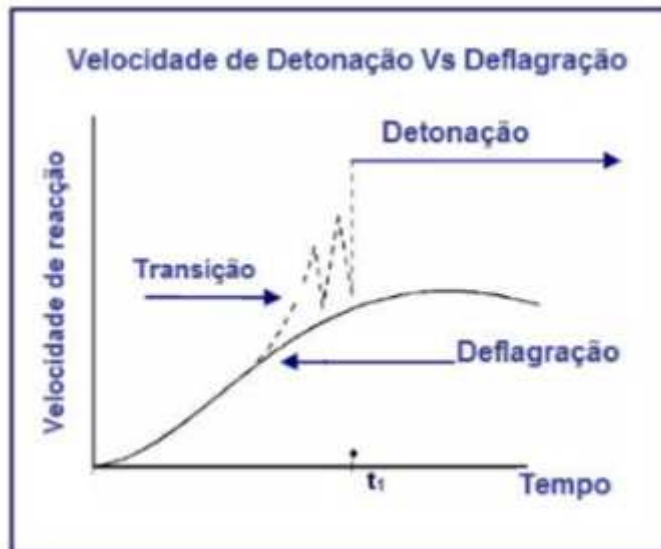


Figura 4.1- Representação esquemática da velocidade de detonação e velocidade de deflagração (Gustafsson, 1973).

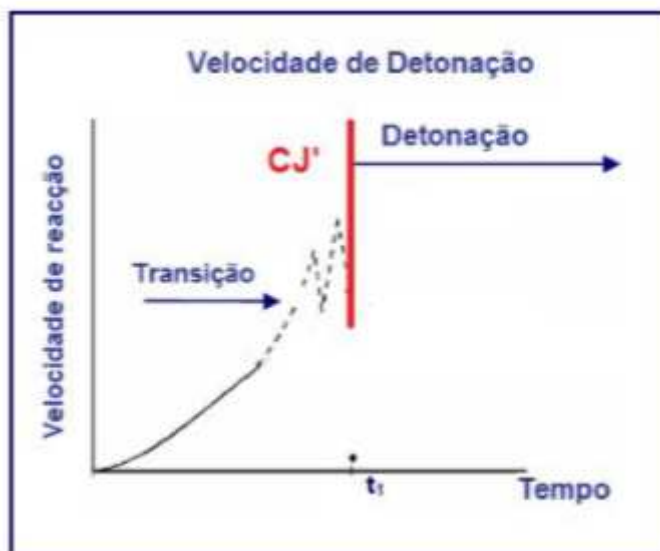


Figura 4.2- Esquema em que se identifica o momento de equilíbrio CJ (Gustafsson, 1973)

4.2.1. Processo de Detonação

O detonador ao ser iniciado gera uma onda de choque que rapidamente percorre todo o espaço ao longo do explosivo (Figura 4.3). Esta onda de choque, aquando atinge altas velocidades interage com a massa, promovendo a reação interna dos constituintes do explosivo. Este processo desenrola-se até atingir uma velocidade máxima de detonação, que ao longo do explosivo se mantém em regime constante, VOD (velocidade a regime constante ou velocidade estável de detonação) (Figura 4.4).

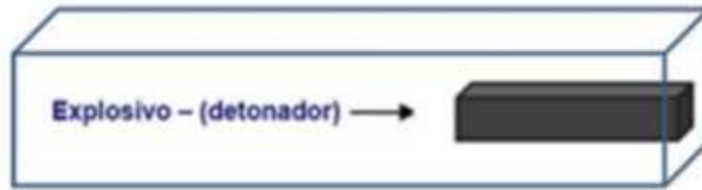


Figura 4.3- Esquema de um Explosivo com Detonador (Olofsson,1990)

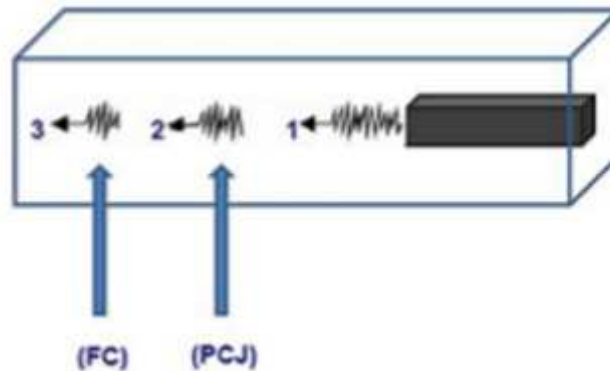


Figura 4.4- Etapas da iniciação do detonador dentro do explosivo: FC – Frente de choque; PCJ – Ponto Chapman- Jouguet (Olofsson, 1990)

O processo de Detonação pode ser classificado de acordo com duas partes distintas: o momento antes da reação (E) para condições de pressão e temperatura naturais (PT_0); e o momento de ocorrência da reação química. A reação química, que ocorre na zona de reação (ZR), é gerada pela detonação onde vai alterar determinadas condições e atingir deste modo o nível de pressão e temperatura de reação (P_1T_1), e dá origem ao plano CJ, limite entre a reação e a explosão. Por sua vez, origina a explosão em ZE (zona de explosão), que ocorre à pressão e temperatura de explosão (P_2T_2). O fenómeno de explosão permite atingir P_3 , dando origem numa onda de choque a qual se designa por pressão de trabalho (Figura 4.5) (EXSA, 2001)

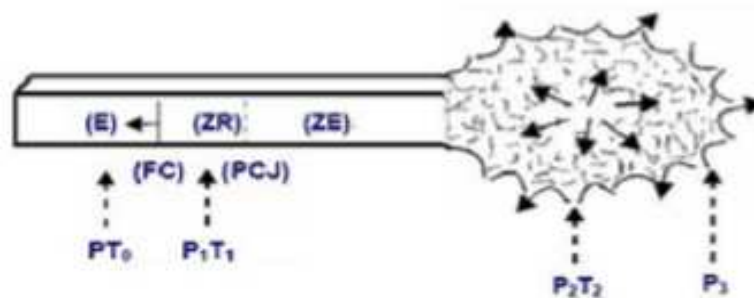


Figura 4.5- Esquema de um explosivo sobre o efeito da detonação (Olofsson,1990)

4.3. PROPRIEDADES DOS EXPLOSIVOS

Com o enorme crescendo da tecnologia, a indústria dos explosivos também se adaptou de tal maneira que atualmente existe um enorme leque de variedade de explosivos de modo a colmatar toda a problemática que a indústria extrativa, minas e pedreiras conduz.

A escolha correta de um explosivo para um dado desmonte que se pretende efetuar é efetuada de acordo com as propriedades do explosivo mais importantes: (Bernardo, 2004).

- Potência: define a quantidade de energia disponível a aplicar no desmonte;
- Energia Específica: está relacionada com os calibres de fragmentação na pilha de escombros;
- Velocidade de detonação: é a velocidade a que se dá a decomposição ao longo do comprimento da carga explosiva em (m/s) e define a rapidez de formação de gases a altas temperaturas.

A velocidade de propagação da onda de detonação define o ritmo de libertação de energia e a conseqüente expansão instantânea dos gases levando deste modo a um aumento de pressão e temperatura muito brusco que irão atuar nas imediações do maciço rochoso.

O aumento da densidade de carga, diâmetro dos furos e o confinamento fazem aumentar a velocidade de detonação. Quanto ao envelhecimento dos explosivos, este provoca a diminuição da velocidade de detonação (Jimeno et al., 2003).

Sendo assim deverá sempre existir um conhecimento bastante profundo das propriedades das substâncias explosivas, para uma correta seleção, atendendo deste modo a todas as especificidades inerentes ao desmonte, aos requisitos de produção e às restrições ambientais e de segurança.

Segue-se uma descrição sucinta das suas propriedades mais importantes.

4.3.1. Densidade

O parâmetro da densidade torna-se fundamental no cálculo da quantidade de carga explosiva necessária para um desmonte. De modo geral, a parte inferior da bancada, requer uma maior concentração de energia para o desmonte da rocha, comparativamente à parte superior, deste modo recorre-se a explosivos mais densos enquanto nas cargas de coluna se aplicam explosivos menos densos (Jimeno et al., 2003). De notar que a presença de água em furos também é um parâmetro a ter em conta para a seleção da carga explosiva, pois os explosivos com uma densidade inferior à da água, não poderão ser utilizados em furos com presença da água, dada a sua eventual flutuação.

4.3.2. Energia Específica

Este parâmetro, de todos os parâmetros, poderá ser o mais relevante, pois este parâmetro está relacionado com a energia disponível para produzir efeitos mecânicos. A energia total libertada por uma substância explosiva pode ser dividida em duas componentes: a energia de choque (fase dinâmica) e a energia dos gases em expansão (fase quase-estática). A componente de choque da energia (fase dinâmica) é o resultado de uma elevada pressão da frente de detonação, pois esta aumenta à medida que aumenta o comprimento da carga explosiva, possibilitando a transmissão desse choque de energia nas paredes do furo. A sua magnitude é proporcional à densidade da carga explosiva e à velocidade de detonação. Esta componente é a responsável pela fase inicial da rotura do maciço, de modo a contribuir para que este se torne mais fraco em termos geomecânicos, devido à geração de novas fraturas.

A energia dos gases (fase quase-estática) pode ser entendida como a energia que prevalece após a passagem da onda de choque. Esta componente é responsável pelo preenchimento de gases nas fraturas anteriormente formadas, de modo a criar uma forte pressão no interior das fraturas pré-existentes, originando o deslocamento do material rochoso (Bernardo, 2004).

Fator que ajuda a explicar a razão dos maciços mais fraturados necessitarem de uma quantidade inferior de energia para se efetuar o desmonte, uma vez que a carga explosiva terá de provocar a formação de uma menor quantidade de fraturas, tirando partido das pré-existentes do maciço.

Deste modo retém-se a ideia que o doseamento da energia específica é um fator de muita importância, não só nas capacidades de desmonte, mas também ao nível da segurança, pois a utilização de substâncias explosivas mais energéticas para o desmonte do maciço, poderá conduzir, de modo geral, ao agravamento dos impactes ambientais relacionados com a utilização das mesmas: instabilidade no maciço remanescente, projeção de blocos, produção de poeiras, onda aérea e vibrações.

4.3.3. Velocidade de Detonação

Este parâmetro não é um parâmetro autónomo, pois poderá sofrer a ação de alguns fatores que condicionaram a sua atuação, fatores como a densidade, o diâmetro e o confinamento da carga explosiva, com os quais estabelece uma relação diretamente proporcional. No caso do diâmetro da carga explosiva, a velocidade de detonação tende a estabilizar quando atinge um valor característico para cada tipo de explosivo, como se pode observar para as cargas representadas na Figura 4.6 (Jimeno et al., 2003).

Todos os explosivos apresentam um diâmetro crítico (d_c), definido como o diâmetro mínimo a partir do qual o processo de detonação, uma vez iniciado, irá auto propagar-se por toda a coluna (iniciado por simpatia).

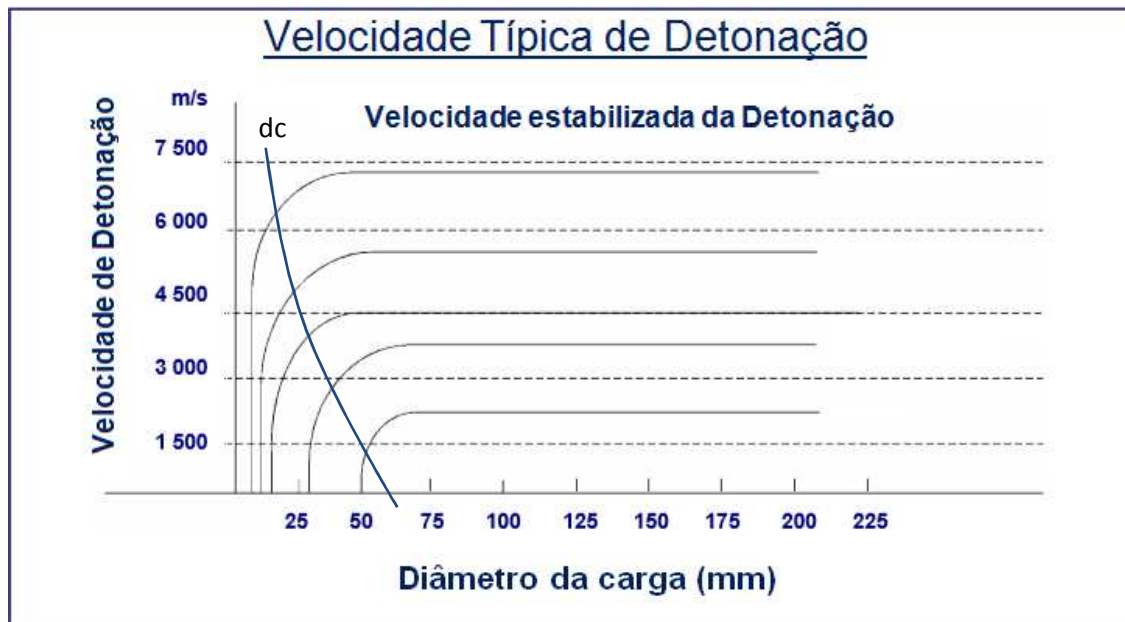


Figura 4.6- Influência do diâmetro de carga na velocidade de detonação (adaptado de Ash, 1977)

De forma geral, quanto maior for a velocidade de detonação, maior o efeito da onda de choque na reflexão que se dá na face livre, pelo que os explosivos com elevada velocidade de detonação são adequados para rochas que apresentam uma resistência elevada á compressão (Dinis da Gama, 2002).

4.3.4. Impedância do Explosivo

A impedância do explosivo, determinada através da equação 4.1, corresponde ao resultado do produto da velocidade de detonação pela densidade de carga do explosivo. O critério de seleção de um explosivo baseia-se na relação da sua impedância com a impedância acústica do maciço rochoso (equação 4.2) (produto da velocidade sísmica no maciço pela densidade da rocha desse maciço).

$$\mathbf{IMP} = \mathbf{VD} \times \delta_c \quad (4.1)$$

Onde **IMP** representa a Impedância do Explosivo, **VD**, Velocidade de detonação (m/s) e δ_c a massa volúmica (g/cm^3)

$$\mathbf{IMP}_{\text{maciço}} = \mathbf{V}_p \times \delta_r \quad (4.2)$$

Onde $\mathbf{IMP}_{\text{maciço}}$ representa a Impedância do maciço rochoso, \mathbf{V}_p , Velocidade da propagação sísmica (onda P) (m/s) e δ_r a massa volúmica da rocha (g/cm^3)

Sendo assim a impedância do explosivo deve se aproximar da impedância do maciço.

4.3.5. Pressão de Detonação

A pressão é o resultado do efeito expansivo dos produtos da reação que se convertem em gases a altas temperaturas. A agitação das partículas gasosas aumenta exponencialmente com o aumento da temperatura, o que, pelo facto dos gases se encontrarem confinados, aumenta a pressão e promove o rompimento do maciço rochoso.

A pressão de detonação de uma qualquer substância explosiva é entendida como a máxima pressão teórica existente na zona de reação, o que pode ser verificado na equação 4.3

$$P_d = \frac{\rho_e \times \text{VOD}^2}{4} \quad (4.3)$$

Onde P_d representa a Pressão de detonação, ρ_e , a massa volúmica da substância explosiva (g/cm^3) e VOD a velocidade de detonação (m/s)

Por este meio compreende-se que rochas mais duras e competentes requerem explosivos de alta pressão de detonação de modo a assegurar a qualidade de fragmentação desejável, mostrando assim a relação direta que existe entre esta e os mecanismos de rotura da rocha (Jimeno et al., 2003). Em desmontes de rochas que já se encontram fraturadas, a ação da energia específica deixa de ser relevante, processando-se o desmonte pela ação da pressão dos gases. Os explosivos civis têm uma pressão de detonação que varia entre 500 e 1500 MPa.

4.3.6. Pressão do Furo

É entendida como a pressão resultante que é transmitida pela substância explosiva para as paredes do furo antes de se iniciar a deformação da rocha.

Esta pressão depende em grande medida da massa volúmica do explosivo (dc), conforme indica a equação 4.4.

No caso de um furo que se encontre totalmente preenchido por substâncias explosivas, a pressão é idêntica à da explosão. Em termos práticos, a pressão do furo é

mais lenta de que a pressão de explosão. A pressão do furo representa 30 a 70% da pressão de detonação.

$$\mathbf{PF = PE \times dc^{2,5}} \quad \mathbf{(4.4)}$$

Onde **PF** representa a Pressão do Furo, **PE** a Pressão de explosão (Kbar) e **dc** a densidade de explosivo (g/cm³) (Jimeno et al., 2003)

4.3.7. Volume de Explosão

É o volume ocupado pelos gases produzidos por um quilograma de explosivo, medida em condições normais de pressão e temperatura

Quando existe a necessidade de aumentar o calor de explosão, utilizam-se na prática aditivos (magnésio, alumínio em pó, zircônio, e urânio), para que seja possível aumentar as temperaturas da reação.

Na utilização do explosivo, após ser iniciado pela detonação, verifica-se a sua conversão em energia cinética. Só cerca de 30% desta energia é que é aproveitada com a finalidade do desmonte de um maciço rochoso. Desta forma, divide-se esta transformação de energia em duas partes a “Energia útil de trabalho”, que representa a energia que efetivamente foi utilizada para promover o desmonte, e a “Energia Perdida” (Figura 4.7). Este tipo de energia não se perde, transforma-se em outras formas de energia ou mantém-se na sua forma potencial, devido ao facto de no processo termodinâmico não ter sido convertida.

Deste modo conclui-se que os explosivos civis devem possuir energia suficiente para que, após a detonação, esta possa desmontar a rocha, e desta forma, apresentar bons níveis de fragmentação e empilhar o material da melhor forma possível para ser carregado e transportado. Para que isto suceda é importante avaliar e seleccionar o tipo de explosivo a ser utilizado

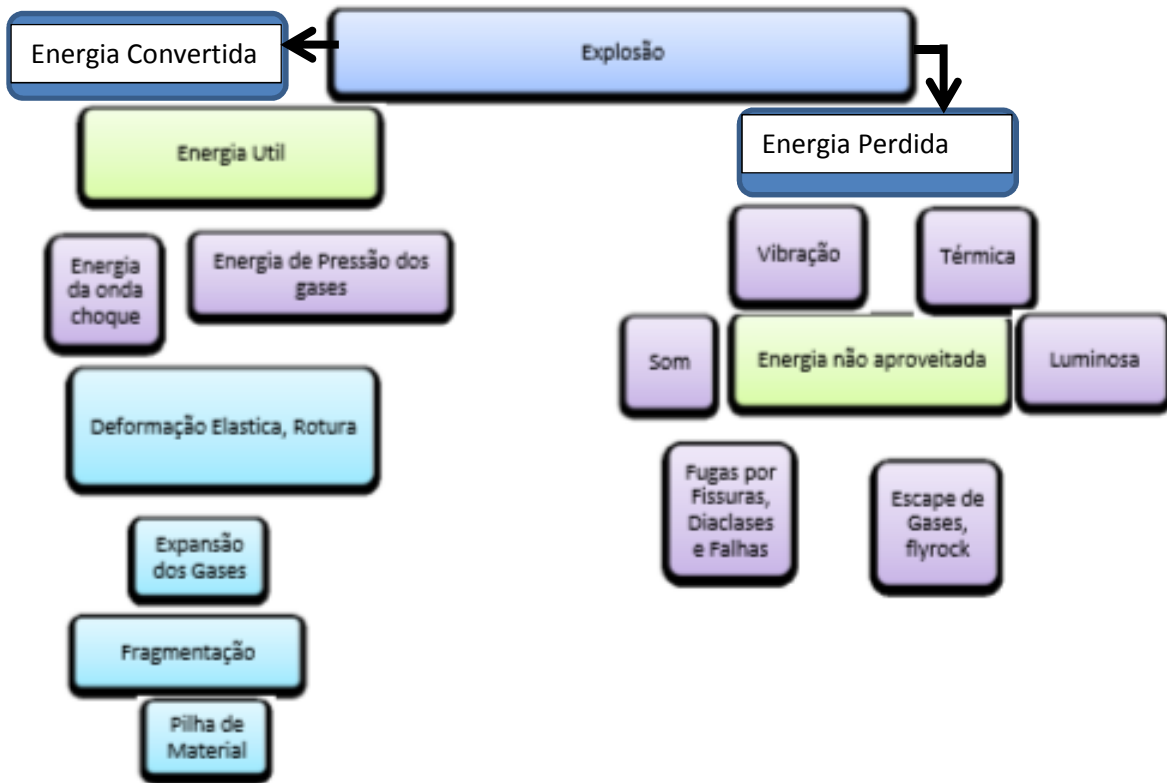


Figura 4.7- Representação de um esquema de energias de explosão

CAPITULO 5. MECÂNICA DE ROTURA DA ROCHA SOBRE A AÇÃO DO EXPLOSIVO

A fragmentação da rocha através do desmonte, é uma relação entre a ação da substância explosiva e a consequente respostas que o maciço oferece. Para que esta relação exista deve ter-se presentes as noções relativas às ondas de pressão e os conceitos da mecânica de rocha, para obter o melhor rendimento possível do desmonte.

Essas noções apoiam-se em critérios de distribuição de energia: ação das forças de compressão, da reflexão das ondas de choque relativas à frente livre, efeitos de corte e corte por movimentos de torção entre furos carregados, pressão de gases aplicados sobre a rocha, rutura de material rígido por flexão e a nucleação de micro fraturas em fissuras e falhas dos maciços.

Os conceitos implícitos nestas teorias estimam que o processo ocorre em várias etapas ou fases que se desenvolvem quase em simultâneo num tempo extremamente curto de poucos milissegundos (durante o qual ocorre a completa detonação de uma carga confinada), fases essas que vão desde o início da fragmentação até ao arranque total do material desmontado.

Durante o período temporal em que decorre a detonação de uma carga explosiva, no interior de um maciço rochoso, as condições de solicitação caracterizam-se por duas fases distintas:

- **1ª Fase:** ocorre num curto espaço de tempo um forte impacto devido à onda de choque produzida pela energia de pressão e que percorre a rocha a uma velocidade entre 1000 a 4000 m/s, causando deste modo fraturas no maciço rochoso;

- **2ª Fase:** os gases que foram produzidos adquirem uma elevada pressão e uma temperatura que pode estar compreendida entre 2500°C e 3500°C; os gases transportam pelas fraturas do maciço já abertas a energia termodinâmica.

Na fragmentação de maciços rochosos através de explosivos verificam-se sete mecanismos de rotura:

1) Pulverização da rocha: nos instantes iniciais da detonação a pressão transmitida pela onda de choque expande-se de forma cilíndrica, transferindo-se para o maciço, iniciando o desmonte como ilustra a Figura 5.1, com os valores a ultrapassarem em muito a resistência dinâmica à compressão da rocha, aumenta com o aumento da pressão do explosivo e com o acoplamento das cargas na parede do furo; segundo Hagan (1977).

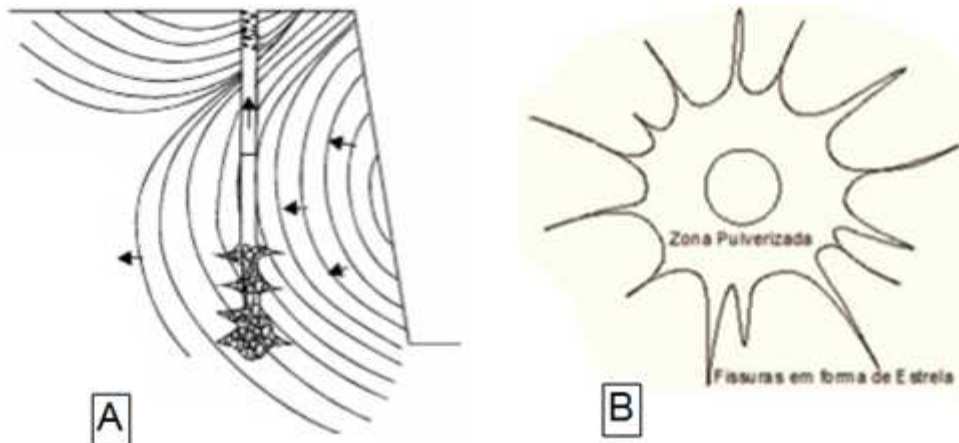


Figura 5.1- Propagação da Onda de Choque; A- Detonação da coluna de explosivo pela ação da onda de choque (vista em corte); B- Anel de rocha pulverizada como resultado da onda de choque (Manual de explosivos EXSA, 2001) (vista em planta)

2) Fissuração radial: a onda de choque ao se propagar, vai provocar uma compressão radial na frente na rocha circundante ao furo, criando componentes de tração nos planos tangenciais iniciando deste modo o processo de fragmentação do maciço, como exemplifica a Figura 5.2. No momento que estas tensões de tração ultrapassam a resistência da rocha à tração dinâmica surge uma zona densamente fissurada radialmente ao furo

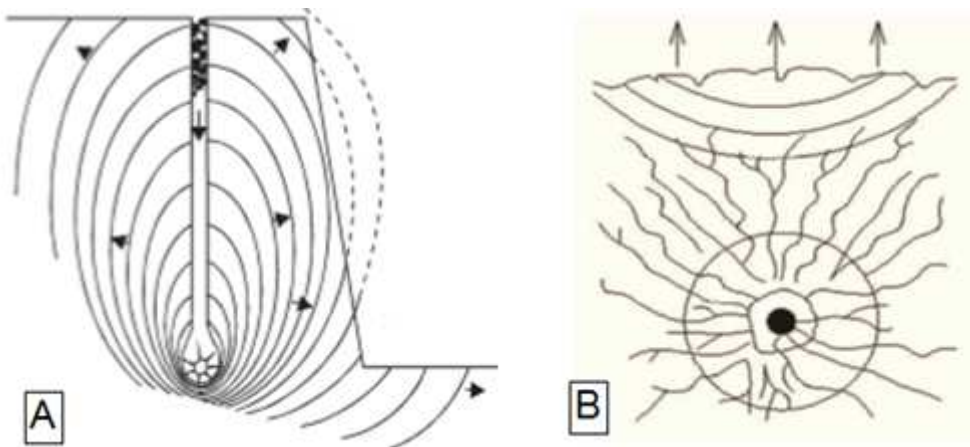


Figura 5.2- Tensão por Rutura; A- efeito da propagação da onda de choque no maciço (Manual de explosivos EXSA, 2001) (vista em corte); B- Fissuração radial (Jimeno et. al, 2003) (vista em planta)

3) Reflexão da onda de choque: quando a onda de choque atinge a face livre, vão gerar-se ondas de tração e ondas de corte. A fracturação do material rochoso vai ser causada pela onda de tração refletida, como mostra a Figura. 5.3. Se a tensão de tração ultrapassar a resistência dinâmica da rocha à tração, então no interior do maciço vai ocorrer o fenómeno de fragmentação da rocha. Na face onde as ondas se refletem ocorrem fenómenos de arranque de “escamas” de rocha, designados por descamação periférica.

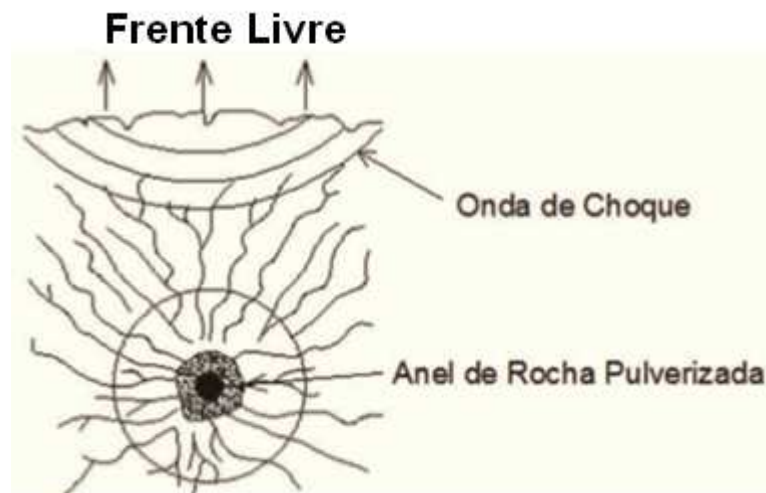


Figura 5.3- Reflexão da onda de choque (Manual de explosivos EXSA, 2001) (vista em planta)

4) Extensão e abertura das fissuras radiais: os gases expandem-se rapidamente. Uma vez formadas as fraturas, os gases expandem-se através delas, prolongando-as se o tamponamento for suficiente para evitar a fuga prematura dos gases (Figura 5.4).

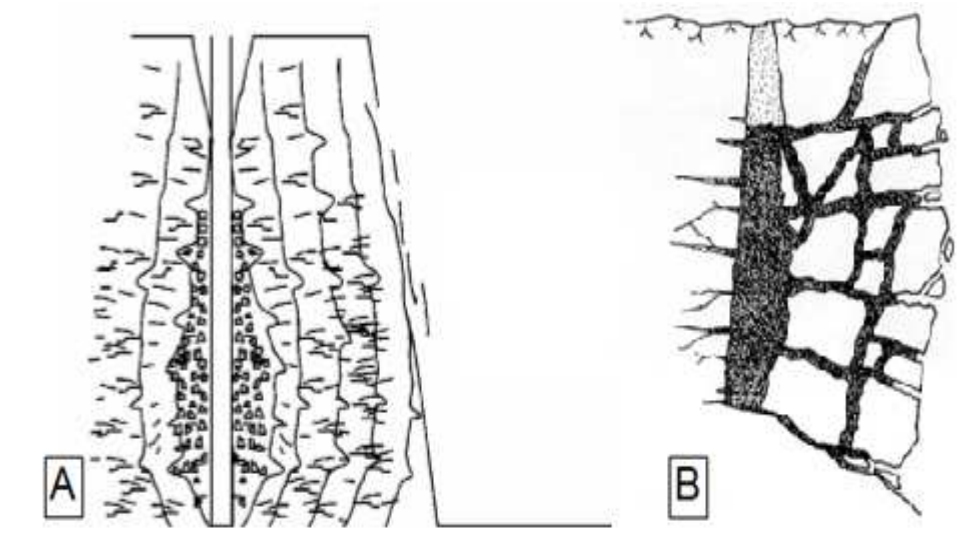


Figura 5.4- Rotura por expansão; A- Rotura por expansão de gases (Manual de explosivos EXSA, 2001) (vista em corte); B- Penetração dos gases nas fraturas (manual de explosivos EXSA,2001) (vista em planta)

5) Fracturação devido à libertação da carga: antes da onda de choque atingir a frente livre a rocha está comprimida no momento seguinte da fase de compressão terminar ocorre uma redução de pressão brusca no furo devido ao escape dos gases. A energia de pressão é libertada de forma extremamente rápida e gera esforços de tração e de corte que provocam a rotura do maciço, com o conseqüente arranque da rocha.

6) Rotura por flexão: os gases da explosão provocam um aumento de tensão no maciço situado na frente das colunas de explosivos (furos) de forma a atingir a sua expansão máxima, entre o furo e a face livre. São os gases, como mostra a Figura 5.5 A, que destacam e projetam a rocha para a pilha de escombros.

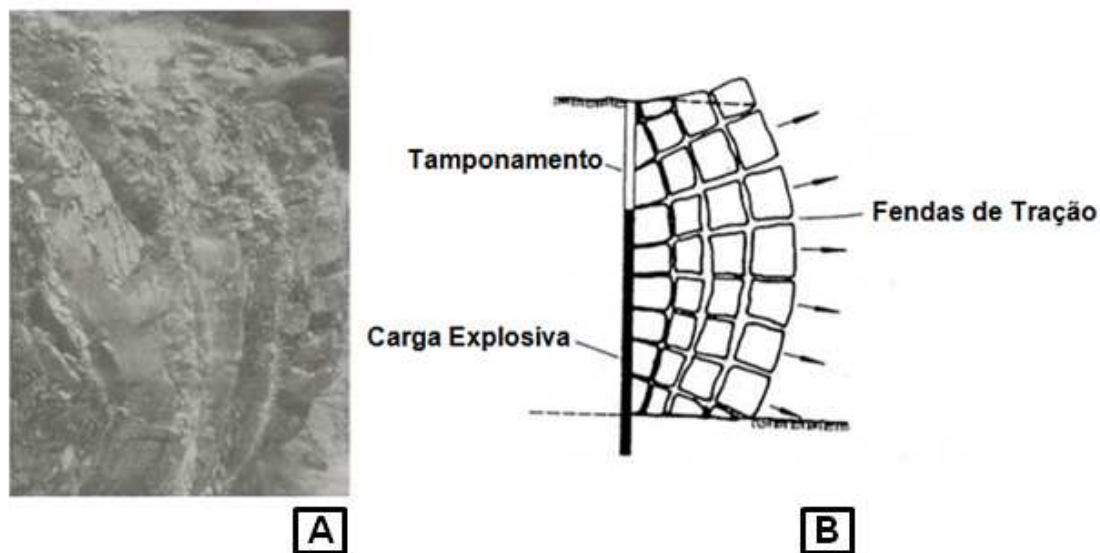


Figura 5.5- A-Rotura da rocha por flexão (Nitro Nobel) e B-(adaptado de Jimeno et al ,2003)

A Figura 5.5 B, corresponde à representação esquemática estrutural do funcionamento de arranque e saída do material rochoso por ação dos explosivos. Durante e depois da fracturação radial, a pressão aplicada pelos gases resultante do explosivo, faz ascender o material na frente do furo, originando deste modo que o material rochoso seja projetado para a frente livre, causando deformação e fracturação, designando-se este processo por flexão.

Na parte inferior, o deslocamento é menor devido ao confinamento promovido pela soleira da bancada, enquanto na parte superior deve-se à altura de tamponamento, a qual não contém cargas explosivas.

7) Rotura por colisão: os fragmentos rochosos fragmentados pelas várias fases anteriormente mencionadas e munidos de acelerações impostas pelos gases da explosão são projetados na direção da frente livre; podendo deste modo ocorrer colisões entre os fragmentos rochosos, originando uma fragmentação adicional (Hino, 1959; Petkof, 1961). A fase final resulta na formação de uma pilha proveniente da fragmentação do material, essa pilha resulta da ação gravítica, quando o material que foi projetado pela ação dos gases ao encontrar uma fase livre, neste caso a atmosfera, perderá toda a pressão adquirida pelos

gases, ocorrendo a dissipação da pressão, e originando com que o material se deposite na parte inferior da bancada (Figura 5.6).

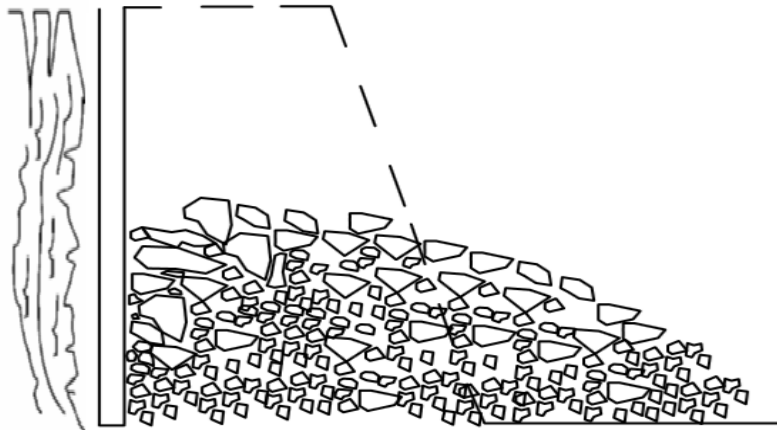


Figura 5.6- Pilha de material (adaptado de EXSA, 2001)

Concluimos que a ação dos explosivos sobre o maciço rochoso vem a ser um conjunto de ações elementares que se desenrolam em poucos milissegundos

5.1. OBSERVAÇÕES COMPLEMENTARES

- Hagen (1977) estimou que apenas 15% da energia total de uma carga é aproveitada como trabalho útil nos mecanismos de fragmentação e arranque da rocha;
- Rascheff e Goemans (1977) afirmam que cerca de 53% da energia total do explosivo está associada à onda de choque, variando segundo o tipo de rocha e de explosivo.

CAPITULO 6. PROPRIEDADES GEOMECÂNICAS NO DIAGRAMA DE FOGO

As propriedades geomecânicas do maciço rochoso são de fundamental importância no projeto de desmonte por explosivos. O dimensionamento da aplicação de substâncias explosivas na escavação de maciços rochosos é concretizado através do diagrama de fogo, este define todos os trabalhos a realizar nas frentes de desmonte e respectivas cargas a aplicar, com o intuito de proceder à escavação de uma rocha dura (que não permite, a custo aceitável e tempo útil, o desmonte mecânico) e compreende o conjunto de furos carregados com explosivos, com uma sequência de disparo determinada para funcionar como um conjunto (Bernardo, 2004).

A Figura 6.1 mostra a importância da caracterização do maciço rochoso e o planeamento do diagrama de fogo, para uma determinada frente de lavra. (Candia et al.,2004).



Figura 6.1- Fluxograma mostrando importância da caracterização no planeamento de fogo, para cada região do maciço (Candia et al.,2004)

O conhecimento das propriedades geomecânicas do maciço rochoso permite entender melhor o processo de desmonte de rochas, particularmente quando procuramos a sua otimização. Assim, os parâmetros de dimensionamento de fogo serão determinados pela interação das características do maciço, do projeto de perfuração, do explosivo utilizado e do sistema de iniciação. O maciço é o único fator que não pode ser dimensionado, mas, em virtude de sua importância no processo, deve ser bem caracterizado.

O dimensionamento do diagrama de fogo passa por estabelecer o desenho que fixa os parâmetros geométricos do diagrama de fogo. Este tem sido elaborado com base em

diversas fórmulas envolvendo os respectivos parâmetros geométricos, a grande maioria delas baseadas em relações empíricas. Devido à complexidade, variabilidade e elevado número de parâmetros que influenciam os resultados de um desmonte, estas fórmulas constituem apenas aproximações, cuja aplicação por si só pode ser insuficiente no correto dimensionamento de um diagrama de fogo.

6.1. PROPRIEDADES GEOMECÂNICAS E A SUA INFLUÊNCIA NOS RESULTADOS DOS DESMONTES

Os maciços rochosos possuem características muito próprias e de tal modo heterogêneas, oriundas dos seus processos de formação, que vão definir a forma como o desmonte vai ocorrer, essas características estão relacionadas com as superfícies de descontinuidades (planos de estratificação, fraturas, diáclases), a resistência e o estado de tensão in situ.

Outras características que influenciam o desmonte do maciço rochoso dizem respeito à orientação e ao espaçamento das descontinuidades dos maciços; ao tipo de litologia; às propriedades elásticas; à velocidade da propagação das ondas sísmicas e às anisotropias e heterogeneidades dos maciços.

Desta forma, aplicam-se atualmente técnicas de caracterização geomecânica como as sondagens com recuperação do testemunho e a análise do seu comportamento mecânico, o estudo da estrutura dos sistemas de descontinuidades e a análise da refração da onda de choque, com o objetivo de identificar as interfaces entre litologias e planos de descontinuidades. Por outro lado, nos furos de produção, são aproveitados os detritos da perfuração para uma análise detalhada da caracterização geológica dos maciços (Andrade, 2008).

Com o objetivo de obter a melhor caracterização geomecânica dos maciços (no que respeita ao sistema de descontinuidades) para fins de desmonte de rocha são utilizadas técnicas que permitem obter e quantificar determinado tipo de informações, com o propósito de otimizar o processo global de desmonte.

As duas características que maior influência apresenta, no que respeita às famílias de descontinuidades, são a orientação e o espaçamento.

A constante busca de quantificação das informações geológicas e do comportamento geomecânico das estruturas, para promover bons níveis de fragmentação e permitir o melhor arranque de rocha, tem sido um processo evolutivo ao longo dos tempos.

Lilly (1986,1992) propõe, para trabalhos realizados com materiais que englobam todos os níveis de dureza, o Índice de Arranque (Blastability Index "BI"). Este índice obtém-se através do somatório de cinco características geomecânicas, expresso na equação 6.1

$$BI = 0,5 \times (RMD + JPS + JPO + SGI + RSI) \quad (6.1)$$

Onde, **RMD**, refere-se á descrição do maciço rochoso, **JPS**, o espaçamento entre planos de descontinuidade, **JPO**, a orientação dos planos de descontinuidade (inclinação e direção), **SGI**, a influência da densidade do material e o **RSI** a dureza da rocha

Na Tabela 6.1 apresentam-se os valores dos parâmetros que permitem determinar o Índice de Arranque, para o caso em análise:

O índice de arranque permite também determinar o consumo específico de explosivo (CE) (g/t) (equação 6.2) e o fator de energia (FE) (mJ/t) (equação 6.3) através das seguintes expressões,

$$CE \left(\frac{\text{Explosivo kg}}{t} \right) = 0,004 \times BI \quad (6.2)$$

$$FE = 0,015 \times BI \quad (6.3)$$

Tabela 6.1- Classificação de parâmetros geomecânicos para determinação do Índice de Arranque (adaptado Aduvire O. et al. 1992)

Parâmetros Geomecânicos	Classificação
RMD- Descrição do maciço rochoso	
Friável/ pouco consolidado	10
Diaclasado em Blocos	20
Pouco Massivo	50
JPS- Espaçamento entre os planos de descontinuidade	
Pequeno (<0,1m)	10
Médio (0,1 a 1m)	20
Grande (>1m)	50
JPO- Orientação entre os planos de descontinuidade	
Horizontal	10
Inclinação normal à frente livre	20
Direcção normal à frente livre	30
Inclinação coincidente com a frente livre	40
SGI- Influencia da densidade	
(SG - densidade do material em t/m ³)	SGI = 25*SG-50
RSI- Dureza da Rocha	
(RC- Resistência à compressão simples em Mpa)	RSI = 0,05*RC

As equações 6.2 a 6.3 são apenas uma aproximação à realidade. No entanto, as características mecânicas são, na prática, difíceis de interpretar e apresentam uma infinidade de particularidades que por vezes ultrapassam qualquer tentativa de quantificação.

As propriedades mecânicas mais relevantes das rochas são:

- **Massa volúmica:** este parâmetro e a resistência á compressão têm boa correlação, uma rocha pouco densa necessita de baixa energia, o contrário observa-se no processo inverso para o seu desmonte. Para as rochas de elevada densidade, e de modo a que se consiga retirar o máximo proveito da ação dos gases, deve-se aumentar a pressão no furo através do aumento do seu diâmetro, reduzir a malha da pega de fogo, melhorar o tamponamento e aplicar explosivos de grande energia.

- **Resistência dinâmica da rocha:** as resistências dinâmicas à compressão e à tração da rocha indicam a adequação da rocha para o desmonte.

O consumo específico de explosivo pode correlacionar-se com a resistência à compressão segundo a Tabela 6.2 (Kutuzov, 1979)

Tabela 6.2- Classificação da rocha segundo a sua aptidão para a fragmentação com explosivos (Jimeno et al ,2003)

CONSUMO ESPECÍFICO DE EXPLOSIVO		DISTÂNCIA MEDIDA ENTRE FRACTURAS NATURAIS NO MACIÇO (m)	RESISTÊNCIA DA ROCHA À COMPRESSÃO SIMPLES (Mpa)	DENSIDADE DA ROCHA (ton/m3)
LIMITES DE CLASSES (kg/m3)	VALOR MÉDIO (kg/m3)			
0,12-0,18	0,150	<0,10	10-30	1,40-1,80
0,18-0,27	0,225	0,10-0,25	20-45	1,75-2,35
0,27-0,38	0,32	0,20-0,50	30-65	2,25-2,55
0,38-0,52	0,45	0,45-0,75	50-90	2,50-2,80
0,52-0,68	0,6	0,70-1,00	70-120	2,75-2,90
0,68-0,88	0,78	0,95-1,25	110-160	2,85-3,00
0,88-1,10	0,99	1,20-1,50	145-205	2,95-3,20
1,10-1,37	1,235	1,45-1,70	195-250	3,15-3,40
1,37-1,68	1,525	1,65-1,90	235-300	3,35-3,60
1,68-2,03	1,855	>1,85	>285	>3,55

- **Porosidade:** a porosidade intergranular tem distribuição uniforme no maciço, atenua a onda de choque, reduz a resistência dinâmica à compressão e aumenta a percentagem de finos.

- **Ângulo de atrito interno:** como o maciço rochoso não é um meio elástico, parte da energia da onda de choque converte-se em energia térmica através de vários mecanismos.

As propriedades dos maciços são:

Litologia: nas frentes de desmonte ocorrem fenómenos de alteração do material geológico, levando a uma diminuição da resistência da rocha, sendo deste modo necessário calcular um diagrama de fogo bastante criterioso, podendo optar-se pelas seguintes soluções:

- Diagramas com geometria igual e variação das cargas;
- Diagramas com cargas iguais e variação da geometria de desmonte.

Fraturas pré-existentes: devido à sua heterogeneidade o maciço apresenta fatores que influenciam as suas propriedades físicas e mecânicas e por consequência influenciam os resultados dos desmontes com explosivos. Esses fatores são de natureza geológica, tais como as descontinuidades, fraturas, entre outras.

As descontinuidades podem ser abertas, preenchidas, ou com ausência de preenchimento, o mesmo se passa em relação às suas faces, que poderão ser lisas ou rugosas, assim existe um enorme conjunto de fatores que provocam a variação do modo como a energia do explosivo é transmitida ao maciço.

Por sua vez a fragmentação é influenciada pelo espaçamento entre furos e pela distância entre as descontinuidades, existindo mais parâmetros que poderão influenciar a fragmentação.

Tensões in situ: quando existem tensões residuais, tectónicas e gravitacionais as fraturas em redor dos furos podem ser alteradas pela não uniformidade das tensões do maciço. Nas rochas maciças homogéneas, as fraturas propagam-se preferencialmente na direção das tensões principais.

Presença de água nos furos: as rochas porosas e os maciços fraturados obrigam a selecionar um explosivo que não se altere com a água. Sendo que a água nos maciços tem a capacidade de baixar a sua resistência à compressão e à tração, aumentando os efeitos de rotura da rocha dado que as fraturas preenchidas com água permitem uma melhor passagem da onda de choque.

6.2. PARÂMETROS DO DESMONTE

O desmonte em bancada é o método mais aplicado na indústria mineira aquando a utilização de explosivo para o desmonte de rocha, sendo realizado através de várias operações consecutivas que constituem um ciclo de trabalho.

O desmonte em bancada com perfuração sub-vertical tem vantagem em relação ao desmonte em bancada com perfuração horizontal. No método de perfuração horizontal, o material rochoso que constituem os furos superiores ao ser desmontado vai-se depositar por gravidade no mesmo local ou seja, em cima do maciço rochoso que ainda será desmontado pelos furos inferiores, dificultando a ação dos explosivos, mais concretamente da energia específica nestes furos.

Dentro do ciclo de trabalho, a perfuração é a operação inicial de um conjunto de operações consecutivas, sendo que esta apresenta um papel fundamental nos resultados finais do diagrama de fogo.

Outra operação essencial é a seleção correta do tipo de substância explosiva a aplicar, pois esta vai entrar em consideração com as propriedades da rocha

Se o maciço for constituído por material rochoso de dureza considerável, os explosivos indicados apresentam uma potência e velocidade de detonação elevada, o que vai originar uma pressão elevada no interior do furo, podendo deste modo aumentar a eficiência do desmonte destes maciços.

O cálculo do diagrama de fogo é projetado de modo a que o resultado final apresente uma boa fragmentação e um bom empilhamento do material desmontado, de maneira que a operação de carga e remoção tenha bom rendimento.

6.3. DIAGRAMA DE FOGO NO MACIÇO ROCHOSO

Para a execução do desmonte é necessário introduzir uma carga de forma bem distribuída no interior do maciço rochoso. Deste modo, procede-se à operação de perfuração do maciço com a finalidade de executar uma série de furos com dimensões definidas no diagrama de fogo, procurando-se criar um vazio onde se vão alojar as cargas explosivas calculadas.

Para que no momento da detonação exista tensões de tração aplicadas no maciço oriundo da reflexão das ondas de compressão, os furos devem ser realizados paralelamente à frente livre, sendo esta a superfície refletora. Se existir a ausência desta superfície ou a distância à frente estiver mal calculada não se vai gerar trabalho útil (desmonte de rocha). Para que haja desmonte é preciso que a distância à frente livre esteja bem calculada de acordo com a carga explosiva que se encontra alojada no furo (diagrama de fogo corretamente calculado).

Uma determinada carga explosiva detonada dentro de um furo vai perturbar um certo volume de maciço rochoso envolvente, definido por uma superfície cilíndrica com geratriz igual ao comprimento do furo, e cujo raio depende da carga de explosivo, tipo de explosivo e das características da rocha. Se o raio deste cilindro for menor ou igual à distância da frente

calculada não haverá trabalho útil. Porém, se for superior, vai provocar o desmonte da rocha, como é pretendido.

Como na prática acontece o rebentamento de vários tiros em simultâneo, como apresenta a Figura 6.2, verifica-se uma sobreposição de efeitos entre os furos, podendo o referido prisma ser considerado como uma seção retangular em que as suas dimensões são a distância à frente (V) e o espaçamento entre furos (E).

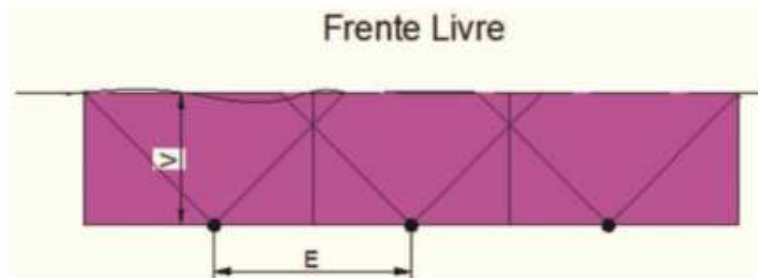


Figura 6.2- Volume arrancado por vários tiros (vista em planta)

Deste modo, o cálculo do Diagrama de Fogo tem que ter em atenção as características mecânicas da rocha, as características do explosivo e as limitações ambientais, para que seja possível calcular o diâmetro de perfuração mais conveniente, assim efetua-se o cálculo das relações entre os diversos parâmetros para uma determinada frente (cálculo do diagrama de fogo) (Figura 6.3), contudo este deve ser ensaiado “in situ”, de modo a ajustar caso seja necessário em função dos resultados obtidos, pois convém ter sempre presente que os maciços são heterogêneos e cada caso constitui por si só um caso único.

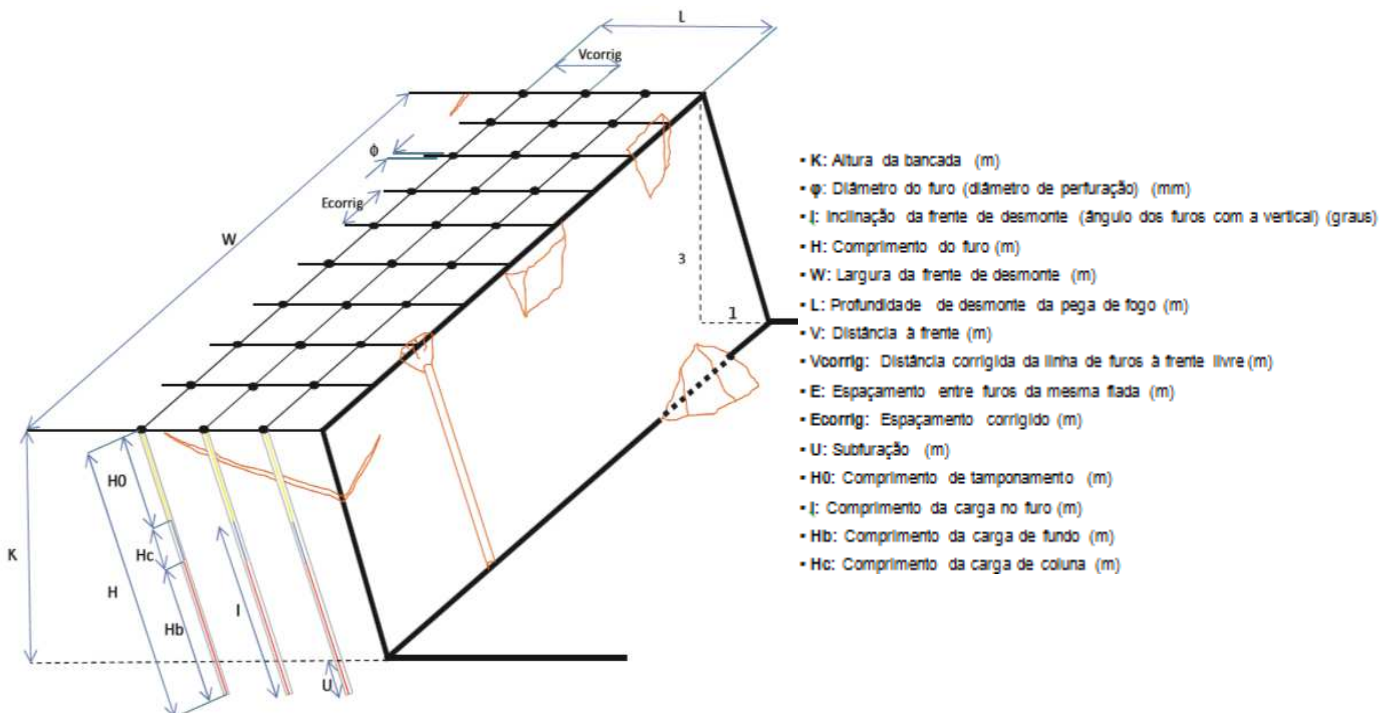


Figura 6.3- Parâmetros do Diagrama de Fogo (adaptado de Jimeno et al., 2003)

6.3.1. Afastamento e Espaçamento

Considera-se o afastamento como a relação da distância mínima entre o eixo do furo e a frente livre. O espaçamento é entendido como a distância entre furos da mesma linha. Deste modo compreende-se uma relação muito próxima dos dois parâmetros com o diâmetro de furação, da altura da bancada, do grau de fragmentação pretendido e das características do maciço. Por vezes o explosivo pode condicionar estes parâmetros.

É fundamental garantir que a distância à frente (afastamento) cumpre os requisitos mínimos para que o desmonte tenha o rendimento pretendido. No entanto, o afastamento deve ser considerado ao longo de todo o furo e para isso é importante ter em conta alguns aspetos.

Para desmontes em que o afastamento é excessivamente superior ao ideal, os gases provenientes da explosão encontram grandes resistências para expandirem, e por sua vez desmontar a rocha, ocorrendo fenómenos de grandes vibrações devido ao facto de a energia que devia ser utilizada para desmontar e fragmentar a rocha se converte em energia sísmica.

Para desmontes em que o afastamento é inferior ao ideal, os gases libertam-se a uma grande velocidade em direção à frente livre, projetando o material em várias direções provocando espalhamento e desordem na pilha de material desmontado podendo deste modo originar projeções horizontais

Na prática, a redução do afastamento está relacionada com a necessidade de obter fragmentações mais repuxadas. O espaçamento está intimamente relacionado com o afastamento, o diâmetro do furo, a inclinação dos furos, o esquema de perfuração desejado e as características do maciço.

6.3.2. Diâmetro do Furo

A seleção deste parâmetro requer alguma atenção, para além de ser a operação inicial da operação, a perfuração, acarreta custos significativos no diagrama de fogo. Embora não seja o único fator que conduz á seleção do diâmetro do furo (ϕ), existindo outros fatores que também deverão ser ponderados, tais como, evitar a sobrefragmentação do maciço remanescente, limitar os níveis de vibrações induzidas ao maciço, limitar as projeções de fragmentos rochosos ou obter a granulometria pretendida na pilha de material rochoso desmontado (Figura 6.4) compatível com o equipamento de remoção, diminuindo deste modo as possíveis zonas onde o carregamento seja mais demorado (Figura 6.5).

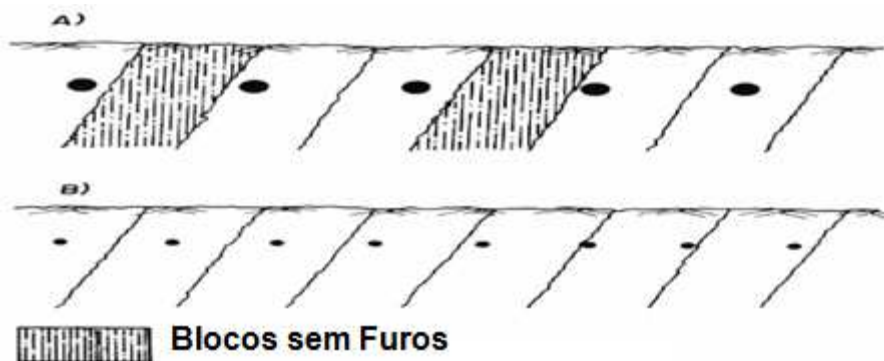


Figura 6.4- Influência do diâmetro de Perfuração na obtenção de Blocos de grandes dimensões (A)- Diâmetro de Perfuração Grande (B)- Diâmetro de Perfuração Pequeno (adaptado de Jimeno,1995)

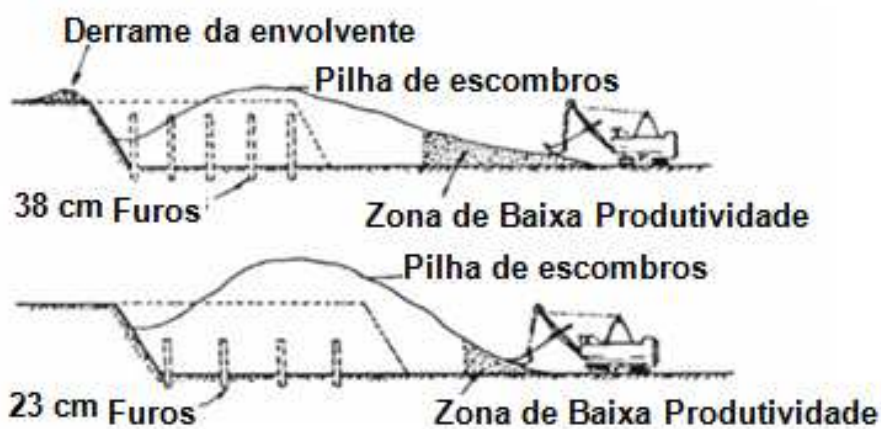


Figura 6.5- Visualização de Zonas de Produtividade (adaptado de Jimeno,1995)

6.3.3. Altura da Bancada

A altura da bancada (K), de modo geral, é condicionada por especificações do diagrama de fogo. No entanto deve-se ter em conta que quanto maior for a altura da mesma, maior será a probabilidade de existirem desvios na perfuração, a forma de minimizar esses danos é aumentar o diâmetro de perfuração ou usar martelo de fundo de furo, mas estas soluções irão conduzir a novos problemas, tais como:

- Maiores concentrações de carga explosiva incrementando a possibilidade de ocorrência de projeções e da sobreescavação no talude final do maciço remanescente;
- Possibilidade de ocorrência de irregularidades nos paramentos finais e um maior risco de mau funcionamento da pega de fogo;
- Obtenção da granulometria da pilha com calibres maiores para a mesma carga específica;
- Condicionamento na capacidade do equipamento e material de perfuração, diminuindo a produção de material desmontado pelo equipamento.

Quando a relação entre a altura da bancada (K) e a distância à frente (V) é grande, o deslocamento do material desmontado é feito de forma mais fácil, conforme se pode visualizar na Figura. 6.6. A relação ótima é dada pela equação 6.4:

$$\frac{K}{V} \geq 3 \quad (6.4)$$

Se a relação da equação 6.4 for igual à unidade, (K=V), conduzirá a uma fragmentação do maciço rochoso deficiente, gerando grandes blocos, problemas de sobrecavação e aparecimento de repés na base da escavação (Jimeno et al., 2003).

Estes efeitos serão menores para a relação K/V=2, ficando totalmente eliminados para a relação de K/V=3. Esta condição geralmente é cumprida na exploração das pedreiras

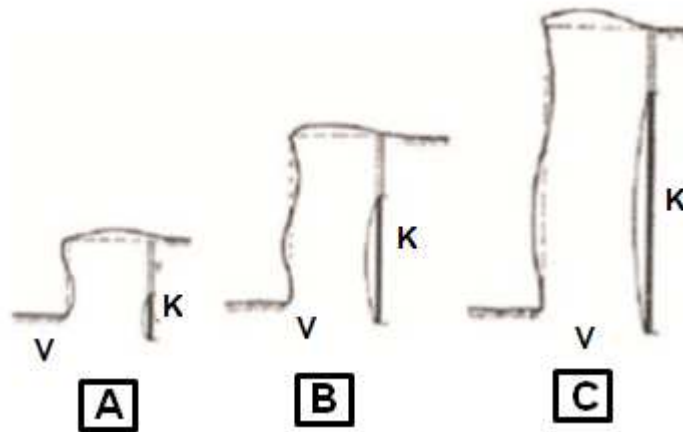


Figura 6.6- Estados de flexão de uma bancada com várias relações de K/V: (A) K/V=1; (B) K/V=2; (C)K/V=3 (adaptado de Jimeno et al., 2003)

6.3.4. Inclinação dos Furos

Os desmontes em bancada com perfuração vertical são realizados com equipamento de perfuração rotativo, enquanto os da perfuração inclinada são efetuados com equipamento rotopercutivo e com martelo no topo da coluna ou no fundo do furo.

A perfuração inclinada tem vantagens e inconvenientes que devem ser ponderados no momento de escolher o método a aplicar (Figura 6.7).

As vantagens da perfuração inclinada são:

- Melhor qualidade de fragmentação;
- Melhor formação da pilha de material rochoso desmontado, aumentando o rendimento do equipamento de remoção;
- Menor número de falhas nas pegas de fogo;
- Taludes do maciço remanescente mais estável e com melhor saneamento;
- Menor subfuração (U): a subfuração permite o posicionamento do centro de massa da carga de fundo ao nível da soleira e assegura um corte mais regular pelo nível da soleira e a redução das vibrações no maciço devido ao menor confinamento da carga de fundo;
- Como a distância à frente é igual ao longo da altura do furo, diminui as vibrações no maciço;
- Menor consumo de explosivo pois a onda de choque reflete-se com maior eficiência na base da bancada;
- A perfuração inclinada com relação de 3:1 reduz a sobrequebra no maciço remanescente e também a formação de blocos de grandes dimensões no topo da bancada;
- Maior rendimento da perfuração por metro cúbico de rocha desmontada.

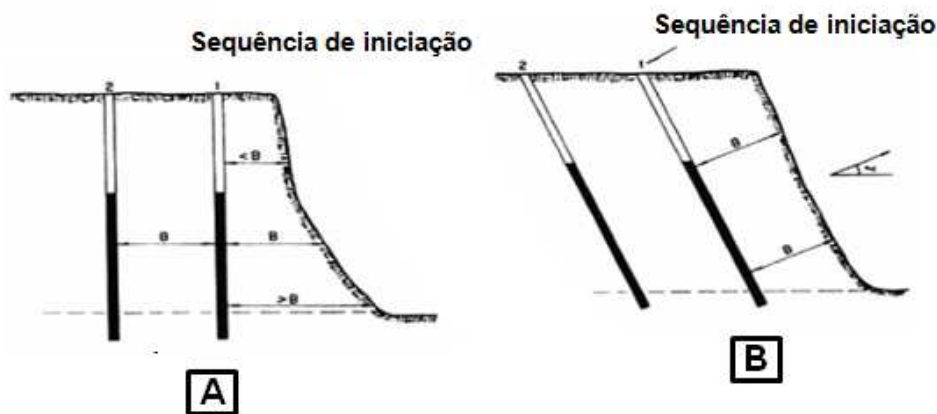


Figura 6.7- (A) Perfuração Vertical vs (B) Perfuração Inclinada (adaptado de Jimeno, 1995)

A principal vantagem da perfuração inclinada é que a energia da onda de choque é melhor explorada nos furos inclinados (Figura 6.8). O ângulo de rotura aumenta de tal forma que a onda de choque reflete-se outra vez quando encontra uma face livre.

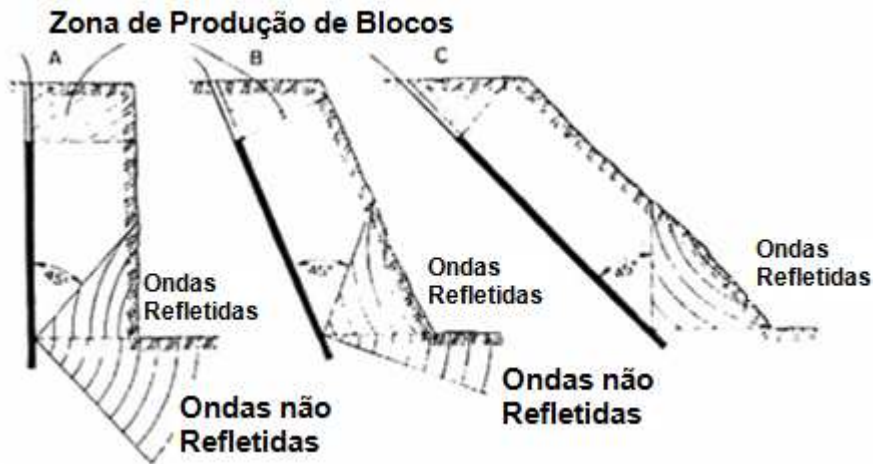


Figura 6.8- Benefício da Inclinação dos Furos (adaptado de Jimeno, 1995)

Os inconvenientes da perfuração inclinada são:

- Maiores desvios de perfuração em furos de grandes diâmetros;
- O comprimento de perfuração é maior;
- Exige um controlo cuidadoso na medição da inclinação da coluna de perfuração;
- Baixa a pressão e velocidade de perfuração, sendo proporcional ao ângulo de inclinação;
- Maior desgaste dos acessórios de perfuração (varas, estabilizadores, cabeças de perfuração);
- Pilha de escombros com menor altura e conseqüente redução no rendimento do equipamento de remoção;
- Maiores dificuldade para efetuar o carregamento em furos com água.

6.3.5. Tamponamento

Este parâmetro diz respeito à parte superior do furo que é preenchido por material inerte e tem como finalidade confinar e reter os gases provenientes da detonação das cargas explosivas, contribuindo deste modo para que o processo de fragmentação da rocha seja total, evitando desta forma o escape de gases para a atmosfera. O tamponamento é calculado em função do diâmetro de perfuração através da equação 6.5

$$H_0 = V_{\text{Corrig.}} \quad (6.5)$$

A execução do tamponamento tem de ter em conta:

- O comprimento de tamponamento calculado (H_0);
- O calibre ou tamanho das partículas de material utilizado para executar o tamponamento;
- A qualidade da rocha.
- O material deverá ser o mais anguloso possível, de modo a apresentar uma resistência à expulsão do furo.

Se o tamponamento não for suficiente, existe a fuga prematura dos gases para a atmosfera gerando-se assim a onda aérea e os problemas a ela associados, tais como as projeções de material rochoso e uma deficiente fragmentação devido à fuga de gases. Por outro lado, se o tamponamento for excessivo, vai gerar material rochoso de grandes dimensões na parte superior da bancada na zona do tamponamento, e um nível bastante elevado de vibrações.

Deste modo observa-se que existe uma relação muito próxima com o comprimento do furo e do respetivo diâmetro, no que diz respeito ao tamponamento.

Outro dos fatores a ter em conta neste parâmetro é a granulometria do material utilizado para executar o tamponamento (Tabela 6.3).

Tabela 6.3- Dimensionamento do Tamponamento de acordo com o diâmetro do furo (adaptado de Jimeno, 2003)

Tamponamento			
Diametro (mm)	Granulometria do Material (mm)	Comprimento do Tamponamento (mm) - 20°D	Comprimento do Tamponamento (mm) - 25°D
76	3,04	1520	1600
89	3,56	1780	2225
102	4,08	2040	2550
114	4,56	2280	2850
127	5,08	2540	3175
140	5,6	2800	3500
152	6,08	3040	3800
159	6,36	3180	3975
165	6,6	3300	4125
171	6,84	3420	4275
178	7,12	3560	4450
200	8	4000	5000
229	9,16	4580	5725
251	10,04	5020	6275
270	10,8	5400	6750
311	12,44	6220	7775
330	13,2	6600	8250
381	15,24	7620	9525
406	16,24	8120	10150



Diâmetro de Perfuração utilizado

Uma excessiva coluna de tamponamento num furo vai gerar uma enormidade de blocos de grandes dimensões na parte superior da bancada. O movimento do material para a frente da bancada será menor, devido a uma menor quantidade de energia aplicada, deste modo gera uma pilha de material rochoso fragmentado mais difícil de ser carregado.

Registrar-se-á um nível de vibrações elevado. O material que se aplica para o tamponamento consiste, geralmente, em detritos da perfuração, devido à facilidade de acesso e de carregamento no furo.

Alguns autores defendem que a colocação de material angular proveniente da britagem, torna mais efetivo o tamponamento, no que diz respeito, à resistência que este oferece à pressão exercida pela explosão.

Segundo um estudo realizado por Otuonye, 1981, com aplicação de um material de tamponamento com uma granulometria igual à do diâmetro torna possível reduzir o comprimento deste até 41%.

Deste modo, a relação ótima de tamponamento de um desmorte deve ter em conta que o seu comprimento varia entre 20 a 25 vezes o diâmetro do furo, o gráfico da Figura 6.9 apresenta os valores em função do diâmetro de perfuração em termos teóricos, na prática, dever-se-á ajustar sempre que necessário a função do material existente para tamponar, com o objetivo de evitar aumento de custos nesta etapa.

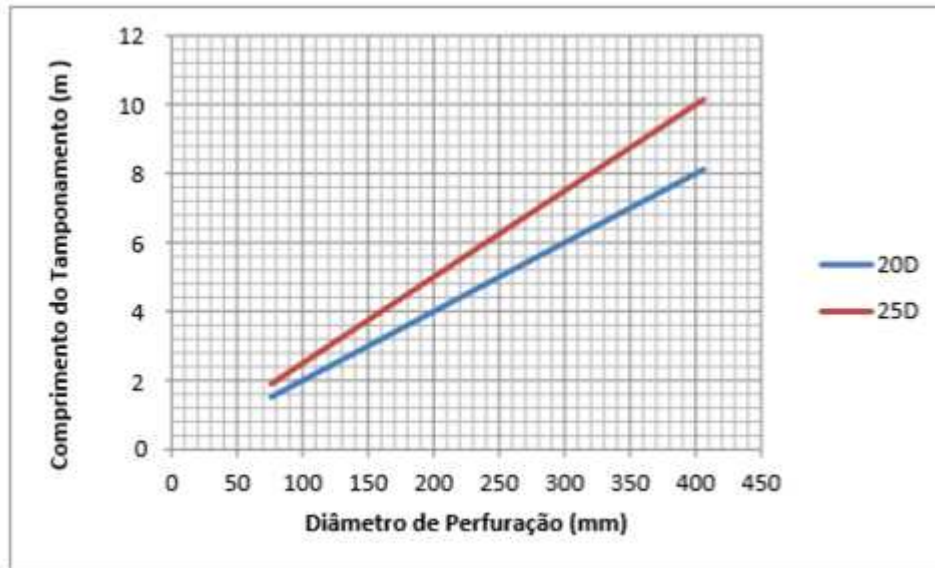


Figura 6.9- Comportamento do tamponamento em função do diâmetro do furo

Assim conclui-se que o tamponamento (H_0) é calculado em função do diâmetro de perfuração (φ), deste modo para diagramas de fogo com grandes diâmetros de perfuração também o comprimento do tamponamento será maior, podendo provocar a formação de blocos de grandes dimensões. Em maciços constituídos por material rochoso de dureza elevada, quando a relação entre o comprimento de carga (L) e o diâmetro do explosivo (φ) é $L/\varphi < 60$ se for aumentado o diâmetro também vai aumentar a fragmentação. Quando esta relação é $L/\varphi > 60$, o aumento do diâmetro de perfuração obriga ao aumento do consumo específico de explosivo para manter a mesma fragmentação.

6.3.6. SubFuração

A subfuração é o resultado do comprimento do furo que se encontra abaixo do nível da base da bancada. Este parâmetro tem como finalidade promover o desmorte do maciço, de modo a propagar bons níveis de fragmentação, permitindo assim a movimentação do bloco.

Aquando da detonação, a subfuração, vai originar que a rotura do maciço tenha a forma de um cone invertido, aspeto observado no fundo do furo, cujo ângulo varia de acordo com a estrutura do maciço e das tensões residuais. O ângulo varia entre os 10° e os 30°.

O valor da subfuração é calculado tendo em conta o afastamento à frente livre, através da equação 6.6.

$$J = 0,3 \times B \quad (6.6)$$

Onde, **J**, refere-se à ao valor da subfuração (m) e **B** à distancia até á frente livre (m).

A relação entre a subfuração e o afastamento pode ser calculada da seguinte equação 6.7 e observada na Figura 6.10

$$\frac{J}{B} = \tan \alpha \times \frac{S}{2} \quad (6.7)$$

Onde, $\frac{J}{B}$, refere-se à relação entre a subfuração e o afastamento (m) e **S** ao espaçamento entre furos (m).

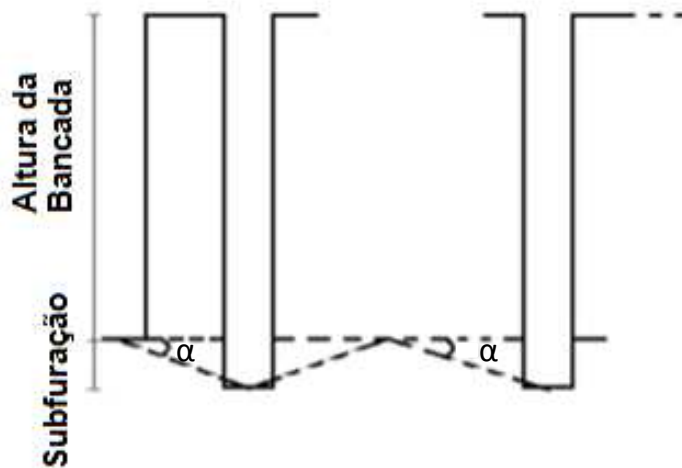


Figura 6.10- Esquema de subfuração; o ângulo de acção da detonação varia com o comprimento da subfuração (Jimeno, 1995)

6.4. OTIMIZAÇÃO DE DIAGRAMA DE FOGO

Os resultados dos desmontes podem ser analisados em termos de grau de fragmentação pretendido e do volume de rocha a ser desmontado. Para alimentar as instalações de britagem com blocos rochosos, é necessário que estes não ultrapassem uma determinada dimensão, dependente da abertura do britador, caso contrário seria

indispensável proceder à fragmentação secundária (ou taqueio) com todas as suas consequências, prejudiciais em termos de custos adicionais, demoras, impactes ambientais, entre outros. É também necessário garantir que os maiores calibres são adequados à capacidade dos equipamentos de carga e de transporte. Assim, o grau de fragmentação é considerado como um parâmetro que interfere na eficiência (e custo) das operações subsequentes ao desmonte, sendo diretamente afetado pela malha de furação e explosivo consumido. Tal como sugere a Figura 6.11, a seleção do explosivo e o dimensionamento das variáveis devem ser feitos com vista à obtenção do custo mínimo correspondente ao grau de fragmentação ótimo.

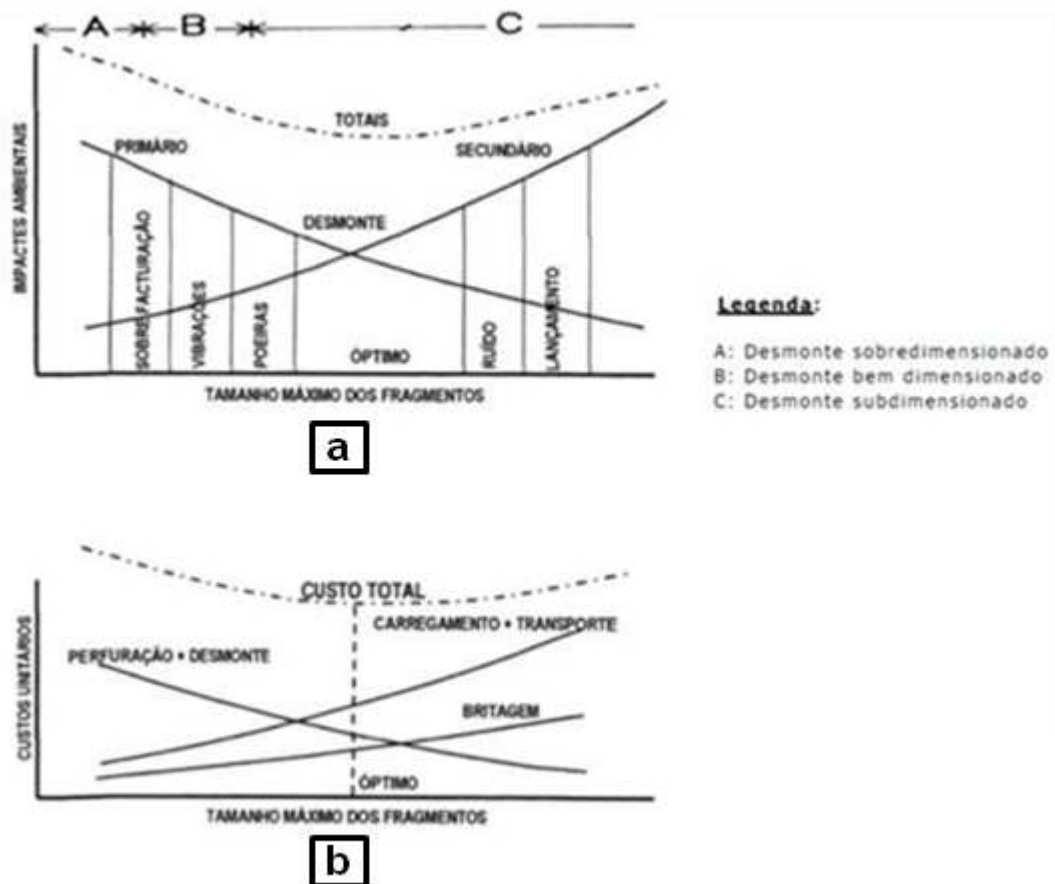


Figura 6.11- Correlação entre os critérios de minimização de custos no desmonte com substâncias explosivas e consequentes impactes ambientais, sendo (a) relação económica da operação de desmonte, (b) relação económica total (operações de desmonte, carga e transporte) (adaptado de Jimeno et al., 2003)

Os custos globais apresentam uma grande importância, na medida em que qualquer tentativa exagerada de minimização de custos numa dada operação, irá refletir-se de forma negativa numa operação subsequente. Assim, o esforço tendente à redução dos custos deve ser feito considerando o ciclo global das operações e não apenas uma parte (Bernardo, 2004)

Na prática, as condições operacionais mudam ao longo do tempo, e por isso o ajustamento do diagrama de fogo deverá ser efetuado por aproximações sucessivas, através de ajustamentos nos parâmetros que levem a curva do custo total das várias operações a aproximar-se progressivamente do ponto ótimo. Para poder controlar os resultados desses ajustamentos, deve-se procurar variar um parâmetro de cada vez, começando, geralmente, pela carga específica. O processo de otimização tem lugar praticamente durante toda a vida da operação de desmonte onde se encontram sempre fatores a corrigir e raramente se atinge a perfeição (Bernardo, 2004)

De salientar que, ao contrário do que acontece noutras indústrias, a minimização de custos em operações de desmonte com explosivo, com vista à sua otimização, conduz a uma minimização dos seus impactes ambientais (Figura 6.11), o que constitui um incentivo para a aplicação de tecnologia e métodos adequados.

CAPITULO 7. CASO DE ESTUDO- OTIMIZAÇÃO DOS RESULTADOS DE FRAGMENTAÇÃO COM ALTERAÇÃO DE TAMPONAMENTO

O caso de estudo que será tratado no decorrer deste capítulo, tem como principal objetivo perceber o funcionamento de uma exploração mineira a céu aberto, na etapa de perfuração e desmonte. Será analisado o processo de desmonte, procurando adequá-lo à fragmentação desejável, ou mais concretamente, aplicar técnicas que permitam preservar os parâmetros da geometria do diagrama de fogo, alterando só o método de tamponamento, que serão implicados no desmonte.

Desta forma, serão analisados todos os procedimentos que antecedem ao desmonte (por exemplo, caracterização geomecânica do maciço, configuração de carregamento, diagrama de fogo) e que podem ser alterados.

Por outro lado, nas etapas seguintes serão propostas técnicas que permitam melhorar o rendimento do desmonte, e se possível, reduzir custos de operação do processo. Todas as alterações propostas serão devidamente explicadas e analisadas, e descartadas aquelas que do ponto de vista técnico-económico se demonstrarem menos válidas.

O estudo está estruturado em duas fases:

- Numa primeira fase, apresentação de uma caracterização geomecânica da pedreira de modo a analisar as características geológicas e geomecânicas do maciço. Posteriormente a tentativa de agrupar essas características em zonas geomecânicas de modo a repartir o maciço em “zonas” para que seja mais fácil a implementação de novos métodos. Consequentemente é analisado o processo de acordo com a metodologia presente, referindo as vantagens e inconvenientes do caso em estudo. As zonas referidas representam o maciço total da zona de estudo da pedreira.

- Numa segunda fase, apresentam-se os métodos de tamponamento que permitem melhorar o rendimento do Desmonte na sua globalidade, do ponto de vista técnico e económico, com especial ênfase para o método de Argamassa de Filler e Brita nº0.

- Numa terceira e última fase, serão propostas alterações devidamente validadas com o objetivo de melhorar o rendimento global do desmonte e, se possível, acrescentar mais-valias nas etapas seguintes. O caso apresentado é, na sua globalidade um caso teórico-prático inspirado em dois estudos realizados em pedreiras de calcário real, exploradas a céu aberto. Em suma, o objetivo é otimizar o processo de desmonte na sua globalidade.

7.1. ENQUADRAMENTO GEOGRÁFICO E GEOLÓGICO

7.1.1. Localização e acessos

A pedreira do Bom Jesus está localizada num relevo elevado à Vila de Alhandra, numa vasta área exposta a Sul. Os acessos à pedreira são efetuados a partir da Estrada Nacional n.º 10 (EN 10), passando junto ao lugar do Sobralinho.

A área da exploração é explorada por Pisos (Piso 1 a 6), sendo que o caso de estudo vai inserir-se no Piso 1 e 2, pertencendo à freguesia de Alverca do Ribatejo, concelho de Vila Franca de Xira, distrito de Lisboa, sendo abrangida pelas folhas n.º 403 e n.º 404 da Carta Militar de Portugal de escala 1/ 25 000.

A Figura 7.1 apresenta a localização da exploração, à escala nacional e regional.

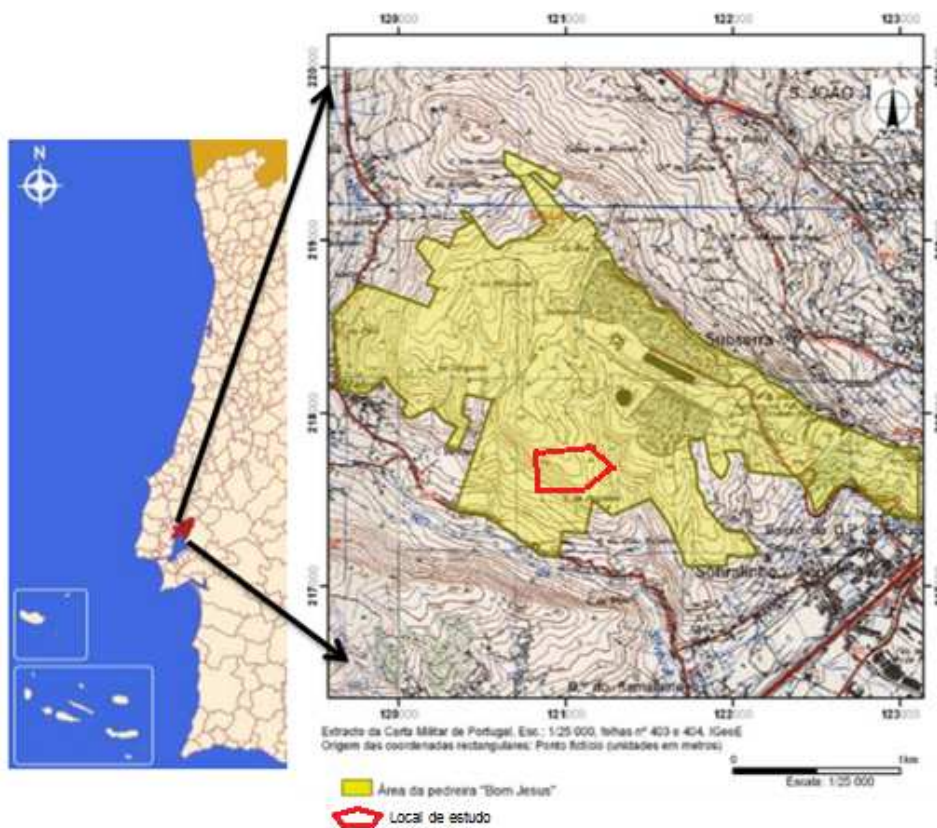


Figura 7.1- Localização da exploração à escala nacional e local

7.1.2. Geologia Regional

A Norte da pedreira do Bom Jesus, é possível observar a Formação da Abadia, do Jurássico Superior sendo parte integrante de formações de idade Jurássica, da Bacia Mesocenozóica Ocidental, que são representadas na Folha de Loures (n.º 34B) da Carta Geológica de Portugal de escala 1/50000 (SGP, 1964), entre a Póvoa Galega e Alhandra, a Oeste existe um cavalgamento por parte dos sedimentos arenosos miocénicos de idade essencialmente tortoniana sob o as formações do Jurássico, a Este, estes sedimentos

encontram-se invertidos junto do acidente tectónico, os sedimentos miocénicos afloram na margem direita do vale do Tejo, (Zbyszewski, G. et al.,1964), numa faixa progressivamente mais estreita até aproximadamente Vila Franca de Xira. Estes sedimentos assentam sobre as formações cretácicas, sendo que na zona de Alhandra ocorrem sobre rochas do Jurássico Superior (ANEXO II). A Sul da área de estudo ocorre uma unidade tectono-sedimentar mais concretamente a Bacia Lusitânica, onde afloram sedimentos de idade mesozoica, intruindo os sedimentos mesozóicos da Bacia Lusitânica, e principalmente assentando sobre estes sedimentos ocorrem rochas ígneas e vulcano-sedimentares do Complexo Vulcânico de Lisboa (CVL), de idade provável fini-cretácica.

Posteriormente ao CVL depositaram-se os sedimentos detríticos fluviais da Formação de Benfica, atribuídos ao Eocénico e Oligocénico que assentam em inconformidade sobre o substrato mesozóico ígneo ou sedimentar. Estes sedimentos foram depositados por uma drenagem pouco organizada em leques aluviais, numa vasta área subsidente que ultrapassava os limites atuais da Bacia do Baixo Tejo (Zbyszewski, G. et al.,1964).

Toda a zona encontra-se intensamente fraturada e, apesar das estruturas geológicas da Folha nº 34-D (Zbyszewski, G. et al.,1964) se apresentarem de forma simplificada, permitiram identificar um elevado número de falhas geológicas.

Tal como acontece com as diáclases, as falhas são abundantes e apresentam orientações diversas em todo o maciço. Na realidade, a análise conjunta das frentes em exploração e a cartografia do Banco das Mós (B.M.), correspondendo ao Piso 1, apoiadas na interpretação das fotografias aéreas revela que, no seu conjunto, todo o maciço se encontra intensamente fraturado, embora nem todas as falhas assumam um papel importante na estrutura do depósito. Existem fundamentalmente três famílias de falhas, com as seguintes orientações preferenciais:

- N 65° W a E – W – Falhas: Principal (F.P.), ZZ' e Nova (F.N.);
- N 15° W a N 20° W (NNW – SSE);
- Sensivelmente NE – SW – (F.B.)

Quanto às formações, estas apresentam uma estratificação de orientação aproximadamente NE-SW. De acordo com a área da pedreira verifica-se que a formação aflorante na pedreira corresponde a J⁴⁻⁵ de idade do Kimmeridgiano Superior e Portlandiano Inferior) e correspondem a margas e calcários dispostos em camadas sub-horizontais, definidos como “*Pteroceriano*” e “Camadas com *Lima pseudo-alternicosta*”.

Os flancos N, NE e NW do maciço contactam com formações mais antigas também correspondem ainda ao Kimmeridgiano Superior e Inferior, mais concretamente com as

formações designadas por “*Corálico do Amaral*” (“*Calcários do Amaral*”) e “*Margas de Abadia*” que, no seu conjunto, constituem o Complexo Lusitaniano da região.

7.1.3. Geologia local

Para uma melhor compreensão da sequência estratigráfica local, apresenta-se uma descrição sumária das unidades da área de estudo e sua apresentação nas Figuras 7.2 e Anexo II, das mais antigas às mais recentes.

- Kimmeridgiano Inferior e Médio

Os materiais rochosos pertencentes ao Kimmeridgiano Inferior sendo aproveitáveis para a produção de cimento:

– “*Margas da Abadia*” – Complexo predominantemente argiloso, de grande espessura (> 800m), constituído por uma alternância argilo-margosa, com episódios areníticos micáceos, onde se intercalam grés e conglomerados. Ao longo de toda a série, com mais frequência para o topo, ocorrem massas lenticulares de rochas recifais. Esta série aflora no vale de Sub Serra e nos flancos do vale de Calhandriz.

- Kimmeridgiano Superior

– “*Corálico do Amaral*” – Conjunto de calcários recifais ocorrendo, tanto sob a forma de Biostromas em bancadas contínuas, como de Biohermes, formando corpos lenticulares, com maior desenvolvimento vertical. Esta série calcária está bem individualizada na região, dado que os seus afloramentos formam uma série de escarpas na parte superior do vale de Sub Serra, prolongando-se para N e NW (Adanaia). Ocorrem também pequenos retalhos ao longo do vale do Calhandriz, nomeadamente em A. dos Melros.

As margas e calcários explorados para a produção do cimento no Centro de Produção de Alhandra pertencem ao Kimmeridgiano Superior, estando dispostos em camadas sub-horizontais, definidos como “*Pteroceriano*” e “Camadas com *Lima pseudo-alternicosta*”.

– “*Pteroceriano*” - As formações que pertencem ao “*Pteroceriano*” são exploradas por pisos constituídos, do topo para a base por:

Pisos 6 e 5 – De acordo com a topografia apresentam espessura variável. É um conjunto margo-calcário, com um nível intermédio nitidamente margoso. Estes pisos devido

à erosão apenas ocorrem em algumas zonas da pedreira. O 5.º piso é limitado inferiormente por uma margam argilosa bioclástica.

Piso 4 – Com uma espessura média de 7,5 metros, é constituído por um nível de calcário espesso no topo, com escorrências de calcite, estando bastante diaclasado. Inferiormente ocorre um conjunto de calcários apinhoados com uma matriz margosa.

“Argilas” 3/4 – com uma espessura média de 4,4 metros, este nível é constituído por margas bioclásticas, por vezes argilosas. Os fósseis, muito abundantes, são lamelibrânquios

Piso 3 – Apresenta uma espessura média de 8 metros mas, em função do aproveitamento de alguns níveis das “argilas” 3/4, apresenta normalmente espessuras maiores.

“Argilas” 2/3 – A espessura média obtida a partir dos dados das sondagens é de 1,9 metros. É um conjunto margoso semelhante ao das “argilas”3/4.

Piso 2 – Apresenta uma espessura média de 12 metros. Este nível é, no seu conjunto, calco-margoso, resultante de intercalações de bancadas de calcário bioclástico e de calcários margosos com lenticulas margosas. O topo é constituído por uma bancada de um calcário branco oolítico denominado Banco Branco.

Piso 1 – Tem uma espessura média de 10,3 metros, dos quais são normalmente explorados 9 metros, constituindo o restante o piso de rolagem. É constituído por calcários margosos, predominantemente cinzentos, encimados por um calcário pisolítico que, pelas suas características genéticas, funciona como um nível de referência e é conhecido por Banco das Mós (B.M.), apresentando este, variações laterais de espessura.

“Argilas” 0/1 – Apresenta uma espessura média de 7,5 metros. Este conjunto é predominantemente margoso com alguns níveis calco-margosos e margo-argilosos, podendo ainda pertencer às “Camadas com *Lima pseudo-alternicosta*”.

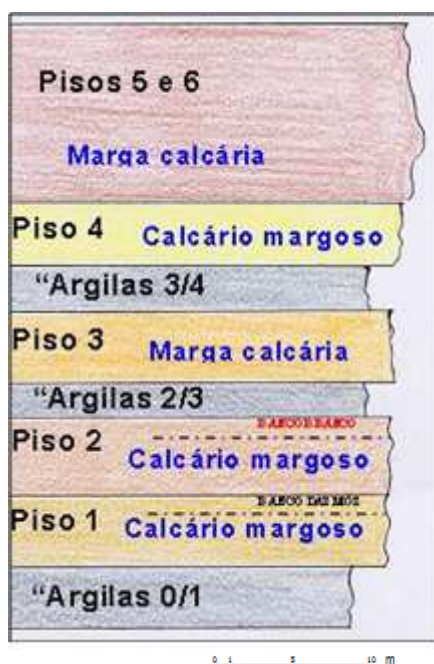


Figura 7.2- Corte dos pisos constituintes da Pedreira do Bom Jesus (Visa,2003)

“**Camadas com *Lima pseudo-alternicosta***” – O conjunto não é homogêneo verificando-se, no topo e na base, a ocorrência de níveis mais ou menos desagregados. Este conjunto é definido na Notícia Explicativa da Folha de Loures (SGP, 1964) como apresentando oólitos miliares, o que permite posicioná-lo na base das “Camadas com *Lima pseudo-alternicosta*”. Nestas formações são definidos, do topo para a base, os seguintes níveis (Visa, 2003):

Conjunto margo-calcário - Constituído por finas bancadas de calcários margosos, alternando com níveis margosos. Os primeiros predominam no topo e os segundos na parte média e inferior. A sua espessura ainda não foi totalmente determinada, mas é sem dúvida superior a 30 m.

Grés micáceo fino - Com 5 a 7 metros de espessura média, este nível apresenta variações laterais de espessura. No Bom Jesus é conhecido por Barra Gresosa e aflora junto ao Forte dos Sinais. Ocorre também na Aldeia dos Melros. Trata-se de um grés fino, com abundantes micas, por vezes desagregado, com alguns níveis um pouco carbonatados.

Calcários oolíticos – A sua espessura apenas foi determinada no Calhandriz (zona dos Fortes), com aproximadamente 20 metros. É um conjunto calcário bege claro, constituído exclusivamente por pequenos oólitos. Quando inalterado, apresenta teores em CaCO_3 superiores a 90%.

7.2. CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS

A zona do maciço em causa (Figura 7.3 e 7.4) pode ser considerado no enquadramento geográfico (Figura 7.1), termos de qualidade geológico-geomecânica, como muito heterogênea, tanto em termos geológicos, onde ocorre intercalações de calcário cristalino (Calcário Branco), com calcário com elevado teor em marga (Calcário Margoso), em termos da geomecânica, o mesmo se passa, tanto em termos do nível de alteração, onde existe zonas praticamente sã a zonas com um grau de alteração muito acentuado, verificando-se o mesmo em termos de dureza do material, para proceder ao estudo de caracterização, elaborou-se a Figura 7.5 de modo a dividir o maciço e expor de forma gráfica os diferentes painéis/frentes de talude que demonstram essa heterogeneidade.



Figura 7.3- Zona do Maciço Rochoso em estudo (Pedreira Bom Jesus)

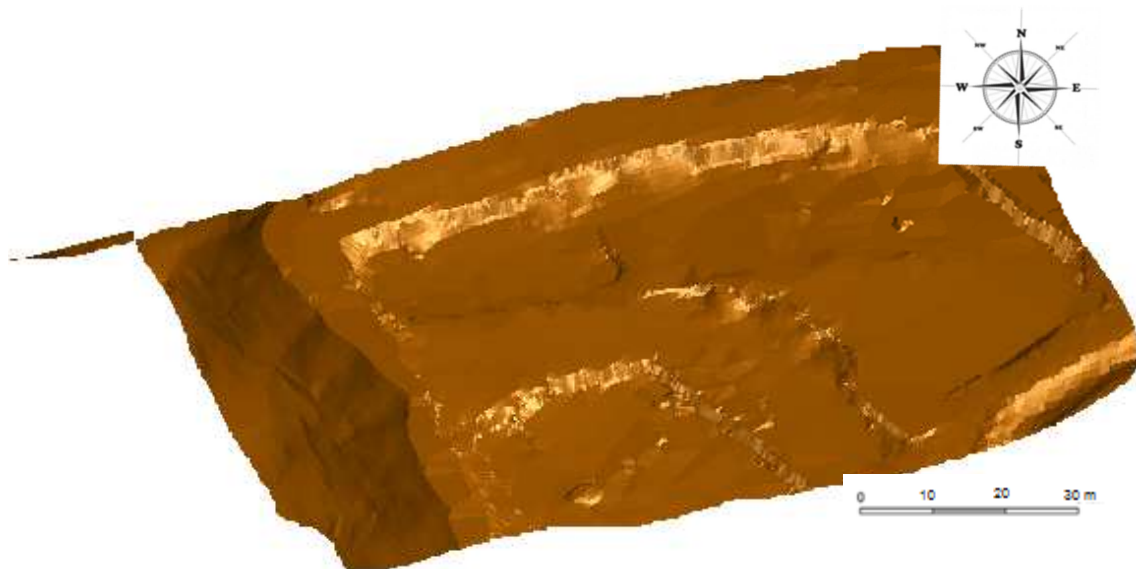


Figura 7.4- Planta da área de estudo em 3D

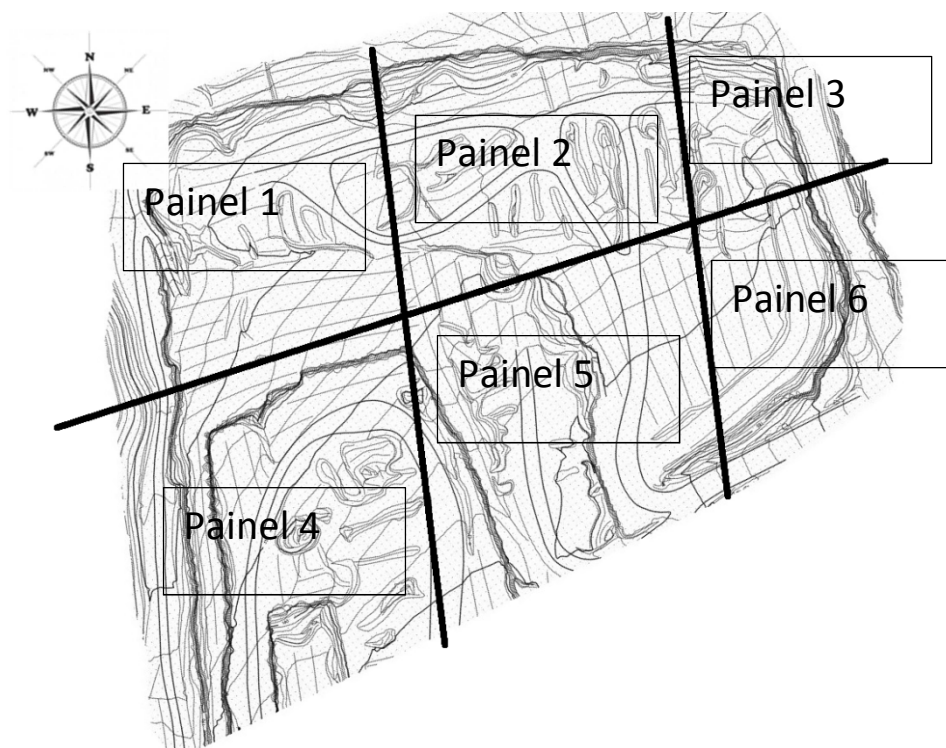


Figura 7.5- Divisão da área de estudo em Painéis/Frente de Talude

Nos painéis 2 e 5 observa-se a evolução do estado de alteração de uma zona onde a pedreira apresenta um estado do material-rocha relativamente são [W1] (coincidente com a parte central do maciço), para as zonas laterais da massa geológica muito tectonizada e com um grau de alteração mais elevado (painéis 3 e 6), podendo ser considerado, nessas frentes do maciço talude, um calcário muito alterado [W3].

As diferentes características do calcário da Pedreira de Bom Jesus são as seguintes:

- i. textura sedimentar, intercalação de zonas de calcário cristalino (Calcário Branco), com zonas de calcário com elevada percentagem de margas (Calcário Margoso), granulometria variada, desde grão fino ate grão grosseiro;
- ii. peso específico variável entre 2,36 e 2,60 g/cm³, oscilando os valores entre as zonas de calcário cristalino de grão fino, onde em norma apresenta uma densidade superior á zona do calcário com elevado teor em margas;
- iii. porosidade média de 6% nas zonas mais competentes a 11% nas zonas menos competentes;
- iv. valor da resistência à compressão uniaxial variável entre as zonas do mesmo maciço, em termos médios o material rochoso nas zonas centrais apresentam um valor entre os 130 a 200 MPa, enquanto nas zonas laterais variam entre os 20 e os 85 MPa;

Tal como foi referido anteriormente a aplicação da técnica de amostragem linear nas superfície expostas do material-rocha para a caracterização da compartimentação do maciço poderá, certamente, contribuir para uma melhor gestão dos recursos geológicos da Pedreira.

A técnica de amostragem linear, tal como foi descrita previamente, mantém-se na sua essência. Para cada frente de talude (ou painel) considerado, vão ser analisadas de uma forma sistemática todas as descontinuidades (diáclases) que intersectam essa linha. Cada uma delas é descrita de forma sistemática e registada nas fichas de levantamento segundo a classificação geomecânica da BGD - “Basic Geotechnical Description of Rock Masses” (ISRM, 1981). Os parâmetros geológico-geomecânicos determinados para a caracterização das descontinuidades do maciço foram, essencialmente, os seguintes: a atitude, o espaçamento, a continuidade ou persistência, o preenchimento e a rugosidade.

Também se efetuou uma caracterização preliminar das condições hidrogeológicas do maciço bem como da dureza de cada frente de talude. O levantamento das atitudes das descontinuidades foi efetuado em seis painéis/taludes (figura 7.5) distribuídos com diversas orientações, de modo a caracterizar, na medida do possível, toda a área do maciço (longitudinal e transversalmente) em exploração

Contudo, foram encontradas dificuldades do ponto de vista operacional no levantamento de um maior número de diaclases devido á uma instabilidade permanente dos taludes.

7.2.1. Caracterização geológico-geomecânica

a) Grau de alteração

No caso em estudo, o estado de maior alteração de rocha calcária (W3, segundo a classificação da ISRM, 1978, 1981 e da GSE, 1995) confina-se á parte leste da área em estudo (painéis 3 e 6). Nesta área as discontinuidades (quer subverticais quer sub-horizontais), mostram uma zona de maior densidade de fracturação ou esmagamento, apresentando uma alteração muito visível nesta zona, conferindo globalmente ao material-rocha uma tonalidade amarelada. As zonas limítrofes desta zona caracterizam-se, por vezes, por uma alteração intensa, exibindo um calcário fraturado.

O maciço rochoso da parte oeste (painéis 1 e 4) pode ser classificado como um calcário um pouco alterado (W1-2), sendo que na zona central (painel 2 e 5) o maciço apresenta-se muito são, podendo ser classificado como W1. Convém salientar que foram observados materiais rochosos muito pouco alterados (W1), especialmente, na parte central do maciço.

b) Estado da fracturação

Foram efetuados levantamentos geológico-geomecânicos em seis zonas com diferentes orientações de modo a caracterizar da melhor forma possível o maciço, quer transversal quer longitudinalmente. Um dos maiores constrangimentos encontrados aquando do levantamento de campo, prendeu-se com o facto de a pedreira estar em plena laboração, pelo que as linhas de amostragem foram seleccionadas em função das frentes disponíveis e os levantamentos tiveram que ser realizados, por vezes, num curto espaço de tempo. O tratamento dos dados recolhidos no terreno, permitiram a definição do número de famílias de discontinuidades e, sobretudo, da família dominante, da sua atitude, do seu espaçamento e da sua persistência. Para além disso, considerou-se a caracterização, do ponto de vista geomecânico, de famílias por painel em troços homogéneos e para toda a pedreira.

Da análise dos diagramas estruturais das atitudes das discontinuidades (diáclases que, em regra, apresentam uma inclinação média 80°, podendo considerar-se subverticais, as diáclases horizontais, que definem a estratificação apresentam uma inclinação subhorizontal, com inclinação em média entre 12° e por fim a terceira família de diáclases, as transversais que apresentam uma inclinação média entre os 50-60 °), medidas de forma sistemática na Tabela 7.1.

Tabela 7.1- Tabela das respectivas Direções e Pendores dos 6 Painéis

Painel	Estratificação		Diaclasamento Vertical		Diaclasamento Transversal	
	Direção	Pendor	Direção	Pendor	Direção	Pendor
1	N40°-60°E	9°SE	N40°-50°W	78°SW	N20°-25°E	52°SE
2	N40°-50°E	11°SE	N40°-50°W	81°SW	N25°-40°E	53°SE
3	N50°-60°E	14°SE	N45°-65°W	81°SW	N20°-45°E	57°SE
4	N35°-55°E	10°SE	N45°-65°W	83°SW	N20°-30°E	55°SE
5	N50°-60°E	12°SE	N40°-50°W	81°SW	N25°-40°E	55°SE
6	N50°-60°E	15°SE	N45°-65°W	82°SW	N25°-45°E	60°SE

Da análise dos diagramas estruturais das atitudes das descontinuidades, nos quais foram projetadas todas as descontinuidades medidas nos painéis, resultaram as seguintes conclusões:

- uma família de diaclases principal com orientação média N50°W; subvertical;
- uma família de diaclases com orientação média N30°W; subvertical;
- uma família de descontinuidades sub-horizontais (<25°), inclinando ligeiramente para SE

Como podemos observar acima, o alinhamento dos painéis 1-3 e 4-6, apresentam características semelhantes, fator explicado através da área de estudo corresponder a um maciço rochoso carbonatado, cuja formação está relacionada com processos de sedimentação, verificando-se a presença de uma estratificação bem definida, não ocorrendo a presença de falhas que influenciem o pendore das camadas, apresentando-se a estratificação mais ou menos uniforme ao lado do alinhamento de painéis.

c) Espaçamento

O sistema de diaclases (família) de orientação N40°W a N65°W (em regra, subverticais) é o que apresenta maior espaçamento. Verifica-se pela análise que, para qualquer dos painéis amostrados, a intensidade de fracturação é (segundo os critérios da ISRM, 1978, 1981), regra geral, F1-2 ($\approx 1,30-1,50m$), ou seja, a distância entre diaclases varia entre 60 e 200cm (afastadas), com alguma tendência para medianamente afastadas F3 (20-60cm).

A ISRM (1981) propõe o estabelecimento do índice volumétrico, o Jv. A linha de amostragem recomendada é de, pelo menos, 5 a 10m (Palmström, 1995; Palmström & Singh, 2001). Os resultados do índice volumétrico (Jv) podem ser correlacionáveis com o tamanho dos blocos. No caso do maciço da pedreira Bom Jesus, com três famílias de

descontinuidades principais, o valor de J_v para os vários painéis vai-se apresentar da seguinte forma.

A linha de amostragem recomendada é de, pelo menos, 5 a 10m (Palmström, 1995; Palmström & Singh, 2001). Os resultados do índice volumétrico (J_v) podem ser correlacionáveis com o tamanho dos blocos. No caso do maciço da pedreira Bom Jesus, com três famílias de descontinuidades principais, o valor de J_v para os vários painéis vai divergir da seguinte forma:

J_v para o painel 1 é igual a 3,5, o painel 2 vai ser de 2,85 o painel 3 vai ser de 5,35 para o painel 4 vai ser de 3,3, para o painel 5 de 3 e para o painel 6 de 5,5

d) Continuidade ou persistência

Dois dos sistemas de diáclases mais frequentes no maciço têm uma atitude média N40-60°W; subvertical e N40-60°E; estratificação e são também as mais contínuas no terreno. A observação da persistência das descontinuidades foi efetuada em três dimensões, correspondentes à intersecção das diaclases com a superfície de exposição sub-horizontal e subvertical e transversal (nas frentes de desmonte).

Constata-se, em todos os painéis estudados, que as diaclases mais abundantes são aquelas que apresentam uma continuidade planar mais acentuada. As faixas sub-horizontais de material-rocha (cataclasitos) com um grau de esmagamento assinalável apresentam também uma grande continuidade, interrompendo sistematicamente as descontinuidades (verticais e subverticais) pertencentes às outras famílias.

e) Abertura

A abertura de uma descontinuidade consiste na distância perpendicular que separa as paredes adjacentes das descontinuidades, isto quando não existe material de preenchimento no seu interior. Regra geral, no caso em estudo, os sistemas de descontinuidades mais importantes possuem aberturas <0,1mm (muito apertada), não sendo porém raro a existência de várias descontinuidades esparsas, com aberturas entre 0,25-0,5mm (parcialmente aberta) principalmente nos painéis 3 e 6. Em síntese, predominam globalmente no maciço, segundo a terminologia da ISRM (1978, 1981), as descontinuidades fechadas.

f) Preenchimento

Estreitamente relacionada com a abertura, o enchimento de uma descontinuidade pode definir-se como o tipo de material existente entre as suas paredes (ISRM, 1978, 1981). Na pedreira de Bom Jesus grande parte das descontinuidades cartografadas não possuem enchimento, existindo porém, numa minoria, o Diaclasamente Transversal com algum enchimento que consiste em material rochoso resultante da desagregação do maciço.

g) Rugosidade

A superfície que constitui as paredes das descontinuidades apresenta, no geral, irregulares a várias escalas, sendo a medição dessas irregularidades bastante difícil. A rugosidade tem grande influência na resistência ao corte do maciço, principalmente no caso das descontinuidades se apresentarem não preenchidas.

No maciço em estudo, a rugosidade dominante é do tipo 3 [medianamente rugosa, R3], que corresponde a uma rugosidade em que as paredes das descontinuidades não são perfeitamente lisas, mas também não são visíveis irregularidades que possam impedir completamente a movimentação relativa de blocos. Por vezes, ocorrem descontinuidades algo onduladas e, mais raramente, encontram-se descontinuidades lisas.

h) Compressão Uniaxial

No que diz respeito às características mecânicas do maciço, embora as características de resistência à compressão do maciço rochoso sejam essencialmente dependentes das descontinuidades, é de grande utilidade o conhecimento da resistência à compressão do material-rocha. A determinação do índice de resistência à carga pontual, bem como a determinação da dureza com o esclerómetro do tipo de Schmidt (Martelo de Schmidt), pode conduzir à estimativa do valor da resistência uniaxial.

Assim, efetuaram-se ensaios nos seis painéis definidos pela Figura 7.5 para a realização dos ensaios de campo. Pela análise dos resultados constata-se que nas zonas do maciço muito pouco alterado (W1-2), que correspondem aos painéis 1 e 4, os valores de resistência uniaxial à compressão variam em média entre 75-85 MPa (tipo S2-S3; segundo ISRM, 1981); a zona central do maciço, uma zona classificada como W1 (painéis 2 e 5) apresenta valores de resistência à compressão uniaxial na ordem dos 130-200 MPa, por seu turno, nas zonas mais alteradas (W3) (painéis 3 e 6) registaram-se valores de resistência média de cerca de inferiores a 45 MPa (tipo S3-4; segundo ISRM, 1981), respetivamente (Tabela 7.2).

Tabela 7.2- Resistência à compressão uniaxial obtida através do Point Load Test

PAINEL	RESISTÊNCIA COMPRESSÃO UNIAXIAL
	Definida pelo POINT LOAD (Is_{50}) (MPa)
1	80
2	160
3	44
4	76
5	202
6	43

Deste modo, para caracterizar os seis painéis, recorreu-se à classificação geomecânica RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1979, 1989) onde através do levantamento geológico/geomecânico da pedra e dos ensaios efetuados em laboratório vão classificar os parâmetros acima mencionados na Tabela 7.2 de modo a englobar essa classificação.

Assim sendo, em relação às características das discontinuidades existe uma enorme variação no maciço, deste modo verificou-se que o espaçamento das diáclases, na zona central do maciço, painéis 2 e 5, o espaçamento é classificado como F1-2 pelo que o valor ponderal é definido como 18. Contudo nos painéis 1 e 4, verificou-se que os espaçamentos somente apresentam valores de 60 cm a 200 cm e o valor ponderal correspondente é igual a 13, já nos painéis 3 e 6, o maciço encontra-se muito diaclasado sendo que o espaçamento situa-se entre os 200-600 mm, e o valor ponderal atribuído é 10 (ANEXO III).

Para o comprimento das discontinuidades, obteve-se uma grande variedade de valores, constatando-se, de modo geral, que para as fraturas correspondentes à estratificação do maciço rochoso, os valores estavam compreendidos entre 1 m e 20 m com pesos, respetivamente, de 4 e 1. (ANEXO III).

Para a totalidade das fraturas das várias famílias, a abertura apresentou-se compreendida entre <0,1 mm a < 5 mm, e os valores ponderais da classificação RMR estão entre 1 e 4 respetivamente (ANEXO III).

A rugosidade das superfícies das discontinuidades em toda a área estudada, classificou-se como ligeiramente rugosa a rugosa, o que corresponde a pesos de 3 a 5 respetivamente na classificação RMR de Bieniawski (1989) (ANEXO III).

O material de preenchimento observado nas frentes de desmonte do maciço evidencia uma grande variação de situações, contudo a maior parte do material de preenchimento foi definido como duro e inferior a 5 mm, podendo em certos painéis o material de reenchimento ser considerado como inexistente ou de presença reduzida, sendo os respectivos valores ponderais iguais a 4 e a 5 (ANEXO III).

O grau de alteração das superfícies de descontinuidades do maciço rochoso, foi classificado, maioritariamente, como moderado a ligeiro (valores ponderais de 3 a 5). Deve destacar-se que nos painéis 3 e 6, as descontinuidades apresentam um grau de alteração que vai desde moderadamente alterado até quase muito alterado, que correspondem respetivamente a valores ponderais de 3 e 2 (ANEXO III).

A presença de água no maciço rochoso permitiu considerá-lo como ligeiramente húmido a seco com pesos compreendidos entre 10 a 15. (ANEXO III).

Através da soma dos pesos acima descritos conforme as condições geológico-geomecânicas que apresentam, classificaram-se os seis painéis em Maciço Bom, Maciço Regular e Maciço Pobre (Tabela 7.3)

Tabela 7.3- Resultados dos Índices RMR

PAINEL	RMR		
	VALOR	CLASSE	CLASSIFICAÇÃO
1	66	III	MACIÇO REGULAR
2	85	II	MACIÇO BOM
3	46	IV	MACIÇO POBRE
4	65	III	MACIÇO REGULAR
5	83	II	MACIÇO BOM
6	44	IV	MACIÇO POBRE

Assim em modo de conclusão podemos observar que existe uma certa conformidade em termos da qualidade geomecânica em alguns painéis, sendo assim é possível agrupar esses painéis em zonas, pelo que os painéis 1 e 4 podem ser agrupados numa zona geomecânica, e serem classificados como Maciço Regular, os painéis 2 e 5 também poderão ser agrupados definindo assim uma zona onde a qualidade do maciço apresenta-se como boa, e por fim a zona menos competente do maciço pode ser entendida como os painéis 3 e 6 onde a qualidade do maciço é classificado como pobre.

7.2.2. Esboço do zonamento geotécnico

Tendo em vista a melhor compreensão da rede de fracturação dominante na compartimentação do maciço rochoso da pedreira Bom Jesus, elaborou-se um esboço de zonamento geomecânico de (sub)superfície, da fácies calcárias e as megaestruturas visíveis na referida pedreira. Com efeito, na cartografia apresentada esboçam-se as principais unidades geomecânicas locais, resultado do cruzamento e síntese de toda a informação geológica, geotécnica e geomecânica que traduz uma tentativa de esboçar a qualidade geotécnica do maciço (Figura 7.6) (Anexo III).

Deste zonamento geotécnico (sub)superficial resultaram as seguintes unidades:

- **ZG1:** calcário de grão fino, não alterado a muito pouco alterado (W1); grau de fracturação elevado a médio (F1-2); resistência elevada a muito elevada (S1-2; > 130 - 200 MPa);
- **ZG2:** Calcário de grão médio, pouco alterado a medianamente alterado (W1- W2); grau de fracturação elevado a médio (F1-2 a F3); resistência (S2 a S3; ~75 - 85 MPa);
- **ZG3:** calcário de grão grosseiro, medianamente alterado a alterado (W3); grau de fracturação baixa (F3); resistência baixa a muito baixa (S4; ~<45 MPa).

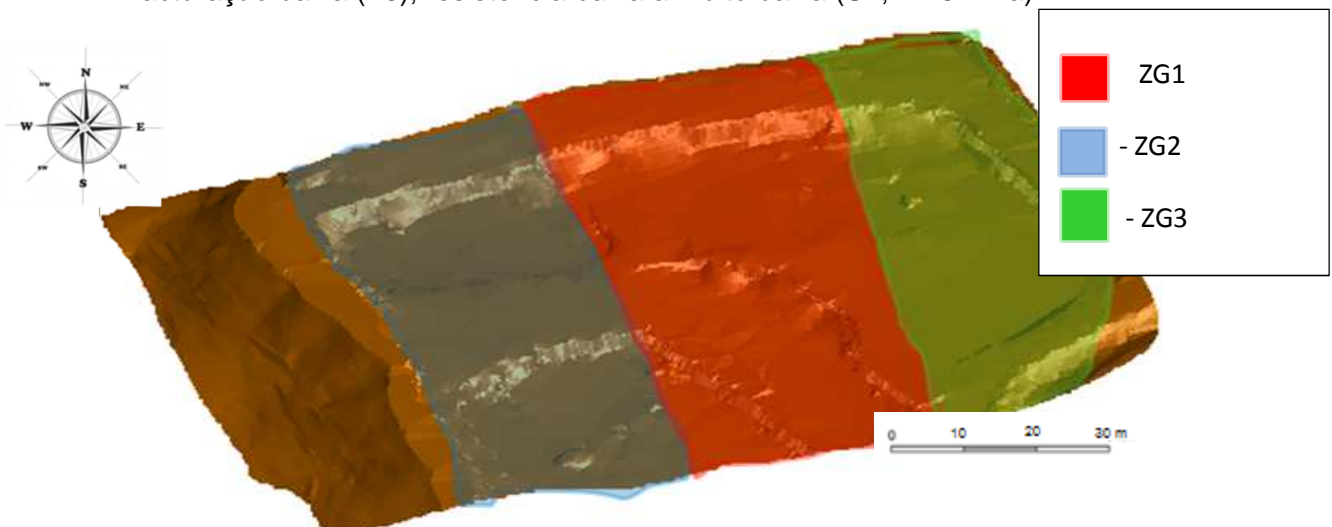


Figura 7.6- Zonamento Geomecânico da Pedreira de Bom Jesus

7.3. CARACTERIZAÇÃO DA COMPETÊNCIA DOS MACIÇOS

Para caracterizar a competência das três zonas do maciço, aplicou-se o Critério de Escavabilidade de Franklin (Franklin et al, 1971). Determinou-se, em campo, o espaçamento médio entre fraturas (F) e o índice de dureza de Schmidt (R) e em laboratório o índice de resistência à carga pontual corrigido para um diâmetro de 50 mm (I_{s50}).

i) Determinação do espaçamento médio entre fraturas

O grau de fracturação do maciço foi avaliado através da medição do espaçamento entre fraturas de famílias principais nas frentes de desmonte das pedreiras. Na Tabela 7.4 estão indicados os valores de espaçamento médio entre fraturas (F) obtidos das três zonas geomecânicas que o maciço apresenta.

Tabela 7.4- Espaçamento médio entre fraturas (F) medido em frentes dos maciços em estudo

	ZG1	ZG2	ZG3
F (m)	1,58	1,02	0,45
Coefficiente de Variação	0,62	0,53	0,17

j) Determinação do índice de dureza de Schmidt

Realizaram-se vários ensaios com um esclerómetro (Martelo de Schmidt) nas frentes do maciço em estudo de forma a determinar os respetivos índices de dureza de Schmidt (R). A dureza da rocha depende da amplitude do ressalto, sendo que às rochas mais duras está associado um índice de dureza mais elevado. Os resultados dos ensaios apresentam-se na Tabela 7.5. Note-se que, de acordo com as recomendações da Sociedade Internacional de Mecânica das Rochas (ISRM), para este tipo de ensaio, deve ser considerada, por cada conjunto de 10 valores, a média dos 5 valores mais altos. Em função dos respetivos valores da dureza (R) e dos pesos volúmicos foi possível obter a resistência à compressão uniaxial de cada tipo de rocha, através do ábaco da Anexo IV. Assim, para os pesos volúmicos (ρ) de 26kN/m³, 25kN/m³ e 23,6kN/m³ para ZG1, ZG2 e ZG3, respetivamente, determinaram-se as resistências à compressão uniaxial σ_n de aproximadamente **180MPa, 97MPa e 57MPa**.

Tabela 7.5- Índice de dureza de Schmidt (R) dos maciços estudados

	ZG1		ZG2		ZG3	
Resultados obtidos	48	50	44	43	28	30
	48	55	42	45	32	34
	49	50	41	43	30	31
	52	55	41	40	32	30
	55	55	43	41	31	29
R	54,4		44		32	

k) Determinação da resistência à compressão pontual

Trata-se de um ensaio bastante versátil, dado que permite ensaiar provetes sem qualquer preparação, bem como amostras irregulares de rocha. Os ensaios foram realizados em conformidade com as normas propostas pela Internacional Society for Rock Mechanics (ISMR, 1985). Este ensaio consiste na compressão, resumidamente, na compressão de uma amostra por dois cones opostos, aplicando uma carga constante através de um dispositivo hidráulico e registando a distância entre os cones (mm) e a carga de rotura (kN) da amostra. Para tratamento dos dados obtidos foram utilizadas as expressões presentes na norma, tendentes ao cálculo do índice de carga pontual (I_s50), depois de aplicadas as necessárias correções geométricas com vista à obtenção do diâmetro equivalente (D_e) a 50 mm, para o qual o ensaio de carga pontual é calibrado.

De salientar que dos dez ensaios recomendados para cada tipo de rocha, o valor do cálculo representativo da resistência à carga pontual determina-se com a média, eliminando-se os dois resultados mais elevados e os dois mais baixos (Tabela 7.6).

Tabela 7.6- Índices de carga pontual (I_s50) obtidos através dos ensaios de compressão pontual

	ZG1	ZG2	ZG3
$I_s 50$ (MPa)	9,17	3,81	1,97

Existem correlações entre a resistência à compressão uniaxial e resistência à carga pontual. A equação 7.1 é uma correlação sugerida pela (ISRM, 1981) que, apesar de ter aplicação abrangente, deve ser usada tendo em conta que as especificidades de cada caso podem resultar num índice de correlação mais adequado, diferente do sugerido (Tabela 7.7).

$$\sigma_n = 22 \times I_s50 \text{ [MPa]} \quad (7.1)$$

Tabela 7.7- Resistências à compressão uniaxial obtidas através da correlação da equação 7.1

	ZG1	ZG2	ZG3
σ_n (MPa) através do $I_s 50$	189,17	93,88	53,25
σ_n (MPa) através do R	180	97	57
Variação (%)	5,09	3,21	6,57

A comparação dos resultados da resistência à compressão uniaxial obtidos a partir do I_s50 com os obtidos pela aplicação da correlação com os valores da dureza de Schmidt permite verificar que as diferenças não são significativas. O cruzamento dos dois métodos permite usar com confiança os dados obtidos em qualquer um dos casos (laboratório ou campo).

7.3.1. Aplicação do Critério de Escavabilidade Franklin

O espaçamento médio entre fraturas (F), o índice de dureza de Schmidt (R), o I_s50 e a σ_n , permitem avaliar a escavabilidade de cada domínio geológico, através da sua representação no ábaco de Franklin (Figura 3.3). Neste caso optou-se por considerar no ábaco o espaçamento médio entre fracturas (F) e o índice de carga pontual (I_s50). Na Tabela 7.8 indicam-se as classes de escavabilidade de cada maciço, segundo a representação na Figura 7.7 (ANEXO IV).

Tabela 7.8- Classificação da escavabilidade do maciço através da aplicação do Critério de Escavabilidade de Franklin (Franklin et al, 1971)

	ZG1	ZG2	ZG3
F (m)	1,58	1,02	0,45
$I_s 50$ (MPa)	9,17	3,81	1,97
Escavabilidade do maciço	Desmonte com Explosivos	Desmonte com Explosivos	Explosivos para Desagregar

O facto da zona ZG3 requerer um método de desmonte com aplicação de explosivos apenas para desagregar justifica-se pelo menor espaçamento entre fraturas e pela competência que se mostra nitidamente inferior em relação aos das zonas ZG1 e ZG2. Os dois últimos diferenciam-se principalmente pela maior fracturação do maciço, fator muito importante na ação da carga explosiva. A sua proximidade implica, no entanto, uma menor abrangência a nível de competência dos maciços estudados. Dada esta distribuição e de forma a facilitar a representação da competência no estudo, a zona do maciço menos competente ZG3 será indicado como maciço com $F < 1$ e os maciços mais competentes ZG1 e ZG2 como maciços com $F > 1$. Este parâmetro foi escolhido em detrimento do I_s50 uma vez que a sua variação é maior entre as diferentes zonas do maciço (cerca do dobro).

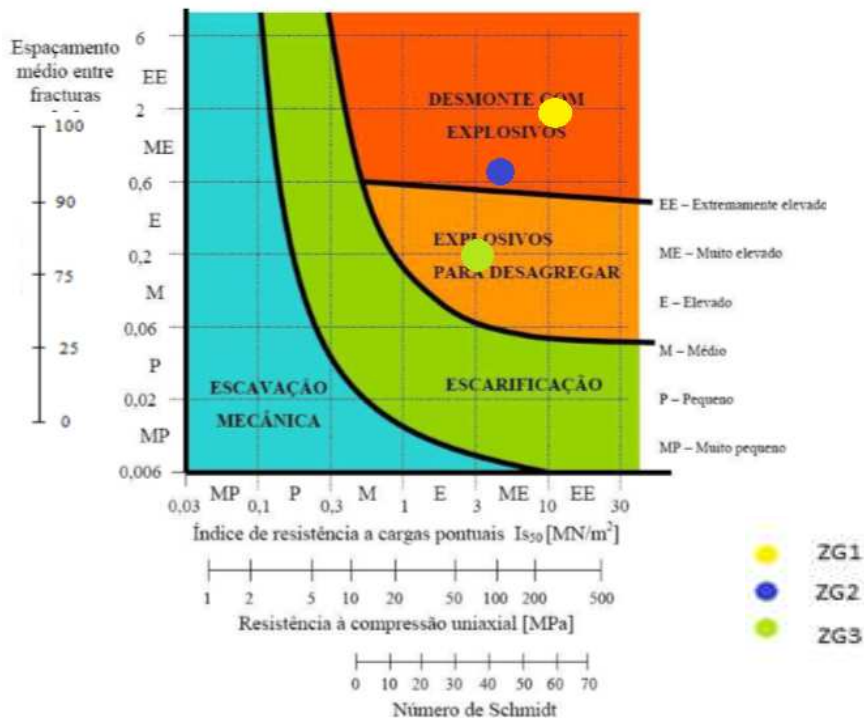


Figura 7.7- Classificação da escavabilidade dos maciços rochosos em estudo (adaptado de Franklin et al, 1971)

7.4. DIAGRAMA DE FOGO

7.4.1. Situação Inicial

Como ponto de partida para este trabalho foi considerado dois estudos, um realizado numa pedreira de calcários (Dobrilovic. 2005) e outro realizado pelo Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Isparta (Cevizci 2010), Turquia também numa pedreira de calcários propriedade da empresa Kartas.

Este trabalho baseou-se na alteração dos parâmetros dos desmontes, de forma a obter uma melhoria da fragmentação da rocha do topo dos pisos.

Como já foi referido em capítulos anteriores, pretende-se reduzir o volume de rocha destinada a taqueio na Pedreira do Bom Jesus.

A seleção do local de aplicação recaiu no piso 1 e 2 do Casal Novo da Serra, um dos dois pisos que maior volume de rocha origina para taqueio. Seleccionada a zona de ensaios, analisou-se o método de desmonte atualmente utilizado, procurando compreender o problema e recolher dados que permitissem a sua resolução.

As características da pega de fogo, são descritas na Tabela 7.9. O explosivo aplicado é o SENATEL MAGNAFRAC para carga de fundo e o SENATEL POWERPAC para carga de coluna, ambos com 75 mm de diâmetro (Tabela 7.10)

Tabela 7.9- Características do diagrama de fogo

CARACTERÍSTICAS	SÍMBOLO	VALORES
Altura da bancada (m)	H	11 a 17
Diâmetro do furo (mm)	Φ	105
Espaçamento entre furos (m)	E	4
Afastamento á face livre (m)	A	3,5
Sobrefuração (m)	S	1
Inclinação do furo (graus com a horizontal)	α	75
Comprimento do furo (m)	C	12,9 a 18,2
Tamponamento (m)	T	3
Escorvamento		Eléctrico

As malhas (ExA) estão definidas tendo em conta as necessidades de produção e de fragmentação, que deve ser adequada aos equipamentos e possibilitar a produção de fragmentos rochosos de granulometria específica e em quantidades suficientes para satisfazer as exigências do processo, sendo que quando o limite máximo de granulometria de alimentação do primário é excedido, obrigará ao taqueio com martelo hidráulico, com os consequentes custos que essa operação conduz.

Tabela 7.10- Características do Explosivo utilizado

Explosivo	Diâmetro (mm)	Comprimento (mm)	Densidade (g/cm ³)	Calor de Explosão (cal/g)	Peso Médio (g)	Velocidade Detonação (m/s)	Custo (€/Kg)
Senatel Magnafrac	75	500	1,21	752	2 500	6 200	1,59
Senatel Powerpac	75	550	1,08	750	2 273	5 300	0,96

Em relação às cargas explosivas por furo (retirando o espaço de tamponamento), importa referir a partição habitual em carga de fundo e carga de coluna, uma vez que faz parte do objetivo deste trabalho, a carga de coluna ocupa a maior parte do comprimento do furo, 82% a 18%, respetivamente. A elevada percentagem de carga de coluna confirma o maior grau de fracturação dos maciços, que permite o uso de carga de fundo apenas para o corte da bancada na zona mais confinada e a aplicação de uma carga menos energética em grande parte do furo mostra ser suficiente para soltar os blocos no desmonte.

Os valores dos consumos de referência (C_{Ref}^a) foram calculados por furo segundo a equação 7.2, com base na média da quantidade de explosivo aplicada por furo - Q_{Exp} e no volume de rocha desmontada por furo - V_{Rocha} .

$$C_{Ref}^a = \frac{Q_{Exp}}{V_{Rocha}} \text{ [kg/m}^3\text{]} \quad (7.2)$$

Uma vez que este estudo tem como objetivo de variar a energia envolvida no desmonte, importa associar a cada tipo de carga a sua energia. Neste sentido, na Tabela 7.11 propõe-se uma terminologia para os tipos de cargas aplicadas e respetivas energias de reação, assim como alguns dados retirados do catálogo do fabricante.

Tabela 7.11- Características dos explosivos aplicados (catálogo do fornecedor)

Explosivo	Energia de reacção (MJ/kg)	Velocidade Detonação (m/s)	Pressão de Detonação (GPa)	Volume de Gases (l/kg)	Utilização recomendada pelo fabricante
Senatel Magnafrac	3,9	6.200	11,6	923	CF para maciços brandos
Senatel Powerpac	3,1	5.300	4,8	986	CC para maciços brandos

Para material de tamponamento, é utilizado o pó proveniente do despoejamento, resultante da perfuração. Este material, é o mais correntemente utilizado nas pedreiras para formar o tamponamento, devido à facilidade de aplicação e proximidade dos furos a carregar, apresenta granulometria muito fina, com calibres a variarem entre 6 mm e 0,002 mm.

Os resultados deste método de tamponamento, é apresentado na Tabela 7.12, situam a quantidade de taqueio na ordem dos 19 % da rocha desmontada representando, esta operação, cerca de um quarto dos custos das operações inerentes ao desmonte

Tabela 7.12- Quantidade de taqueio de rocha através do diagrama de fogo regularmente utilizado no CPA (centro produção de Alhandra)

Ano	Rocha Desmontada (T)	Rocha Taqueada (T)	Taqueio %
2011	1 446 067	289 213,4	20
2012	1 279 184	230 253,2	18
2013	694 206	131 899,5	19
2014 até Março	326 785	60 455,2	18,5

Bases Práticas

Este trabalho baseou-se na alteração dos parâmetros dos desmontes, de forma a obter uma melhoria da fragmentação da rocha do topo dos pisos.

A alteração atrás referida recaiu sobre vários fatores, entre eles o tipo e o calibre do material do tamponamento, que se traduziu na substituição do pó da perfuração por rocha calcária com calibre situado entre os 8 a 16 mm, permitindo uma melhoria da fragmentação e da uniformização da rocha desmontada. Além do tipo de tamponamento foi alterada a quantidade deste, apenas em dois ensaios.

Foram realizados ensaios em que, à rocha utilizada no tamponamento, foi adicionado Filler (entre 50-60 % em peso) e água (entre 5-10 % em peso) de modo a formar uma argamassa apresentando, estes ensaios, melhores resultados, no entanto com maiores custos e cuidados, nomeadamente na aplicação. A pedreira em estudo é constituída por camadas de calcário com possanças a variarem entre os 0,20 m e 2,50 m. Estas camadas constituem os 11 a 17 m de altura dos pisos onde se realizaram os desmontes.

Os diâmetros de perfuração utilizados foram de 95 e 105 mm, apresentando-se numa malha quadrada. A melhoria de fragmentação, deve-se ao mecanismo de arco de Terzaghi presente no tamponamento, que permite uma melhor e mais prolongada retenção dos gases resultantes da detonação dos explosivos. Este mecanismo consiste na formação de um arco, pelo material constituinte do tamponamento, devido à pressão dos gases. Parte desta pressão é distribuída pelas paredes do furo por, ação de um deslocamento lateral das partículas, como mostra a Figura 7.8, que por via da dimensão superior das partículas que constituem o novo tamponamento (em relação ao pó de despoeiramento), promovem um maior atrito entre si (Stimpson et al.,2000).

Existe um conhecimento quase generalizado das vantagens do tamponamento constituído por frações de rocha com maior calibre, em relação ao normalmente utilizado pó de despoeiramento, embora não esteja aprofundado o conhecimento para que tal suceda.

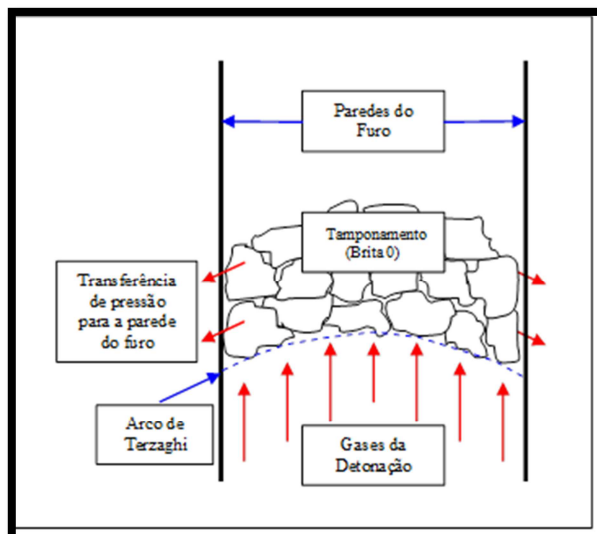


Figura 7.8- Mecanismo de arco de Terzaghi (Terzaghi, 1945)

7.4.2. Teoria de Funcionamento de Arco de Terzaghi

Este mecanismo ocorre nos solos ideais quando uma parte de um apoio cede. O solo contínuo à parte que cede, sai da sua posição inicial entre os solos estacionários adjacentes. Ao movimento relativo que se produz no interior do solo, opõe-se uma resistência de corte na zona de contacto entre as massas que se deslocam e as estacionárias. No entanto, a resistência ao corte tende a manter na sua posição original a massa que cede, reduz a pressão sobre a parte correspondente do apoio, aumentando-a na parte estacionária adjacente. Esta troca de pressões, de uma massa de solo que cede às partes adjacentes estacionárias, é normalmente designada por efeito de arco, formado pelo solo.

Este fenómeno ocorre normalmente no caso de suportes de solos arenosos, como no caso do assentamento local de um suporte horizontal de um leito de areia, produzido por uma descida gradual de uma faixa do mesmo. Antes que a faixa comece a ceder, a pressão vertical por unidade de área sobre o suporte horizontal é, em todos os pontos, igual ao produto da profundidade da capa de areia pelo seu peso específico. Uma descida da faixa indicada, dá lugar a que a areia situada acima da mesma a acompanhe no seu deslocamento. A este movimento opõe-se a resistência de fricção (atrito) ao longo das superfícies limites, entre a massa de areia que se desloca e a estacionária. Como consequência, a pressão total sobre a faixa que cede diminui uma quantidade igual à componente vertical da resistência ao corte que actua sobre os seus limites. No entanto, a pressão total sobre as partes estacionárias do suporte aumenta na mesma quantidade (Terzaghi, 1945).

7.4.3. Análise Qualitativa da Aplicação de Tamponamento Especial

A fragmentação da rocha é realizada pela energia interna da carga explosiva.

Portanto, o estado de pressão originada pela carga explosiva no furo afetar significativamente o nível de fragmentação realizado pela pressão da detonação da carga explosiva e determina não só a quantidade de fragmentação, mas também a qualidade da fragmentação. A parte superior do furo, devido ao seu menor confinamento, absorve a maior parte da energia libertada por uma transformação química explosiva, o que reduz consideravelmente a eficiência da carga explosiva.

A fim de estudar o impacto do efeito da carga explosiva na parte superior do furo, os parâmetros das fases dinâmica e quase estática, levam a ter como resultado a realização de uma elevada pressão (fase quase estática) que foram calculados, bem como os parâmetros da onda de tensão criadas pela fase dinâmica. Para resolver os processos da fase dinâmica de detonação, a saída de energia pela parte superior do furo foram considerados com base

em cálculos dos parâmetros de fluxo dos processos da onda de choque bem como os processos de ação que a onda vai causar sobre as paredes do furo. A energia libertada pela explosão foi equacionada com base na velocidade de propagação da detonação ao longo de seu comprimento para diferentes modelos. As paredes do furo foram assim assumidas como absolutamente rígidas. Nessas hipóteses, os processos de detonação (fases dinâmica-quase estática) no furo pode ser descrito pelo sistema de Euler, com a adição do termo que descreve a libertação de energia na propagação da detonação para a equação da energia.

As condições de escoamento de gases que são libertados em caso de não utilizar tamponamento permite medirem as mudanças relativas de parâmetros dinâmicos durante a detonação das cargas explosivas. A onda de choque incide sobre a rocha sólida na interface carga-rock e, com a propagação, decai rapidamente em uma onda de tensão com uma subida suave ao pico de pressão. Para calcular o radial e tensões tangenciais, usamos o método de determinação dos componentes de ondas de tensão na parte superior do furo. O cálculo foi realizado através de métodos diferentes (um tamponamento feito através de brita 0, outro através de uma argamassa de Filler com Brita 0 (especial); um tamponamento feito através do Pó de Perfuração, e através de ensaios por parte do fabricante onde os furos não foram tamponados. Para ensaio utilizou-se uma carga contínua de Senatel PowerPac foi colocada no furo com 2,5 metros de comprimento, sendo que o comprimento da carga de tamponamento é de 0,5 metros.

De acordo com os cálculos, no momento da reflexão da onda a partir da parte superior do furo de explosão, mostra que a onda com o passar do tempo inicia uma decadência rápida. Com a diminuição da densidade de vários explosivos o carácter de fluxo de escoamento de energia é preservado sob a diminuição geral da pressão. Para o Senatel Powerpac sob densidade muda todas as leis básicas de escoamento permanecendo inalterados, os parâmetros da detonação -vai originar que as ondas de choque-atrito irão ser mais elevadas, como expoente adiabático é superior.

Alguns resultados de parâmetros da dinâmica na câmara do furo estão apresentados na forma da curva característica da Figura 7.9.

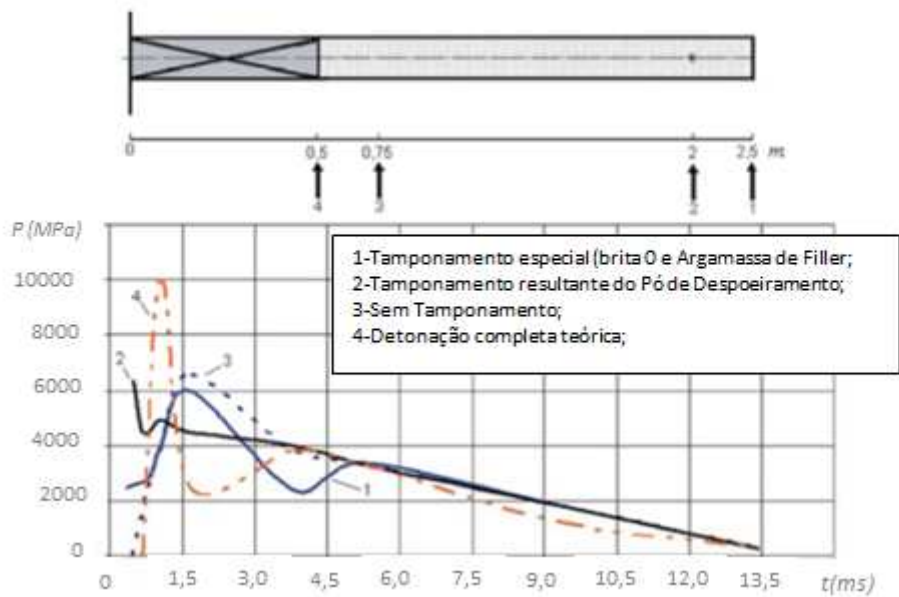


Figura 7.9- Curva Representativa do comportamento da carga explosiva e de mudanças de pressão-tempo nas paredes do furo (adaptado de Andreev,2014)

A Figura 7.10 mostra o comportamento da pressão total de exposição de gases originados pela detonação, na parte superior do furo através da utilização de vários métodos de tamponamento.

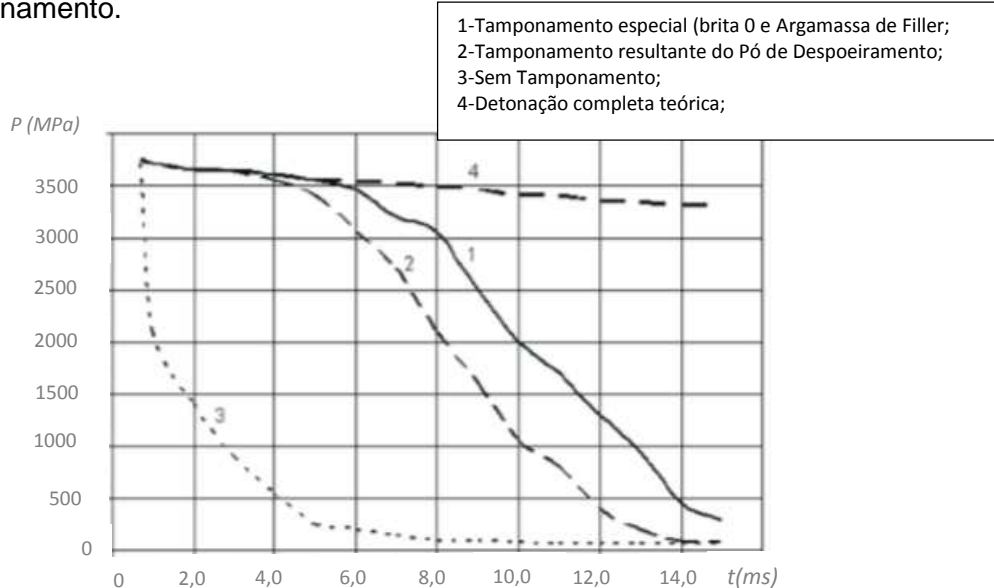


Figura 7.10- Pressão Total originada pelos Gases na parte superior do furo (adaptado de Andreev,2014)

A junção dos parâmetros de pressão média-tempo de ação, nas paredes do furo (Figura 7.10) mostra que o alívio da pressão, acontece quando a resultante de tamponamento é submetida á pressão da detonação da carga explosiva e a sua resistência

passa a ser inferior á pressão da carga explosiva, o que leva á rotura do material de tamponamento, deste modo permite o escape de energia que deveria ser aproveitada para aumentar o nível de fragmentação. A curva 2 mostra uma queda de pressão intensa, razão facilmente explicável, através do método 2 ser realizado através de Pó de Despoeiramento, e como é conhecido em cima consiste num material muito fino, que a nível mecânico não oferece resistência alguma á pressão da carga explosiva. Na curva 3 é observada uma queda brutal de pressão, devido á ausência de tamponamento, o que indica o escape quase total da energia que deveria ser aplicada para a fragmentação da camada superior. Isto é confirmado pela curva 1 onde recorreu-se a uma utilização diferente métodos de tamponamento especial da resultante (Brita 0 e Argamassa de Filler com Brita 0).

A diferença entre a curva do máximo 4 e as curvas 1 e 2 do Figura 7.10, sendo o seu comportamento completamente inverso ás curvas anteriores) descreve o alívio da pressão na cavidade do furo onde está o tamponamento, devido ao expelimento do material que consiste o tamponamento, situado no orifício da parte superior do furo, durante a detonação. Na fase final, após a completa detonação, os materiais que formam as resultantes de tamponamento vão sofrer uma variação do comprimento de carga da resultando, este fenómeno é explicado pela resistência que adquirem, se no caso a resistência do material de tamponamento for superior á pressão da carga explosiva aquando a detonação este vai comprimir e o número de vazios vai reduzir de forma brusca, se a resistência da resultante for inferior á pressão de detonação, então este vai sair do furo, tornado o tamponamento nesse caso inexistente, deixando o diâmetro do orifício do furo o que vai conduzir a alterações nas características temporais.

O impulso da detonação é calculado baseando-se nos resultados numéricos da pressão para diferentes métodos de tamponamento (Figura 7.11), que determinam a extensão da destruição da rocha, isto é, a nível de compressão do material de tamponamento. Os resultados mostraram que o tempo de um impulso ativo de detonação é finito. Então para os diferentes métodos de tamponamento obteve-se os seguintes tempos: Tamponamento especial é de 13 ms, para Pó de Perfuração e sem tamponamento é de 11 ms e 9 ms, respetivamente.

Assim, se introduzirmos o fator de impacto de impulso na matriz de tamponamento e tomá-lo como uma unidade, o fator de compressão do material de tamponamento para o método brita 0 passa a tomar uma percentagem de volume na ordem dos 70%, para a Argamassa de Filler esse valor toma uma grandeza na ordem dos 60% e para o Pó de Despoeiramento será igual a 22% (não correspondendo este á prática, devido a que este material não oferece resistência nenhum ao impulso e é expelido do furo).

O fator de impacto dos impulsos obtidos permitem ajustar os cálculos da relação específica de peso para volume de diferentes modelos de tamponamento.

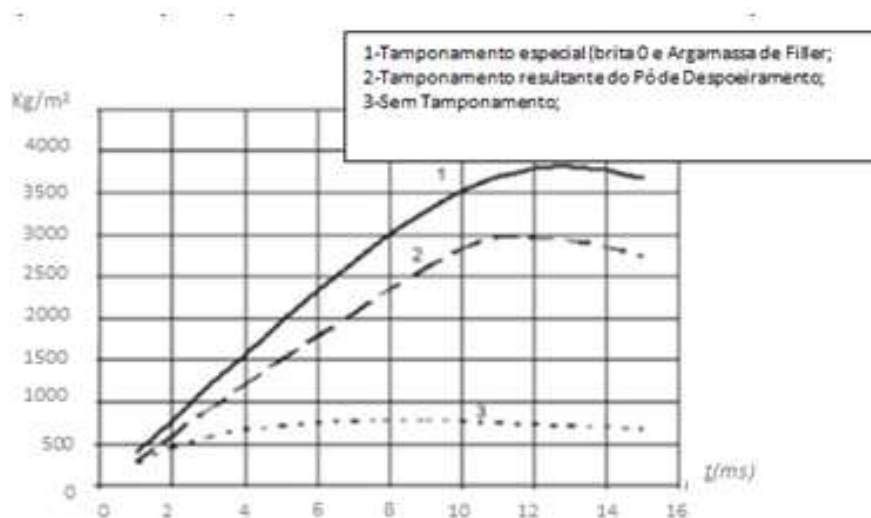


Figura 7.11- Curva de Impulsão do material de Tamponamento em relação ao tempo que decorre a detonação (adaptado de Andreev,2014)

Tendo assim a produção de material com tamanhos superiores ao desejado é uma consequência inevitável, e até mesmo uma regra quando estamos a analisar um Diagrama de fogo. Desta forma, uma pega de fogo típica pode produzir 10-15% de material que exige fragmentação secundária. Esta situação pode ser considerada de duas formas; a primeira desprezando os sobre tamanhos e considerando que as pegas de fogo têm um rendimento entre 85 e 90%, e a rotura secundária ser um custo assumido pela pega de fogo; a segunda forma e mais precisa é considerar que numa pega de fogo de 10.000 m³ são produzidos entre 1000 a 1500 m³ de sobre tamanhos e que para desmontar este material é necessário uma giratória com martelo com um custo horário aproximado de €65/hora, com operador, e que para reduzi-los ao tamanho ótimo necessito aproximadamente de 47h de trabalho, o que perfaz um total de €3055.

A maior parte dos sobre tamanhos são produzidos no espaço onde se encontra o tamponamento, que varia entre 70 a 100% do afastamento à frente livre. Diminuir este valor pode reduzir a quantidade de sobre tamanhos mas aumenta certamente a quantidade de projecções (flyrocks).

Com a colocação de uma nova interface explosivo-tamponamento, permite-se que os gases do explosivo, possam ocupar este espaço, devido primeiramente á compressão do material anguloso (brita 0) oriunda da onda de choque e posteriormente á criação de uma camada de material com uma percentagem muito reduzida de vazios, tendo sido possível inferir por pesquisas realizadas, que o aumento de pressão pelo facto da retenção de gases é significativa para o efeito de fragmentação. Os sobre tamanhos são reduzidos com este produto para percentagens da ordem dos 2%: para um volume global a desmontar de

10.000 m³, os sobre tamanhos apenas representam 200m³. A aplicação de uma nova metodologia de tamponamento tem sido vastamente apresentada em vários congressos e fóruns da Indústria extrativa. A sua aplicação está nos dias de hoje a tornar-se prática corrente nos EUA e na Austrália, nomeadamente nas explorações mineiras onde a atividade de desmonte é suficientemente grande para permitir que para grandes volumes de desmonte se obtenha uma redução de custo na ordem dos 30%.

As situações sugeridas pretendem traduzir uma poupança energética em relação à situação habitual, favorecendo a minimização dos impactos ambientais e a redução económica.

7.5. METODOLOGIA UTILIZADA

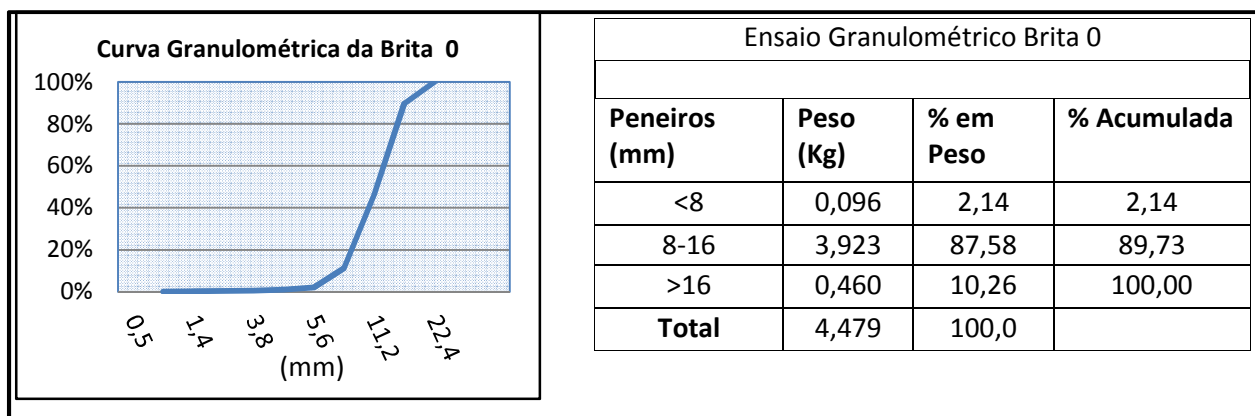
7.5.1. Variáveis Experimentais

A linha de ação, dos ensaios, focalizou-se no tamponamento, nas suas características: tipo de material, granulometria e comprimento.

O tipo de material, constituinte do tamponamento, deve pertencer aos materiais autorizados pela DRE ou PSP, para esta operação, significando que não deverá ser facilmente inflamável nem conter sílica livre, devido ao risco de provocar faíscas e ao perigo de contração de silicose por parte dos humanos. Como tal escolheu-se, para material de tamponamento, brita calcária e a Argamassa de Filler com brita.

A granulometria deste material, na qual se baseia em grande parte este trabalho, é superior ao, normalmente, utilizado na Pedreira do Bom Jesus, neste caso pó de despoeiramento da perfuração. Assim, através da experiência de outras pedreiras e minas em que se efetuou esta substituição, optou-se por utilizar brita do tipo 0, que se encontra caracterizada na Tabela 7.13.

Tabela 7.13- Curva Granulométrica da Brita 0



O consumo de explosivo nos ensaios foi mantido, dentro do possível, o mais próximo do consumo praticado normalmente nos desmontes que ocorrem nos pisos em causa. Os explosivos utilizados nos ensaios, apresentados na Tabela 7.10, são os normalmente empregues na Pedreira do Bom Jesus.

A aplicação de uma alteração do material de tamponamento neste trabalho está prevista para a interface geológica que, para os casos apresentados, se encontra no topo do furo.

O efeito que se pretende é o apresentado na Figura 7.12 permitindo que o material de tamponamento devido às suas competências mecânicas se movimente no interior do furo de modo a formar uma presa aos gases. Procura-se desta forma, preservar os consumos de explosivos e reduzir a volumetria dos blocos. O tamponamento especial (Figura 7.12) permite criar na interface geológica uma zona de alta compressão, que tem por objetivo redirecionar a propagação da onda de choque e incrementar a energia no maciço onde efetivamente é necessária. O aproveitamento das camadas geológicas horizontais neste caso concreto permite aumentar a eficiência da aplicação deste novo método de tamponamento.

Com a redução das perdas energéticas, podemos preservar de alguma forma a energia específica, redirecionando-a para a fragmentação das camadas superiores dos furos.

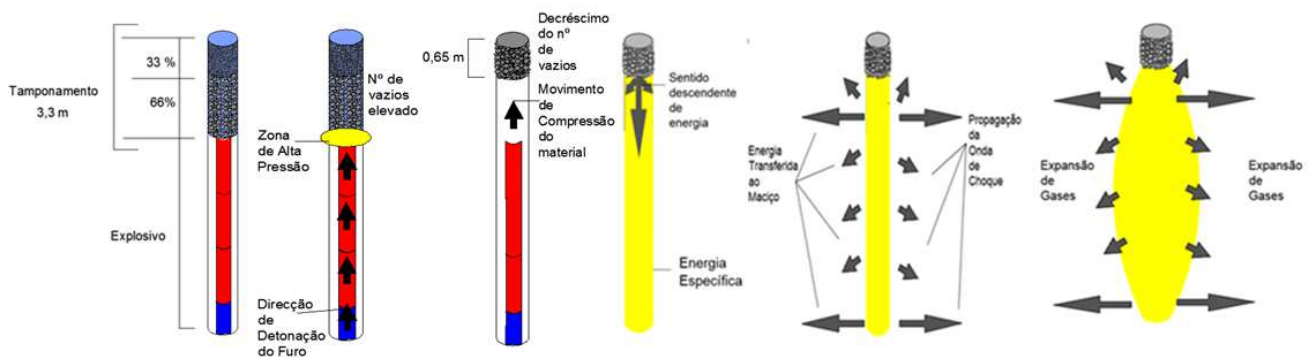


Figura 7.12- Esquema de aplicação do Método de Tamponamento com Brita 0 e o efeito que promove no maciço

É o contrário do que acontece com a Figura 7.13, que representa uma detonação sem a aplicação do novo método de tamponamento

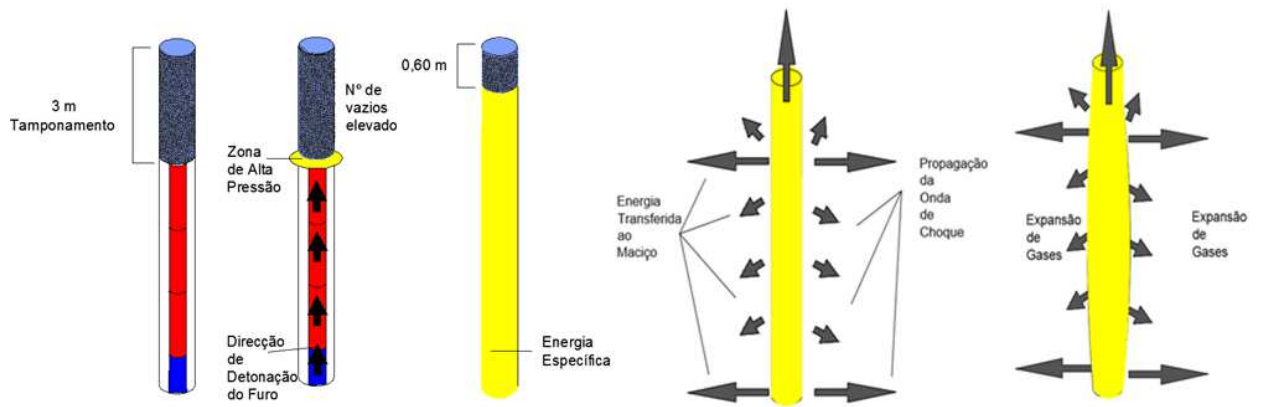


Figura 7.13- Esquema de uma detonação convencional (Método de Tamponamento com Pó de Perfuração)

7.5.2. Sequência de Ensaios

Os ensaios foram esquematizados de forma a permitir a observação do efeito provocado pelas alterações introduzidas ao desmonte nas três zonas geomecânicas acima mencionadas, estabelecendo uma relação entre a fragmentação induzida à rocha e a alteração efetuada (ANEXO V). Essencialmente a sequência de ensaios baseou-se na progressiva alteração de parâmetros do tamponamento, de forma a determinar o método ideal, realizando um equilíbrio significativo entre os resultados e custos.

Assim, alcançou-se o método de tamponamento que resistente melhor à onda de choque oriunda da detonação da carga explosiva, conseguindo-se, simultaneamente, que parte desta energia se situe no interior dos bancos problemáticos (ANEXO VI). Os ensaios foram executados num diagrama de fogo em que a malha foi definida por 3,5 m x 4 m, com 20 furos numa só fiada, apresentando uma perfuração específica de 0,0334 m/t de rocha desmontada, com exceção do que ocorreu na ZG1, que foi efetuado com 20 (2 fiadas), apresentando assim uma perfuração específica de 0,0334 m/t de rocha desmontada.

7.5.2.1. ENSAIO 1 (Método de Referência)

Este ensaio foi realizado com o intuito de evidenciar os desmonte normalmente realizados na Pedreira do Bom Jesus, em que o tamponamento é constituído por pó de despoeiramento da perfuração (Figura 7.14).

As características deste ensaio e os consumos de explosivo são apresentados, respetivamente, nas Tabelas 7.14 e 7.16.e 7.18.

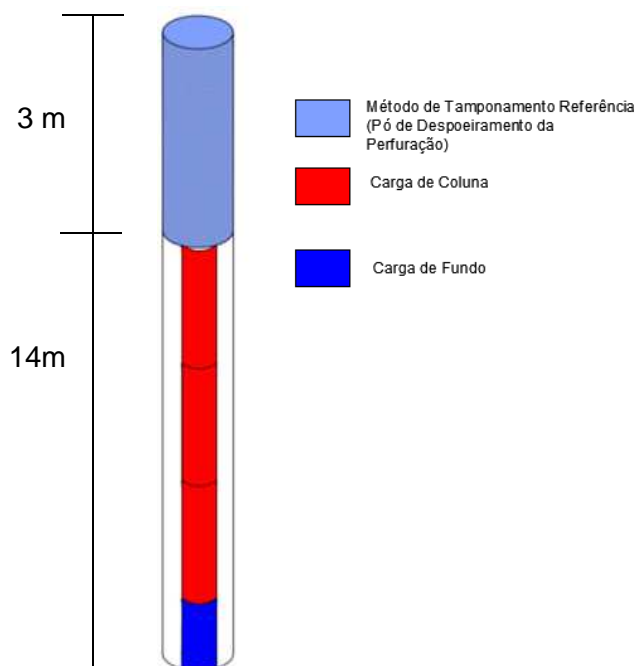


Figura 7.14- Disposição do Tamponamento no ensaio 1

7.5.2.2. **ENSAIO 2 (MÉTODO BRITA 0)**

Este ensaio foi elaborado com a finalidade de comprovar o mecanismo do Arco de Terzaghi, e de modo a comprovar se respondia melhor, pior ou de igual forma ao método do ensaio 1. O ensaio 2 (Figura 7.15) foi possível alterar o material de tamponamento por brita 0, devido a este ser um material mais anguloso que o Pó de Despoeiramento, produz melhores resultados, pois resiste melhor á onda de choque, e como se trata de um material angulo, aquando sujeito á pressão resultante da detonação este vai sofrer uma ação de compressão, diminuindo assim os vazios presentes na coluna de brita 0, com a consequência benéfica, a diminuição da respetiva altura, de modo a comprimi-la e tornando-a muito impermeável, evitando que o material seja expelido para a parte exterior do furo, fazendo assim uma retenção muito efetiva aos gases de detonação, redireccionando esses gases para a parte superior dos bancos onde, comparativamente com o pó de despoeiramento não existe esse redireccionamento de gases.

As características deste ensaio e os consumos de explosivo são apresentados, respetivamente, nas Tabelas 7.14 e 7.16.e 7.18.

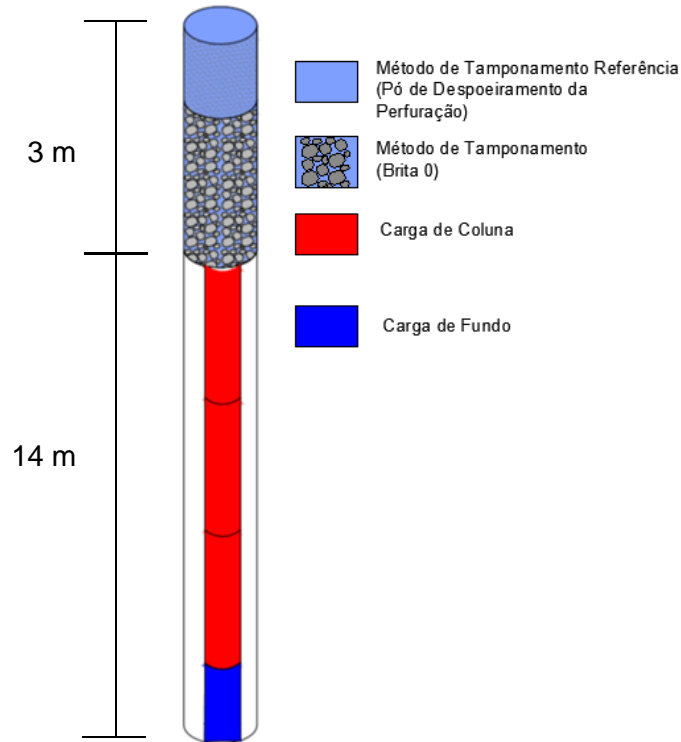


Figura 7.15- Disposição do Tamponamento no ensaio 2

7.5.2.3. ENSAIO 3 (MÉTODO ARGAMASSA DE FILLER)

O ensaio 3 (Figura 7.16), foi condicionado pela opção de realizar o ensaio 2, unicamente com brita 0 como material de tamponamento, então este ensaio foi realizado devido à ideologia de tentar reduzir o número de vazios no tamponamento ao máximo, deste modo, consiste na elaboração de uma argamassa constituída fundamentalmente de Filler (matéria-prima obtida através da moagem fina de calcário <2mm, que devido a sua granulometria, diminui a capilaridade e a permeabilidade da argamassa), com a junção de brita 0 e água de modo a hidratar e a homogeneizar essa argamassa, nas seguintes proporções 50-60 % em peso, 30-45% em peso e entre 5-10% em peso, respetivamente

A finalidade desta argamassa é compreendida através da redução abrupta do número de vazios nesta nova coluna de tamponamento adquirida pelas propriedades que o Filler transmite, continuando a adquirir a resistência á pressão de detonação através da brita 0, evitando que o material seja expelido para a parte superior do furo, e é hidratada de modo a que forneça á argamassa uma resistência mais elevada á pressão exercida pela detonação. As características deste ensaio e os consumos de explosivo são apresentados, respetivamente, nas Tabelas 7.14 e 7.16.e 7.18.

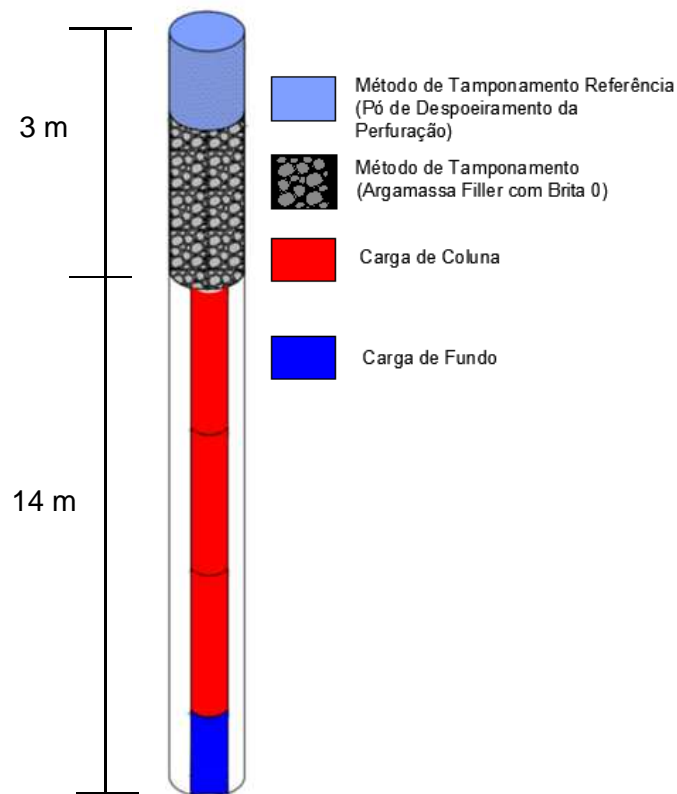


Figura 7.16- Disposição do Tamponamento no ensaio 3

7.5.3. Resultados Obtidos

O estudo dos resultados dos ensaios (populações) baseou-se na contabilização das frações de rocha (blocos) por parte de um software informático SPLIT-Desktop, de modo a comprovar os mesmos. De acordo com o que ficou já devidamente salientado, a distribuição granulométrica é uma componente essencial para se verificar o nível de fragmentação. Antigamente, a única forma de controlar essa granulometria era parar a produção e recolher manualmente as amostras, por um conjunto de telas classificando os fragmentos e posterior construir a curva granulométrica da amostra. Este método é lento, pesado, penoso e impraticável para fragmentos com dimensões com tamanho elevado, mesmo classificando através de uma serie de peneiro que oferece uma maior precisão, o tamanho da amostra é relativamente pequena tornando os resultado menos representativos (Palangio & Palangio, 2005).

Em 1987 foi desenvolvido o primeiro sistema de análise óptica, que ofereceu as vantagens de velocidade e facilidade de uso. (Palangio & Palangio, 2005).

- SPLIT-Desktop

Este software é um assistente para a medição da fragmentação por computador. Imagens digitais recolhidas após o desmorte são analisadas para a determinação da curva granulométrica da fragmentação da rocha. Este programa executa todos os passos de avaliação das imagens automaticamente, mas um deles exige uma concentração elevada, pois necessita de uma grande intervenção humana. A delimitação que é realizada pelo programa necessita de ajuste humano. Para se obter um elevado nível de precisão utilizamos três a quatro imagens para caracterizar cada desmorte de rocha. Esta escolha é realizada tendo em conta a qualidade da imagem que o programa exige.

Sendo assim o estudo vai recair no resultado dos ensaios (populações) baseando-se na contabilização das frações de rocha (blocos) originárias das três zonas geomecanicas (ZG1, ZG2 e ZG3), com dimensão superior à admissível pela “boca” do britador”.

Assim, através do volume e do calibre, foi possível comparar os ensaios. Para a comparação dos “calibres” e dos volumes, os blocos resultantes foram divididos em várias classes. O número de classes foi determinado através da Equação 7.3. Para determinar um número de classes que permitisse representar todas as populações (ensaios efetuados e blocos constituintes das 3 zonas geomecanicas “in situ”), considerou-se n como a soma dos blocos constituintes de todas as populações.

$$K = \sqrt{n} \quad (7.3)$$

Onde K pretende demonstrar o número de classes e n , o número de observações (elementos-blocos de rocha).

Para determinar a amplitude de cada classe, R_{classe} , utilizou-se a Equação (7.4), considerando o $X_{\text{máx}}$ e o X_{min} , como sendo, respetivamente, o bloco de maior dimensão e o bloco de menor dimensão, de entre os blocos de todas as populações.

$$R_{\text{Classe}} = \frac{R}{K} \quad (7.4)$$

Onde R pretende demonstrar a amplitude total ($X_{\text{máx}} - X_{\text{min}}$) e X_i amostras (elemento – bloco de rocha) e K o número de classes (valor arredondado)

Com as classes volumétricas e granulométricas definidas, efetuou-se a distribuição dos elementos pelas várias classes, permitindo calcular, percentagens simples, pela Equação (7.5), ou percentagens acumuladas, pela Equação (7.6), para cada uma das classes.

$$fr = \frac{Fa}{n} \times 100 \quad (7.5)$$

Onde **fr** corresponde á frequência relativa (percentagem de observações dentro de cada classe), **Fa**, corresponde á frequência absoluta (número de observações para cada classe)

$$F = \sum_i fr_i \quad (7.6)$$

Onde **F**, pretende demonstrar a frequência relativa acumulada

Como valor adicional de comparação da fragmentação entre os ensaios, utilizou-se o valor de S_{80} como sendo a malha do crivo que deixa passar 80 % do material, definido pelo “calibre” ($S_{80}C$) ou pelo volume ($S_{80}V$) dos produtos resultantes. Quanto menor for este valor, mais eficaz será a fragmentação provocada pelo explosivo.

A comparação da fragmentação também é feita utilizando a Teoria de Cominuição de Bond (1959), determinada pela Equação (7.7). O valor W representa a energia específica libertada pela detonação do explosivo, expressa em kWh por tonelada de rocha desmontada. Como já foi referido neste capítulo, nas tabelas de consumos de explosivos utilizados nos ensaios, o consumo pode ser expresso em Kcal por tonelada de rocha desmontada. Através do produto deste valor por 0,001163, obtêm-se os valores de W para cada um dos ensaios.

$$W \cdot \sqrt{S_{80}^c} = \text{const.} \quad (7.7)$$

Com estes elementos comparativos pretende-se obter um panorama geral dos resultados obtidos, de forma a retirar uma conclusão relativamente à eficiência do novo tamponamento, bem como do tipo de desmonte onde este é utilizado.

Como já foi referido no capítulo anterior, a divisão do maciço rochoso resultou na delimitação de três zonas geomecânicas, através do conhecimento desses parâmetros foi possível determinar os volumes dos blocos que o constituem, possibilitando assim construir os gráficos representados nas Figuras 7.17 e 7.18.

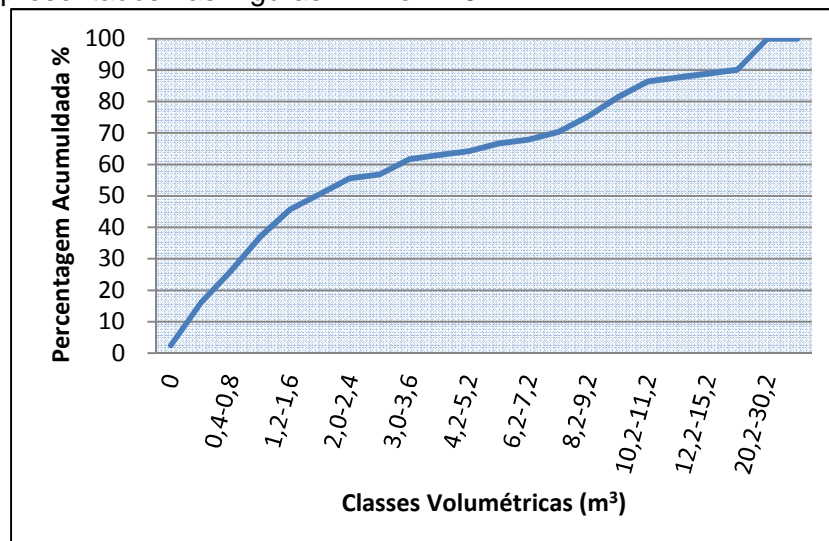


Figura 7.17- Curva volumétrica das 3 zonas geomecânicas

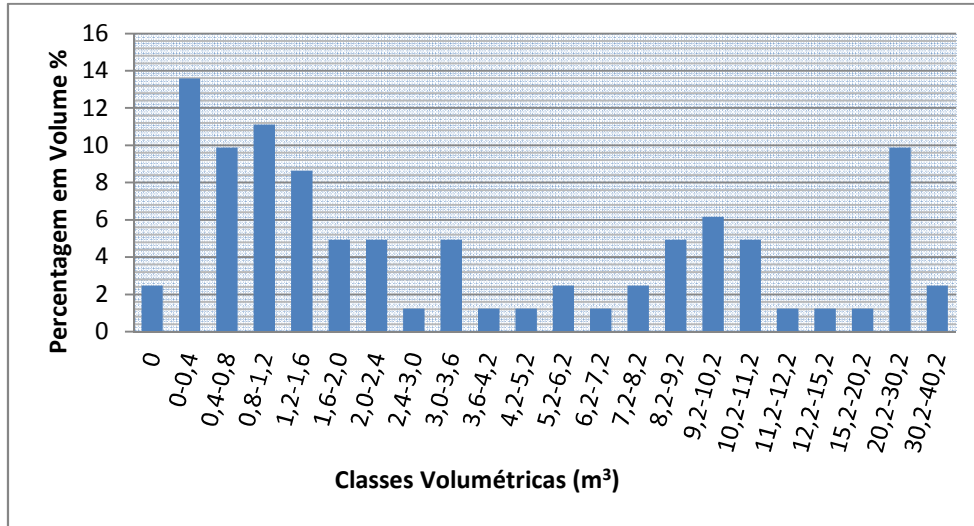


Figura 7.18- Distribuição por classes volumétricas das 3 zonas geomecânicas

Através da Figura 7.18 verifica-se que existe uma elevada oscilação de classes volumétricas, o que comprova que as três zonas tem níveis de fracturação bastante heterogéneo, sendo que a zona ZG3 a que apresenta maior percentagem de blocos entre as classes dos 0 – 1,6 m³, motivo explicável através da Figura 7.19, com 30,5 % do volume total. A ZG2 apresenta uma percentagem de blocos entre as classes dos 1,6 – 7,2 m³, motivo explicável através da Figura 7.20, com 31,2 % do volume total, sendo a ZG1 a zona que apresenta maior percentagem de blocos cerca de 38,3% do volume do Banco Branco, variando pelas classes volumétricas 7,2-40,2 m³, motivo explicável através da Figura 7.21, sendo esta a classe que foram detetados elementos.

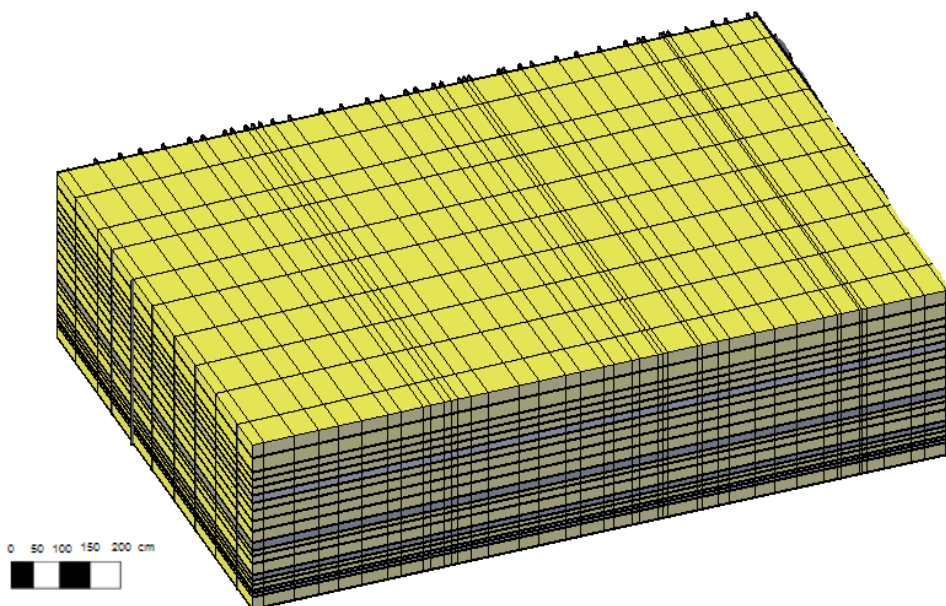


Figura 7.19- Comportamento da Fracturação em termos de Blocos na ZG3

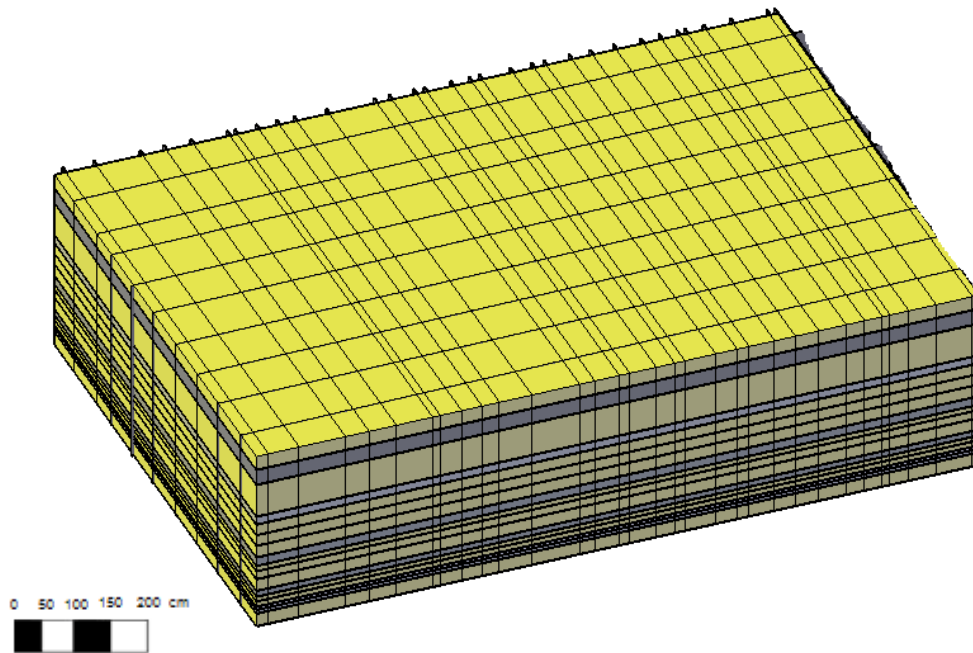


Figura 7.20- Comportamento da Fracturação em termos de Blocos na ZG2

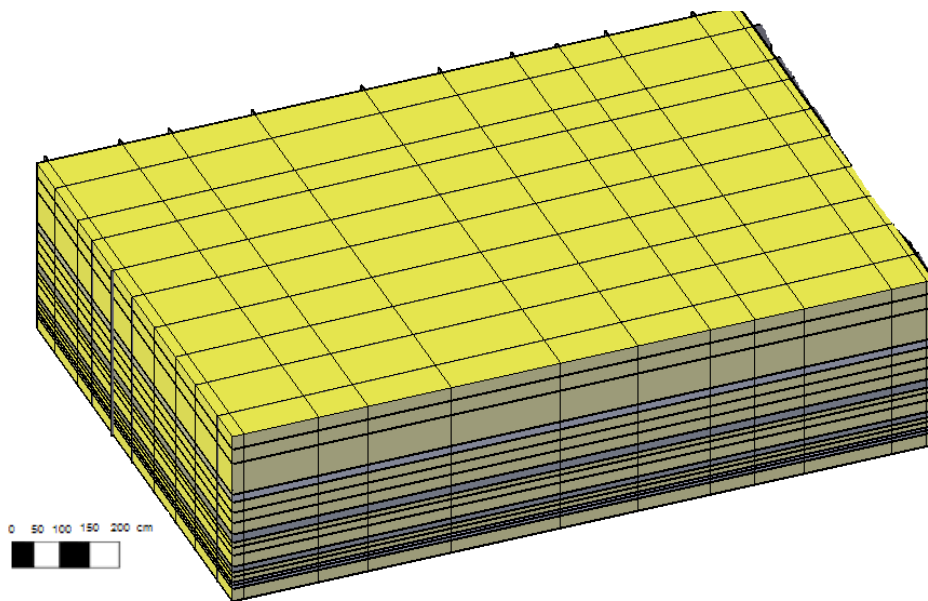


Figura 7.21- Comportamento da Fracturação em termos de Blocos na ZG1

7.5.4. Fragmentação Primária

A exploração está dividida em duas fases: o desmonte e a carga e transporte do material. A fase de Desmonte é composta por três etapas, bem definidas: a perfuração, o desmonte do maciço e a análise volumétrica dos blocos. A perfuração é realizada segundo os blocos definidos pelo planeamento de médio e curto prazo e apresenta geometria variada. A malha de perfuração está definida segundo as condições geológicas e apresenta uma configuração: 3,5*4 (m). A perfuração é realizada para furos com 12,9 e 18,2 m de profundidade e sendo 1m de subfuração. No que diz respeito à inclinação dos furos, estes

adquirem os 15º, com o objetivo de promover o movimento da pilha de material proveniente do desmonte. Estes valores correspondem a um volume de perfuração na ordem dos 1540 a 2380 m³.

Este procedimento garante a existência de material pronto a ser desmontado e carregado. A análise da volumetria dos blocos é uma etapa final resultante da perfuração e o desmonte. Esta etapa aproveita todos os levantamentos geomecânicos previamente levantados, para prever como vai ser o comportamento da volumetria dos blocos, onde vai surgir uma aproximação ao modelo geomecânico anteriormente concebido.

Para cada ensaio foi efetuada uma comparação, dos blocos para taqueio, em termos volumétricos, com os das três zonas geomecânicas “in situ”. É de notar que como o maciço já se encontra definido por zonas geomecânicas, a opção tomada foi individualizar cada zona e depois realizar vários testes com os diferentes ensaios de modo a comprovar qual será o mais ajustado para cada zona, isto é, aquele que vai em de contra as necessidades que cada zona apresenta para que a nível de fragmentação seja a mais eficaz possível (redução de blocos para taqueio)

7.5.4.1. Ensaio na ZG3

Nesta zona foi realizado três tipos de ensaios (ensaio 1- Referência (Pó de Despoeiramento), ensaio 2-Brita 0 e ensaio 3- Argamassa de Filler com Brita 0) (ANEXO VII).

A disposição da coluna de tamponamento no ensaio 1 é preenchida a 100% pelo Pó de despoeiramento.

O ensaio 2 realizado na ZG3, entende que o tamponamento é constituído por brita 0 sendo que na parte superior do furo e somente com a finalidade de preencher o furo utilizou-se pó de despoeiramento com uma percentagem de 50% de Pó de Despoeiramento e 50% por Brita 0. Já no ensaio 3 as proporções de material de tamponamento são de 50% de Pó de Despoeiramento e 50% por Argamassa de Filler com Brita 0.

No 1.º ensaio os furos foram carregados segundo o procedimento normal do CPA (Anexo VIII), onde se observa maior escape de gases. Este ensaio foi efetuado com o objetivo de verificar a eficácia do tamponamento ao constituído por pó de despoeiramento. Os outros dois ensaios foram realizados no âmbito de introduzir novos métodos de tamponamento de modo a reduzir a fragmentação dos blocos de grandes dimensões, necessitando este de fragmentação secundária.

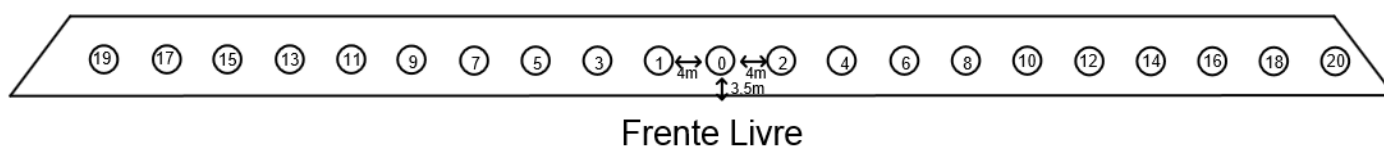
O comportamento geomecânico da estrutura, caracteriza-se do seguinte modo: apresenta uma densidade de 2,36 g/cm³, o que corresponde a um rácio de RSI igual a 2,25; o valor do rácio correspondente à descrição do maciço rochoso (RMD) é “Friável/ pouco consolidado”, ao qual, corresponde uma classificação de 10; A classificação para o

espaçamento entre planos de juntas (JPS) e a orientação dos planos de juntas (JPO) corresponde a um rácio igual a 20 e 10 respetivamente. O valor da influência da densidade da rocha (SGI) apresenta um rácio de 9.

Estes dados de caracterização geomecânica permitem determinar três parâmetros: o índice de arranque (BI – 25,6); o consumo específico de explosivo CE – 0,102 (kg /t); o fator de energia FE – 0,384 (mJ/t).

O diagrama de fogo da ZG3 apresenta uma geometria linear à superfície (Figura 7.22), com apenas uma frente livre, que corresponde uma linha, mantendo a mesma configuração geométrica em profundidade.

Para a perfuração, da ZG3 apresenta 20 furos, com uma orientação 75° face á horizontal, um diâmetro correspondente de 95 mm, uma profundidade de 12,9 e 18,2 metros, dos quais, 1 metro corresponde a subfuração. O número total de metros furados é de 220 ou 340m, aos quais corresponde uma malha de perfuração de 3,5*4 (m) por furo, o que perfaz uma área de 14 m².



*Método de abertura escolhido para condições em que o maciço se encontre confinado nas zonas laterais da pega de fogo

Figura 7.22- Esquema de Perfuração da ZG3

Globalmente, a ZG3 apresenta uma área de 280 m², ao qual corresponde um volume total de perfuração de oscilante entre 3080 e 4760 m³. O tempo médio de perfuração (TMP) para esta zona tem um valor aproximado de 40m/h, o tempo de furação (TFB) é de 8,5h.

Estes dados encontram-se na Tabela 7.14

Tabela 7.14- Parâmetros geomecânicos e características da Perfuração da zona ZG3

		ZG3	
		Normal	
		Valores	Unidades
Características Geomecânicas	Densidade da rocha	2,36	g/cm ³
	JPO	10	
	JPS	20	
	RMD	10	
	RSI	2,25	
	SIG	9	
	RMR	45	
	Resistência á Compressão Simples	45	MPa
	CE (kg Explosivo/ton)	0,102	
	FE	0,384	mJ/t
Perfuração	Nº de Furos	20	
	Diâmetro	95	mm
	Secção do Diâmetro	0,007	m ²
	Altura	11/16	
	Subfuração	1	
	Comprimento total do furo	12,9/18,2	
	Metros de Furação	220/340	
	MP	14	m ² /furo
	Área Total	280	m ²
	VP S/subfuração	3080-4480	m ³
	VP C/subfuração	3360-4760	m ³
	Rocha Desmontada	8000-12375	t
	TMP	40	m/h
	TFB	8,5	h

A ZG3 é carregada com material explosivo a encartuchado, do tipo emulsão, um iniciador de fundo, e tamponado com material proveniente dos três ensaios.

Caracterizando o carregamento do furo, do fundo para a superfície, apresentam-se os seguintes detalhes:

A Iniciação, é realizada através de um detonador com sistema Det-Elétrico. A Coluna de explosivo, é composta por emulsão, com uma altura a variar entre 8 e 14m, uma densidade de 1,08 g/cm³, ao qual corresponde um volume de 0,053 a 0,098m³/furo e um peso de 38,6kg/furo a 63,6 kg/furo. A concentração linear de carregamento é de 4,54 kg/m. A densidade do Tamponamento varia, devido ao facto de ser constituído por detrito do próprio maciço, apresenta uma densidade de 2,20g/cm³ (ensaio 1) densidade de 2,60g/cm³ (método 2) e uma densidade de 2,65g/cm³ (ensaio 3). A altura da coluna de tamponamento é de 3,00m (nas percentagens de 100% do método referência), ao qual corresponde um volume de 0,021m³ para o método 1, para o método 2 e 3 é de 3,5m nas percentagens de 50 %tamponamento especial e 50% de tamponamento com o método de referencia, sendo

que a percentagem de oscilação entre o tamponamento especial e pó de despoejamento é de 66% e 33% respetivamente, sendo o volume de 0,0245 m³, oscilando entre os 6,6 e os 9,3 kg /furo. Globalmente, a ZG3, após o carregamento de todos os furos, apresenta os seguintes valores: quantidade de explosivo 681 a 1272 kg, com um tamponamento correspondente de 132 e 186kg.

O consumo específico desta zona, de acordo com os dados apresentados, é de 0,202 a 0,284kg/m³, e de acordo com o critério do CPA (gramas por tonelada) oscila entre 93,5 e 81,4, do ensaio 1 para o ensaio 3 respetivamente. Na Tabela 7.15 apresentam-se os dados detalhadamente,

Tabela 7.15- ZG3 – Características do Carregamento

	Ensaio 1	Ensaio 2	Ensaio 3
	Densidade do Tamponamento (g/cm ³)	2,20	2,60
Tamponamento – Altura (m)	3,00	3,50 (1,75-1,75)	3,50 (1,75-1,75)
Emulsão – Altura (m)	8,00-14,00	7,50-13,50	7,50-13,50
Densidade do Explosivo (g/cm ³)	1,08	1,08	1,08
VOD emulsão (m/s)	5300	5300	5300
Volume de coluna emulsão (m ³ /furo)	0,056-0,098	0,053-0,094	0,053-0,094
Volume tamponamento (m ³ /furo)	0,021	0,0245	0,0245
Carga explosiva (emul.) (kg/furo)	36,3-63,6	34,05-61,3	34,05-61,3
Peso do tamponamento (kg/furo)	6,6	9,3	9,3
Carga de explosivo por metro de furo (kg/m)	4,54	4,54	4,54
TOTAIS			
Quantidade de explosivo (kg)	726-1272	681-1226	681-1226
Quantidade de Tamponamento (kg)	132	186	186
Consumo Específico s/subfuração (kg/m ³)	0,235-0,284	0,221-0,273	0,221-0,273
Consumo Específico c/subfuração (kg/m ³)	0,216-0,267	0,202-0,257	0,202-0,257
Consumo de explosivo (grms/ton de rocha desmontada)	93,5	81,4	81,4
Acessórios			
Detonadores Eléctricos	20	uni	

Foi observada por meio visual, como comprova a figura do anexo 4, a eficácia do tamponamento, no que diz respeito á retenção dos gases resultantes da detonação do explosivo no ensaio 2 e 3. A comparação dos resultados da fragmentação da rocha, proveniente dos ensaios, face à ZG3 “in situ” é apresentada nas Figuras 7.23 e 7.24.

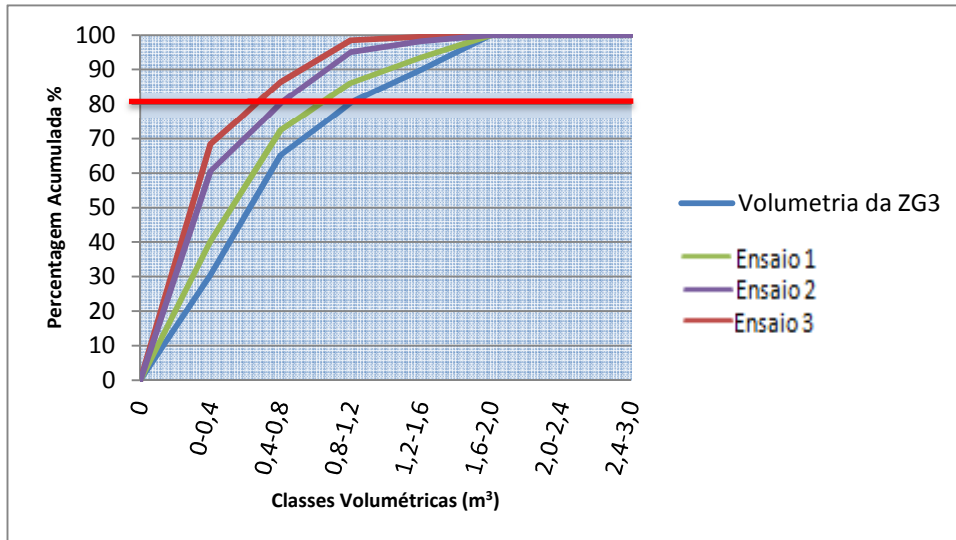


Figura 7.23- Curva volumétrica comparativa dos 3 ensaios com a volumetria “in situ” da ZG3

Observando a Figura 7.23 confirma-se uma melhoria da fragmentação, traduzida pela área entre as várias curvas volumétricas.

A interseção das curvas volumétricas com a linha dos 80 %, determina o valor de S_{80V} que passou, de 1,2 m³ na ZG3 “in situ”, sendo que com o método 1 passou para 1,05 m³, e com a aplicação dos 2 métodos novos (Argamassa de Filler e Brita 0) ensaios 3 e 2 respetivamente a redução foi bastante mais acentuada passando para 0,8 m³ no ensaio 2 e para 0,60 m³ no ensaio 3, o que corresponde a uma relação de redução de 1:1,75 entre o método 1 (Referência) e o método 3(Argamassa de Filler) e entre os dois métodos novos (2-3) existe uma relação de redução de 1:1,3).

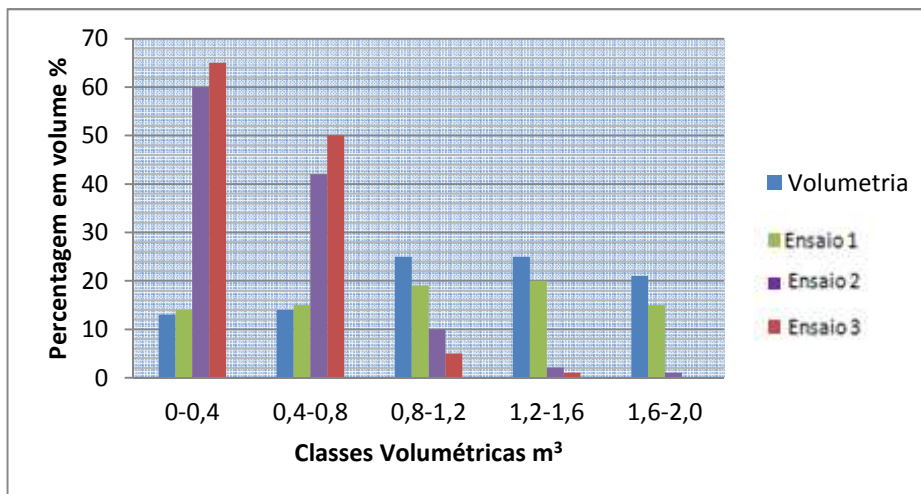


Figura 7.24- Comparação das distribuições por classes volumétricas dos 3 ensaios com a volumetria “in situ” da ZG3

Através da Figura 7.24 verifica-se a deslocação dos blocos para as classes de menor volume, com a classe 0 – 0,8 m³ com os ensaios 2 e 3, a apresentar o maior volume de rocha (70,3 %).

Houve também uma concentração dos blocos nas classes de maior volume, com a amplitude das classes volumétricas, para o ensaio 1, a situar-se entre 0,8 e 2,0 m³, em relação aos ensaios 2 e 3, enquanto que, a volumetria da ZG3 “in situ”, esta amplitude se situou entre 0 e 2,0 m³.

7.5.4.2. Ensaio na ZG2

Esta zona geomecânica, teve características diferentes no que diz respeito dos ensaios decorridos na ZG3, essas diferenças assentaram nas percentagens de tamponamento especial utilizadas no tamponamento dos ensaios 2 e 3, esta modificação teve como objetivo aproveitar ao máximo a retenção de gases criadas pelo material de tamponamento (ANEXO IX). Como se trata de uma zona mais competente, vai requerer uma maior concentração de energia para a fragmentação, esse aumento de energia só pode ser adquirido através de da criação de uma barreira mais consistente, então vamos testar o mesmo método com diferentes alturas até adquirir a altura ideal do tamponamento, pois se este for inferior á impulsão do material do tamponamento oriunda da pressão a sua capacidade de retenção dos gases é mínima, já se a altura de tamponamento for suficiente para aquando se der a impulsão do material ainda criar uma barreira para a retenção dos gases, conclui-se que essa é a altura ideal do tamponamento.

Os resultados destes ensaios, e a sua comparação, são representados nas Figuras 7.25 e 7.26.

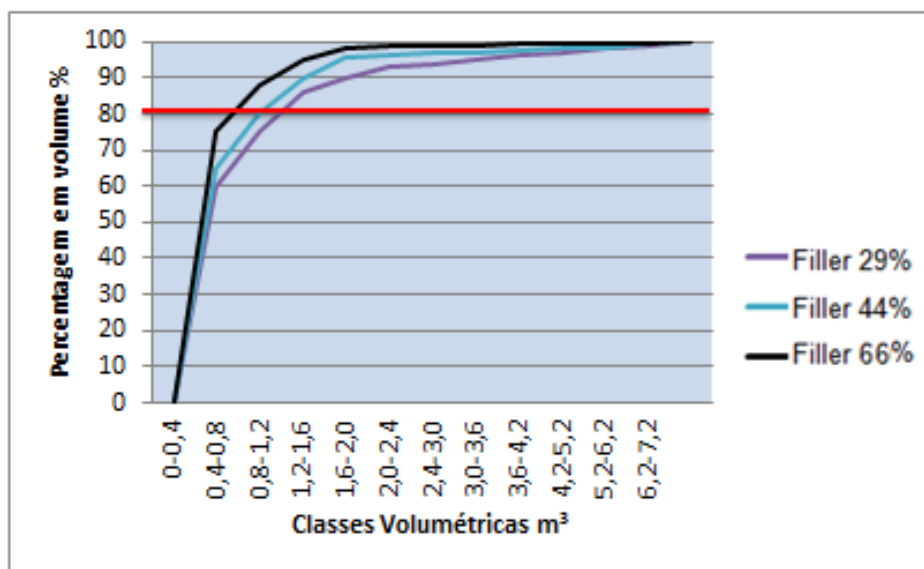


Figura 7.25- Curva volumétrica comparativa resultante das diferentes alturas de Tamponamento para o Método 3

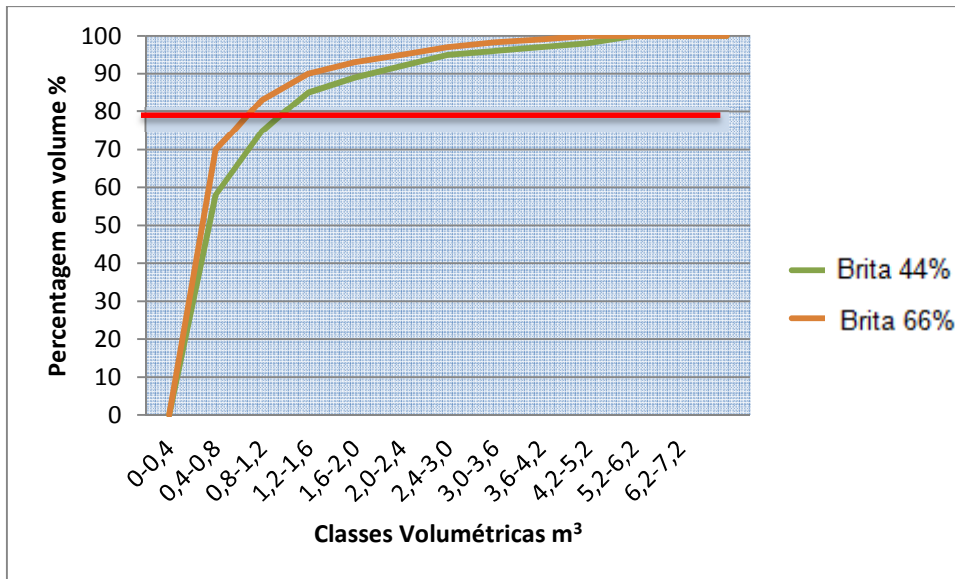


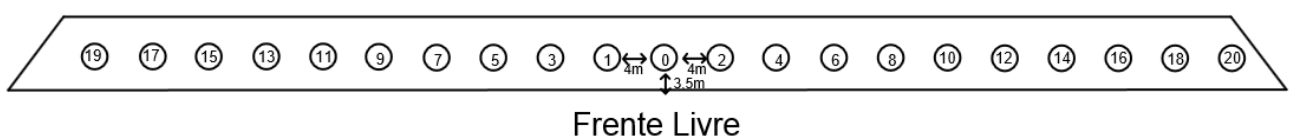
Figura 7.26- Curva volumétrica comparativa resultante das diferentes alturas de Tamponamento para o Método 2

O comportamento geomecânico da estrutura, caracteriza-se do seguinte modo: apresenta uma densidade de $2,50 \text{ g/cm}^3$, o que corresponde a um rácio de RSI igual a 4,25; o valor do rácio correspondente à descrição do maciço rochoso (RMD) é “Diaclasado em Blocos”, ao qual, corresponde uma classificação de 20; A classificação para o espaçamento entre planos de juntas (JPS) e a orientação dos planos de juntas (JPO) corresponde a um rácio igual a 50 e 10 respectivamente. O valor da influência da densidade da rocha (SGI) apresenta um rácio de 12,5.

Estes dados de caracterização geomecânica permitem determinar três parâmetros: o índice de arranque (BI – 48,4); o consumo específico de explosivo CE – 0,1935 (kg Explosivo/t); o factor de energia FE – 0,726 (mJ/t).

A ZG2 apresenta uma geometria linear à superfície (Figura 7.27), com apenas uma frente livre, que corresponde uma linha, mantendo a mesma configuração geométrica em profundidade. Para a perfuração, da ZG2 apresenta 20 furos, com uma orientação 75° face á horizontal, um diâmetro correspondente de 95 mm, uma profundidade de 12,9 e 18,2 metros, dos quais, 1 metro corresponde a subfuração.

O número total de metros furados é de 220 ou 340m, aos quais corresponde uma malha de perfuração de $3,5 \times 4$ (m) por furo, o que perfaz uma área de 14 m^2



*Método de abertura escolhido para condições em que o maciço se encontre confinado nas zonas laterais da pega de fogo
 Figura 7.27- Esquema de Perfuração da ZG2

Globalmente, a ZG2 apresenta uma área de 280 m², ao qual corresponde um volume total de perfuração de oscilante entre 3080 e 4760 m³. O tempo médio de perfuração (TMP) para esta zona tem um valor aproximado de 35m/h, o tempo de furação (TFB) é de 9,7h. Estes dados encontram-se na Tabela 7.16

Tabela 7.16- Parâmetros geomecânicos e características da Perfuração da ZG2

		ZG2	
		Normal	
		Valores	Unidades
Características Geomecânicas	Densidade da rocha	2,50	g/cm ³
	JPO	10	
	JPS	50	
	RMD	20	
	RSI	4,25	
	SIG	12,5	
	RMR	66	
	Resistência à Compressão Simples	85	MPa
	CE (kg Explosivo/ton)	0,1935	
	FE	0,726	mJ/t
Perfuração	Nº de Furos	20	
	Diâmetro	95	mm
	Secção do Diâmetro	0,007	m ²
	Altura	11/16	
	Subfuração	1	
	Comprimento total do furo	12,9/18,2	
	Metros de Furação	220/340	
	MP	14	m ² /furo
	Área Total	280	m ²
	VP S/subfuração	3080-4480	m ³
	VP C/subfuração	3360-4760	m ³
	Rocha Desmontada	8000-12375	t
	TMP	35	m/h
	TFB	9,7	h

A ZG2 é carregada com material explosivo a encartuchado, do tipo emulsão, um iniciador de fundo, e tamponado com material proveniente dos três ensaios.

Caracterizando o carregamento do furo, do fundo para a superfície, apresentam-se os seguintes detalhes:

A Iniciação, é realizada através de um detonador com sistema Det-Elétrico. A Coluna de explosivo, é composta por emulsão, com uma altura a variar entre 8 e 14m, uma densidade de 1,08 g/cm³, ao qual corresponde um volume de 0,053 a 0,098m³/furo e um peso de 34,5kg/furo a 63,6 kg/furo. A concentração linear de carregamento é de 4,54 kg/m.

A densidade do Tamponamento varia, devido ao facto de ser constituído por detrito do próprio maciço, apresenta uma densidade de 2,20g/cm³ (ensaio 1) densidade de 2,60g/cm³ (ensaio 2) e uma densidade de 2,65g/cm³ (ensaio 3). A altura da coluna de tamponamento é de 3,00m, ao qual corresponde um volume de 0,021m³ para o ensaio 1, para o ensaio 2 é de 3,4m, sendo o volume de 0,024 m³ e mantendo para o ensaio 3, o que corresponde também a um volume de 0,024m³, sendo assim os ensaios 2 e 3 foram tamponados através da relação das percentagens entre o tamponamento especial e pó de despoejamento de 66% e 33% respetivamente oscilando entre os 6,6 e os 9,0 kg /furo.

Globalmente, a ZG2, após o carregamento de todos os furos, apresenta os seguintes valores: quantidade de explosivo 690 a 1272 kg, com um tamponamento correspondente de 132 e 180kg. O consumo específico desta zona, de acordo com os dados apresentados, é de 0,205 a 0,284g/m³ e de acordo com o critério do CPA (gramas por tonelada) oscila entre 95,95 e 88,6, do ensaio 1 para o ensaio 3 respetivamente.

Na Tabela 7.17 apresentam-se os dados detalhadamente,

Tabela 7.17- Características do Carregamento

DESMONTE CARACTERÍSTICAS		Ensaio 1	Ensaio 2	Ensaio 3
		Densidade do Tamponamento (g/cm ³)	2,20	2,60
Tamponamento – Altura (m)	3,00	3,40 (1,15-2,24)	3,40 (1,15-2,24)	
Emulsão – Altura (m)	8,00-14,00	7,60-13,60	7,60-13,60	
Densidade do Explosivo (g/cm ³)	1,08	1,08	1,08	
VOD emulsão (m/s)	5300	5300	5300	
Volume de coluna emulsão (m ³ /furo)	0,056-0,098	0,053-0,095	0,053-0,095	
Volume tamponamento (m ³ /furo)	0,021	0,024	0,024	
Carga explosiva (emul.) (kg/furo)	36,3-63,6	34,5-61,7	34,5-61,7	
Peso do tamponamento (kg/furo)	6,6	9,0	9,0	
Carga de explosivo por metro de furo (kg/m)	4,54	4,54	4,54	
TOTAIS				
Quantidade de explosivo (kg)	726-1272	690-1234	690-1234	
Quantidade de Tamponamento (kg)	132	180	180	
Consumo Específico s/subfuração (kg/m ³)	0,235-0,284	0,224-0,275	0,224-0,275	
Consumo Específico c/subfuração (kg/m ³)	0,216-0,267	0,205-0,260	0,205-0,260	
Gramas por ton. rocha desmontada	95,95	88,60	88,60	
Acessórios				
Detonadores Eléctricos	20	uni		

Para facilitar a comparação dos resultados da fragmentação da rocha optou-se só por utilizar os ensaios que a altura apresenta melhores resultados a nível de fragmentação, sendo assim a altura utilizada foi de 66% de tamponamento especial e só 33% de pó de perfuração (ANEXO X) (só com uma finalidade, a de preencher o furo), proveniente dos ensaios, face à ZG2 “in situ” é apresentada nas Figuras 7.28 e 7.29.

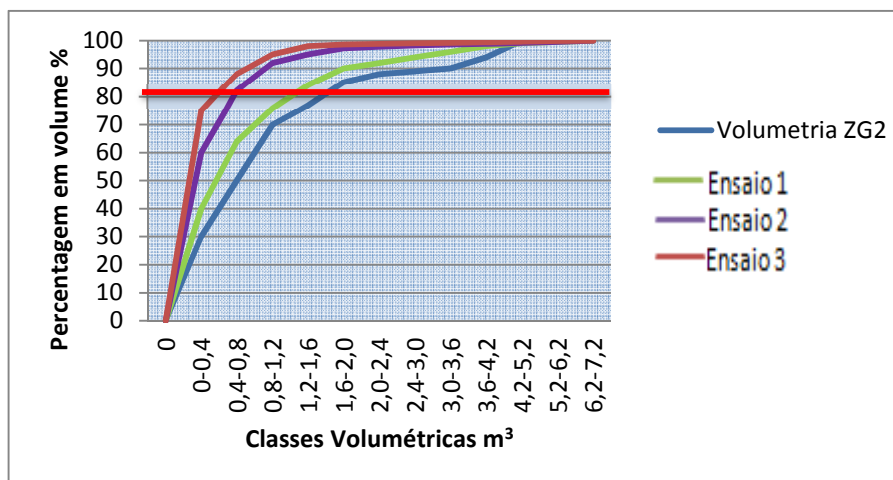


Figura 7.28- Curva volumétrica comparativa resultante das diferentes alturas de Tamponamento para o Método 2, Método 3 com o de Referência e a Volumetria da ZG2

Através da Figura 7.29 verifica-se uma redução mínima do valor de S_{80V} , do ensaio 1 em relação á volumetria da ZG2 “in situ”, passando para dos 2,3 m³ para os 2,0 m³, correspondendo a uma relação de redução de 1:1,2, mas em relação aos ensaios 1 e 3 essa relação de redução foi muito significativa, passando dos 2,0 m³ para os 0,4 m³ sendo essa relação de 1:5.

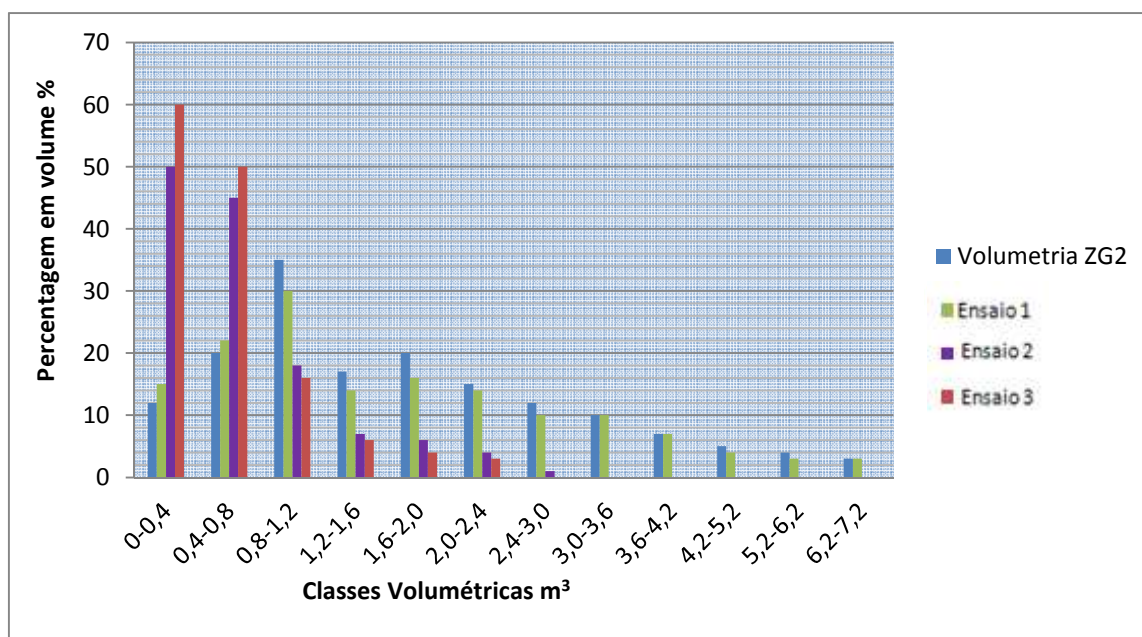


Figura 7.29- Comparação das distribuições por classes volumétricas dos 3 ensaios com a volumetria “in situ” da ZG2

Como na ZG3, também na ZG2, observa-se uma melhoria da fragmentação que se reflete na distribuição por classes (Figura 7.29). A classe com maior percentagem (em volume) de rocha foi a dos 0 – 0,8 m³, com 55,8% nos ensaios 2 e 3 %. A concentração dos blocos nas classes de menor volume, já verificada anteriormente, foi mais acentuada nestes ensaios, com uma amplitude das classes volumétricas situada entre 0 e 2,4 m³.

Deste modo a melhoria da fragmentação verificada foi devido à presença da altura de tamponamento passando de 1,5 para 2 metros, que a níveis mecânicos fornece melhor resultado aquando a retenção de gases. No entanto, após o ensaio e a observação dos resultados, permanece a dúvida de qual é o comportamento dessa altura de tamponamento na zona mais competente do maciço a ZG1.

7.5.4.3. Ensaio na ZG1

Após a verificação, através dos ensaios da ZG2, da possibilidade de aproveitamento dos ensaios 2 e 3 em relação à altura de tamponamento, na ZG1 como se trata de uma zona do maciço mais competente também só se irá utilizar altura de tamponamento nas proporções de 66% de tamponamento especial e de 33% de tamponamento de Pó de despoejamento, recorrendo a duas fiadas de furos (devido à amostragem efetuada com ensaios com uma única fiada (Figura 7.27) e o seu comportamento de fragmentação não foi o pretendido (Figura 7.30).

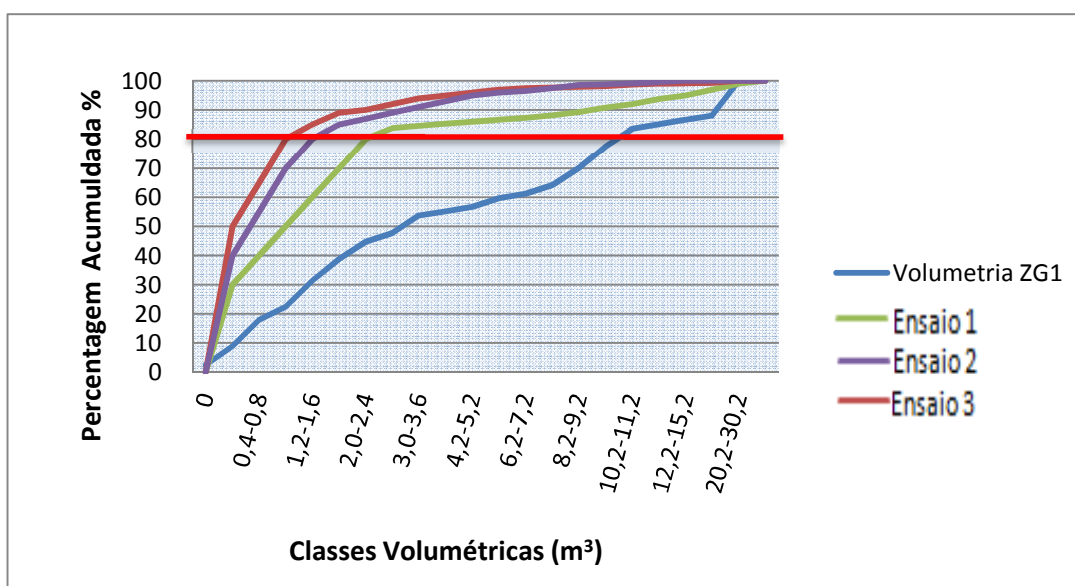


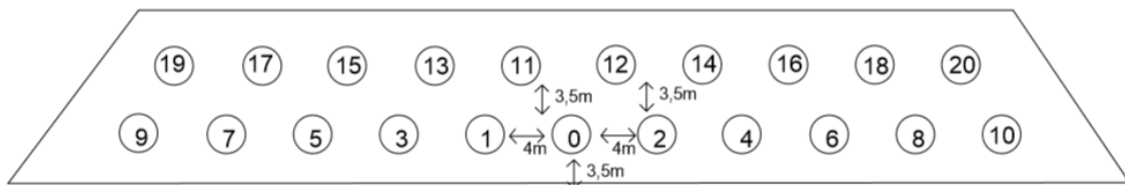
Figura 7.30- Curva volumétrica comparativa resultante das diferentes alturas de Tamponamento para o Método 2, Método 3 com o de Referência e a Volumetria da ZG1 numa só fiada

Este ensaio, com duas fiadas de furos em quincôncio (Figura 7.31), tinha por objetivo verificar uma eventual alteração da fragmentação resultante. Utilizou-se uma malha em quincôncio, por ser mais eficaz em rochas duras, permitindo a obtenção de distribuições granulométricas mais homogêneas. Esta malha, mantinha as mesmas características praticadas nos ensaios anteriores, para a fiada mais próxima da frente. Para a fiada mais afastada da frente, o afastamento em relação à outra fiada foi mantido, sendo de 3,5 metros, como está referido na Tabela 7.18, de forma a permitir que o explosivo atuasse sobre um igual volume de rocha, sendo tal esquema de perfuração prática corrente no CPA. Os consumos resultantes deste ensaio são apresentados na Tabela 7.18

O comportamento geomecânico da estrutura, caracteriza-se do seguinte modo: apresenta uma densidade de $2,60 \text{ g/cm}^3$, o que corresponde a um rácio de RSI igual a 9; o valor do rácio correspondente à descrição do maciço rochoso (RMD) é "Diaclasado em Blocos", ao qual, corresponde uma classificação de 20; A classificação para o espaçamento

entre planos de juntas (JPS) e a orientação dos planos de juntas (JPO) corresponde a um rácio igual a 50 e 10 respetivamente. O valor da influência da densidade da rocha (SGI) apresenta um rácio de 15.

Estes dados de caracterização geomecânica permitem determinar três parâmetros: o índice de arranque (BI – 52); o consumo específico de explosivo CE – 0,208 (kg Explosivo/t); o fator de energia FE – 0,78 (mJ/t).



Frente Livre

*Método de abertura escolhido para condições em que o maciço se encontre confinado nas zonas laterais da pega de fogo

Figura 7.31- Esquema de Perfuração malha Quincôncio

A ZG1 apresenta uma geometria quincôncio (duas fiadas) à superfície, com apenas uma frente livre, mantendo a mesma configuração geométrica em profundidade.

Para a perfuração, a ZG1 apresenta 20 furos, com uma orientação 75° face à horizontal, um diâmetro correspondente de 95 mm, uma profundidade de 12,9 e 18,2 metros, dos quais, 1 metro corresponde a subfuração. O número total de metros furados é de 220 ou 340m, aos quais corresponde uma malha de perfuração de $3,5 \times 4$ (m) por furo, o que perfaz uma área de 14 m^2 . Globalmente, a ZG1 apresenta uma área de 280 m^2 , ao qual corresponde um volume total de perfuração de oscilante entre 3080 e 4760 m^3 . O tempo médio de perfuração (TMP) para esta zona tem um valor aproximado de 30m/h, o tempo de furação (TFB) é de 11,3h.

Estes dados encontram-se na Tabela 7.18

Tabela 7.18- Parâmetros geomecânicos e características da Perfuração da ZG1

		ZG1	
		Normal	
		Valores	Unidades
Características Geomecânicas	Densidade da rocha	2,60	g/cm ³
	JPO	10	
	JPS	50	
	RMD	20	
	RSI	9	
	SIG	15	
	RMR	84	
	Resistência á Compressão Simples	180	MPa
	CE (kg Explosivo/ton)	0,208	
	FE	0,78	mJ/t
Perfuração	Nº de Furos	20	
	Diâmetro	95	mm
	Secção do Diâmetro	0,007	m ²
	Altura	11/16	
	Subfuração	1	
	Comprimento total do furo	12,9/18,2	
	Metros de Furação	220/340	
	MP	14	m ² /furo
	Área Total	280	m ²
	VP S/subfuração	3080-4480	m ³
	VP C/subfuração	3360-4760	m ³
	Rocha Desmontada	8000-12375	t
	TMP	30	m/h
	TFB	11,3	h

A ZG1 é carregada com material explosivo a encartuchado, do tipo emulsão, um iniciador de fundo, e tamponado com material proveniente dos três ensaios.

Caracterizando o carregamento do furo, do fundo para a superfície, apresentam-se os seguintes detalhes:

A Iniciação, é realizada através de um detonador com sistema Det-Electrico. A Coluna de explosivo, é composta por emulsão, com uma altura a variar entre 8 e 14m, uma densidade de 1,08 g/cm³, ao qual corresponde um volume de 0,054 a 0,098m³/furo e um peso de 34,9kg/furo a 63,6 kg/furo. A concentração linear de carregamento é de 4,54 kg/m. A densidade do Tamponamento varia, devido ao facto de ser constituído por detrito do próprio maciço, apresenta uma densidade de 2,20g/cm³ (ensaio 1) densidade de 2,60g/cm³ (ensaio 2) e uma densidade de 2,65g/cm³ (ensaio 3). A altura da coluna de tamponamento é de 3,00m, ao qual corresponde um volume de 0,021m³ para o ensaio 1, para o ensaio 2 é de 3,3m, sendo o volume de 0,024 m³ e para o ensaio 3 a altura igualou os 3,3m, o que corresponde a um volume de 0,024m³, oscilando entre os 6,6 e os 9,0 kg /furo.

Globalmente, a ZG1, após o carregamento de todos os furos, apresenta os seguintes valores: quantidade de explosivo 698 a 1272 kg, com um tamponamento correspondente de 132 e 175kg. O consumo específico desta zona, de acordo com os dados apresentados, é de 0,207 a 0,284kg/m³ e de acordo com o critério do CPA (gramas por tonelada) oscila entre 96,33 e 89,03, do método 1 para o método 3 respetivamente. Na Tabela 7.19 apresentam-se os dados detalhadamente,

Tabela 7.19- Características do Carregamento

DESMONTE CARACTERÍSTICAS	Ensaio 1	Ensaio 2	Ensaio 3
	Densidade do Tamponamento (g/cm ³)	2,20	2,60
Tamponamento – Altura (m)	3,00	3,30 (1,15-2,15)	3,30 (1,15-2,15)
Emulsão – Altura (m)	8,00-14,00	7,70-13,70	7,70-13,70
Densidade do Explosivo (g/cm ³)	1,08	1,08	1,08
VOD emulsão (m/s)	5300	5300	5300
Volume de coluna emulsão (m ³ /furo)	0,056-0,098	0,054-0,096	0,054-0,096
Volume tamponamento (m ³ /furo)	0,021	0,023	0,023
Carga explosiva (emul.) (kg/furo)	36,3-63,6	34,9-62,2	34,9-62,2
Peso do tamponamento (kg/furo)	6,6	8,75	8,75
Carga de explosivo por metro de furo (kg/m)	4,54	4,54	4,54
TOTAIS			
Quantidade de explosivo (kg)	726-1272	698-1244	698-1244
Quantidade de Tamponamento (kg)	132	175	175
Consumo Especifico s/subfuração (kg/m ³)	0,235-0,284	0,226-0,277	0,226-0,277
Consumo Especifico c/subfuração (kg/m ³)	0,216-0,267	0,207-0,261	0,207-0,261
Gramas por ton. rocha desmontada	96,33	89,03	89,03
Acessórios			
Detonadores Eléctricos	20	uni	

Para facilitar a comparação dos resultados da fragmentação da rocha optou-se só por utilizar os ensaios que foram aplicados na malha de forma quincôncio, pois é a que apresenta melhores resultados a nível de fragmentação, mantendo assim a altura na percentagem de 66% de tamponamento especial e só 33% de pó de perfuração (ANEXO XI) (só com uma finalidade, a de preencher o furo), proveniente dos ensaios, face à ZG1 “in situ” é apresentada na Figura 7.32.

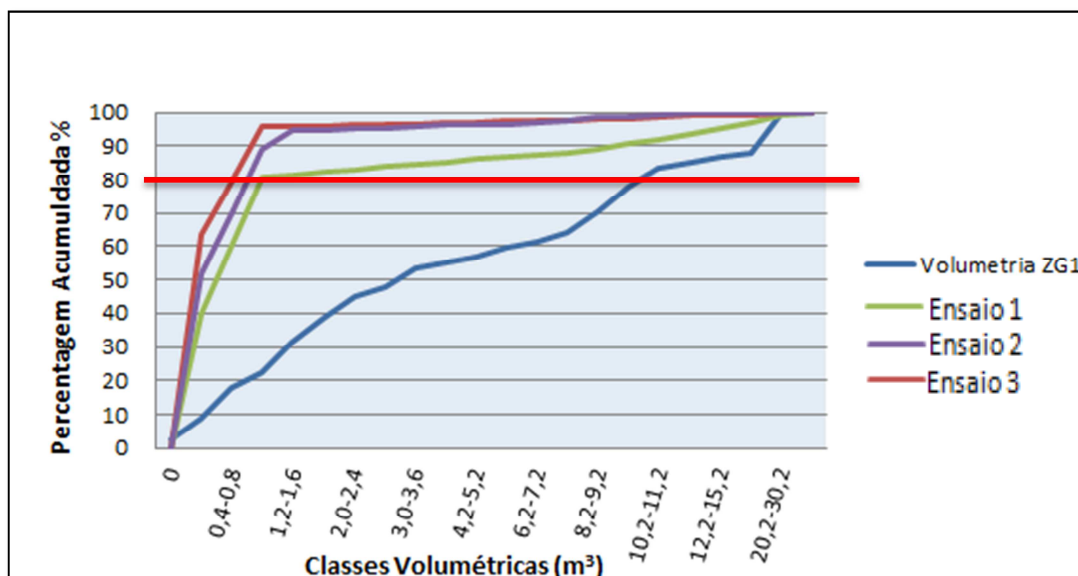


Figura 7.32- Curva volumétrica comparativa resultante das diferentes alturas de Tamponamento para o Método 2, Método 3 com o de Referência e a Volumetria da ZG1 com malha quincôncio

A relação entre o Método de Referência e o Método de Filler, foi abrupta, sendo de 1:6,5, o que demonstra que houve uma melhoria da fragmentação da rocha bastante significativa, com o valor de S_{80V} a aproximar-se ao valor verificado no ensaio ZG2 (0,6 m³), como está representado na Figura 7.33.

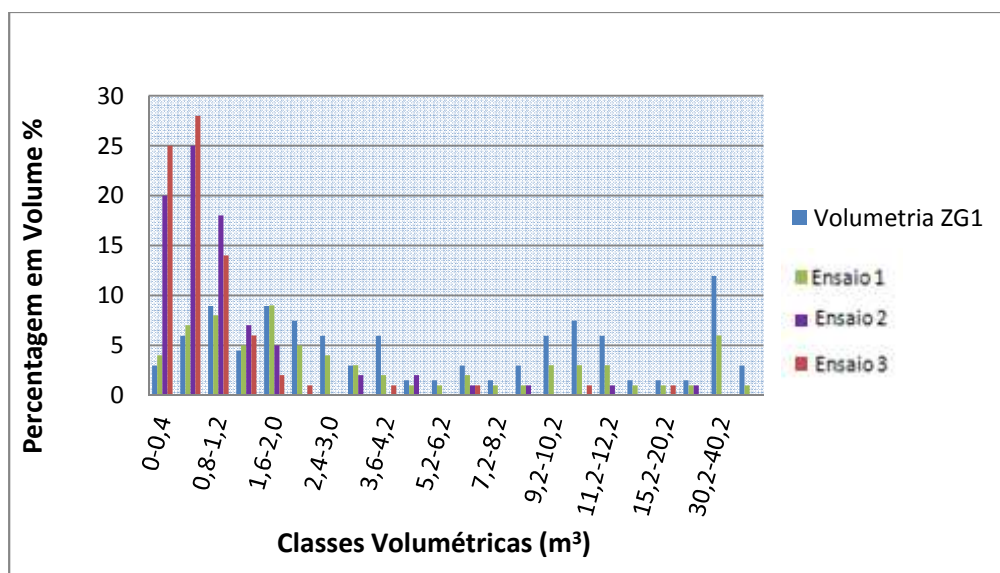


Figura 7.33- Comparação das distribuições por classes volumétricas dos 3 ensaios com a volumetria "in situ" da ZG1

A melhoria da fragmentação é comprovada através da Figura 7.33 onde se verifica que a classe com maior percentagem (em volume) de rocha foi a dos 0,4 – 1,2 m³, com 71,19 %. A amplitude das classes volumétricas neste ensaio situou-se nos 0 – 40,2 m³.

7.6. FRAGMENTAÇÃO SECUNDÁRIA

Como no ensaio 1 os furos foram carregados segundo o procedimento normal do CPA, este foi considerado o ensaio de referência.

Neste capítulo, relacionam-se os ensaios 2 e 3 (completamente monitorizados), com o ensaio 1, na tentativa de comprovar, caso se verifique, a melhoria da fragmentação da rocha produzida nestes dois últimos ensaios.

A comparação é efetuada em termos de volume e “calibre” das rochas resultantes, como já foi referido no capítulo anterior. Estas comparações realizam-se, como no capítulo anterior, utilizando-se as curvas acumuladas e da distribuição por classes, neste caso em relação à volumetria e à granulometria.

Por fim existe a comparação em termos de carga explosiva utilizada, habitualmente utilizada no CPA- referência ao gramas por tonelada de rocha desmontada, tendo como meta e para tornar o processo rentável utilizou-se a meta de 90 gramas por tonelada desmontada.

Outro termo de comparação utilizado foi o valor de S_{80C} , que representa a malha do crivo que deixa passar 80% do material. Este valor (S_{80C}) foi também aplicado na teoria da cominuição de Bond, referida no capítulo 7, de forma a obter, para cada um dos ensaios, uma relação entre a fragmentação resultante e o consumo de explosivo que a causou.

7.6.1. ZG3

a) Comparação entre os ensaios 1, 2 e 3

Do ensaio 1, 14,63 % (285m^3) do total de rocha desmontada (1948m^3) foi submetida a taqueio, aproximando-se dos valores verificados anualmente na Pedreira do Bom Jesus, como é comprovado pela Tabela 7.12. No ensaio 2 esse valor desceu para 65m^3 , com uma percentagem de 3,46%, já no ensaio 3, a percentagem de material sujeito a taqueio foi de 2,46% sendo o valor de 50m^3 (Tabela 7.34).

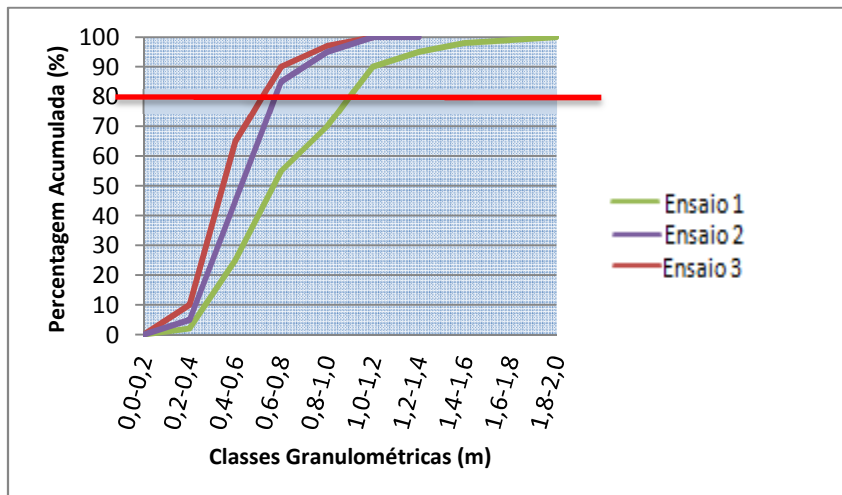


Figura 7.34- Curvas granulométricas dos 3 ensaios na ZG3

Em relação ao valor do $S_{80}C$ se situou nos 1,2 m para o ensaio 1; 0,8 m para o ensaio 2 e 0,65 m para o ensaio 3, correspondendo a uma relação de redução de 1:1,8 entre os ensaios 2 e 3 (Figura 7.35).

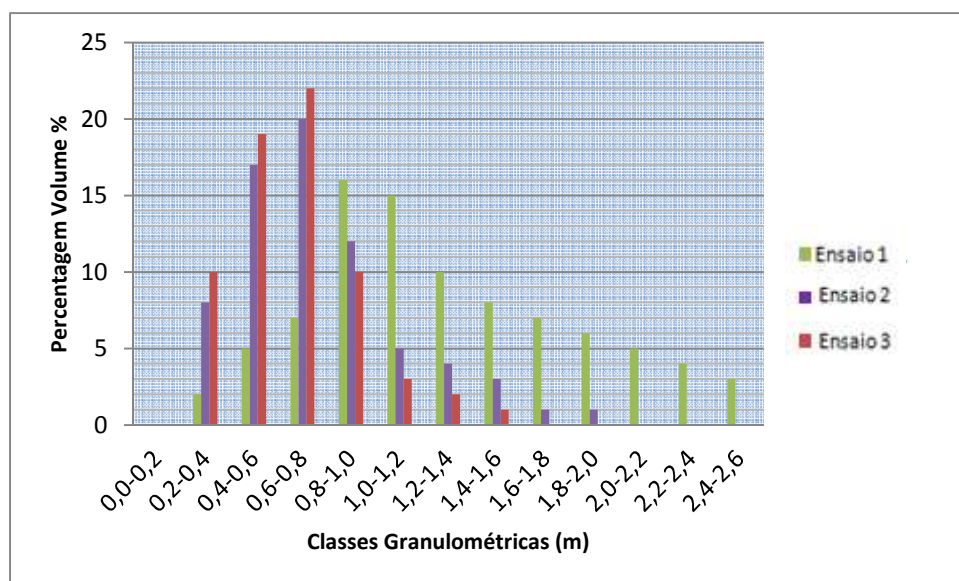


Figura 7.35- Distribuições por classes granulométricas dos 3 ensaios na ZG3

Em relação ao valor do $S_{80}C$ se situou nos 1,2 m para o ensaio 1; 0,8 m para o ensaio 2 e 0,65 m para o ensaio 3, correspondendo a uma relação de redução de 1:1,8 entre os ensaios 1 e 3 (Figura 7.35).

Observa-se na Figura 7.35 uma concentração da rocha nas classes mais “baixas”, como é o caso, por exemplo, da classe dos 0,6 – 0,8 m com 23,51 % do volume de rocha total. Verificou-se também uma redução na amplitude granulométrica, de 0,2 – 2,6 m no ensaio 1, para 0,2 – 1,6 m no ensaio 3.

Para além do referido, se eliminarmos a classe 1,2 – 1,6 m com apenas cerca de 5 % do volume de rocha, a amplitude ainda será mais reduzida, situando-se entre 0 – 1,0 m.

Obtém-se assim, através da Teoria da Cominuição de Bond, num valor de 0.093 nesta relação sendo que no ensaio 1 o valor do $S_{80}C$ se situou nos 1,2 m, resultando pela Teoria da Cominuição de Bond, num valor de 0.127. Em relação ao conceito gramas por tonelada observa-se que o ensaio de referência é o que apresenta um valor superior aos 90 gramas por tonelada, sendo o ensaio de Filler o que apresenta um valor abaixo dos 90 gramas e apresenta também um valor de taqueio muito reduzido (Figura 7.36).

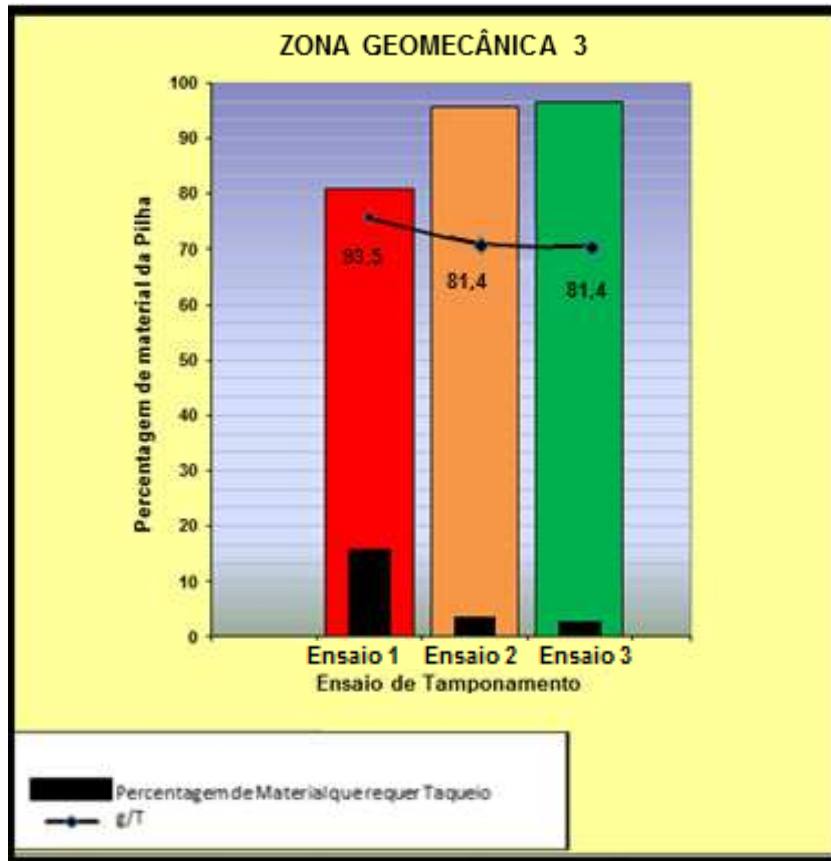


Figura 7.36- Resumo da ZG3 dos 3 ensaios em termos de percentagem de Taqueio e consumo de Explosivo

7.6.2. ZG2

Comparação entre os ensaios 1, 2 e 3

Do ensaio 1, 17,4 % (339m³) do total de rocha desmontada (1948 m³) foi submetida a taqueio. No ensaio 2 esse valor desceu para 148 m³, com uma percentagem de 7,6%, já no ensaio 3, a percentagem de material sujeito a taqueio foi de 3,3% sendo o valor de 64 m³. Em relação ao valor do S₈₀C se situou nos 1,5 m para o ensaio 1; 0,9 m para o ensaio 2 e 0,60 m para o ensaio 3, correspondendo a uma relação de redução de 1:2,5 entre os ensaios 1 e 3 (Figura 7.37).

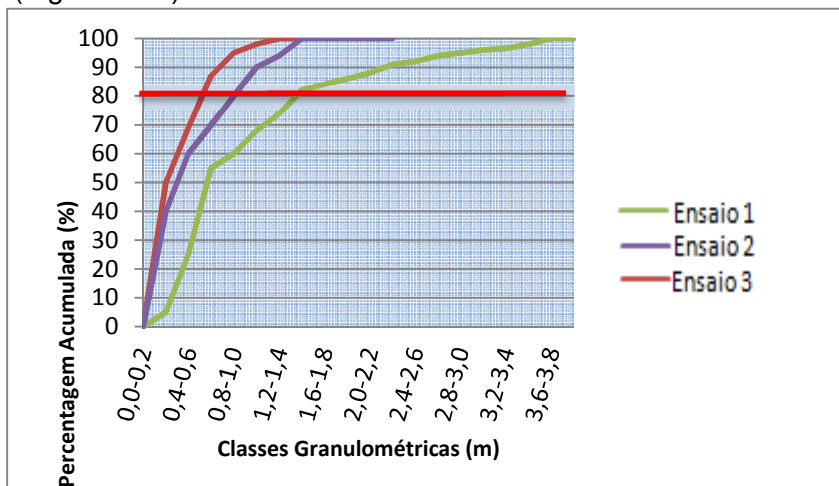


Figura 7.37- Curvas granulométricas dos 3 ensaios na ZG2

Observa-se na Figura 7.38 uma concentração da rocha nas classes mais “baixas”, como é o caso, por exemplo, da classe dos 0,8 – 1,0 m com 25 % do volume de rocha total. Verificou-se também uma redução na amplitude granulométrica, de 0,4 – 4,0 m no ensaio 1, para 0,2 – 1,6 m no ensaio 3.

Para além do referido, se eliminarmos a classe 1,2 – 1,6 m com apenas cerca de 5 % do volume de rocha, a amplitude ainda será mais reduzida, situando-se entre 0 – 1,0 m.

Obtém-se assim, através da Teoria da Cominuição de Bond, num valor de 0.090 nesta relação sendo que no ensaio 1 o valor do $S_{80}C$ se situou nos 1,2 m, resultando pela Teoria da Cominuição de Bond, num valor de 0.142.

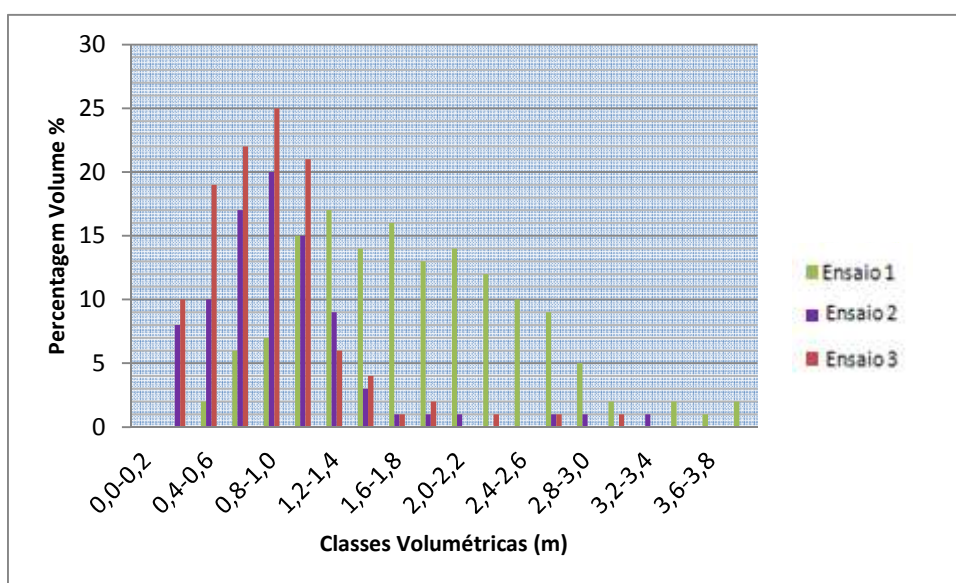


Figura 7.38- Distribuições por classes granulométricas dos 3 ensaios na ZG2

Em relação ao conceito gramas por tonelada observa-se que o ensaio de referência é o que apresenta um valor superior aos 90 gramas por tonelada, sendo o ensaio de Filler o que apresenta um valor abaixo dos 90 gramas e apresenta também um valor de taqueio muito reduzido (Figura 7.39).

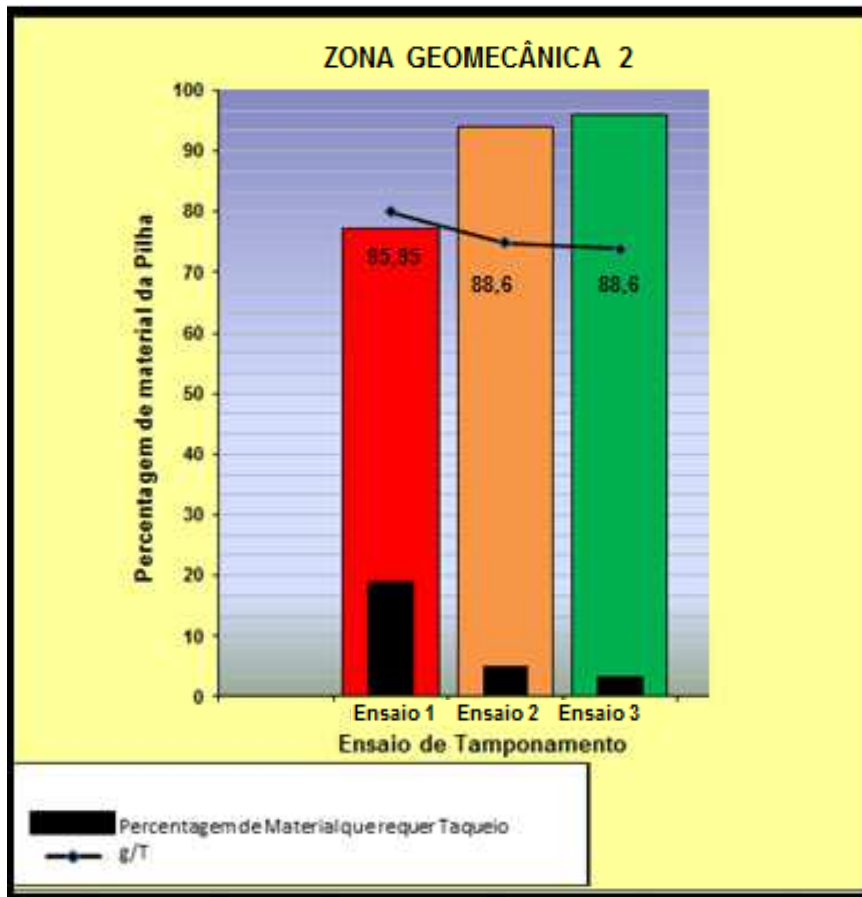


Figura 7.39- Resumo da ZG2 dos 3 ensaios em termos de porcentagem de Taqueio e consumo de Explosivo

7.6.3. ZG1

Comparação entre os ensaios 1, 2 e 3

Do ensaio 1, 21,3 % (415m³) do total de rocha desmontada (1948 m³) foi submetida a taqueio. No ensaio 2 esse valor desceu para 191 m³, com uma porcentagem de 9,8%, já no ensaio 3, a porcentagem de material sujeito a taqueio foi de 5,12% sendo o valor de 99 m³.

Em relação ao valor do S₈₀C se situou nos 1,7 m para o ensaio 1; 1,0 m para o ensaio 2 e 0,70 m para o ensaio 3, correspondendo a uma relação de redução de 1:2,42 entre os ensaios 1 e 3 (Figura 7.40).

Observa-se na Figura 7.41 uma concentração da rocha nas classes mais “baixas”, como é o caso, por exemplo, da classe dos 0,8 – 1,0 m com 30 % do volume de rocha total. Verificou-se também uma redução na amplitude granulométrica, de 0,4 – 5,8 m no ensaio 1, para 0,2 – 3,0 m no ensaio 3.

Para além do referido, se eliminarmos a classe 2,2 – 3,0 m com apenas cerca de 7,46 % do volume de rocha, a amplitude ainda será mais reduzida, situando-se entre 0 – 2,0 m.

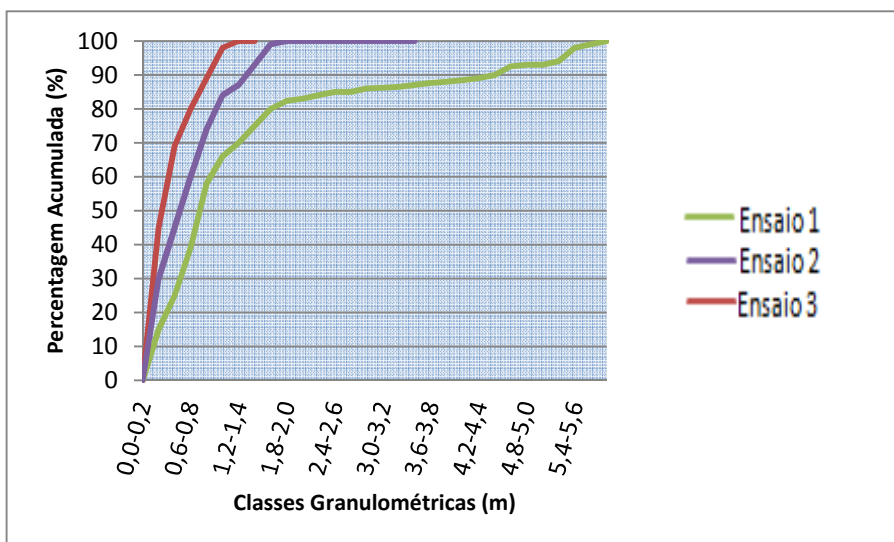


Figura 7.40- Curvas granulométricas dos 3 ensaios na ZG1

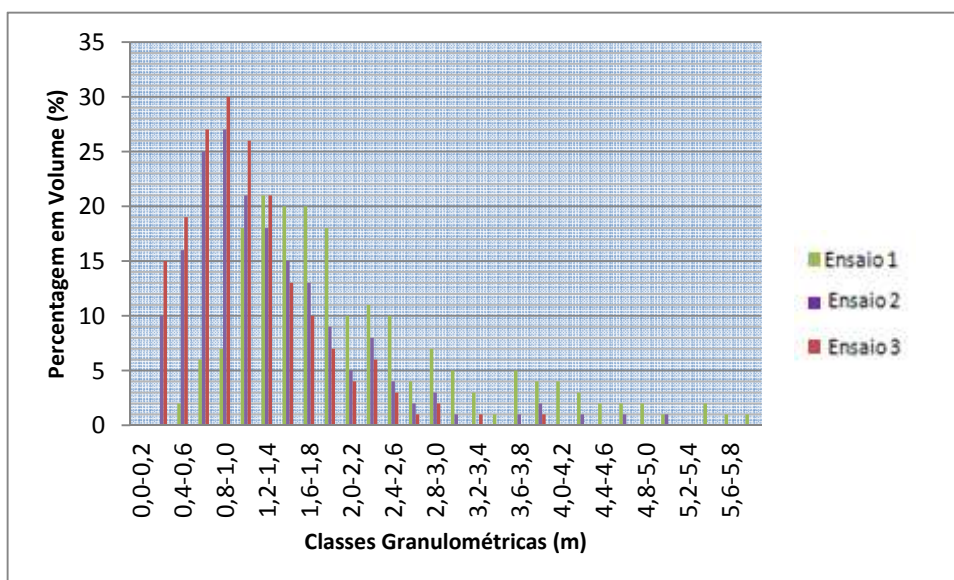


Figura 7.41- Distribuições por classes granulométricas dos 3 ensaios na ZG1

Obtém-se assim, através da Teoria da Cominuição de Bond, num valor de 0.097 nesta relação sendo que no ensaio 1 o valor do $S_{80}C$ se situou nos 1,7 m, resultando pela Teoria da Cominuição de Bond, num valor de 0.154. Em relação ao conceito gramas por tonelada observa-se que o ensaio de referência é o que apresenta um valor superior aos 90 gramas por tonelada, sendo o ensaio de Filler o que apresenta um valor abaixo dos 90 gramas e apresenta também um valor de taqueio muito reduzido (Figura 7.42).

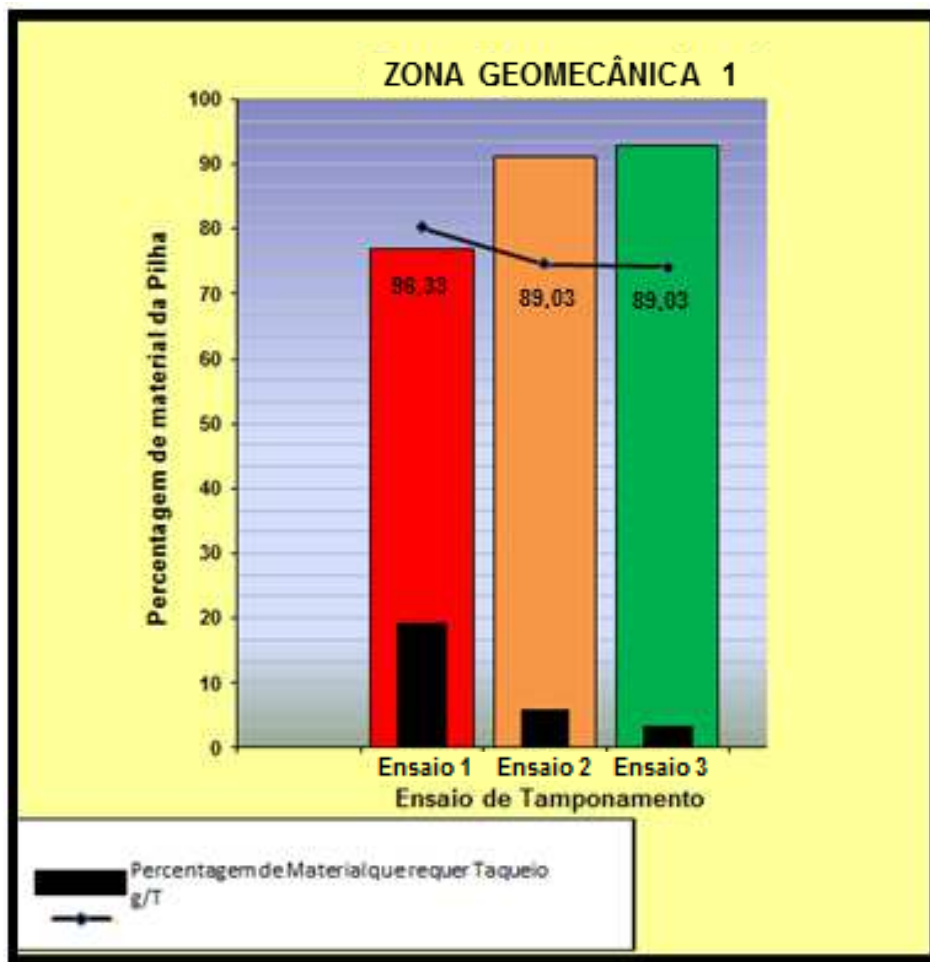


Figura 7.42- Resumo da ZG1 dos 3 ensaios em termos de percentagem de Taqueio e consumo de Explosivo

CAPITULO 8. CONCLUSÕES

Ao longo deste trabalho foram apresentadas propostas e sugestões que visam a melhoria significativa de todo o processo de desmonte, desde a perfuração ao método de tamponamento, culminado na análise do comportamento dos efeitos causados ao nível da fragmentação no diagrama de fogo.

Foram apresentados três ensaios ao nível do tamponamento dos furos, que pretendem representar uma melhoria significativa da fragmentação, uma realidade de uma exploração mineira a céu aberto que, como consequência, foram o objeto de estudo que serviram de base ao trabalho realizado.

O trabalho pretende demonstrar que a otimização de um processo de desmonte pode ser efetuada através de técnicas inovadoras, como a aplicação de um novo método de tamponamento; e permite perceber, na sua globalidade, que as modificações propostas têm potencial para ser aplicadas, quer do ponto de vista técnico como económico.

As modificações propostas podem ser experimentadas na maioria das explorações que apresentam características estruturais semelhantes, independentemente da substância útil.

Desta forma, as vantagens em que se podem traduzir estão relacionadas com o aumento da capacidade produtiva, nomeadamente no que respeita ao tempo despendido, aos volumes que podem ser incrementados, ao rendimento da instalação de tratamento e, por fim, à redução de custos diretos e indiretos (taqueio).

O objetivo deste trabalho é demonstrar que é possível preservar ou mesmo diminuir o consumo da carga explosiva, que é normalmente utilizada, obtendo em simultâneo uma curva granulométrica do material desmontado muito mais compatível com a “boca” do alimentador.

Concluindo, é intenção deste trabalho sensibilizar para um objetivo fundamental: a necessidade de as explorações mineiras procurarem constantemente produzir mais, com a maior eficiência e qualidade, e ao menor custo possível.

O objetivo proposto para este trabalho no CPA – Centro de Produção de Alhandra, de melhorar a fragmentação em desmontes de rocha calcária na sua pedreira abastecedora da unidade cimenteira, foi cumprido.

O trabalho, realizado na Pedreira do Bom Jesus, do CPA – Centro de Produção de Alhandra, centrou-se na otimização da fragmentação de uma zona problemática dos. A zona em estudo foi o Piso 1 e 2 do Casal Novo da Serra, mais especificamente o topo deste piso, constituído por uma camada de rocha calcária muito coesa (Banco Branco e Banco das Mós). Através de alterações operadas ao nível do tamponamento constituinte dos

desmontes realizados neste piso, reduziu-se em, aproximadamente, 77 % (ensaio 3) o volume de rocha sujeita a fragmentação secundária, como está esquematizado na Figura 8.1.

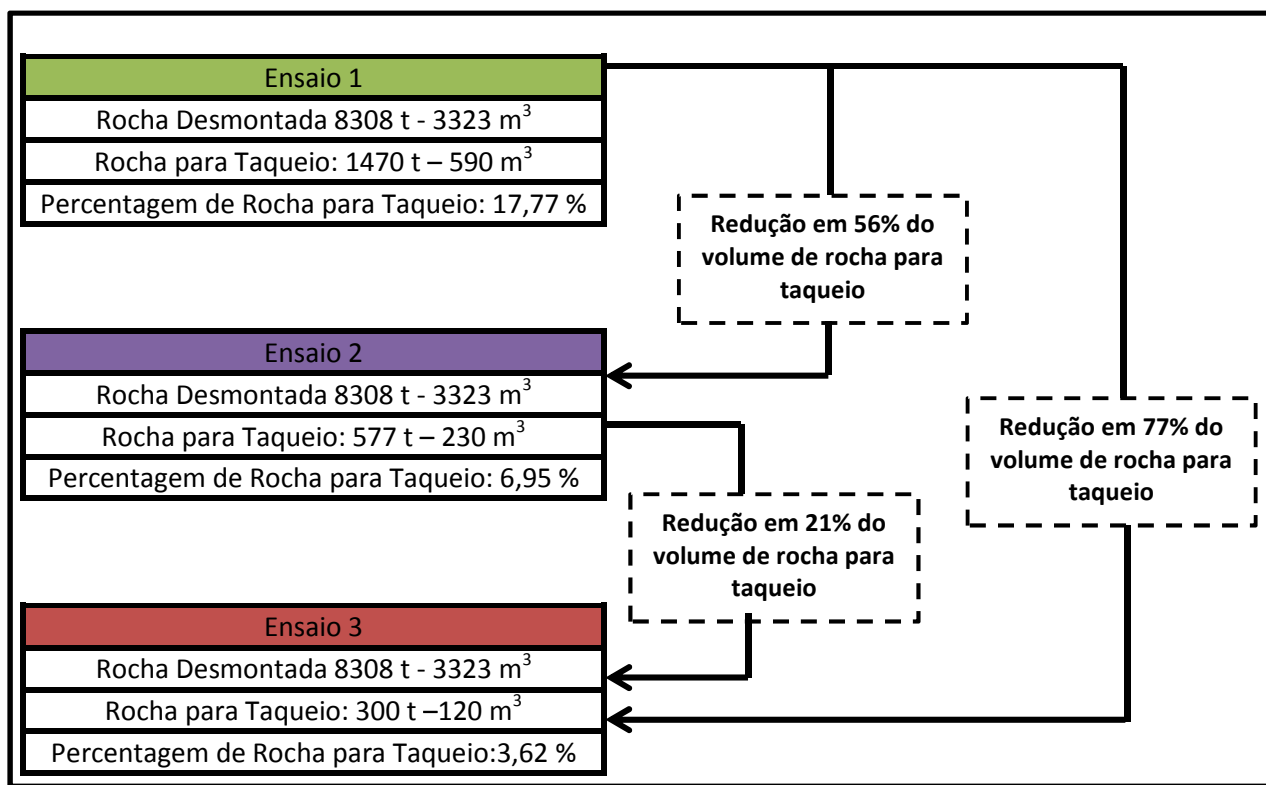


Figura 8.1- Redução da fragmentação nos ensaios efectuados

A alteração operada recaiu sobre o tipo e a dimensão do material utilizado no tamponamento, substituindo o normalmente utilizado pó de despoejamento pela brita 0 e Filler, alterando e aumentando assim, o espectro do calibre de 0,002 a 6 mm, para 0,002 a aproximadamente 20 mm.

Para chegar a esta conclusão foram efetuados três ensaios, dos quais, um deles, o ensaio 1, foi considerado de referência (ver 7.5.2.1).

Comparativamente com os outros ensaios, o ensaio 3, apresentou uma redução do volume de rocha para taqueio, de 77 % em relação ao ensaio 1 e de 21 % em relação ao ensaio 2.

Essa redução de material para taqueio, é explicada devido a uma maior retenção de gases no interior do furo, retenção essa explicável pela granulometria do material de tamponamento bem como a percentagem angulosa que este material possui, indo assim atuar como forma travão do mesmo aquando este é sujeito às pressões oriundas da detonação. Outro fator que comprova este parâmetro é a compactação do material (reduzindo de forma brusca os vazios dentro da coluna de tamponamento), o que demonstra que o material quanto mais anguloso for maior será a sua resposta á resistência da pressão

de detonação, conseguindo deste modo criar uma barreira aos gases permitindo que não exista o seu escape para a atmosfera e que seja redirecionado para as zonas críticas do desmonte.

A relação dos ensaios 2 e 3, onde existe uma combinação de materiais (Pó de Despoeiramento e Tamponamento Especial) que constituem o tamponamento, essa combinação é explicada por três razões:

- Alturas de tamponamento superiores a 2,5 metros de tamponamento especial (Brita 0 e Argamassa de Filler), começam a ser demasiado grande para que o efeito de compressão do material seja o ideal, deste modo, começa a perder a capacidade de uma redução muito efetiva de vazios e a consequente diminuição da capacidade de impermeabilização da retenção de gases;
- Alturas de tamponamento especial inferiores a 1,5 metro de altura, são muito reduzidas para o efeito de compressão por parte do material, fornecendo assim um comprimento muito reduzido á nova coluna de material compactado, deste modo a retenção de gases não é tão efectiva, existindo assim uma perda de energia específica por parte da ineficiência da nova coluna de tamponamento.
- Por fim existe uma combinação em termos percentuais desta combinação, essa combinação recai nas necessidades que o maciço apresenta para que o seu desmonte proceda-se de forma eficiente, ou seja, em maciços que apresentam uma necessidade mais fraca de desmonte, essa combinação pode neste caso ser de 50% de Pó de Despoeiramento e 50% de tamponamento especial. Já em maciços mais competentes a combinação recai para 33% de Pó de Despoeiramento e 66% de Tamponamento Especial.

Por fim temos que ter presente que em relação aos ensaios de tamponamento especial (Brita 0 e Argamassa de Filler), estes adquirem comportamentos diferentes em relação ao seu coeficiente de compressão, sendo assim, para a Brita 0 a percentagem de redução de volume ocorre na ordem dos 70%, para a Argamassa de Filler esse valor toma uma grandeza na ordem dos 60% e para o Pó de Despoeiramento será igual a 22% (não correspondendo este á prática, devido a que este material não oferece resistência nenhum ao impulso e é expelido do furo).

Em relação á situação do consumo de explosivo, as situações sugeridas pretendem traduzir uma poupança energética em relação à situação de referência (ensaio 1), favorecendo a minimização dos impactes ambientais e a redução económica. O menor

consumo energético verifica-se para o maciço da ZG3 uma vez que se encontra uma fracturação mais marcante do que nas ZG2 e ZG1, bem como devido à competência do material que o constitui, sendo neste caso também é muito inferior em comparação com as duas zonas acima mencionadas. As características do maciço da ZG1, nomeadamente a nível de fracturação bem como de competência do material (dureza) exigem a aplicação de uma maior quantidade de energia específica para aumentar a qualidade de fragmentação.

Assim verifica-se uma maior diferença entre o fator de energia. Na Figura 8.2 estão resumidos os fatores de energia sugeridos.

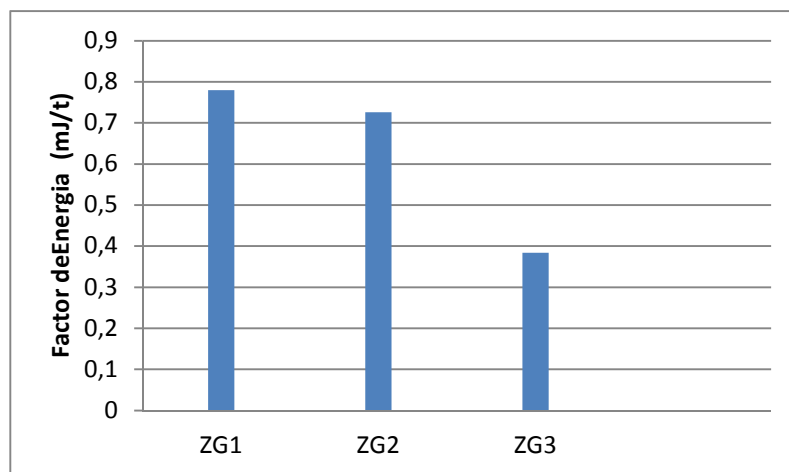


Figura 8.2- Factor de energia sugerida para desmonte das diferentes zonas em estudo

Em relação ao conceito de poupança da carga explosiva comparativamente à quantidade de rocha desmontada, esta relação mostra-se também muito positiva com a utilização dos novos ensaios de tamponamento (Figura 8.3), pois através das competências mecânicas que este consegue adquirir, ao nível da retenção de gases vai proporcionar uma melhor fragmentação e uma possível poupança da carga explosiva devido a um possível aumento de altura da quantidade de tamponamento (este aumento é explicável através de uma posterior compactação do mesmo que vai deste modo reter os gases e consequentemente criar uma zona de elevada pressão na parte superior do furo, local onde está localizado o foco principal do problema que deu origem a esta dissertação.

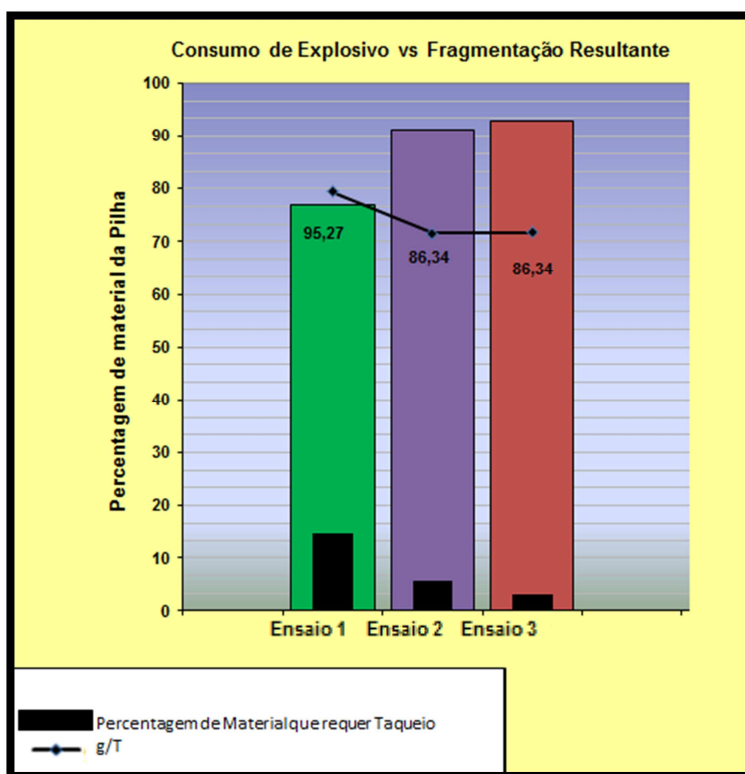


Figura 8.3- Consumo de Explosivo na Fragmentação Resultante para desmorte das diferentes zonas geomecânicas em estudo

A melhoria verificada tem os seus efeitos no custo da operação de taqueio, reduzindo-os na mesma percentagem. Os custos das várias operações constituintes dos desmortes são apresentados e comparados na Figura 8.4.

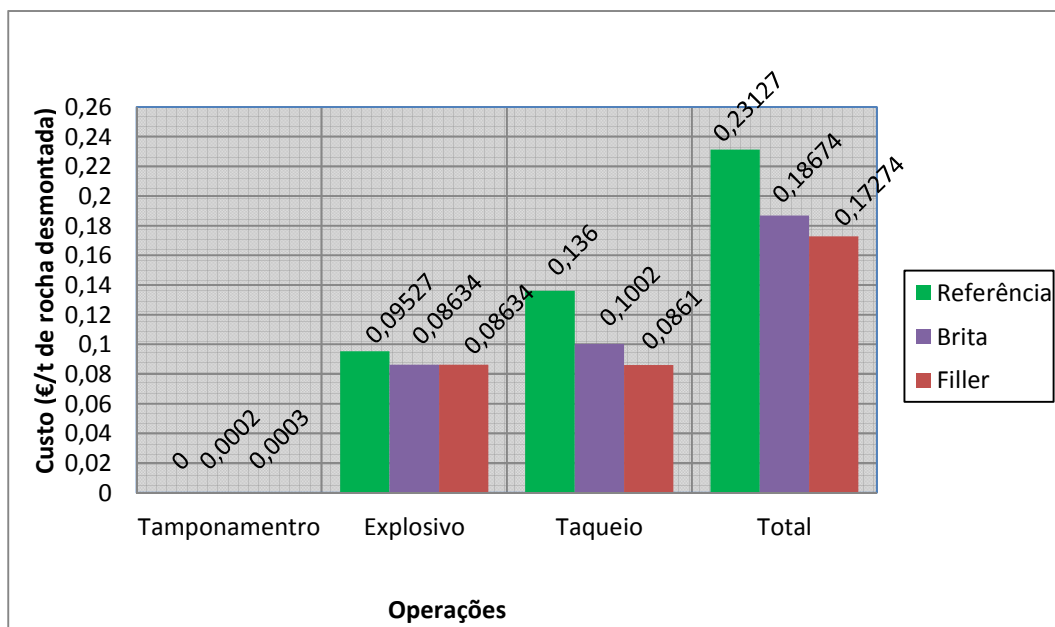


Figura 8.4- Custos das operações por ensaios

Através da análise dos dados acima apresentados, existe a possibilidade de quantificar uma poupança económica no que diz respeito ao somatório total dos custos das

operações, sendo assim, numa hipótese de 2 000 000 t de rocha desmontada/ano, verifica-se que para o método de referência (ensaio 1) existirá um custo de 462540 €, para o método de brita (ensaio 2) exigirá um custo 373480 €, já para o ensaio 3, exigirá o custo de 345480€ (Figura 8.5).

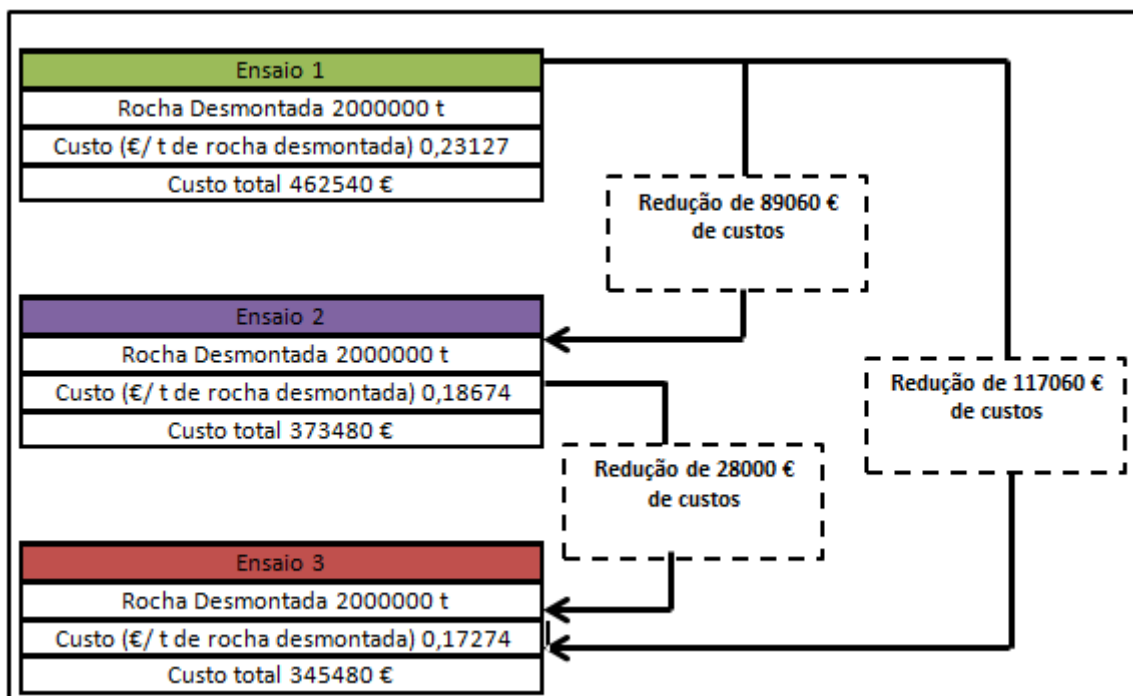


Figura 8.5- Balanço económico dos ensaios

Embora não estejam contabilizados neste trabalho, ocorrem igualmente reduções nos custos das operações posteriores ao desmonte, como é o caso do consumo das unidades de britagem e despesas da maquinaria de carga e transporte.

O conhecimento das características da pedra e a observação dos resultados dos desmontes fazem da experiência adquirida um factor importante no planeamento de cada desmonte e que em muito contribui para que estes não sejam aplicados como uma fórmula precisa, mas sejam alterados conforme a necessidade de melhor adaptação às condições verificadas.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aduvire O.; Lopez J. C; Llopis G. (1992) - Aplicación de los índices geomecánicos en el arranque de rocas mediante excavación o voladura”. Investigación Minera nº registro: TT-076
- Andreev, R.E. (2014) - Calculation of Gas-Dynamic Parameters in the Blast Hole Charging Chamber, National Mineral Resources University, 21 line, 2, 199002, Sanit-Petersburg, Russia
- Andrade, P.S. (2008) - Estudo das principais características das descontinuidades. Dissertação para a obtenção do grau de Doutor em Engenharia Geológica. Universidade de Coimbra, Departamento de Ciências da Terra, Faculdade de Ciências e Tecnologia da Universidade de Coimbra, 43 pp.
- Aydin, A.; Basu, A.(2005) - The Schmidt hammer in rock material characterization, Elsevier, Engineering Geology, August 2005, Hong Kong, China.
- Bastos, M. J. N. (1998) - A Geotecnia na Concepção, Projecto e Execução de Túneis em Maciços Rochosos. Dissertação para obtenção do grau de Mestre em Georrecursos – Área de Geotecnia. I. S. T. – U. T. L. Lisboa.
- 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.;Dinis da Gama C., (2005).Sugestões para melhoria da norma portuguesa de control e de vibrações em construções. Centro de Geotecnia do IST, Lisboa, Portugal.
- Bienawski, Z. T. (1979). The geomechanics classification in rock engineering applications. Proc. 4 th Int. Conference on Rock Mechanics. Montreaux. Balkema, vol. 2, pp. 41-48.
- Bieniawski, Z. T. (1989). Engineering rock mass classifications. John Wiley and Sons.
- Boch, H. (2006). Common ground in engineering geology, soil mechanics and rock mechanics: past, present and future. Bull. Eng. Geol. Env., 65: 209-216.
- Cevizci H, (2010)- The effect of Plaster Stemming to Blast Fragmentation at Clay Quarries, Isparta.
- Decreto-lei nº 162/90, de 22 de Maio (1990). Estabelece o regulamento geral de segurança e higiene no trabalho nas minas e pedreiras. Emissor: Ministério da Indústria e Energia. Imprensa Nacional Casa da Moeda, Lisboa.
- Dick R. A., Fletcher L. ; D’Andrea D., (1986). Explosives and Blasting Procedures. Westport, Washington.
- 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.
- Dinis da Gama, C. (1991). Qualidade e patologia de obras geotécnicas. 4º Congresso Nacional de Geotecnia, Sociedade Portuguesa de Geotecnia, Lisboa, 3: 1-20.

- Dinis da Gama, C. (1990). - Reduction of Costs and Environmental Impacts in Quarry Rock Blasting". 3rd International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. Brisbane. Austrália*
- Dinis da Gama, C. (2002). "ANFO vs. Emulight - Características Principais e Impactes Ambientais". Encontro S.E.C. – Panorâmica dos explosivos e suas aplicações. Câmara Municipal de Aljustrel.
- Dinis da Gama, C. (2009). -Elementos de Dinâmica das Rochas". 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.
- Dobrilovic M.; Ester Z.; Jankovic, B. (2005). "Measurement in Blast Hole Stem and Influence of stemming material on Blasting Quality", University of Zagreb, Vol. 17
- Ducey, Chad D. (2000). -Energy Factor - The next logical step". International Society of Explosives Engineers. Volume2.
- EXSA (2002)- 4ta Edición. Manual de Perforación y Voladuras de Rocas.
- Fraenkel K. H.(1958)" Manual on Rock Blasting". Segunda edição. Atlas Copco Aktiebolag, Stockholm.
- Franklin J. ; Katsabanis T., 1971. Measurement of Blast Fragmentation. A. A. Balkema, Netherlands.
- Galiza, A. C.; Ramos, L.; Fonseca, L.; Chaminé, H.I. (2011). Geotecnia mineira de maciços rochosos fracturados para o controlo da qualidade de desmonte.
- Gama, C. ; Jimeno, C. L. (1993). "Rock Fragmentation Control for Blasting Cost Optimization and Environmental Impact Abatement". 4th International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting. A. A. Balkema. Rotterdam. Viena
- Góis, J. C., Vieira, A., Galiza, A. C., Bernardo, P., Gomes, C., Chaminé, H. I. (2012) -Manual do operador de produtos explosivos. AP3E, ANIET.
- Goodman, R. (1993). Engineering geology: rock in engineering construction. John Wiley ; Sons, New York, 412 pp.
- Guidicini, G.; Nieble C. M (1984) -.Estabilidade de Taludes Naturais e de escavação, São Paulo, pp 196.
- Gustafsson, R. (1973). "Swedish Blasting Technique". SPI. Gothenburg, Sweden
- Hartman, H.L. (1992). "SME Mining Engineering Handbook". 2nd Edition, Volume I. Littleton, Colorado
- Hino, M. (1959). Handbook on Surface Drilling and Blasting. (Tamrock, Ed.) Finlandia: Tamrock.
- Holmberg, R., 2000. Explosives ; Blasting Technique. Proceed of 1st Explosive World Conference A. A. Balkema, Netherlands

- IGM (1999). *Regras de Boa Prática no Desmonte a Céu Aberto*. Instituto Geológico e Mineiro. Versão Online no site do INETI
- INGENIUM - A engenharia portuguesa em revista, Julho/Agosto/2011, 76, 77, 78, 79, 80, Ingenium Edições, Lda.
- ISRM - Commission on Testing Methods (1985). "Suggested Method for Determining Point Load Strength". Pergamon Press, pp. 51-60.
- ISRM - Commission on Testing Methods (1977). Suggested Method for Determination of the Schmidt Rebound Hardness. Pergamon Press, pp. 101-102.
- ISRM (1981) – "Basic geotechnical description of rock masses" – Int. J. Rock Mechanics and Mining Science and Geomech., Vol. 18, pp. 51-60.
- Jimeno, C. L.; Lopez, E. J. (1995). *Manual de Perforacion Y Voladuras de Rocas*. Madrid: Instituto Tecnológico Geomineiro de Espana.
- Jimeno, E. L., Jimeno, C. L. ;Bermudez, P. G. (2003). "Manual de Perforación y voladura de Rocas". ITGE. 2ª Edição. Espanha
- Kullberg, J. C., Rocha, R. B., Soares, A. F., Rey, J., Terrinha, P., Callapez, P., Martins, L., (2006) – A Bacia Lusitaniana: Estratigrafia, Paleogeografia e Tectónica. In *Geologia de Portugal no contexto da Ibéria* (R. Dias, A. Araújo, P. Terrinha ; J. C. Kullberg, Eds.). Univ. Évora, pp. 317-368.
- Lamas, P. C. (1993). "Estudos geotécnicos para obras de engenharia – Ensaio de rochas em laboratório". Curso de sensibilização. CEGSA, Santo André. 29 e 30 de Março de 1993. p. 17.
- Langefors, U.; Kihlström, B. (1973). *Voladura de Rocas*. URMO
- Langefors U. ; Kihlström, 1963. *The Modern Technique of Rock Blasting*. Segunda edição. Almqvist ; Wiksell, Stockholm.
- Lopez Jimeno, E. (1986). "Implantación de um método de calculo y diseño de voladura em Banco". Tesis Doctoral. E.T.S. Ingenieros de Minas de Madrid
- López Jimeno,; Jimeno, C. L. ;Bermudez, P. G (2003). *Manual de Perforación y Voladuras de Rocas*. Madrid, Espanha.
- López Jimeno, C; Jimeno, C. L. ;Bermudez, P. G (2001). *Manual de Sondeos. Aplicaciones*. ETSI de Minas de Madrid. Madrid, Espanha.
- Louro, A. F. F. (2009)- *Novas formulações para leis de propagação de vibrações, em maciços rochosos, baseadas nas propriedades termodinâmicas dos explosivos*. Dissertação de Mestrado, Instituto Superior técnico.
- Macini, P. ; Mesini, E. (1994). "De Re Metallica" (tradução do original) de Georgius Agricola. Edizioni ANIM (Associazione Nazionale Ingegneri Minerari). Italgrafica Segale. Itália.

- Mello Mendes, F. (1967/68). *Mecânica das Rochas*. Instituto Superior Técnico, Lisboa, 346 pp.
- Mill, J. (2000). "A Technical comparison of Blasting in England 1970 to 2000". Mining Information services Limited. England.
- Miranda, T.; Correia, A. G.; Sousa, L. R. (2006) – *Determinação de Parâmetros Geomecânicos em Formações Rochosas e Maciços Heterogêneos*. Universidade do Minho.
- Norma Portuguesa NP-2074. (1983). "Avaliação da influência em construções de vibrações provocadas por explosões ou solitações similares". Instituto Português da Qualidade (IPQ), Lisboa.
- Olofsson, S.O. (1990). *Applied Explosives Technology for Construction and Mining*, Second Edition, Olofsson S. O, (2002). *Applied Explosives Technology for Construction and Mining*. Applex AB, Sweden
- Orica (2001). *Orica Loggers: Paper Packaged. Detonator Sensitive Emulsion Explosive*. Orica Canada Inc., Mississauga, Canada.
- Orica (2014) – *Senatel Powerpac e Senatel Magnafrac*,
- Ozkahraman, H.T. (2006) *Fragmentation assessment and design of blast pattern at Goltas limestone quarry, Turkey*. *International Journal of Rock Mechanics; Mining Sciences* 43 p. 628-633.
- Palangio T. W. ; Palangio T. C., (2005). *Advanced automatic optical blast fragmentation sizing and tracking*. Brighton Conference Proceedings, European Federation of Explosives Engineers.
- Palmstrom, A. (1995). *RMi: a rock mass characterization system for rock engineering purposes*. University of Oslo, 400 p.
- Palmström A. : Singh R., (2001). *The Deformation Modulus of Rock Masses*. *Tunneling and Underground Space Technology*, Vol. 16, no. 3. pp 115 – 131
- Peters, W.C. (1979): "Exploration and Mining geology". JOHN WILEY AND SONS.
- Pereira, J. P. (1985). "Caracterização geotécnica de maciços rochosos". IST, Lisboa, 1985.
- Rocha, M. (1981). *Mecânica das Rochas*. LNEC - Laboratório Nacional de Engenharia Civil, Lisboa, 445 pp.
- Rodrigues, J. A. S. (2011)- *Ferramenta informática de apoio ao dimensionamento de pegadas de fogo em bancadas a céu aberto*. Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.
- SANDVIK TAMROCK CORP. "Rock Excavation Handbook"
- SEC, SA. (2008) – "Catálogo de Produtos". Direcção Comercial SEC, SA.
- Simões Cortez J. A., 2004. *Da pressão dos terrenos a geomecânica: evolução do conhecimento dos maciços rochosos*. Licão Manuel Rocha. Sociedade Portuguesa de Geotecnia, Lisboa. (inédito).

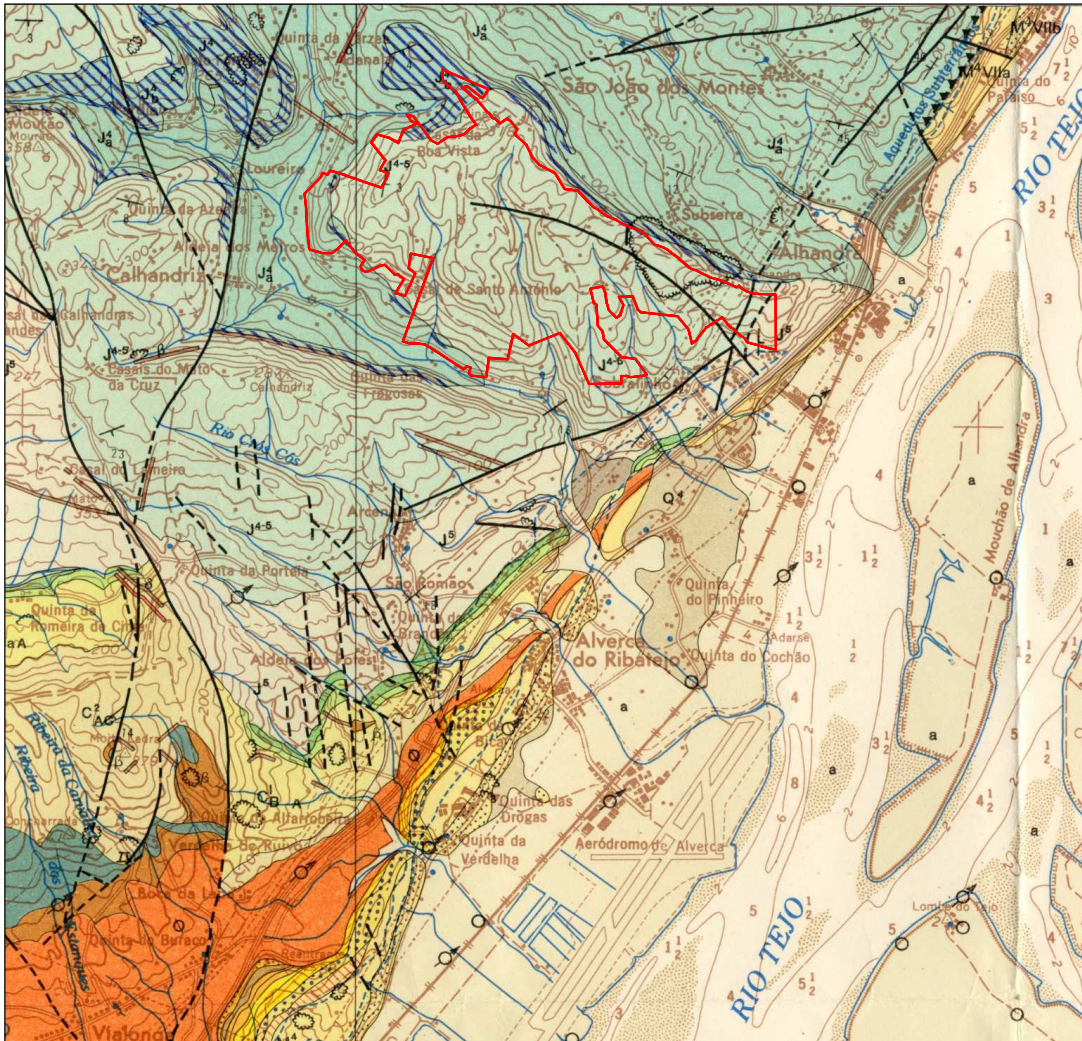
- SPEL - Sociedade Portuguesa De Explosivos (1994)- Manual de explosivos e suas aplicações / Sociedade Portuguesa de Explosivos. Lisboa. SPEL., Pp. 134.
- Split Engineering, LLC, (2004). Split Desktop: Instrution Manual. Split Engeneering, Tucson, USA.
- Stimpson, B. ; Yablonski, J. J. (2002). “Improving powder factor and cap-rock fragmentation in limestone quarrying”. Technical Paper. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum Bulletin, Vol. 93, N.º 1041, pp 138- 144. Canada.
- Terzaghi, K. (1945). “Efecto de arco en los suelos ideales”. Mecanica teorica de los suelos. ACME Agency. Buenos Aires.
- Gomes, António Topa (2011). *Apontamentos de obras subterrâneas*. FEUP.
- Vallejo, L. G., Ferrer, M., Ortuno, L. ; Oteo, C. (2011). *Ingenieria Geológica*. Pearson Prentice Hall, Madrid
- Vallejo, L. G.; Ferrer, M.; Ortuño, L. ; Oteo, C. (2002) – *Ingeniería Geológica*. Prentice Hall.
- Visa – Consultores de Geologia Aplicada e Engenharia do Ambiente, Lda., Paço de Arcos. Instituto Superior Técnico, Lisboa. Cimpor – Indústria de Cimentos, S.A., Lisboa. (2003). “Adaptação ao Decreto – Lei N.º 270/2001 da Pedreira do Bom Jesus”.
- Zbyszewski, G; Manuppella, G. (1964) – Carta Geológica de Portugal na Escala 1/50 000 e notícia explicativa da Folha 34-B Loures. Serviços Geológicos de Portugal. Lisboa.

ANEXOS

Anexo I- Classificação geomecânica de Bieniawski (1989) - "Rock Mass Rating - RMR

A. Parâmetros de Classificação e respectivos pesos relativos									
1	Resistência da rocha intacta	Índice de carga pontual, I_s	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Apenas ensaios à compressão uniaxial		
		Resistência à compressão uniaxial	< 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
		Peso relativo	15	12	7	4	2	1	0
2	Rock Quality Designation Index - RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	25		
	Peso relativo		20	17	13	8	3		
3	Espaçamento das fracturas		> 2 m	0,6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	< 60 mm		
	Peso relativo		20	15	10	8	5		
4	Condição das fracturas (para maior detalhe ver em E)		Superfícies muito rugosas. Não contínuas. Fechadas. Paredes sem alteração	Superfícies pouco rugosas. Separação < 1 mm. Paredes ligeiramente alteradas	Superfícies pouco rugosas. Separação < 1mm. Paredes muito alteradas	Superfícies estriadas, ou preenchimento < 5 mm ou abertura 1-5 mm, contínuas	Preenchimento brando > 5 mm ou abertura > 5 mm. Fracturas contínuas.		
	Peso relativo		30	25	20	10	0		
5	Presença da água	Infiltração por 10 m de túnel (Pressão da água na fractura) / (tensão principal máxima)	nenhuma	< 10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	> 125 l/min		
		Descrição geral	Paredes secas	Paredes húmidas	Paredes molhadas	Água goteja nas paredes	Água flui pelas paredes		
		Peso relativo	15	10	7	4	0		
B. Reajustamento dos pesos em função da orientação das descontinuidades (ver F)									
Direcção e pendor das fracturas		Muito favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável			
Pesos	Túneis e minas	0	-2	-5	-10	-12			
	Fundações	0	-2	-7	-15	-25			
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60			
C. CLASSES DOS MACIÇOS									
Peso Total		100 ← 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 21			
Número da classe		I	II	III	IV	V			
Descrição		Maciço muito bom	Maciço bom	Maciço regular	Maciço pobre	Maciço muito pobre			
D. SIGNIFICADO DAS CLASSES									
Número da Classe		I	II	III	IV	V			
Tempo médio de estabilidade de vão sem suporte		20 anos para 15 m de vão	1 ano para 10 m de vão	1 semana para 5 m de vão	10 horas para 2,5 m de vão	30 minutos para 1 m de vão			
Coesão da massa rochosa		> 400 kPa	300-400 kPa	200-300 kPa	100-200 kPa	< 100 kPa			
Ângulo de fricção da massa rochosa		> 45°	35-45°	25-35°	15-25°	< 15°			
E. Guia para a classificação das condições das descontinuidades (parâmetro A.4)									
Comprimento das descontinuidades (persistência)		< 1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	> 20m			
Peso relativo		6	4	2	1	0			
Separação das descontinuidades (abertura média)		Nenhuma	< 0,1 mm	0,1-1,0 mm	1-5 mm	> 5 mm			
Peso relativo		6	5	4	1	0			
Rugosidade		Muito rugosas	Rugosas	Ligeiramente rugosas	Aplanadas	Estriadas			
Peso relativo		6	5	3	1	0			
Preenchimento das descontinuidades		Sem preenchimento	Com material duro < 5 mm	Com material duro > 5 mm	c/ material brando < 5 mm	c/ material brando > 5 mm			
Peso relativo		6	4	2	2	0			
Estado de alteração da superfície das descontinuidades		Não alteradas	Ligeiramente alteradas	Moderadamente alteradas	Muito alteradas	Decompostas			
Peso relativo		6	5	3	1	0			
F. Efeito da orientação e do pendor das fracturas em relação ao avanço da escavação									
Direcção "perpendicular" ao eixo do túnel				Direcção "paralela" ao eixo do túnel					
Avanço a favor do pendor - Pendor entre 45-90°		Avanço a favor do pendor - Pendor entre 20-45°		Pendor entre 45-90°		Pendor entre 20-45°			
Muito favorável		Favorável		Muito desfavorável		Razoável			
Avanço contra o pendor - Pendor entre 45-90°		Avanço contra o pendor - Pendor entre 20-45°		Pendor entre 0-20° independentemente da direcção da fracturação					
Razoável		Desfavorável		Razoável					

Anexo II- Geologia local da área de estudo (adaptado da Folha de Loures (n.º 34B) da Carta Geológica de Portugal de escala 1/50000 (SGP, 1964)



Legenda

	"Camadas do freixo" (Margas, calcários e arenitos)	Portlandiano	Jurássico		Conglomerados, arenitos e argilas do Deltado de Carriche; "Calcários de Alverca"; C-1, Conglomerados, arenitos, argilas e calcários da Estação de Bevilha.	Eocénico-Oligocénico		FILÕES		veias de quartzo	
	Margas e calcários ("Camadas com limão porcelânico-alternância" e "Pliocénicas")	Kimuridgiense sup-Portlandiano inf. (P)			Sondas				Linha de Água		
	"Calcários de Amaral"	Kimuridgiense sup.			Nascente		Nascente de água mineralizada		Linha Geológica		Falha Oculta
	"Margas de Abadia"	Kimuridgiense inf. e med.			Falha		Falha Provável				
MESOZÓICO			Cretáceo		"Complexo vulcânico de Lisboa" com intrusões vulcânicas-súlfidicas (Basaltos Anacranites, limburgitos, basaltos mugérricos)						
	Calcários com rudistas e "Camadas com Neolobites vibrayesianus"	Cenomaniano sup.									
	Calcários e margas ("Belasiano")	Albiense Cenomaniano med.									
	"Camadas de Almagem" (Arenitos com raras Intertrilobites calcárias)	Barremiano sup.-Aptiano									
	Calcários e margas	Hauteriviense sup.-Barremiano inf.									
	Arenitos e argilas, com raras trilobites calcários	-Hauteriviense inf.									

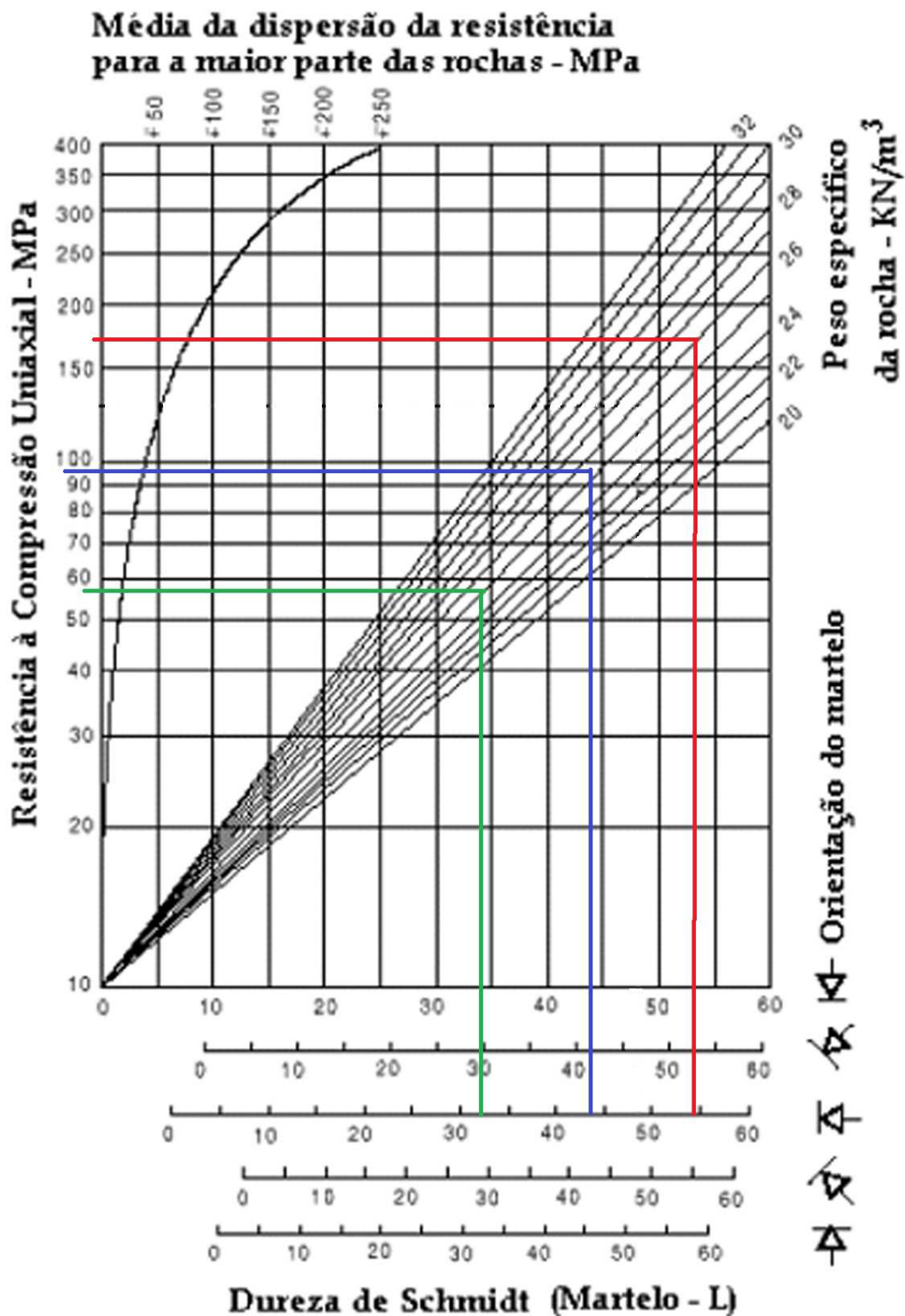
Área Explorada

APÊNDICES

Anexo III- Classificação consoante o RMR dos diferentes painéis

A. Parâmetros de Classificação e respectivos pesos relativos								
Características RMR		Painéis	1	2	3	4	5	6
1	Resistência da rocha intacta	Resistência à compressão uniaxial (MPa)	80	160	44	76	202	43
	Pesos		4	10	2	4	11	2
2	Rock Quality Designation Index – RQD (%)		90	95	77	88	93	75
	Pesos		15	18	14	15	17	13
3	Espaçamento das fracturas (m)		0,8	2,2	0,5	0,75	2,1	0,45
	Pesos		13	18	8	13	17	7
4	Condições das fracturas		Superfície Pouco Rugosa. Separação <1mm . Paredes ligeiramente alteradas	Superfície Pouco Rugosa. Separação <1mm . Paredes ligeiramente alteradas	Superfície estriada, ou preenchimento < 5mm ou abertura 1-5 mm, contínuas	Superfície Pouco Rugosa. Separação <1mm . Paredes ligeiramente alteradas	Superfície Pouco Rugosa. Separação <1mm . Paredes ligeiramente alteradas	Superfície estriada, ou preenchimento < 5mm ou abertura 1-5 mm, contínuas
	Pesos		22	26	12	18	19	12
5	Presença de água	Descrição geral	Paredes quase secas	Paredes quase secas	Paredes húmidas	Paredes quase secas	Paredes quase secas	Paredes húmidas
	Pesos		12	13	10	12	13	10

Anexo IV- Determinação da resistência à compressão uniaxial (σ_n) através do ábaco de Schmidt



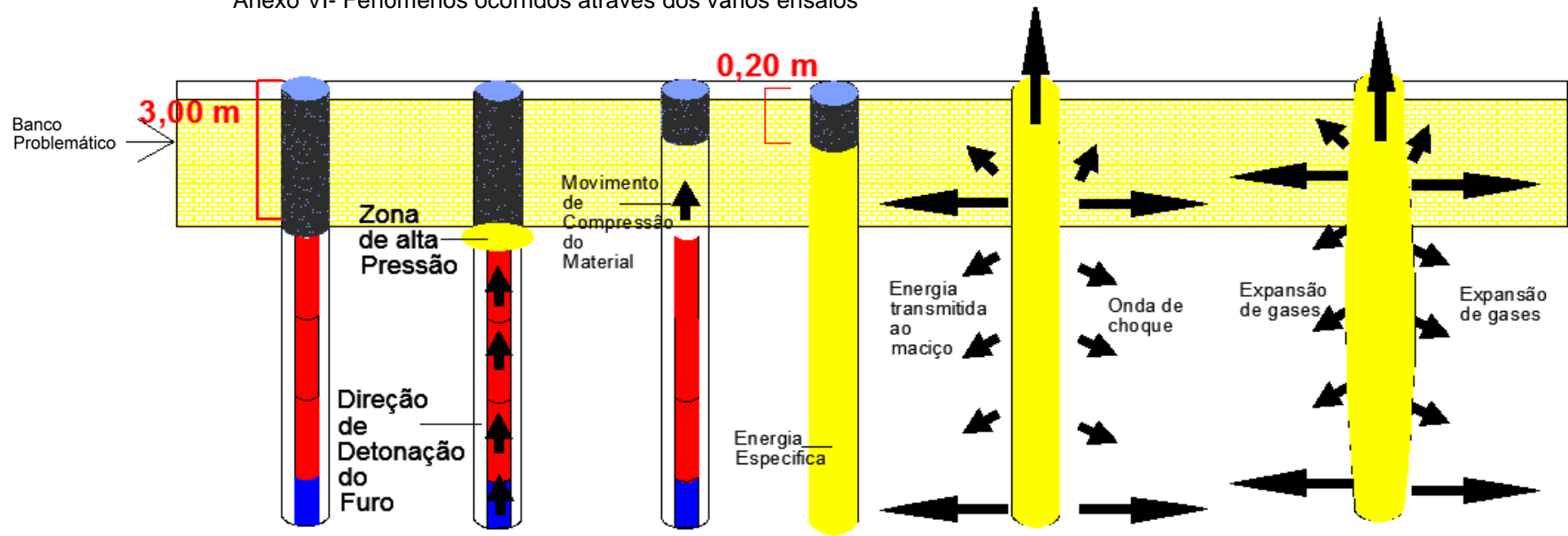
- ZG1
- ZG2
- ZG3

Anexo V- Ensaio Realizados

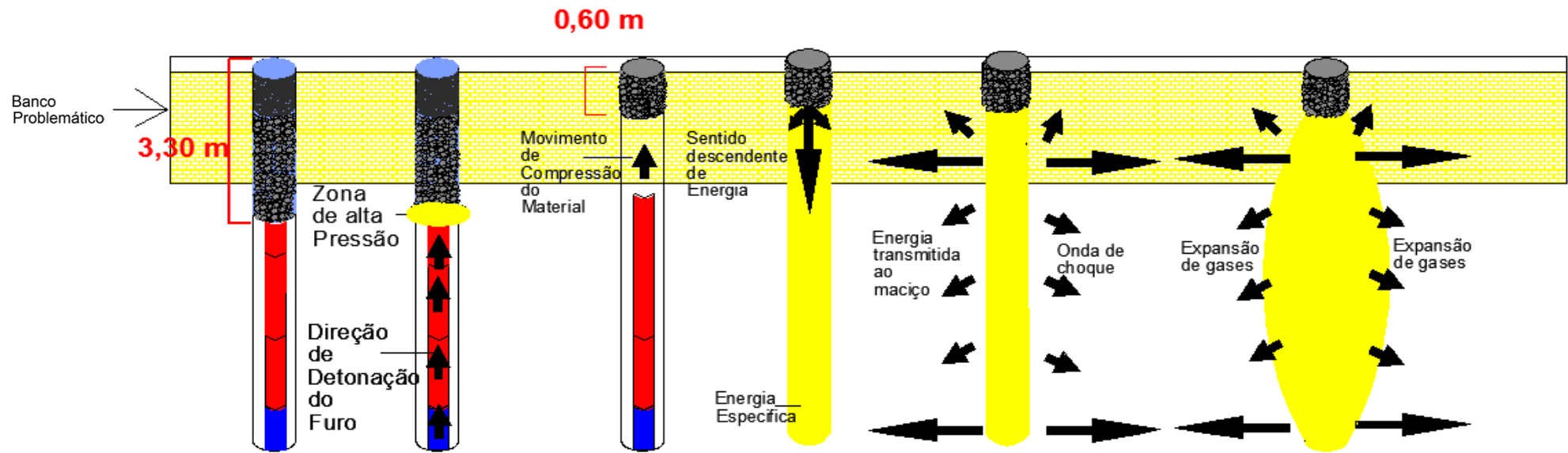
Nº DESMONTE	PISO	DIA	TIPO ENSAIO
1	2	19-3	1
2	2	21-3	3
3	2	24-3	1
4	1	27-3	1
5	2	28-3	1
6	2	31-3	3
7	1	1-4	1
8	1	2-4	3
9	1	3-4	3
10	2	3-4	2
11	2	4-4	3
12	2	8-4	3
13-A/13-B	1	9-4	1/3
14	2	14-4	3
16-A/16-B	2	16-4	1/3
17	1	21-4	3
19	2	29-4	3
22	2	2-5	3
23	1	6-5	1
24	1	14-5	3
25	1	15-5	3
26	1	21-5	3
30	1	30-5	3
32-A/32-B	1	2-6	2/2
33	1	4-6	2
34	1	5-6	3
35	2	6-6	3
36	2	7-6	3
37	1	9-6	2
38	2	13-6	2
39	2	16-6	2
40	1	16-6	2
41	2	17-6	1
42-A/42-B	1	17-6	1/3
43	1	19-6	1
44	1	19-6	2
45	1	20-6	2
46	1	23-6	2
47	2	23-6	2
48	2	25-6	2
50	2	30-6	1
51	1	1-7	2
52	2	2-7	1
53	1	9-7	2-1
54	2	9-7	2

- Ensaio na ZG3
- Ensaio na ZG2
- Ensaio na ZG1

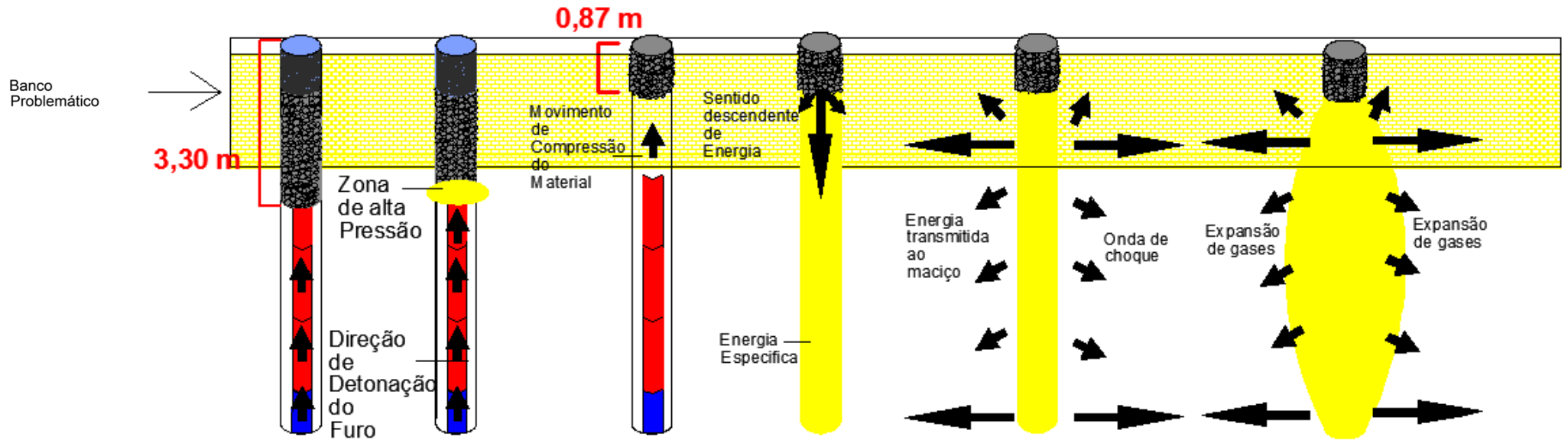
Anexo VI- Fenómenos ocorridos através dos vários ensaios



Metodologia explicável do fenómeno ocorrido no método de tamponamento utilizado no ensaio 1

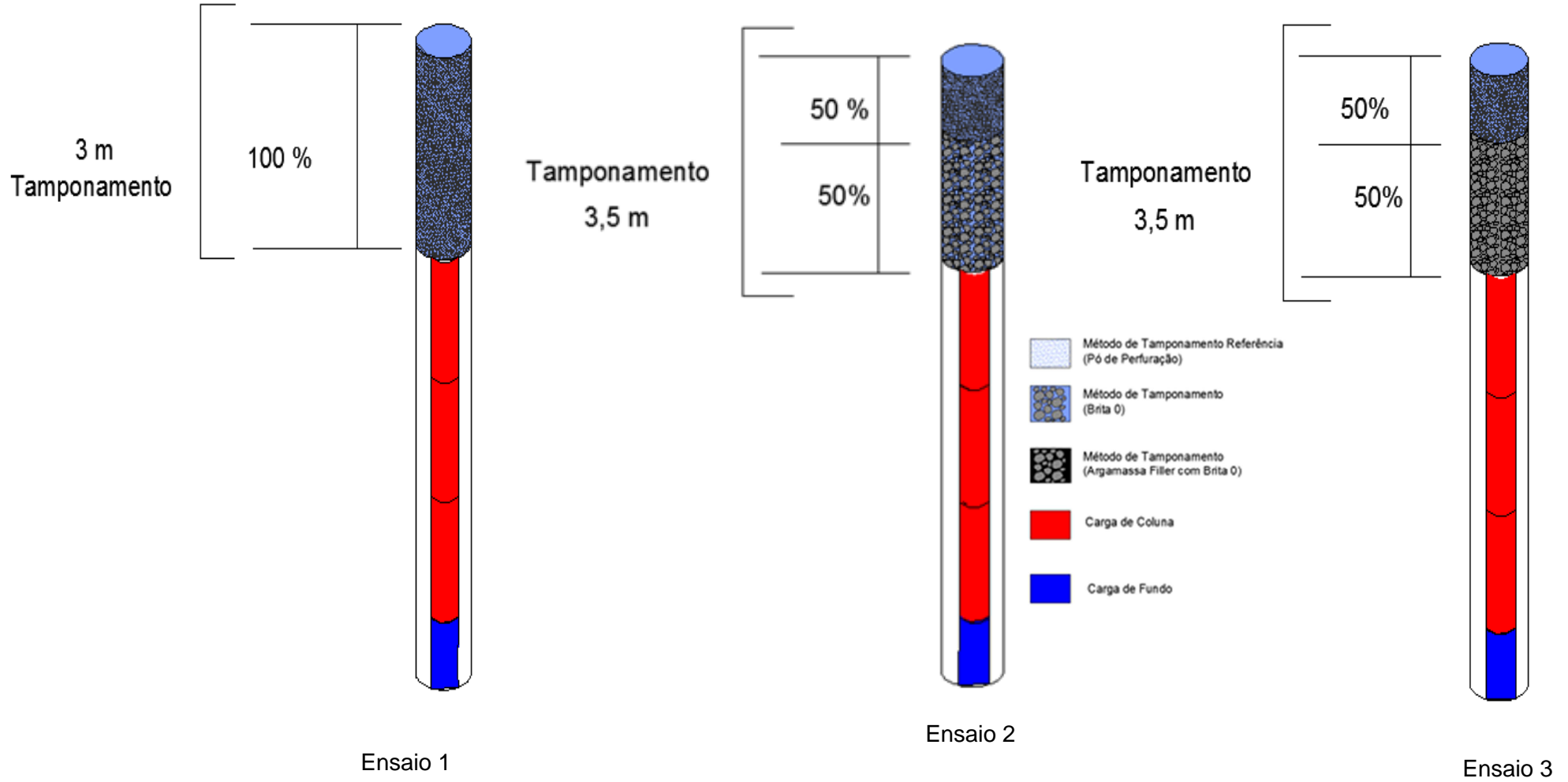


Metodologia explicável do fenómeno ocorrido no método de tamponamento utilizado no ensaio 2



Metodologia explicável do fenómeno ocorrido no método de tamponamento utilizado no ensaio 3

Anexo VII- Esquema de Tamponamento da ZG3



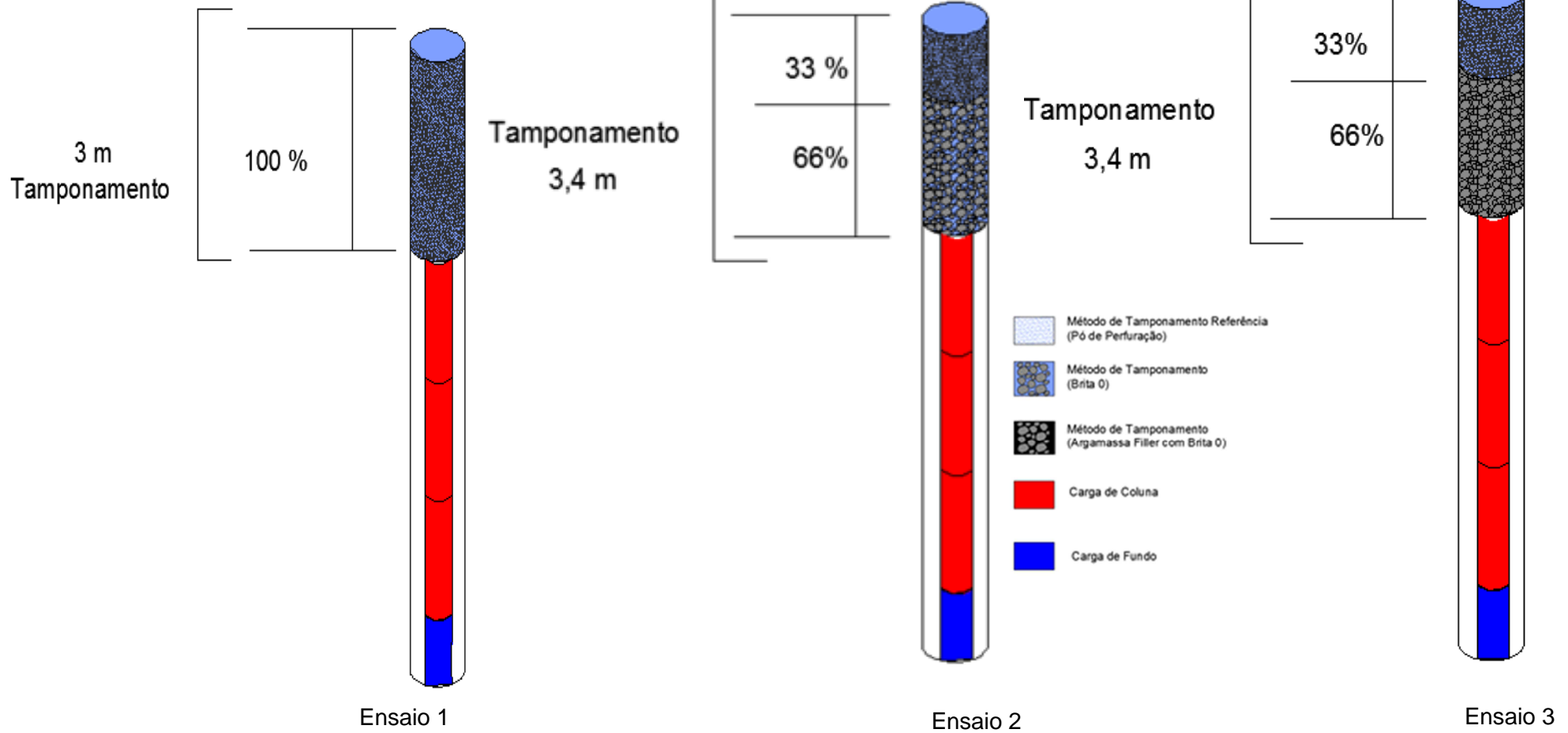
Anexo VIII- Resultado da eficiente na Retenção de Gases com o Método 1



Anexo IX- Resultado da eficiente na Retenção de Gases com o Método 2 e 3



Anexo X- Esquema de Tamponamento da ZG2



Anexo XI- Esquema de Tamponamento da ZG1

