

O USO DE EXPLOSIVOS NA ESCAVAÇÃO DE TÚNEIS: IMPLEMENTAÇÃO DO DIMENSIONAMENTO DE DIAGRAMAS DE FOGO EM FOLHAS DE CÁLCULO

JOSÉ FERNANDO DE CARVALHO MARTINHO

Dissertação submetida para satisfação parcial dos requisitos do grau de
MESTRE EM ENGENHARIA CIVIL — ESPECIALIZAÇÃO EM GEOTECNIA

Orientador: Professor Doutor António Milton Topa Gomes

Co-Orientador: Professor Doutor Henrique Sérgio Botelho de Miranda

FEVEREIRO DE 2012

MESTRADO INTEGRADO EM ENGENHARIA CIVIL 2011/2012

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL

Tel. +351-22-508 1901

Fax +351-22-508 1446

✉ miec@fe.up.pt

Editado por

FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO

Rua Dr. Roberto Frias

4200-465 PORTO

Portugal

Tel. +351-22-508 1400

Fax +351-22-508 1440

✉ feup@fe.up.pt

🌐 <http://www.fe.up.pt>

Reproduções parciais deste documento serão autorizadas na condição que seja mencionado o Autor e feita referência a *Mestrado Integrado em Engenharia Civil - 2011/2012 - Departamento de Engenharia Civil, Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto, Porto, Portugal, 2012.*

As opiniões e informações incluídas neste documento representam unicamente o ponto de vista do respectivo Autor, não podendo o Editor aceitar qualquer responsabilidade legal ou outra em relação a erros ou omissões que possam existir.

Este documento foi produzido a partir de versão electrónica fornecida pelo respectivo Autor.

A Deus

Aos meus Pais

Ao meu irmão

*Porquanto a sabedoria entrará no teu coração,
e o conhecimento será suave à tua alma.*

Provérbios de Salomão

Cap.2; Vers.10

AGRADECIMENTOS

Agradeço a Deus por tudo...

Agradeço aos meus pais...; agradeço à minha querida mãe pelo imenso carinho e toda a motivação que sempre me tem dado.

Ao meu orientador, o Professor António Milton Topa Gomes, pelos conhecimentos partilhados, pela constante disponibilidade, enorme dedicação e compreensão, pela excelente pessoa que ele é.

Ao meu co-orientador, o Professor Henrique Sérgio Botelho de Miranda, pelos conhecimentos partilhados, pela constante disponibilidade, enorme dedicação e compreensão, pela excelente pessoa que ele é.

RESUMO

Esta dissertação faz uma ligação entre o domínio dos explosivos, tradicionalmente pertencente à escola de Minas, com o ramo da geotecnia, pertencente à escola de Civil.

O documento é apresentado no âmbito da unidade curricular Dissertação em Geotecnia, com vista à obtenção do grau de Mestre Integrado em Engenharia Civil, concedido pela Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.

O seu objetivo é fazer uma abordagem e um enquadramento à temática das substâncias explosivas, para que através do cálculo de diagramas de fogo e com base no parâmetro de perturbação do maciço (D), associado ao critério de rotura de Hoek & Brown, seja feita uma análise técnico-económica, e uma reflexão quanto aos sobrecustos em betão e armadura.

Procura-se desta forma, ainda fornecer duas ferramentas de cálculo automático, uma para o cálculo de diagramas de fogo para bancadas com perfuração vertical ou sub-vertical, e outra para galerias com perfuração horizontal e caldeiro com furos paralelos e um furo largo vazio. Com estas duas ferramentas é possível uma primeira aproximação aos diagramas de fogo para o desmonte de um túnel.

PALAVRAS-CHAVE: Explosivos, Obras Subterrâneas, Desmonte Suave, Diagramas de Fogo, Perturbação do Maciço.

ABSTRACT

This thesis intends to make a connection, in the field of the explosives, between mining engineering that traditionally deals with the topic and civil engineering that also deals with underground excavations and is responsible for the design of the civil parts of a tunnel.

The document is presented as final thesis for obtaining the Integrated Master Degree in Civil Engineering, awarded by the Faculty of Engineering, University of Porto.

In its first part an approach to main aspect of the issue of explosives is performed, in order to define the main aspects that allow understanding the topic. Using the Hoek & Brown failure criteria and particularly giving emphasis to the disturbance parameter, technical and economic analysis are performed regarding the quality of the excavation with emphasis to the importance of the used type of explosives. This comparison allows quantifying the gain resulting from the use of smooth blasting techniques in comparison with other techniques.

It is also objective of the thesis to develop two tools for automatic calculation of blasting diagrams, particularly one regarding bench blasting and another one regarding tunnel excavation, with the creation of a central cut. These tools allow a first approach to the blasting diagrams, enabling a civil engineer to get a first approach to the tunnelling blast design.

KEYWORDS: Explosives, Underground Works, Smooth Blasting, Diagrams of Fire, Disturbance of the Massif.

ÍNDICE GERAL

AGRADECIMENTOS	i
RESUMO	iii
ABSTRACT	v
1. INTRODUÇÃO	1
1.1. ENQUADRAMENTO DO TEMA DA DISSERTAÇÃO	1
1.2. ORGANIZAÇÃO E OBJETIVOS DO ESTUDO	8
2. CRITÉRIOS DE ESCAVABILIDADE DE MACIÇOS	11
2.1. INTRODUÇÃO	11
2.2. OS MÉTODOS DE ESCAVAÇÃO	11
2.3. OS CRITÉRIOS DE ESCAVABILIDADE	15
2.4. VANTAGENS E INCONVENIENTES DO MÉTODO MECÂNICO E DO MÉTODO COM EXPLOSIVOS COMO FATORES QUE CONDICIONAM O MÉTODO DE DESMONTE	19
3. OS EXPLOSIVOS	23
3.1. INTRODUÇÃO	23
3.2. PROPRIEDADES DOS EXPLOSIVOS INDUSTRIAIS	24
3.3. CLASSIFICAÇÃO DOS EXPLOSIVOS INDUSTRIAIS	27
3.4. CRITÉRIOS PARA SELECIONAR O EXPLOSIVO	36
4. PROPRIEDADES DOS MACIÇOS ROCHOSOS	39
4.1. OS MECANISMOS DE ROTURA DAS ROCHAS	39
4.2. AS PROPRIEDADES DAS ROCHAS E DOS MACIÇOS ROCHOSOS E A SUA INFLUENCIA NOS RESULTADOS DOS DESMONTES	45
5. O DESMONTE EM BANCADA	49
5.1. INTRODUÇÃO	49
5.2. OS EXPLOSIVOS	50
5.3. A ATUAÇÃO DO EXPLOSIVO NO MACIÇO	50
5.4. AS VARIÁVEIS NAS PEGAS DE FOGO DE PEQUENO DIÂMETRO EM BANCADAS	52
5.4.1. O DIÂMETRO DOS FUROS	54
5.4.2. A ALTURA DA BANCADA	54
5.4.3. A INCLINAÇÃO DOS FUROS	55
5.4.4. O COMPRIMENTO DE PERFURAÇÃO	56

5.4.5. O TAMPONAMENTO.....	57
5.4.6. A SUBFURAÇÃO	57
5.4.7. A DISTÂNCIA À FRENTE.....	58
5.4.8. O ESPAÇAMENTO	59
5.5. A DISTÂNCIA À FRENTE LIVRE E A FÓRMULA DE LANGEFORS (1963)	59
5.6. AS GEOMETRIAS UTILIZADAS EM PLANTA NAS PEGAS DE FOGO EM BANCADA.....	61
5.7. A COLOCAÇÃO DOS EXPLOSIVOS.....	62
5.8. O DESACOPLAMENTO DOS EXPLOSIVOS.....	63
5.9. O CONSUMO ESPECÍFICO DE EXPLOSIVO.....	63
5.10. TEMPOS DE RETARDO E SEQUÊNCIA DE DETONAÇÃO.....	63
5.11. A QUALIDADE DE PERFURAÇÃO	65
5.12. O CÁLCULO DA PEGA DE FOGO	67

6. O DESMONTE SUBTERRÂNEO EM TÚNEIS	75
6.1. INTRODUÇÃO.....	75
6.2. SISTEMAS DE AVANÇO	76
6.3. ESQUEMAS DE DESMONTE EM TÚNEIS	77
6.4. TIPOS DE CALDEIROS E CÁLCULO DAS PEGAS DE FOGO.....	79
6.5. GEOMETRIA DOS FUROS VAZIOS	80
6.6. MÉTODO DE CÁLCULO DO CALDEIRO	81
6.7. MÉTODO DE PRÉ-CÁLCULO DOS TIROS DE ALARGAMENTO	86
6.8. MÉTODO DE CÁLCULO DOS TIROS DA SOLEIRA.....	86
6.9. MÉTODO DE CÁLCULO DOS TIROS DO CONTORNO (ABÓBADA E HASTEIS) ..	87
6.10. MÉTODO DE CÁLCULO DOS TIROS DE ALARGAMENTO (HORIZONTAIS, DESCENDENTES, ASCENDENTES).....	89
6.11. CÁLCULO DA PERFURAÇÃO ESPECÍFICA NO DIAGRAMA DE FOGO (B) E O RESPECTIVO CONTROLE ATRAVÉS DO GRÁFICO	90
6.12. CÁLCULO DA CARGA ESPECÍFICA NO DIAGRAMA DE FOGO (Q) E O RESPECTIVO CONTROLE ATRAVÉS DO GRÁFICO	91

7. O DESMONTE DE CONTORNO	93
7.1. INTRODUÇÃO.....	93
7.2. DANOS NO MACIÇO ROCHOSO DEVIDO ÀS DETONAÇÕES.....	93
7.3. MECANISMOS RESPONSÁVEIS PELA SOBREESCAVAÇÃO	94
7.4. TEORIA DO DESMONTE DE CONTORNO.....	95
7.5. PROPRIEDADES QUE INTERVÊM NO DESMONTE DE CONTORNO	96
7.6. EXPLOSIVOS UTILIZADOS NOS DESMONTES DE CONTORNO	97

7.7. TIPOS DE DESMONTE DE CONTORNO	97
7.7.1. BREVE DESCRIÇÃO	97
7.7.2. PERFURAÇÃO ALINHADA	98
7.7.3. DETONAÇÃO EM ALMOFADA (CUSH BLASTING)	99
7.7.4. REBENTAMENTO SUAVE (SMOOTH BLASTING)	100
7.7.5. PRÉ-CORTE	103

8. O CÁLCULO DOS DIAGRAMAS DE FOGO PARA UM TÚNEL TIPO	105
8.1. INTRODUÇÃO	105
8.2. CARACTERÍSTICAS DO TÚNEL	105
8.3. SELEÇÃO DOS EXPLOSIVOS	106
8.4. A 1ª FASE: DIAGRAMA DE FOGO COM PERFURAÇÃO HORIZONTAL E CALDEIRO COM UM FURO LARGO VAZIO (GALERIA)	106
8.4.1. O CÁLCULO DO DIAGRAMA DE FOGO	107
8.5. A 2ª FASE: DIAGRAMA DE FOGO COM PERFURAÇÃO SUB-VERTICAL (BANCADA)	116

9. REPERCUSSÃO DA QUALIDADE DO DESMONTE NO CUSTO DE UM TÚNEL	125
9.1. INTRODUÇÃO	125
9.2. DESCRIÇÃO DO CASO DE ESTUDO	126
9.3. CENÁRIOS GEOTÉCNICOS ASSUMIDOS	127
9.3.1. MODELO ADOPTADO	127
9.3.2. CENÁRIOS GEOTÉCNICOS	129
9.3.3. MODELO PHASE 2	129
9.4. ANÁLISE E DISCUSSÃO DOS RESULTADOS	132
9.4.1. Análise das tensões	132
9.4.2. Análise das deformações	133
9.4.3. Análise dos esforços no suporte	134
9.5. REFLEXOS AO NÍVEL DOS CUSTOS	138
9.6 CONCLUSÕES PARCIAIS	140

10. CONCLUSÕES 141

10.1. PRINCIPAIS RESULTADOS OBTIDOS 141

10.2. DESENVOLVIMENTOS FUTUROS 142

10.3. NOTA FINAL 142

BIBLIOGRAFIA 143

SÍTIOS INTERNET 144

ANEXOS 145

ÍNDICE DE FIGURAS

Fig. 1.1 – a): Caverna Lascaux (sudoeste de França); b): Caverna de Altamira (perto de Santander – Espanha) (Bisonte).....	1
Fig. 1.2 – Túnel junto à porta de Jaffa em Jerusalém.....	2
Fig. 1.3 – Túneis rodoviários do Porto, túnel 4	3
Fig. 1.4 – Túnel do sistema de Metro ligeiro da área metropolitana do Porto	3
Fig. 1.5 – Túnel rodoviário da autoestrada A-27 (Portela-Ponte de Lima)	3
Fig. 1.6 – O Eurotúnel (em inglês Channel Tunnel e em francês Le Tunnel sous la Manche)	4
Fig. 1.7 – Túnel Laerdal	5
Fig. 1.8 – Tuneladora	5
Fig. 1.9 – Roçadora de braço (adaptado de Ferrocentro, s.d.) (esquerda), Roçadora de braço Noell-NTM 160H (adaptado de López Jimeno e García Bermúdez, 1997).....	6
Fig. 1.10 – Pedreira da Malaposta – Santa Maria da Feira (Irmãos Cavaco, S.A.).....	6
Fig. 2.1 – Roçadora	12
Fig. 2.2 – Escavadora	13
Fig. 2.3 – Tuneladora	13
Fig. 2.4 – a) A execução da perfuração com Jumbo, b) O carregamento dos explosivos nos furos, c) A detonação da pega de fogo, d) A remoção do escombro	14
Fig. 2.5 - Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin et al.	15
Fig. 2.6 – Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin et al.....	16
Fig. 2.7 – Jumbo hidráulico de 3 braços para perfuração em subterrâneo	20
Fig. 2.8 – Equipamento de remoção (pá carregadora)	20
Fig. 2.9 – Equipamentos de transporte (Dumper e Camião articulado).....	21
Fig. 3.1- Detonação de uma pega de fogo em bancada	24
Fig. 3.2.– Pólvora negra	27
Fig. 3.3 – Hidrogel ou Slurrie (Polpa).....	29
Fig. 3.4 – Dinamite	31
Fig. 4.1– Onda de choque produzida pela detonação.....	39
Fig. 4.2 – Anel de rocha pulverizada.....	40
Fig. 4.3 – Fissuração radial.....	40
Fig. 4.4 – Fissuração radial e rotura da rocha por reflexão da onda de choque.....	41
Fig. 4.5 – Reflexão da onda de choque.....	41
Fig. 4.6 – fracturação devido à libertação repentina da energia de pressão.....	42
Fig. 4.7 – Rotura da rocha por flexão (Nitro Nobel).....	43
Fig. 4.8 – Esquema estrutural de funcionamento do desmonte.....	43
Fig. 4.9 – Resumo dos mecanismos de rotura.....	44
Fig. 4.10 – Direções relativas dos estratos com o eixo do túnel.....	46
Fig. 4.11 – Sequência de iniciação de um caldeiro com furo central a as tensões residuais horizontais com sequência incorreta (a) e com sequência correta (b).....	47
Fig. 5.1 – Volume arrancado por um tiro (vista em planta).....	50
Fig. 5.2 – Volume arrancado por vários tiros (vista em planta).....	51
Fig. 5.3 – Pega de fogo em bancada.....	51
Fig. 5.4 – Esquema de uma pega de fogo em bancada com as variáveis geométricas.....	52
Fig. 5.5 – Estados de flexão de uma bancada com várias relações de K/V: K/V=1; K/V=2; K/V=3.....	55
Fig. 5.6 – O equipamento de perfuração executando perfuração em bancada e constituição dos acessórios de perfuração	55
Fig. 5.7 – Subfuração mínima necessária.....	58
Fig. 5.8 – Geometria da frente livre e sequência de detonação.....	61
Fig. 5.9 – Exemplo de uma sequência de detonação em bancada.....	64
Fig. 5.10 – Exemplo de uma sequência de detonação em bancada.....	64

Fig. 5.11 – Furos desalinhados na face do talude (meias canas).....	65
Fig. 5.12 – Esquema do desvio da perfuração em relação ao ângulo de intersecção com as descontinuidades do maciço rochoso.....	66
Fig. 5.13– Principais dimensões do túnel.....	67
Fig. 6.1 – Sistemas de avanço em túneis.....	77
Fig. 6.2 – Túnel com avanço em duas secções e com as soluções de pega em bancada com perfuração horizontal e perfuração sub-vertical.....	77
Fig. 6.3 – Vários métodos de desmonte em secções parciais.....	77
Fig. 6.4 – Zonamento de um diagrama de fogo tipo num desmonte subterrâneo.....	78
Fig. 6.5 – Orientação dos furos de contorno para manter o perfil longitudinal do túnel.....	78
Fig. 6.6 – Exemplo de caldeiro queimado (burn cut).....	79
Fig. 6.7 – Exemplos de caldeiros de furo largo de grande diâmetro (large hole cut).....	79
Fig. 6.8 – Caldeiro em leque.....	79
Fig. 6.9 – Caldeiro em V.....	80
Fig. 6.10 – Ábaco para o cálculo do diâmetro do furo largo vazio (mm). Em abcissas tem o comprimento teórico dos furos (m) e em ordenadas tem o rendimento da pega (%)......	81
Fig. 6.11 – Caldeiro de um furo largo vazio. Definição das várias dimensões.....	82
Fig. 6.12 – Ábaco que permite a determinação da distância (a) entre os centros do furo não carregado e os furos carregados mais próximos (furos do 1º quadrado) em ordenadas em função do diâmetro do furo largo vazio (mm).....	82
Fig. 6.13 – Ábaco para o 1º Quadrado ou secção, para o cálculo da concentração de carga de coluna mínima (Ic) (Kg/m) (em ordenada) em função da distancia à frente (em abcissa).....	85
Fig. 6.14 – Ábaco para o 2º Quadrado ou secção e restantes quadrados, para o cálculo da concentração linear de carga mínima (Ic) (Kg/m) (em ordenada) em função da distância à frente máxima (B) (em abcissa).....	85
Fig. 6.15 – Ábaco para os tiros de alargamento, para o cálculo da distância à frente livre (B) (m) (em ordenada) em função da concentração da carga de fundo (Ib) (Kg/m) (em abcissa).....	86
Fig. 6.16 – Desvio (Look Out) (S).....	87
Fig. 6.17 – Esquema da cunha a usar nos furos de contorno.....	88
Fig. 6.18 – Perfuração específica (b) (m/m^3).....	90
Fig. 6.19 – Carga específica (q) (m/m^3).....	91
Fig. 6.20 – Localização do caldeiro na secção do túnel.....	92
Fig. 7.1 – Mecanismo de corte segundo o contorno.....	95
Fig. 7.2 – Furação em linha (Line drilling).....	99
Fig. 7.3 – Detonação em almofada.....	100
Fig. 7.4 – Sobreescavação e sobrefraturação do maciço circundante com: a) explosivos convencionais e b) explosivos do tipo Gurit.....	101
Fig. 7.5 – A velocidade de vibração é função da distância (R) e da densidade de carga (Q).....	102
Fig. 7.6 – A sobreescavação para diferentes tipos de explosivos.....	102
Fig. 7.7 – A teoria do pré-corte.....	103
Fig. 8.1 – Desvio (LOOK-OUT).....	112
Fig. 9.1 – Sobreescavação no maciço rochoso.....	125
Fig. 9.2 – Secção transversal tipo considerada como representativa para o estudo.....	126
Fig. 9.3 – Intervalo de variação do factor D.....	127
Fig. 9.4 – Dados de entrada (Input) no programa Roclab: a) Cenário Geotécnico 1; b) Cenário Geotécnico 2.....	130
Fig. 9.5 – Valores calculados no Roclab: a) Cenário Geotécnico 1; b) Cenário Geotécnico 2.....	131
Fig. 9.6 – Valores calculados no Roclab: a) Cenário Geotécnico 1; b) Cenário Geotécnico 2.....	131
Fig. 9.7 – A 1ª fase: Escavação com suporte primário (Betão projectado) activo.....	132
Fig. 9.8 – Tensão principal máxima: Cenário Geotécnico 1; b) Cenário Geotécnico 2.....	132
Fig. 9.9 –Tensão principal mínima: a) Cenário Geotécnico 1; b) Cenário Geotécnico 2.....	133
Fig. 9.10 – Deslocamentos totais: a) Cenário Geotécnico 1; b) Cenário Geotécnico 2.....	133
Fig. 9.11 – Os Momentos Flectores atuantes para D=0 e para D=1.....	134
Fig. 9.12 – Simbologia da localização dos pontos de estudo no contorno do túnel	134

ÍNDICE DE QUADROS

Quadro 2.1– Domínios dos métodos de escavação em função do maciço a desmontar.....	11
Quadro 2.2 – Os critérios de escavabilidade e os respetivos parâmetros de caracterização do maciço.....	18
Quadro 3.1 – Características dos vários explosivos	33
Quadro 3.2 – Valores para cálculo de diagramas de fogo	34
Quadro 3.3 – Explosivos produzidos em Portugal	35
Quadro 3.4 – Preços comparativos dos explosivos industriais	36
Quadro 4.1 – Classificação da rocha segundo a sua aptidão para a fragmentação com explosivos.....	45
Quadro 5.1 – Relação entre a altura da bancada, diâmetro de perfuração e equipamento de remoção	54
Quadro 5.2 – Os vários autores e as respetivas variáveis das suas fórmulas	60
Quadro 5.3 – Dados de entrada para o cálculo da pega de fogo	68
Quadro 5.4 – A distância à frente em função do tipo de explosivo.....	69
Quadro 5.5 – O espaçamento em função da fragmentação pretendida.....	70
Quadro 5.6 – A perfuração específica	70
Quadro 5.7 – A carga específica.....	71
Quadro 5.8 – A carga específica alterada.....	73
Quadro 5.9 – A carga específica final ou corrigida	73
Quadro 5.10 – Quadro-resumo para execução dos trabalhos na obra	74
Quadro 6.1 – As expressões de cálculo para os tiros da soleira.....	87
Quadro 6.2 – As expressões de cálculo para os tiros de contorno	88
Quadro 6.3 – Tabela da Gurit.....	89
Quadro 6.4 – As expressões de cálculo para os tiros de alargamento	89
Quadro 7.1 – Valores recomendados em função do diâmetro dos furos do contorno.....	103
Quadro 8.1 – Principais variáveis necessárias ao dimensionamento da meia secção superior	106
Quadro 8.2 – Explosivos industriais	116
Quadro 8.3– Principais variáveis necessárias ao dimensionamento da meia secção inferior	117
Quadro 9.1– Cenários geotécnicos considerados	129
Quadro 9.2– Parâmetros definidores das propriedades do maciço para os vários cenários geotécnicos	131
Quadro 9.3– Tensão Principal Máxima (MPa)	135
Quadro 9.4– Tensão Principal Mínima (MPa).....	135
Quadro 9.5– Deslocamento Total (m).....	135
Quadro 9.6 – Cálculos para os vários cenários	137
Quadro 9.7– Sobreconsumo de betão em função da qualidade de desmonte	138
Quadro 9.8– Sobreconsumo na armadura resistente de flexão em função da qualidade do desmonte e do GSI	138
Quadro 9.9– Sobreconsumos em função da qualidade de desmonte (D) e do GSI	139

SÍMBOLOS E ABREVIATURAS

- A – Área da secção transversal da armadura de tração (m^2)
- A' – Área da secção transversal da armadura de compressão (m^2)
- a – Distância entre o furo de expansão (furo largo vazio) e os furos carregados mais próximos (m)
- A_c – Área da secção transversal de betão (m^2)
- A_s – Área da secção transversal da armadura de tração e de compressão (m^2)
- α - Altura reduzida da linha neutra
- α – Ângulo entre o furo e a vertical (°)
- α_{Lim} - Condição para avaliação da rotura dúctil com aviso
- b – Largura da secção rectangular (m)
- b – Perfuração específica (m/m^3)
- B – Distância à frente (Galeria)
- b_{caldeiro} – Perfuração específica dos furos do caldeiro (m/m^3)
- B_{corrig} – Distância à frente corrigida (Galeria) (m)
- c – Constante que define a quantidade de explosivo necessário para fragmentar $1m^3$ de rocha
- c' - Constante da rocha
- CGT – Concentração de gases tóxicos (IME – Institute of Makers of Explosives)
- CO – Monóxido de Carbono
- d – Altura útil da secção transversal (m)
- D – Factor de perturbação ou de alteração introduzido no maciço devido à ação das substâncias explosivas
- D – Diâmetro de cada furo não carregado (Galeria) (mm)
- d_f – Desvio dos furos (m)
- D_e – Diâmetro equivalente (mm)
- DEC - Departamento de Engenharia Civil
- δ_c – Densidade de carga
- Δh – Diferença de altura (m)
- δ_r – Densidade da rocha
- E – Espaçamento entre furos do mesmo alinhamento (da mesma fiada) (m)
- E - Módulo de elasticidade (GPa)
- e – Espaçamento entre cartuchos (Galeria) (m)
- e' – Erro de emboquilhamento (m)
- e* - Espaçamento total entre cartuchos (Galeria) (m)

E_{corrig} – Espaçamento corrigido (m)

EEI – Empresa de Explosivos Industriais, Lda

F – Erro de perfuração ou factor corretivo do desvio de perfuração (m)

f – Factor corretivo em função da inclinação dos furos (m)

FEUP – Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto

f_{cd} – Valor de cálculo da tensão de rotura do betão à compressão (MPa)

f_{yd} – Valor de cálculo da tensão de rotura da armadura (MPa)

ϕ – Diâmetro de perfuração (Bancadas), Diâmetro do furo largo vazio (Galerias) (mm)

γ – Peso específico da rocha (KN/m³)

H – Comprimento do furo (m)

H_0 – Comprimento de tamponamento (m)

H_b – Comprimento da carga de fundo (m)

H'_b – Altura preenchida por cartuchos de carga de fundo (m)

H_c – Comprimento da carga de coluna (m)

H'_c – Altura preenchida por cartuchos de carga de coluna (m)

$H_{1\text{cart}}$ – Altura de um cartucho (m)

i – Inclinação da frente livre de desmonte em bancadas

I_f – Índice de espaçamento de descontinuidades

IMP – Impedância do explosivo

$IMP_{\text{maciço}}$ – Impedância do maciço

IS_{50} – Índice de resistência à carga pontual

ISEP – Instituto Superior de Engenharia do Porto

j_a – Grau de alteração da rocha nas diaclases

j_a, j_r – Parâmetros do sistema de classificação Q de Barton

j_s – Disposição relativa dos blocos inclinados segundo a direção de extração

K – Altura da bancada (m)

K – coeficiente de transmissão térmica [W/m²°K]

L – Profundidade de desmonte da pega de fogo (m)

l – Comprimento da carga no furo (m)

l_b – Concentração linear da carga de fundo (kg/m)

$l_{b, \text{corrig}}$ – Concentração linear da carga de fundo corrigida (kg/m)

l_c – Concentração linear da carga de coluna (kg/m)

$l_{c, \text{corrig}}$ – Concentração linear da carga de coluna corrigida (kg/m)

Look-Out – Desvio existente na perfuração de contorno

M – Momento flector (KN*m)

m_b – Valor reduzido da constante do material m_i

M_c – Resistência à compressão simples da rocha (MPa)

μ – Momento reduzido

M_{Rd} – Valor de cálculo do momento flector resistente (KN*m)

M_{Ed} – Valor de cálculo do momento flector atuante (KN*m)

N – Índice de escavabilidade

N – Esforço axial (KN)

N_{cart} – Número de cartuchos

NE – Número de espaços

NF – Número de furos por fiada

N_f – Número de furos vazios

NO – Óxido de Azoto

PD – Pressão de detonação

PRP – Potência relativa em peso do explosivo ou força do explosivo

Q – Carga de explosivo, Peso de explosivo (kg)

Q_b – Peso da carga de fundo (kg)

$Q_{b, real}$ – Peso da carga de fundo real (kg)

$Q_{b, corrig}$ – Peso da carga de fundo corrigida (kg)

$q_{caldeiro}$ – Carga específica dos furos do caldeiro (kg/m^3)

Q_c – Peso da carga de coluna (kg)

$Q_{c, real}$ – Peso da carga de coluna real (kg)

$Q_{c, corrig}$ – Peso da carga de coluna corrigida (kg)

Q_T – Peso da carga total de explosivo no furo (kg)

$Q_{T, alt}$ – Peso da carga total de explosivo alterada (kg)

q – Carga específica (kg/m^3)

ν – Coeficiente de Poisson

ϖ – Percentagem mecânica de armadura

R – Distância entre o local de detonação e o local de estudo dos danos no maciço

RMR – Rock Mass Rating

RQD – Rock Quality Designation Index (Índice de qualidade do maciço. Espaçamento médio entre fracturas)

ρ_e – Densidade de carga do explosivo

S – Desvio (Look-Out)

s, a – Constantes do maciço

σ_1 – Tensão principal máxima (MPa)

σ_3 – Tensão principal mínima (MPa)

σ_{ci} – Tensão de compressão uniaxial do maciço intacto (MPa)

σ_c – Tensão de compressão uniaxial do maciço (MPa)

σ_v – Tensão vertical num dado ponto do maciço (MPa)

SEC – Sociedade de Explosivos Civis, S.A.

SPEL – Sociedade Portuguesa de Explosivos, S.A.

TBM – Tunneling Boring Machine (Tuneladora)

TNT – Trinitrotolueno (Elemento sensibilizador)

U – Subfuração (m)

UCS – Índice de resistência à compressão uniaxial (MPa)

V – Distância à frente livre em bancadas (m)

V – Velocidade de vibração (mm/s)

V – Esforço transversal (KN)

V_{corrig} – Distância corrigida à frente livre (m)

$V_{máx}$ – Distância máxima à frente livre (m)

VD – Velocidade de detonação (m/s)

V_p – Velocidade de propagação das Ondas sísmicas primárias, longitudinais, de compressão (Ondas P) (m/s)

W – Estado de alteração

W – Largura da frente com desmonte normal (exceptuando as zonas de desmonte suave) (m)

W – Largura das frentes livres criadas sucessivamente no caldeiro (Galeria) (m)

W' – Largura total da frente de desmonte (m)

1

INTRODUÇÃO

1.1. ENQUADRAMENTO DO TEMA DA DISSERTAÇÃO

O espaço subterrâneo é usado pelo Homem desde a pré-história, onde o Homem primitivo usava as grutas e cavernas como abrigos onde se refugiava, e onde registava a sua permanência através de pinturas nas paredes.

Remonta ao período paleolítico, o período mais antigo da história da arte que se conhece, e que se inicia com as pinturas rupestres através de figuras de animais que eram necessários à sua existência tais como bisontes, mamutes, cavalos e outros animais feridos por flechas ou cercados em armadilhas.

Na Fig. 1.1, a título de exemplo, apresentam-se exemplos de pinturas feitas pelo Homem primitivo nas paredes da rocha de cavidades existentes em subterrâneo em França e em Espanha.



a)



b)

Fig. 1.1 – a): Caverna Lascaux (sudoeste de França); b): Caverna de Altamira (perto de Santander – Espanha) (Bisonte)

<http://taislc.blogspot.com/2011/03/assim-comecou-historia-da-arte.html>

Também existem vestígios arqueológicos em que o Homem primitivo abria túneis para exploração de inertes e substâncias minerais. É o caso da pedreira de Grime's Grave em Inglaterra, em que a escavação foi feita com os chifres dos animais como picaretas.

O primeiro túnel destinado à passagem a pé de pessoas e não à mineração foi feito na Mesopotâmia, sob o rio Eufrates, por volta de 2100 a.C. para estabelecer uma ligação subterrânea entre o palácio real e o templo, separados por uma distância de cerca de 1000 m.

Dentro dos túneis rodoviários, o mais antigo tem 38 m e foi escavado pelos romanos na Via Flâmnia em 76 d.C. (<http://www.oexplorador.com.br/site/ver.php?codigo=6094>)

No domínio dos túneis para abastecimento de águas à população está o túnel descoberto junto ao portão de Jaffa em Jerusalém, Cidade Santa, apresentado na Fig. 1.2. É um aqueduto que tem 0,6 m de largura e 1,5 m de altura, e está datado do século II d.C. (tem 1800 anos). O aumento constante de residentes em Jerusalém e a consequente escassez de água foram os principais factores que levaram à sua construção, durante o reinado do rei Herodes. O aproveitamento até ao limite da gravidade foi adoptado para conduzir a água desde as nascentes nas colinas de Hebrom e que vinha por dezenas de quilómetros até à cidade nas piscinas de Salomão e daí distribuídas por dois aquedutos principais, o aqueduto superior e o aqueduto inferior.



Fig. 1.2 – Túnel junto ao portão de Jaffa em Jerusalém
<http://www.cafetorah.com/Descoberto-o-Aqueduto-Superior-de-Jerusalem>

Está no desenvolvimento da humanidade a principal razão pela crescente busca, no espaço subterrâneo como espaço extra, de soluções para resolver os mais variados problemas que têm vindo a ser enfrentados pelas sociedades.

Nos tempos modernos, as obras subterrâneas têm adquirido um aumento de importância no planeamento urbano para descongestionar o tráfego, onde devido ao património edificado por vezes não restam outras soluções. Também nas localidades situadas fora das cidades, as obras subterrâneas muitas vezes são a melhor solução ou até a única solução devido à impossibilidade de alterações à superfície por motivos relacionados com questões económicas, imposições do foro ambiental e paisagístico ou por condicionalismos topográficos.

Dentro dos túneis urbanos em Portugal, destacam-se obras como os túneis na cidade do Porto, tanto os túneis rodoviários como os túneis do sistema de Metro, túneis que foram executados pelo método mecânico de tuneladora, (TBM-Tunneling Boring Machine). Dentro dos túneis da cidade do Porto, apresenta-se na Fig. 1.3 o túnel 4 destinado à circulação rodoviária. Também na mesma cidade, é apresentado através da Fig. 1.4 o túnel para circulação do Metro ligeiro.



Fig. 1.3 – Túneis rodoviários do Porto, túnel 4
<http://soaresdacosta.pt/documents/institucional/Media/Brochuras/Tuneis.pdf>



Fig. 1.4 – Túnel do sistema de Metro ligeiro da área metropolitana do Porto
<http://soaresdacosta.pt/documents/institucional/Media/Brochuras/Tuneis.pdf>

Como exemplo de túneis localizados fora das áreas urbanas, é de salientar os túneis rodoviários da autoestrada A-27 no norte de Portugal, em Ponte de Lima, como mostra a Fig. 1.5, realizados com recurso ao método de explosivos.



Fig. 1.5 – Túnel rodoviário da autoestrada A-27 (Portela-Ponte de Lima)
<http://www.panoramio.com/photo/49538785>

O túnel faz parte de um conjunto de obras subterrâneas que se distinguem pela relação entre as suas três dimensões. O túnel é um trabalho linear uma vez que uma das suas dimensões é muito superior às outras duas. Dentro dos trabalhos subterrâneos também se incluem as cavernas que têm as três dimensões semelhantes e são usadas para múltiplas finalidades tais como centrais hidroelétricas ou para depósitos de substâncias.

Nas várias fases de execução de um túnel verifica-se o recurso à Geotecnia, ramo científico da Engenharia Civil. Trata-se de uma herança da Engenharia de Minas, em que toda a ciência e experiência no domínio subterrâneo feita ao longo dos anos contribuiu muito para a evolução deste tipo de obras feitas através da Engenharia Civil, em busca da melhor solução para os mais variados problemas da sociedade. Por consequência, nestes últimos anos tem-se assistido a um crescimento apreciável deste ramo da engenharia.

Os túneis podem ter diversas finalidades, tais como: vias de comunicação (rodoviários e ferroviários), obras hidráulicas, galerias mineiras, depósitos ou câmaras de armazenamento, sendo muito vasto o campo de aplicações destas obras geotécnicas, que têm particularidades específicas que dependem das condições naturais do maciço, e em que a Geotecnia tem o papel fundamental em praticamente todas as fases da Obra.

Dentro de obras a nível mundial, destaca-se no grupo dos túneis ferroviários o Eurotúnel, como ilustra a Fig. 1.6, sendo um túnel submarino que faz a ligação entre França e Inglaterra pelo canal da Mancha, com uma extensão de 50,5 Km.



Fig. 1.6 – O Eurotúnel (em inglês Channel Tunnel e em francês Le Tunnel sous la Manche)

<http://www.jedenadres.pl/tag/eurotunnel/>

Dentro do grupo dos grandes túneis rodoviários, destaca-se o túnel rodoviário, da Fig. 1.7, mais comprido do mundo com 24,5 Km de extensão localizado na ligação entre Oslo (capital da Noruega, na costa leste) e Bergen (na costa oeste).



Fig. 1.7 – Túnel Laerdal
http://en.wikipedia.org/wiki/L%C3%A6rdal_Tunnel

A escavação em maciços rochosos é uma atividade muito complexa e tem enormes repercussões na eficiência da construção de túneis.

Para a execução do desmonte de um maciço existem os métodos de desmonte mecânico e de desmonte com recurso a explosivos.

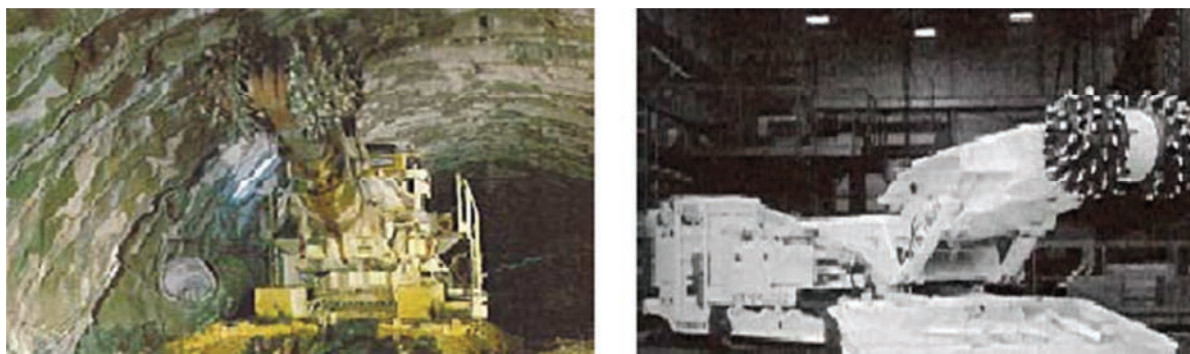
A tecnologia associada aos equipamentos mecânicos é bastante complexa, podendo o desmonte do maciço ser realizado com ataque em secção plena ou em abertura faseada. Os equipamentos mecânicos mais utilizados na escavação de túneis incluem as tuneladoras (TBM-Tunneling Boring Machine) que executam a abertura em plena secção.

Na Fig. 1.8, trata-se da tuneladora fabricada na empresa Herrenknecht tiene em Schwanau (Alemanha) e foi usada na perfuração dos túneis urbanos de Girona (Espanha). Uma obra inserida no desenvolvimento da linha de Alta Velocidade Madrid-Barcelona-fronteira francesa.



Fig. 1.8 – Tuneladora
<http://i-tecnicos.blogspot.com/>

Também as roçadoras, retroescavadoras e martelos hidráulicos executam a abertura do maciço de forma faseada. Na Fig. 1.9, são dados exemplos de roçadoras utilizadas essencialmente em rochas brandas e em que se empregam diferentes tipos de cabeças, adequadas às características da rocha a desmontar.



a) b)
Fig. 1.9 – a) Roçadora de braço (adaptado de Ferrocentro, s.d.); b) Roçadora de braço Noell-NTM 160H (adaptado de López Jimeno e García Bermúdez, 1997) (Bastos, 1988)

Quanto maior a oposição que o maciço oferece ao seu desmonte, maior será a tendência para o recurso a explosivos em substituição do desmonte mecanizado.

A aplicação civil dos explosivos já tem centenas de anos e teve o seu maior crescimento em meados do século XIX. Os explosivos são uma ferramenta da engenharia muito eficaz e de grande precisão, devendo ser muito bem conhecidas as suas características e utilizados de acordo com normas técnicas bem determinadas, e cujos efeitos podem ser controlados.

As substâncias explosivas estão presentes de forma direta ou indireta no dia-a-dia de todas as pessoas, nas mais variadas utilizações como: estradas abertas com recurso a explosivos, estradas executadas com materiais extraídos nas pedreiras com recurso a explosivos, a habitação familiar feita com materiais como o aço ou betão que foram extraídos de pedreiras ou de minas com recurso a explosivos.

A pedreira da Malaposta, Fig. 1.10, localizada em Santa Maria da Feira e que produz vários tipos de materiais tais como: material britado de granulometria extensa (MBGE), agregados para pavimentos de estradas, britas para obras ferroviárias, agregados para centrais de betão pronto e enrocamento selecionado para obras marítimas.



a) b)
Fig. 1.10 – Pedreira da Malaposta – Santa Maria da Feira (Irmãos Cavaco, S.A.)
a) Zona de extração; b) Zona de tratamento

http://www.icsa.pt/client/documentos/Outros/ICSA_COMERCIAL.pdf

Em muitas situações, os explosivos podem trazer vantagens comparativamente com os meios mecanizados, tais como: maior rapidez de execução e maior economia no desmonte associados a bons níveis de segurança na execução dos trabalhos, desde que sejam sempre observadas as normas de segurança no trabalho existentes neste domínio.

No caso de um túnel, o objectivo principal é criar um vazio com o mínimo de sobreescavação. Contudo, também tem de estar sempre presente que a operação de desmonte está intimamente interligada com as operações a jusante que dependem do método de escavação tais como a operação de remoção do escombros, o dimensionamento e instalação de suportes (primários e secundários), as atividades acessórias (ventilação, drenagem, iluminação) e com as condições de segurança e higiene no trabalho. O faseamento e a velocidade de avanço estão intimamente ligadas aos tipos de suporte aplicados, pelo que condiciona o ciclo de desmonte.

A escavação de túneis recorre a métodos distintos em função da tipologia dos terrenos atravessados pelo traçado da obra. Em maciços brandos aplica-se escavação mecanizada, e em maciços rochosos competentes é utilizada a técnica dos explosivos. Para definir o método adequado de desmonte do maciço recorre-se aos critérios de escavabilidade existentes e definidos por vários autores.

Os trabalhos geotécnicos que recorrem ao uso de explosivos em áreas urbanas geram vários impactos ambientais, onde é de realçar o fenómeno das vibrações nos terrenos, que é verificado quando ocorrem as detonações. Numa dada detonação é transmitida energia ao maciço: uma parte transforma-se em trabalho útil, outra parte cria perturbações no maciço que se transmite às edificações. As vibrações causadas pelas detonações de explosivos criam um impacto negativo nas populações causando nestas um nível de receio.

Com a evolução tecnológica no âmbito dos explosivos e com a teoria das cargas seletivas, que consiste na divisão da carga no furo em carga de fundo e carga de coluna, torna-se possível no cálculo dos diagramas de fogo a aplicação de uma maior variedade de cargas explosivas em que há uma variação da pressão de detonação.

É de salientar o aparecimento das cargas especiais do tipo Gurit para execução de desmontes de contorno em túneis, para reduzir a perturbação transmitida pela detonação ao maciço.

1.2. ORGANIZAÇÃO E OBJETIVOS DO ESTUDO

O presente estudo inicia com uma abordagem aos critérios de escavabilidade de maciços no capítulo 2. Aqui são definidos os métodos existentes, as suas características e os campos de aplicação de cada método. Também são definidos os principais critérios usados para definir o método de escavação aconselhável em função das características do maciço a ser desmontado.

No capítulo 3, faz-se uma apresentação dos explosivos industriais existentes no mercado para a execução de obras de engenharia civil e suas propriedades principais, bem como os critérios para seleccionar os explosivos com base nas características da obra em causa.

No capítulo 4, é explicada a forma com que o explosivo atua no maciço rochoso e executa o desmorte da rocha. Também são apresentadas as propriedades do maciço rochoso e da rocha que podem influenciar o resultado do desmorte com os explosivos.

Como este trabalho inclui o cálculo de um diagrama de fogo em bancada inserida no interior de um túnel no capítulo 8, então neste capítulo 5 são estudadas as variáveis que entram nos diagramas de fogo em bancadas e as suas características, bem como é feita uma explicação quanto à forma como se executa o cálculo de um diagrama de fogo para bancadas.

O capítulo 6 abrange o método de desmorte em subterrâneo (túneis), pelo que se faz uma apresentação sobre as várias formas de ataque em túnel, os esquemas de desmorte, os tipos de caldeiros existentes e suas geometrias. Tal como foi feito no capítulo anterior, também será feito o cálculo de um diagrama de fogo para galeria com perfuração horizontal e caldeiro com um furo largo vazio no capítulo 9, e então apresenta-se aqui a forma de cálculo de um caldeiro e da pega de fogo para furos horizontais com caldeiro.

Ambos os diagramas de fogo calculados neste estudo, foram feitos empregando explosivos especiais e a técnica de desmorte suave (Smooth Blasting), que se trata da técnica preferencial. No entanto existem outras técnicas, que são abordadas no capítulo 7, onde são discutidas as suas vantagens e inconvenientes. Também aqui são analisados os danos criados no maciço em função do tipo de explosivo e sua potência empregue, dados estes que serão a base do estudo feito no capítulo 9 sobre a repercussão da qualidade do desmorte no custo de um túnel.

No capítulo 8, é apresentado o cálculo do diagrama de fogo para galeria com perfuração horizontal com caldeiro de um furo largo vazio que vai ser a 1ª fase de escavação do túnel. Também está o diagrama de fogo para a 2ª fase de ataque ao túnel que será feita pelo método de desmorte em bancada com perfuração sub-vertical.

Neste presente trabalho, estes diagramas de fogo foram calculados com a técnica de desmorte suave e cargas especiais do tipo Gurit para os seus dados serem correlacionados com o parâmetro $D=0$ (correspondente à Gurit), sendo D o factor de perturbação do maciço e que traduz o grau de perturbação introduzido no maciço pelo agente explosivo utilizado no contorno, e que por sua vez leva à análise dos consumos de betão para preenchimento de sobreescavação e de armadura resistente à flexão.

Estes diagramas também foram feitos em folha de cálculo com o objetivo de ficar em anexo a este trabalho uma ferramenta de cálculo automático de pegadas de fogo, de forma que o utilizador ao introduzir os dados para uma determinada obra numa folha intitulada por “Entrada de dados”, e tendo outra folha onde os cálculos são executados, pode através de um boletim de resultados obter os dados de uma forma extremamente rápida e eficiente para aplicação em obra. Há que ter sempre presente, caso seja necessário, que devem ser introduzidos os devidos ajustes em função dos resultados obtidos

nas pegadas de fogo no decorrer da obra, tendo em conta os objetivos pretendidos. Estas alterações devem ser feitas na folha correspondente aos cálculos executados.

No capítulo 9 procura-se discutir os reflexos da qualidade de furação de um túnel nos aspectos mais diretamente relacionados com a engenharia civil. Assim, é analisada a repercussão da qualidade do desmorte no custo de um túnel, através da análise do consumo de betão projetado para preencher a sobreescavação e da análise do consumo da armadura resistente à flexão.

2

CRITÉRIOS DE ESCAVABILIDADE DE MACIÇOS

2.1. INTRODUÇÃO

Os métodos de escavação de maciços são variados, existindo o desmonte executado de forma manual que pode ser feito no domínio dos pequenos trabalhos em solos onde não se justifica ou é impossível a aplicação de meios mecânicos. Em trabalhos de maior dimensão em solos e rochas aplicam-se soluções mecanizadas, escolhendo-se de forma preferencial para maciços rochosos de grande dureza a solução do recurso a explosivos.

2.2. OS MÉTODOS DE ESCAVAÇÃO

Os métodos de escavação vão desde o desmonte manual ao desmonte mecanizado e também o desmonte com recurso a explosivos, tendo cada o seu domínio de aplicação. No Quadro 2.1 apresenta-se a relação dos métodos de escavação com o tipo de maciço a desmontar.

Quadro 2.1– Domínios dos métodos de escavação em função do maciço a desmontar
(Topa Gomes, 2010)

TIPO DE SOLA/ROCHA	SOLO	ROCHA BRANDA	ROCHA DURA
ESCAVAÇÃO MECÂNICA			
MANUAL			
ESCAVADORA			
CABEÇA ROÇADORA			
TBM COM ESCUDO			
TBM SEM ESCUDO			
PERFURAÇÃO+DETONAÇÃO			

O princípio da escolha tem por base a resistência do maciço em que quanto maior for, maior será a tendência para a escolha dos explosivos.

No entanto, como evidencia o Quadro 2.1, 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 tuneladora sem escudo 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 antigamente pertenciam 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 já interiorizada 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 havido a preocupação numa constante evolução, e hoje em dia estão disponíveis no mercado explosivos especiais, que são aplicados com técnicas de desmonte especiais e em contextos de obra especiais.

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 características da rocha, condicionamentos de cariz ambiental, custos associados aos métodos de desmonte e custos de transporte. Tem de se ter sempre presente que cada situação em concreto deve ser analisada de forma única e criteriosa.

Dentro dos equipamentos mecanizados mais utilizados na escavação de túneis estão as roçadoras, como ilustra a Fig. 2.1, usadas em rochas brandas, em que a cabeça com capacidade rotativa tem a vantagem de ser adaptável ao tamanho e à forma da secção.

Segundo López Jimeno e Diaz Méndez (1997), as roçadoras aplicam-se na escavação de maciços com resistência à compressão entre 80 MPa e 120 MPa.

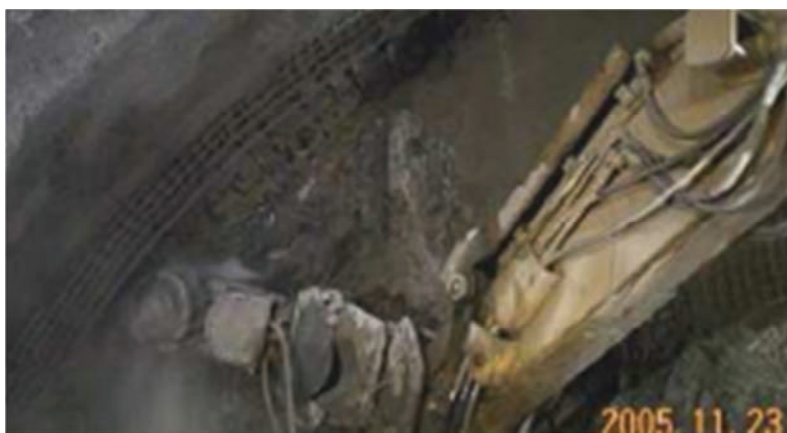


Fig. 2.1— Roçadora
(Topa Gomes, 2010)

As escavadoras incluem-se também neste grupo dos equipamentos mecânicos, e podem ser usadas em solos e em rochas muito brandas. Conforme exemplifica a Fig. 2.2, pode no seu braço com sistemas hidráulicos ser montada uma caçamba ou martelos hidráulicos que executam a escavação em toda a secção inclusive nos cantos onde o acesso é mais difícil. Também pode-se aplicar a todo o tamanho da secção de escavação, mediante banquetas com rampas de acesso se a secção do túnel for grande.



Fig. 2.2 – Escavadora
(Topa Gomes, 2010)

As tuneladoras distinguem-se segundo a sua aplicação de acordo com o tipo de maciço a desmontar. Existem tuneladoras abertas ou de escudo, podendo estas ultimas ser de escudo simples ou duplo.

A escolha da tuneladora tem de ser cuidadosamente estudada em função do tipo de maciço a atravessar e da geometria da secção do túnel, pois como exemplifica a Fig. 2.3, as secções feitas por estes equipamentos são apenas circulares. Tem de se ter em atenção também que a abertura da secção de escavação por estes equipamentos é feita em plena secção e trata-se também de um grande investimento que apenas é rentabilizado em túneis de grande comprimento.

Existem também tuneladoras com escudos para executar escavação de rochas brandas, solos e terrenos saturados em água.

Segundo Jimeno e Méndez (1997), as TBM permitem a escavação de rochas com resistência à compressão até 350 MPa, tendo avanços significativos em rochas de dureza média a baixa com resistências à compressão inferiores a 120 MPa.

A aplicação deste equipamento também requer que a resistência do terreno seja suficiente para resistir às ações transmitidas pelos apoios da máquina ao terreno no seu movimento de avanço e no movimento de rotação.



Fig. 2.3 – Tuneladora
(Topa Gomes, 2010)

No grupo oposto aos equipamentos mecanizados estão as substâncias explosivas. A escavação com explosivos, como indica a Fig. 2.4, é composta 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 com tuneladora.

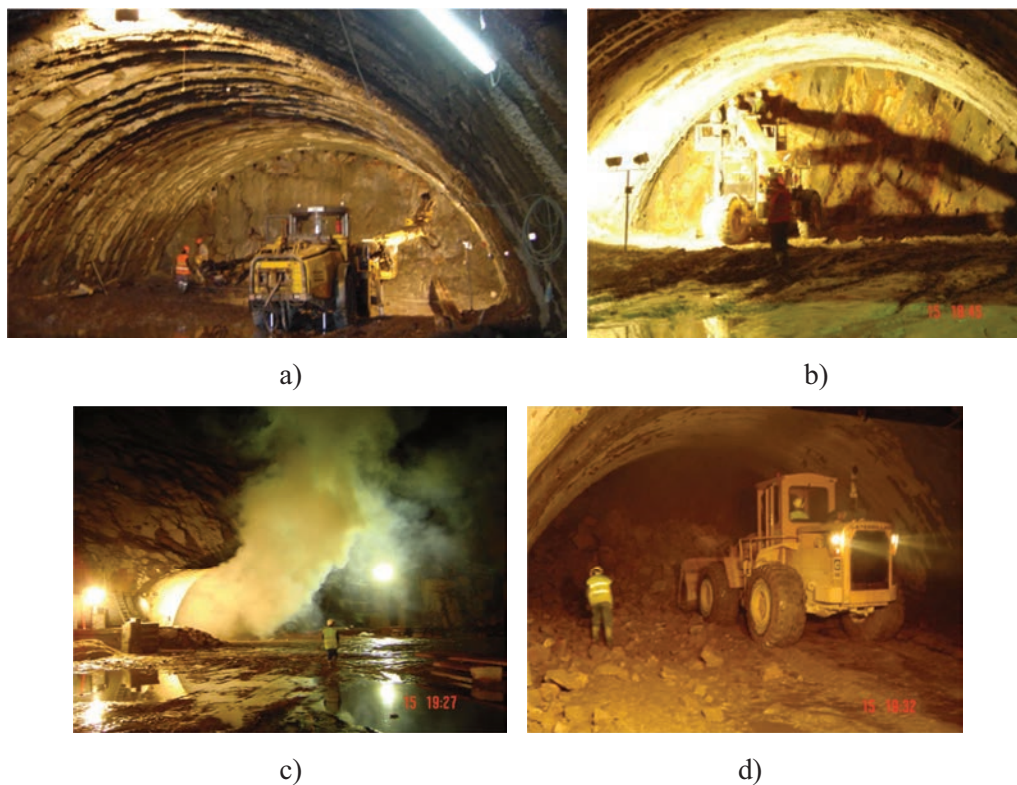


Fig. 2.4 – a) A execução da perfuração com Jumbo, b) O carregamento dos explosivos nos furos, c) A detonação da pega de fogo, d) A remoção do escombro
(Túnel da autoestrada A27-Ponte de Lima)

2.3. OS CRITÉRIOS DE ESCAVABILIDADE

Existem vários critérios de escavabilidade de maciços. Segundo Jimeno e Méndez (1977), os critérios mais usados e mais importantes são:

- a) Método de Franklin et al. (1971): faz a classificação do maciço rochoso de acordo com as variáveis obtidas em testemunhos de sondagens, relacionando a resistência da rocha (Correlações de Is_{50} -índice de resistência à carga pontual, Resistência à compressão simples, Número de Schmidt) com o espaçamento médio entre fracturas.

Este método, conforme se pode observar na Fig. 2.5, define quatro métodos de desmonte do maciço rochoso:

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

Tem de se ter em atenção que esta classificação, com 40 anos, deve sofrer alguns ajustes dada a evolução tecnológica verificada ao longo dos anos no domínio dos equipamentos hidráulicos que ampliam a zona de escavação mecânica e escarificação. Pode ser utilizada, desde que se faça o devido ajuste.

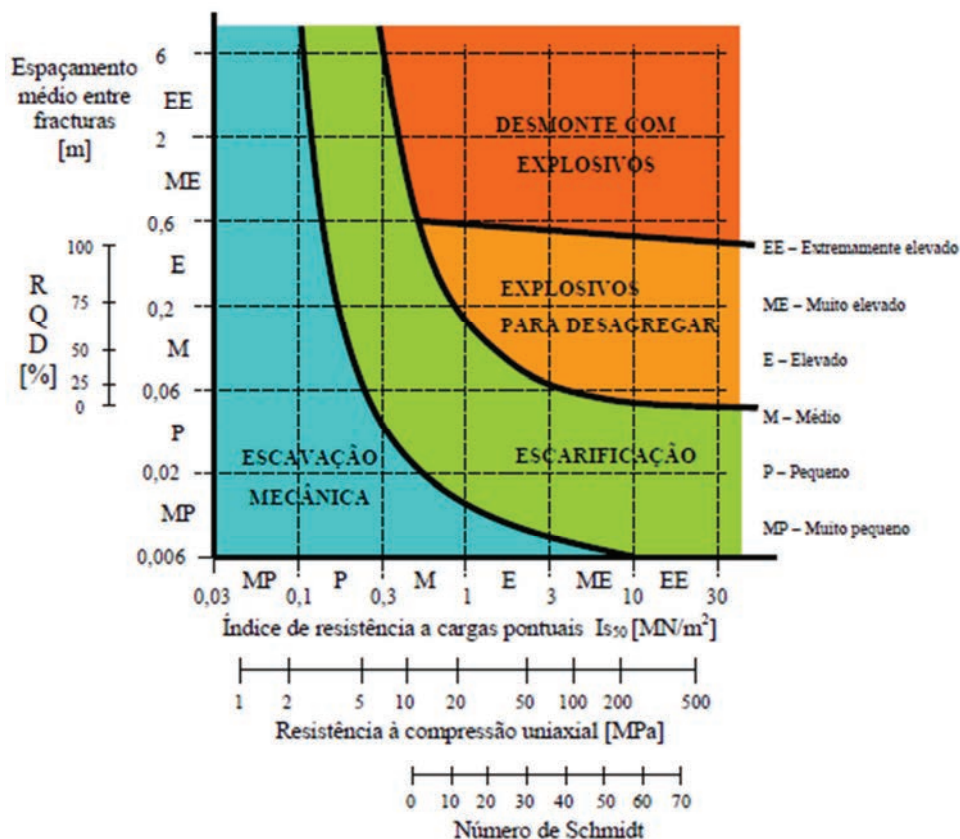


Fig. 2.5 - Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin et al. (adaptado de Franklin et al, 1971, in López Jimeno e Díaz Méndez, 1997)

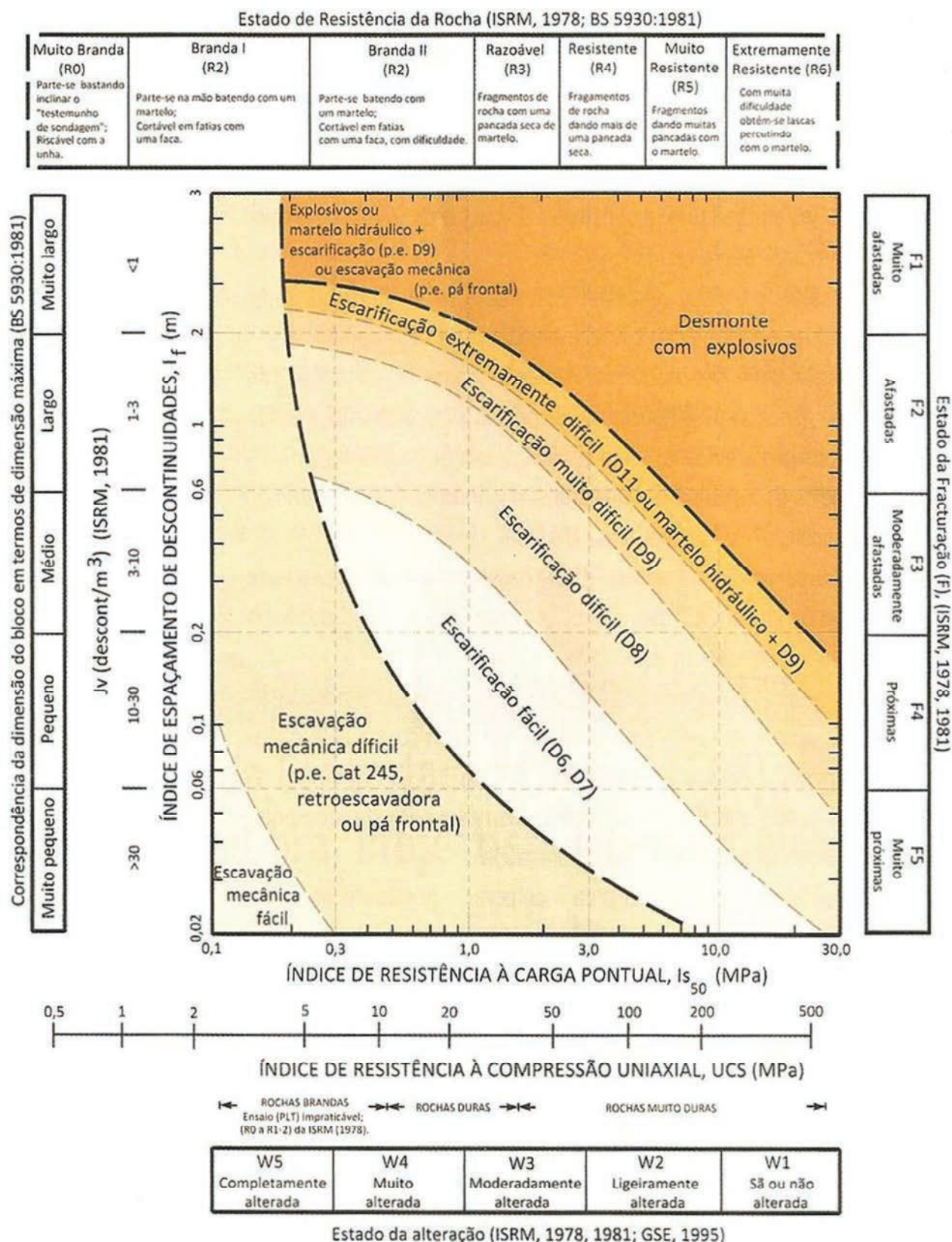


Fig. 2.6 – Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin et al. (adaptado de Franklin et al, 1971; Pettifer e Fookes, 1994)

(INGENIUM - A engenharia portuguesa em revista, II série, nº 124)

- b) Método de Kirsten (1982): É um dos métodos para selecionar o processo de escavação a ser realizado num maciço rochoso. Utiliza uma expressão empírica na qual se calcula o índice de escavabilidade (N) (López Jimeno e Díaz Méndez, 1997):

$$N = M_s * \frac{RQD}{J_n} * J_s * \frac{J_r}{J_a} \quad (2.1)$$

Onde:

N: índice de escavabilidade

M_s : resistência à compressão simples da rocha (MPa)

RQD: Rock Quality Designation

J_n, J_r : parâmetros do sistema de classificação de Barton de fracturas

J_s : disposição relativa dos blocos inclinados segundo a direção de extração ($J_s=1$ para material intacto)

j_a : grau de alteração das diaclases

Em função do índice de escavabilidade obtido, N, podem-se tirar as seguintes conclusões quanto à escavabilidade do maciço:

- $1 < N < 10$: facilmente ripável;
- $10 < N < 100$: ripagem difícil;
- $100 < N < 1000$: ripagem muito difícil;
- $1000 < N < 10000$: ripagem extremamente difícil/explosivos;
- $N > 10000$: explosivos.

Existem muitos outros métodos que se apresentam resumidamente no Quadro 2.2 mas que neste trabalho apenas se faz uma ligeira referência. Também é de salientar que existem critérios de escavabilidade definidos pelos próprios fabricantes dos equipamentos de escavação, onde definem, para cada tipo de equipamento, os tipos de maciço escaváveis de acordo com as velocidades sísmicas do maciço, que estão definidos nos catálogos dos próprios fabricantes e que também aqui não são abordados.

Quadro 2.2 – Os critérios de escavabilidade e os respetivos parâmetros de caracterização do maciço (Bastos, 1998)

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

Os parâmetros usados pelos autores refletem que a escavação depende do grau de fracturação do maciço, da resistência à compressão simples e à tração simples da rocha. Esses parâmetros são:

- Resistência à compressão: compressão uniaxial, índice de carga pontual ou número 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**);
- Parâmetros do sistema de classificação Q de Barton;
- Continuidade, orientação e preenchimento das diáclases;
- Possança média dos estratos, tamanho dos blocos, etc...

2.4. VANTAGENS E INCONVENIENTES DO MÉTODO MECÂNICO E DO MÉTODO COM EXPLOSIVOS COMO FATORES QUE CONDICIONAM O MÉTODO DE DESMONTE

Para que não haja surpresas inesperadas e a escolha do método de desmonte seja uma decisão fundamentada e eficiente, na prática o que se faz é executar trabalhos de preparação antes de iniciar o ciclo de trabalho, começando por fazer uma prospecção da frente do túnel e uma atualização constante do zonamento geológico-geotécnico através de uma visualização e uma prospecção na frente do túnel, normalmente feita por um geólogo.

Com estes dados e mediante os condicionamentos existentes na obra e na sua envolvente decide-se qual o método de desmonte a aplicar.

Uma vez escolhido o método de desmonte a ser executado durante a obra, durante a sua execução pode haver a necessidade de troca entre equipamentos que se adaptem pontualmente a alguma situação que possa surgir ou a um ligeiro ajuste do cálculo da pega de fogo.

O ajuste do diagrama de fogo pode estar relacionado com imposições ambientais tais como edificações e ambiente natural existente no local onde o túnel nesse momento está a passar com a sua frente de obra em subterrâneo, e que não podem ser afetados pelos ruídos das detonações, ou pelas poeiras vibrações e projeções de fragmentos que surgem no rebentamento.

É a secção do túnel, um dos maiores condicionalismos que pode ditar o método de desmonte que poderá ser utilizado no túnel a ser escavado. Os meios mecanizados têm como limitações a sua geometria, o seu tamanho e o seu rendimento. No caso das tuneladoras são condicionadas pela geometria de desmonte pois apenas executam aberturas com forma circular e no caso dos restantes equipamentos mecânicos usados em túneis têm limitações no comprimento dos braços quanto ao acesso ao local de desmonte.

No caso dos explosivos, estes têm a vantagem de se adaptarem facilmente a qualquer tipo de secção quanto à sua geometria e ao seu tamanho, pois existem varias técnicas usadas no desmonte com explosivos. Técnicas de desmonte tais como abertura em plena secção que se aplica no caso de túneis de pequena área transversal, que pode ser atacada pelo método de perfuração horizontal com caldeiro. Se o túnel tiver grande secção, a escavação poderá ser dividida por fases em que se aplicarão métodos de desmonte distintos, sendo na parte superior o desmonte feito com perfuração horizontal e caldeiro e na parte inferior a aplicação com desmonte em bancada com perfuração sub-vertical.

O desmonte com explosivos tem vantagens e inconvenientes. Dentro das vantagens está a fragmentação da rocha e destacamento para uma pilha de escombros criada que pode ser calibrada no cálculo da pega de fogo quanto à sua altura, espalhamento e granulometria de acordo com a capacidade do equipamento de remoção disponível na obra. Dentro dos inconvenientes destacam-se as vibrações transmitidas ao maciço, os ruídos, os gases e sua toxicidade que resultam da explosão, as

poeiras, as projeções de fragmentos rochosos, a maior ou menor sobreescavação e sobrefraturação do maciço remanescente e o aumento da permeabilidade do maciço devido à abertura das fraturas e consequente aumento dos caudais de água com acesso à escavação.

Também tem de ser ter em conta que o desmonte com explosivos trata-se de um ciclo de trabalhos que se repete até ao fim do desmonte do maciço, em que cada tarefa envolve um gasto de tempo que tem de ser contabilizado e considerado no ritmo pretendido para a obra.

O ciclo inicia com a perfuração, podendo ser a seguinte sequência:

- Perfuração com equipamento hidráulico automatizado (Jumbo) (ver Fig. 2.7);
- Carregamento do explosivo;
- Ligação dos acessórios (retardadores e o circuito elétrico);
- Pega de fogo (rebentamento);
- Extração de gases e poeiras (Ventilação mecanizada);
- Execução do sustimento provisório;
- Remoção do escombros (carregamento e transporte) (o escombros resultante na pega poderá ser carregado por uma pá carregadora, como exemplifica a Fig. 2.8 e transportado pelos equipamentos tais como os apresentados na Fig. 2.9);
- Execução do sustimento definitivo.



Fig. 2.7 – Jumbo hidráulico de 3 braços para perfuração em subterrâneo
(<http://www.mch.cl/revistas/imagenes/xbnxbnx.JPG>)



Fig. 2.8 – Equipamento de remoção (pá carregadora)
(Autoestrada A27-Ponte de Lima)



Fig. 2.9 – Equipamentos de transporte (Dumper e Camião articulado)
(Autoestrada A27-Ponte de Lima)

No caso de execução de diagramas de fogo com desmonte suave (Smooth Blasting), terá de ser executada uma perfuração bastante cuidadosa, demorando mais tempo, para que se obtenha o efeito de corte alinhado entre os furos de contorno.

É com base nos critérios de escavabilidade, nas vantagens e inconvenientes de cada método e no equipamento e nos condicionamentos existentes na obra e na sua envolvente que é feito um estudo, analisando as vantagens e os inconvenientes e é tomada a decisão do método de escavação a ser utilizado na obra em questão, sendo esta análise variável de obra para obra.

3

OS EXPLOSIVOS

3.1. INTRODUÇÃO

O explosivo é um composto sólido ou líquido ou uma mistura de compostos químicos, constituída por substâncias combustíveis (ricas em carbono) e substâncias comburentes (ricas em oxigénio), que quando são devidamente iniciadas por uma fonte externa de energia térmica ou mecânica entra numa rápida decomposição, e num curto espaço de tempo (reação instantânea) liberta um elevado volume de gases a alta temperatura e pressão (reação explosiva).

Quando a detonação acontece em ambientes confinados pode atingir temperaturas da ordem dos 4500°C e pressões da ordem dos 250.000 Bar.

Os combustíveis são o elemento sensibilizador e os mais utilizados são o gasóleo, TNT e pólvora.

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

A velocidade de detonação é uma propriedade importante aquando da realização do diagrama de fogo e é tanto maior quanto maior for:

- O confinamento da carga;
- Diâmetro da carga;
- A temperatura ambiente;
- A energia de ativação.

Se o explosivo tiver deflagração (detonação lenta), aplica-se no desmonte de maciços rochosos para obtenção de grandes blocos.

Os explosivos com elevada velocidade de detonação são aplicados quando se pretende obter uma melhor fragmentação.

3.2. PROPRIEDADES DOS EXPLOSIVOS INDUSTRIAIS

Hoje em dia, existe no mercado uma grande variedade de explosivos que cobre todas as necessidades da indústria mineira, pedreiras e da indústria da construção civil.

A escolha correta de um explosivo para um dado desmonte que se pretende efetuar é feita tendo em conta as suas propriedades.

As propriedades mais importantes de um explosivo são:

- Potência: define a quantidade de energia disponível para executar o desmonte;
- Eficiência do explosivo: está relacionada com os calibres 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 que se dá com a expansão instantânea dos gases a uma pressão e temperatura elevadas e que atuam nas imediações do maciço rochoso. Os fatores que influenciam a velocidade de detonação são:
 - Densidade do explosivo;
 - Diâmetro dos furos;
 - Confinamento;
 - Iniciação;
 - Envelhecimento do explosivo.

O aumento da densidade de carga, diâmetro dos furos e o confinamento fazem aumentar a velocidade de detonação. Quanto ao envelhecimento dos explosivos, faz baixar a velocidade de detonação.

É a velocidade da reação química do explosivo que gera uma onda de detonação, como ilustra a Fig. 3.1, caracterizada por uma intensa luz, elevada temperatura e grande quantidade de gases a uma pressão elevada.



Fig. 3.1- Detonação de uma pega de fogo em bancada
<http://www.youtube.com/watch?v=UINVb8zILrI>

- Densidade (ou peso específico): é medida em g/cm^3 e na maioria dos explosivos varia entre 0,8 e 1,6 g/cm^3 . Da mesma forma como acontece com a velocidade, também quanto maior for a densidade, maior é o efeito de rompimento do explosivo. É um fator importante e necessário para os cálculos no diagrama de fogo. Geralmente faz-se o carregamento seletivo dos explosivos, que consiste em colocar cargas mais densas na carga de fundo (gelatinosos, slurries) e menos densas na carga de coluna (ANFOS).
- Impedância do explosivo: é o 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. Quando se faz a escolha do explosivo tem-se em conta o seguinte critério: a impedância do explosivo a utilizar deverá ser o mais próxima possível da impedância acústica do maciço rochoso (produto da velocidade sísmica no maciço pela densidade da rocha desse maciço)

$$IMP = VD * \delta_c \quad (3.1)$$

$$IMP_{maciço} = V_p * \delta_r \quad (3.2)$$

Onde:

IMP: Impedância do explosivo

VD: Velocidade de detonação

δ_c : Densidade de carga

$IMP_{maciço}$: Impedância do maciço rochoso

V_p : Velocidade de propagação sísmica

δ_r : Densidade da rocha

Se: $IMP = IMP_{maciço}$, temos a relação=1, acoplamento acústico.

- Pressão de detonação: a pressão de detonação de um explosivo é função da densidade do explosivo e do quadrado da velocidade de detonação.

Uma fórmula que permite o cálculo da pressão de detonação é:

$$PD = 432 * 10^{-6} * \rho_e * \frac{VD^2}{1+0,8*\rho_e} \quad (3.3)$$

(Jimeno et al., 2003)

Onde:

VD: Velocidade de detonação (m/s)

ρ_e : Densidade do explosivo (g/cm^3)

Os explosivos industriais têm uma pressão de detonação que varia entre 500 e 1500 MPa.

Em rochas duras, para obter melhor fragmentação, aplicam-se explosivos de alta pressão.

- Estabilidade química ou estabilidade à detonação: é a sua aptidão para se manter inalterado durante um certo período de tempo (período de armazenamento), permitindo assim o seu manuseamento.
- Resistência à água: é a capacidade de resistir a uma exposição prolongada à água sem perder características. Depende da proporção em nitroglicerina ou de aditivos como no caso de slurries e emulsões que são muito resistentes à água. Os sais oxidantes (ANFO) baixam a resistência à água.
- Sensibilidade ou coeficiente de auto-excitação: a sensibilidade do explosivo é definida pela energia mínima para que inicie a reação da carga explosiva ou pela distância máxima entre

cargas para haver detonação por simpatia. Traduz a aptidão do explosivo para explodir por simpatia (mediante a detonação de uma carga próxima)

- Toxicidade dos fumos: a detonação dos explosivos comerciais produz mais ou menos fumos tóxicos que ao serem inalados pelos trabalhadores causam mau estar (náuseas, dores de cabeça). Quando se trata de desmonte a céu aberto a agitação atmosférica rapidamente dilui os gases. Em desmonte subterrâneo, é necessário uma adequada ventilação mecânica e uma escolha de explosivos com menos gases tóxicos. Os gases são compostos por vapor de água, dióxido de carbono, nitrogénio, monóxido de carbono e óxidos de nitrogénio. Os gases mais perigosos são o monóxido de carbono e os óxidos de nitrogénio.

Os principais fatores que afectam a produção de gases tóxicos são:

- Presença de água nos furos;
- Diâmetro da carga próximo do diâmetro crítico;
- Reação incompleta do explosivo;
- Balanço de oxigénio: um excesso de oxigénio na mistura gera óxidos de nitrogénio (Azoto) e o seu défice gera monóxido de carbono.

Segundo a classificação do IME-Institute of Makers of Explosives temos a concentração de gases tóxicos (CGT):

- $CGT < 10L/kg$: podem ser utilizados em todos os trabalhos subterrâneos;
 - $10 < CGT < 21$: podem ser utilizados em trabalhos subterrâneos, se estiver garantida uma boa ventilação;
 - $21 < CGT < 42$: apenas podem ser usados à superfície.
-
- Resistência à temperatura: quando a temperatura ambiente desce abaixo dos 8°C, os explosivos com nitroglicerina congelam.

3.3. CLASSIFICAÇÃO DOS EXPLOSIVOS INDUSTRIAIS

O primeiro explosivo industrial a ser fabricado foi a pólvora negra, que foi usada até à descoberta da nitroglicerina, tendo sido o primeiro passo na tecnologia dos explosivos. Inicialmente era utilizada pelos chineses como composto pirotécnico, tendo passado, com algumas modificações, ao uso em projeteis e armamento em geral.

No fim da idade média (cerca de 1350 d.C.), um monge europeu obteve a mistura explosiva semelhante à mistura dos chineses que foi aplicada a fins bélicos.

A Fig. 3.2, contém duas imagens pertencentes ao museu da pólvora negra que está integrado no complexo da fábrica da pólvora de Barcarena.



Fig. 3.2.– Pólvora negra

<http://www.cm->

[oeiras.pt/amunicipal/OeirasDiverte/Cultura/Museu/coleccoeseditaveis/Paginas/MuseudaPolvoraNegra.aspx](http://www.cm-oelas.pt/amunicipal/OeirasDiverte/Cultura/Museu/coleccoeseditaveis/Paginas/MuseudaPolvoraNegra.aspx)

Em 1847, foi descoberta a nitroglicerina pelo italiano Ascanio Sobreno, tendo sido uma revolução pois tinha poder explosivo muito maior do que a pólvora. No entanto é muito perigosa quando sujeita a movimentos bruscos, atrito, fontes térmicas ou faíscas.

No século XIX (no ano de 1875), Alfred Nobel, de nacionalidade sueca, descobre em Krummel (Alemanha) a dinamite, que é um explosivo à base de nitroglicerina misturada com dióxido de silício e pó. A nitroglicerina é um composto químico explosivo obtido pela nitratação da glicerina. Estava assim descoberto o primeiro explosivo potente e com boas condições de segurança de utilização.

(<http://pt.wikipedia.org/wiki/Dinamite>)

A partir desta descoberta tem vindo a assistir-se a um grande desenvolvimento dos explosivos com o fabrico dos ANFOS, slurries, emulsões e ANFOS pesados.

Neste momento existem no mercado soluções que abrangem todas as situações de desmonte que é necessário fazer tanto na indústria mineira como na indústria da construção civil.

Os explosivos mundialmente existentes são divididos em dois grupos:

- a) Explosivos militares: têm velocidades de detonação entre 6000 e 9000m/s, onde se destaca o TNT (trinitrotolueno), RDX (hexogénio) e o PETN (pentrite ou nitropenta) e outros compostos. Têm como característica mais saliente o elevado poder fraturante ou rompedor (clasticidade do explosivo)
- b) Explosivos industriais ou comerciais: têm velocidades entre 2000 e 7000m/s

Por sua vez, as substâncias explosivas industriais são classificadas em dois grupos conforme a sua velocidade de decomposição:

- Explosivos deflagrantes ou lentos: foram os primeiros a serem desenvolvidos, possuindo a velocidade de propagação inferior à velocidade do som na rocha, e como tal não originando a onda de choque. A decomposição destes explosivos acontece sob a forma de queima progressivamente acelerada com aumento de temperatura e pressão, em que as partículas queimam na sua superfície expondo cada vez mais superfície livre para ser queimada e tem como única componente de trabalho a libertação de gases. Esta explosão chama-se deflagração e a reação acontece com velocidade inferior à velocidade do som, entre 100 a 2000m/s. Aqui estão incluídas as pólvoras.
- Explosivos detonantes ou rápidos: o tipo de decomposição destes explosivos é a detonação, a qual provoca uma onda de choque ou de detonação seguida da libertação de grande quantidade de gases a temperaturas e pressões dinâmicas muito elevadas num curtíssimo espaço de tempo, o que origina a fracturação do maciço e projeção do material rochoso para a pilha de escombros. Atualmente são usados os explosivos detonantes, com tendência para o uso das emulsões. Estes explosivos explodem com velocidades, acima da velocidade do som (340m/s), entre 2000 e 7000m/s, e dividem-se em explosivos primários ou iniciadores e em explosivos secundários ou de rotura.

São os explosivos secundários ou de rotura que se aplicam no desmonte de maciços rochosos, e embora tendo menos sensibilidade do que os explosivos primários, desenvolvem mais trabalho útil em obra, pois libertam grande quantidade de gases a uma alta velocidade (velocidade de detonação).

Os explosivos industriais para o uso civil dividem-se em dois grupos:

- A. Explosivos secos: estão aqui incluídos os explosivos que não têm água na sua composição, todos eles contêm nitrato de amónio. O nitrato de amónio é um sal inorgânico sob a forma de esferas porosas que não é explosivo mas que se torna explosivo quando misturado com uma certa quantidade de combustível rico em carbono. O nitrato tem grande solubilidade com a água, razão pela qual todo o explosivo que o contenha torna-se pouco resistente à água (ex: ANFO). Estas misturas não contêm compostos combustíveis explosivos e os principais são:
 - a. ANFO: é um explosivo barato pois resulta da adição do nitrato de amónio a uma quantidade ótima de combustível. O combustível mais usado é o gasóleo pois é líquido e a mistura fica mais homogénea. Aplica-se para o desmonte de rochas brandas e como carga de coluna no desmonte normal. Como não contém nitroglicerina, trata-se de um explosivo insensível e seguro. Na presença da humidade

altera-se e fica inoperacional, sendo necessário ter cuidado no caso de furos com água. A água é o inimigo do ANFO, baixando a sua potência ou mesmo inativando-o.

Produz grande volume de gases, monóxido de carbono (CO) e óxido de azoto (NO). Quando os fumos têm uma cor alaranjada é indício de que na composição houve défice de gasóleo ou que os furos tinham água.

- b. Alanfo: como o ANFO tem baixa densidade e com isso uma energia baixa, para aumentar a energia recorre-se à adição de produtos como resíduos de alumínio conseguindo-se uma boa relação técnica-económica principalmente para rochas maciças onde são elevados os custos dos acessórios de perfuração (Bits de Tungsténio).
- c. Hidrogel ou slurrie (polpa): na sua composição não contem materiais explosivos. Tem grande resistência à água, pois os seus componentes são dissolvidos em água (soluções aquosas saturadas em nitrato de amónio com nitrato de cálcio ou nitrato de sódio, combustíveis, etc...) dando segurança aos trabalhadores. Os gases são muito pouco tóxicos sendo ideais para o desmonte em subterrâneo. Tem força semelhante à dinamite e pode ser usada no seu lugar como carga de fundo. Na sua composição não leva sensibilizantes explosivos aumentando a sua segurança. Na Fig. 3.3, são ilustrados cartuchos deste explosivo com vários diâmetros.



Fig. 3.3 – Hidrogel ou Slurrie (Polpa)

http://www.ufsm.br/engcivil/Material_Didatico/TRP1002_Mat_para_infraestrutura_de_transp/notas_de_aula/Explosivos.pdf

- d. Emulsões: são os explosivos de última geração, e têm como ascendentes os anteriores. Não contem substâncias explosivas na sua composição e as suas propriedades são mais vincadas do que nos slurries, maior resistência à água e aumento da potência. Têm excelente resistência à água, grande segurança para os trabalhadores e grande poder energético. O seu preço pode rivalizar com o do ANFO. As emulsões são do tipo água em óleo em que a fase aquosa tem os sais inorgânicos oxidantes dissolvidos em água e a fase oleosa envolvente é o combustível líquido do tipo hidrocarboneto e que não se mistura com a água. Esse combustível pode ser o gasóleo, parafinas, gomas., etc...

Atualmente o aumento do uso das emulsões deve-se às seguintes vantagens:

- Baixo custo;
 - Excelente resistência à água;
 - Poucos gases tóxicos (o que é o ideal para aplicação em desmonte subterrâneo);
 - Possibilidade de acertar a densidade pretendida;
 - Grandes velocidades de detonação (entre 4000 e 5000m/s);
 - Energia elevada, o que aumenta a fragmentação na pilha de escombros;
 - Grande segurança para os trabalhadores;
 - Possibilidade de carregar automaticamente;
 - Maior tempo de vida útil (armazenagem).
- e. Anfo pesado: são misturas de emulsões com ANFO. O ANFO apresenta vazios entre as partículas que podem ser ocupados por um explosivo líquido como o caso da emulsão. Com isto aumenta-se a energia, a sensibilidade e a resistência à água, trazendo uma economia nos custos e conseguindo-se uma grande potência a um baixo custo. Os resíduos de alumínio aumentam a potência, temperatura e a pressão de detonação, havendo maior trabalho produzido e podendo-se alargar a malha de perfuração no diagrama de fogo.

B. Explosivos convencionais: para o seu fabrico necessitam de substâncias explosivas que são os sensibilizadores da mistura. Os principais são:

- a. Dinamite (explosivos gelatinosos ou gelatinas): Alfred Nobel em 1875 descobriu que uma quantidade de nitroglicerina podia dissolver-se e ser mantida em nitrocelulose obtendo-se um produto (gel) com consistência plástica e de fácil manipulação. Esta gelatina explosiva, formada por 92% de nitroglicerina e 8% de nitrocelulose, desenvolvia uma energia superior à da nitroglicerina pura, sendo a nitroglicerina o explosivo dos produtos gelatinosos. Mais tarde, para reduzir a potência e otimizar os custos de fabrico, adicionaram-se substâncias oxidantes e combustíveis. Atualmente, nas gelatinas, a percentagem de nitrocelulose-nitroglicerina oscila entre 30 a 35% e o restante são oxidantes, combustíveis e produtos especiais. As potências são elevadas ou explosivas, tem grande densidade, velocidades de detonação elevada (entre 5000 e 6000m/s) e grande resistência à água, pelo que podem ser usados em furos com água. Utilizam-se para rochas muito duras, no desmonte submerso e como carga de fundo em todo tipo de desmonte. É preciso ter cuidado no seu manuseamento pois causam baixa de tensão e dores de cabeça aos trabalhadores, devido à nitroglicerina; são pouco seguros e têm um custo de fabrico elevado. Na Fig. 3.4, pode visualizar-se a forma de embalagem da dinamite.



Fig. 3.4 – Dynamite

http://www.ufsm.br/engcivil/Material_Didatico/TRP1002_Mat_para_infraestrutura_de_transp/notas_de_aula/Explosivos.pdf

- b. Explosivos pulverulentos: são explosivos com grande proporção de nitrato de amônio e em certos casos com nitroglicerina em percentagem inferior ou igual a 15%. Trata-se de explosivos muito seguros ao choque, porém pouco resistentes à água. Têm menor velocidade de detonação e menor força do que as dinamites, sendo usados na abertura de valas, desmonte de rochas brandas e semi-duras e utilizados como carga de coluna. Se a mistura tiver menos de 15% de nitroglicerina têm uma consistência pulverulenta. As suas vantagens são:
 - i. Potências inferiores às dos gelatinosos;
 - ii. Velocidades de detonação entre 3000 e 4000m/s (menor força do que os gelatinosos);
 - iii. Menores densidades do que os gelatinosos;
 - iv. São seguros desde que armazenados cuidadosamente;
 - v. Usados no desmonte de valas;
 - vi. Adequados para rochas brandas como carga de coluna.
- c. Explosivos de segurança ou permissíveis: são explosivos especialmente preparados para ambientes fechados e inflamáveis em que a sua principal característica é a baixa temperatura de explosão. Têm na composição um inibidor da temperatura, geralmente o cloreto de sódio. Têm baixa potência, velocidades de detonação entre 2000 e 4500m/s e fraca resistência à água.

A pólvora negra é um explosivo lento ou deflagrante pois não produz a onda de choque. A pólvora negra é composta de ingredientes granulares: enxofre, carvão vegetal e nitrato de potássio.

Tem baixa velocidade de decomposição e muito baixa força explosiva, sendo aplicável em desmonte de rocha ornamental.

Necessita de bastante cuidado no armazenamento e no seu manuseamento pois basta uma faísca para a sua iniciação. Em trabalhos subterrâneos, é necessário muito cuidado pois gera grande quantidade de gases tóxicos na sua combustão.

A composição atual da pólvora negra é:

- Nitrato de potássio=75%
- Enxofre=10%
- Carvão=15%

As suas características são:

- Explosivo granulado;
- A velocidade de combustão depende da densidade da pólvora e do confinamento, sendo sempre inferior a 2000m/s (característica que faz da pólvora um explosivo deflagrante ou lento);
- Fraca resistência à água;
- Gases de grande toxicidade.

No Quadro 3.1 estão resumidas as características técnicas das 7 famílias de explosivos comercializados: ANFO, slurrie ou hidrogel, emulsões, anfo pesado, dinamite, nitratos, explosivos de segurança, segundo López Jimeno.

É indicado:

- Campo de aplicação dos explosivos;
- Potência relativa em percentagem, expressa em relação à goma pura (gelatina explosiva);
- Densidade do cartucho;
- Velocidade de detonação;
- Resistência à água.

No Quadro 3.2, são apresentados os valores necessários para executar o cálculo dos diagramas de fogo.

Quadro 3.1 – Características dos vários explosivos
(Jimeno et al., 2003))

NOME COMERCIAL	POTENCIA RELATIVA (%)	DENSIDADE (cm^3)	VELOCIDADE DE DETONAÇÃO (m/s)	CALOR DE EXPLOÇÃO (cal/g)	RESISTÊNCIA À ÁGUA	APLICAÇÕES PRINCIPAIS
Nagolite	>70	0,80	>2.000	925	Muito Fraca	Desmonte de rochas brandas e como carga de coluna nos furos
Alnafo	>80	0,80	3.000	1.175	Muito Fraca	Desmonte de rochas brandas e semi-duras
Naurite	>70	0,80	2.000	1.108	Muito Fraca	Para furos com temperaturas elevadas
Riogel2	>72	1,15	4.500	860	Excelente	Carga de fundo de furos para trabalhos subterrâneos
Riogur R / Riogur F	>72	1,10	3.500/7.000	860	Excelente	Furos de contorno
Riomex E 20//24	>65/>70	1,15	5.000	713/863	Excelente	Carga de fundo de furos para trabalhos subterrâneos
Riomex V 20/24	>67/>72	1,25	5.000	694/869	Excelente	Carga de furos de médio e grande calibre a céu aberto
Riomex V 150/154	>67/>72	1,25	5.000	655/852	Excelente	Carga de furos de médio e grande calibre a céu aberto
Emunex 3.000	>75	1,10	3.300	833	Fraca	Desmonte de rochas brandas e semi-duras e carga de coluna em furos
Emunex 6.000/8.000	>65/>70	1,20/1,25	4.500	795/744	Boa-Excelente	Carga de furos de médio e grande calibre a céu aberto
Goma 1 E-D	>90	1,45	6.000	1.205	Excelente	Desmonte de rochas muito duras a céu aberto e em interior
Goma 2ECO	>90	1,45	5.400	1.115	Muito Boa	carga de fundo de furos e desmonte de rochas duras a céu aberto e em interior
Amonite 2-I	>70	1,00	3.000	802	Fraca	Desmonte de rochas semi-duras e brandas
Ligamite 1	>77	1,10	3.500	998	Muito Fraca	Desmonte de rochas semi-duras e brandas
Permigel	>54	1,10	2.800	705	Excelente	Explosivo tipo II Desmonte em minas de carvão
Explosivo de segurança nº9	>45	1,60	4.000	767	Boa	Explosivo tipo II Desmonte em minas de carvão
Explosivo de segurança nº20 SR	>37	1,15	1.800	537	Fraca	Explosivo tipo III Desmonte em minas de carvão
Explosivo de segurança nº30 SR	>35	1,10	1.700	358	Fraca	Explosivo tipo IV Desmonte em minas de carvão

Quadro 3.2 – Valores para cálculo de diagramas de fogo
(Jimeno et al., 2003)

TIPO DE EXPLOSIVO	DIÂMETRO (mm)	COMPRIMENTO (mm)	PESO APROXIMADO (g)	TIPO DE ENCARTUCHAMENTO
Goma 1 E-D	22	200	110	Papel parafinado
	26	200	150	Papel parafinado
	26	400	300	Papel parafinado
	29	200	175	Papel parafinado
Goma 2 ECO	32	200	215	Papel parafinado
	40	240	420	Papel parafinado
	45	400	850	Papel parafinado
Goma 2 ECO	50	50	1.250	Plástico flexível
	55	390	1.250	Plástico flexível
	65	530	2.500	Plástico flexível
	75	400	2.500	Plástico flexível
	80	440	3.125	Plástico flexível
	85	520	4.166	Plástico flexível
	85	620	5.000	Plástico flexível
Explosivos para prospecções sísmicas	50	450	1.000	Encartuchamento "Jumbo" em plástico rígido roscável
	55	450	1.000	
Goma 2 EC= Jumbo 40/70	65	200	500	
Riogel Jumbo 40/70	65	365	1.000	
	65	620	2.000	
Amonite 2-I	26	200	120	Papel parafinado
Ligamite 1	32	200	175	Papel parafinado
Explosivo de segurança nº9	26	200	156	Papel parafinado
	32	200	220	Papel parafinado
Permigel 1	26	250	152	Plástico flexível
	29	250	187	Plástico flexível
	32	250	227	Plástico flexível
Explosivo de segurança nº20 SR	26	200	130	Papel parafinado
Explosivo de segurança nº 30 SR	32	200	200	Papel parafinado
Nagolite	55	526	1.000	Plástico flexível
	65	524	1.390	Plástico flexível
	75	443	1.565	Plástico flexível
	85	459	2.083	Plástico flexível
	125	509	5.000	Plástico flexível
Nagolite Alnafo Naurite	A granel		Sacos de plástico de 25kg	
Riogel 2	26	250	152	Plástico flexível
	32	250	227	Plástico flexível
	40	350	521	Plástico flexível
	45	500	781	Plástico flexível
	50	500	1.190	Plástico flexível
	55	500	1.389	Plástico flexível
	65	535	2.083	Plástico flexível
	75	500	2.500	Plástico flexível
	85	500	3.125	Plástico flexível
	110	500	5.000	Plástico flexível
	125	535	7.000	Plástico flexível
	140	540	10.000	Plástico flexível
	160	500	11.000	Plástico flexível
	200	380	11.667	Plástico flexível
Riogur R	18	500	250 (1)	Bainha rígida com mangueiros de acoplamento com alhetas
Riogur F	17	80m	250 (1)	mangueira flexível
	22	60m	418 (1)	mangueira flexível
Riomex E20/24	26	250	155	Plástico flexível
	32	250	230	Plástico flexível
	40	350	500	Plástico flexível
	55	500	1.389	Plástico flexível
	65	535	2.083	Plástico flexível
	85	500	3.125	Plástico flexível
Riomex V 20/24	A granel		Carga mecanizada	
Riomex V 150/154	A granel		Carga mecanizada	
Emunex 3.000	A granel		Sacos de plástico ou carga mecanizada	
Emunex 6.000/7.500/8.000	A granel		Carga mecanizada	

No Quadro 3.3 apresenta-se os explosivos comercializados em Portugal, relacionando o tipo de explosivo com a sua designação comercial.

Quadro 3.3 – Explosivos produzidos em Portugal

(<http://www2.ufp.pt/~jguerra/PDF/Materiais/MCI%20-%20Desmontes%20e%20Demolicoes.pdf>)

Tipo	Composição base	Empresas produtoras			
		SPEL	EEI	SEC	Moura, Silva & Filho
Gelatinosos	Nitroglicol ou Nitroglicerina	Gelamonite 33 Gelatina	Dynaroc 7 Dynaroc 5	Gelatine Donarit 1	Goma
Pulverulentos	Nitrato de amónio sensibilizado	Amonite			
Granulados	Nitrato de amónio e gasóleo	Amonóleo	Amonitral Amonitro	Austinite	Amonix
Emulsões	Solução aquosa de Nitrato de amónio, óleos e emulsionantes	Spelite 85 Spelan 85	Sigmagel 605 Sigmagel 6	Emulex Austimix	Jemulit

3.4. CRITÉRIOS PARA SELECIONAR O EXPLOSIVO

Face a uma vasta gama apresentada no mercado dos explosivos, é necessário observar as características de cada substância explosiva, e em função das características da obra a executar e sua envolvente, escolher a melhor solução técnico-económica.

Este trabalho de seleção do explosivo é feito no momento do cálculo do diagrama de fogo, sendo de grande importância para os resultados que se pretende obter.

Para que a escolha do explosivo seja feita de forma correta tem de se avaliar os seguintes parâmetros no seu conjunto:

1. O custo do explosivo: o custo unitário do explosivo é um critério muito importante, em que se começa por ir selecionando desde o mais económico para o mais caro. O explosivo mais económico é o ANFO, sendo um explosivo seguro mas com má resistência à água. No caso de rochas duras, tendo em conta que a perfuração é uma operação dispendiosa, escolhem-se explosivos mais potentes (mais caros) e aplica-se um diagrama de fogo com cargas seletivas, isto é, opta-se pela divisão em carga de fundo com um explosivo de maior densidade e em carga de coluna com um explosivo de menor densidade. No Quadro 3.4, pode ser analisado de forma comparativa o custo dos explosivos industriais.

Quadro 3.4 – Preços comparativos dos explosivos industriais

(Wright ((1986))

(Jimeno et al., 2003)

EXPLOSIVOS	PRECIOS COMPARATIVOS DE EXPLOSIVOS (PRECIO DE REFERENCIA: NITRATO AMONICO. 100 - 200)			
	500	1000	1500	2000
NITRATO AMONICO	████			
ANFO ENCARTUCHADO		████████		
ANFO ENSACADO		██████		
ANFO A GRANEL	████			
HIDROGEL ENCARTUCHADO			████████	
HIDROGEL ENSACADO		████████████████		
HIDROGEL A GRANEL		████████████████		
DINAMITAS			████████████████	
GELATINAS			████████████████████	
EMULSIONES A GRANEL		██████████████		
MEZCLA DE HIDROGEL Y ANFO		██████████████		
ANFO PESADO		██████████████		

2. O diâmetro do explosivo: alguns explosivos têm um diâmetro mínimo abaixo do qual não é aconselhável a sua aplicação (diâmetro crítico), pois existe a probabilidade de não ocorrer a sua detonação completa.

Os explosivos gelatinosos (dinamites) e os explosivos pulverulentos (nitratos) são usados para furos com diâmetros pequenos.

3. Características do maciço rochoso e da rocha: de acordo com a fracturação do maciço e a dureza da rocha deve-se aplicar explosivos com mais ou menos força explosiva e velocidade de detonação. Os maciços existentes podem classificar-se com:
 - a. Rochas maciças resistentes: têm poucas fraturas e descontinuidades pelo que o explosivo tem de criar fraturas através da energia de pressão. Para tal aplicam-se os explosivos de elevada densidade e velocidade de detonação, como o hidrogel, emulsões, gelatinas.
 - b. Rochas muito fissuradas: aqui não se aplicam os explosivos com elevada energia de pressão, pois criam fissuras radiais que rapidamente são interrompidas pelas fraturas naturais do maciço. Aplicam-se os explosivos que geram grande quantidade de gases, como o ANFO.
 - c. Maciço rochoso formado por grandes blocos entre descontinuidades bastante espaçadas: aqui a fragmentação depende principalmente da geometria da pega de fogo no que respeita à localização dos furos e nem tanto dos explosivos. Aplicam-se explosivos com uma relação equilibrada de pressão/gases, como o alanfo ou o anfo pesado.
 - d. Rochas porosas: estas rochas amortizam a pressão do explosivo e quase todo o trabalho útil é feito pelos gases. Aplica-se o ANFO.
4. Volume da pega de fogo (volume de material rochoso a desmontar): o consumo de explosivo depende do tamanho da obra. Em grandes obras, o carregamento pode ser feito a granel, o que diminui os custos da mão-de-obra e também tem a vantagem do explosivo aproveitar todo o volume do furo (Energia do explosivo bem aproveitada através de um melhor acoplamento).
5. Condições atmosféricas: as baixas temperaturas afetam os explosivos que têm nitroglicerina, pois congelam para temperaturas abaixo dos 8°C; Para altas temperaturas, o manuseamento de explosivos é perigoso. Estes riscos praticamente desaparecem com o hidrogel. O ANFO não se altera em temperaturas baixas, mas com temperaturas elevadas tem de se controlar a evaporação do combustível.
6. Presença de água nos furos: este é um parâmetro que pode fazer reduzir muito a lista de escolhas de explosivos.
 - Os explosivos gelatinosos são resistentes à água;
 - Os explosivos pulverulentos são pouco resistentes à água;
 - Slurries e emulsões têm boa resistência à água;

- Caso se pretenda aplicar ANFO, se os furos tiverem pouca água pode-se embalar o ANFO em sacos de plástico, e se os furos tiverem muita água pode-se fazer uma bombagem; se esta não for possível, então terá de se optar por outro explosivo.
7. Terrenos reativos: são terrenos que contêm sulfuretos e que podem reagir com os explosivos originando potenciais riscos. Neste caso aplicam-se emulsões.
 8. Problemas ambientais: as principais perturbações que afetam a obra e a sua envolvente são a vibração, a onda aérea e as projeções. Os explosivos que têm maior energia de pressão são os que transmitem maiores vibrações ao maciço pelo que é melhor usar o ANFO do que o Hidrogel.
 9. Fumos e sua toxicidade: Embora em muitos explosivos haja um equilíbrio de oxigénio, é impossível evitar a formação de fumos tóxicos (monóxido de carbono (CO) e nitrato de azoto (NO)).

Os fumos são um critério principal em trabalhos de desmonte subterrâneo, onde se aplicam sistemas de ventilação eficientes desde as frentes de trabalho até a boca do túnel. Os explosivos gelatinosos (dinamites) são bons para o desmonte em ambiente subterrâneo.

10. Condições de segurança que têm de ser observadas: o ponto de equilíbrio não é fácil de atingir, pois estamos na presença do binómio sensibilidade-segurança.

Os explosivos gelatinosos têm grande sensibilidade, pelo que se restarem na pilha de escombros cargas por detonar, pode acontecer um grave acidente para os trabalhadores no momento do carregamento do escombros pela pá carregadora; resistem mal a impactos subsónicos.

Este problema está solucionado se for aplicado um hidrogel ou emulsões, que são insensíveis a golpes, atrito, estímulos subsónicos e também têm grande sensibilidade à iniciação.

11. Fornecimento do explosivo à obra: também tem de se ter presente a dinâmica real no abastecimento do explosivo à obra no momento de escolher o tipo de explosivo, em função da localização da obra em relação ao fornecedor dos explosivos. No caso de a obra ter paiol, devem haver cuidados quanto à segurança e tempos de armazenamento.

4

PROPRIEDADES DOS MACIÇOS ROCHOSOS

4.1. OS MECANISMOS DE ROTURA DAS ROCHAS

Durante o período temporal em que decorre a detonação de uma carga explosiva dentro de um maciço rochoso as condições de solicitação caracterizam-se por duas fases distintas:

- 1ª Fase: acontece num curto espaço de tempo um forte impacto devido à onda de choque produzida pela energia de pressão e que percorre a rocha uma velocidade entre 3000 a 5000m/s causando fraturas na rocha;
- 2ª Fase: os gases que foram produzidos adquirem uma alta pressão e temperatura que pode estar entre 2500°C e 4000°C; os gases transportam pelas fraturas do maciço já abertas a energia termodinâmica.

Na fragmentação de maciços rochosos através de explosivos intervêm oito mecanismos de rotura, que são:

- 1) Trituração ou pulverização da rocha: nos instantes iniciais da detonação a pressão transmitida pela onda de choque expande-se de forma cilíndrica, como ilustra a Fig. 4.1, com valores que ultrapassam muito a resistência dinâmica à compressão da rocha e destrói a estrutura intercrystalina e intergranular da rocha. O raio de rocha triturada em torno do furo, como se pode ver na Fig. 4.2, aumenta com o aumento da pressão do explosivo e com o acoplamento das cargas na parede do furo; segundo Hagan (1977), este mecanismo de rotura consome 30% da energia transportada pela onda de choque colaborando apenas na fragmentação de 0,1% do volume desmontado por um furo, como explicado anteriormente. Por vezes não há vantagem em usar explosivos potentes, mas sim em desacoplar as cargas e usar explosivos com maior energia dos gases.

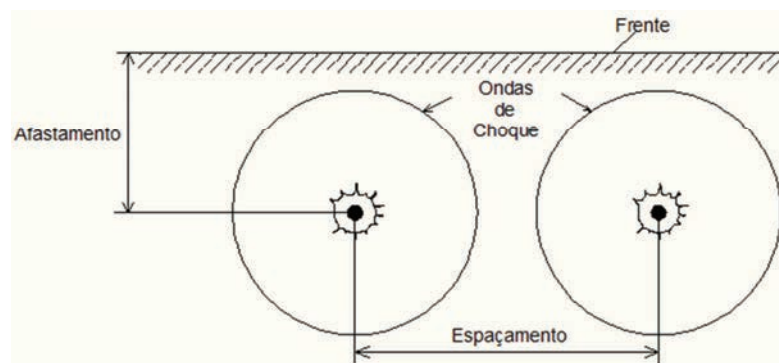


Fig. 4.1– Onda de choque produzida pela detonação

http://www.ufsm.br/engcivil/Material_Didatico/TRP1002_Mat_para_infraestrutura_de_transp/notas_de_aula/Explosivos.pdf

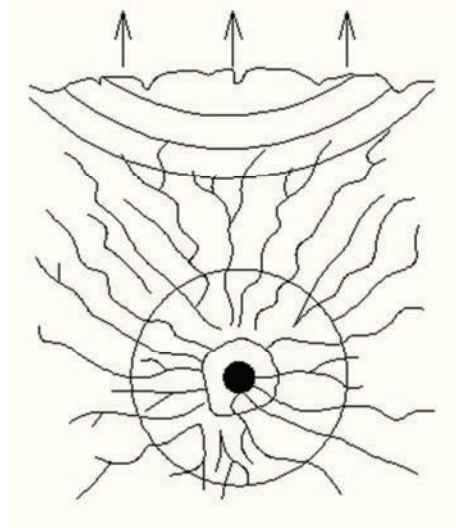


Fig. 4.2 – Anel de rocha pulverizada

http://www.ufsm.br/engcivil/Material_Didatico/TRP1002_Mat_para_infraestrutura_de_transp/notas_de_aula/Explosivos.pdf

- 2) Fissuração radial: quando a onda de choque se propaga, na frente da onda a rocha circundante ao furo é sujeita a uma compressão radial, que cria componentes de tração nos planos tangenciais, como exemplifica a Fig. 4.3, imagem esquerda. No momento que estas tensões de tração ultrapassam a resistência da rocha à tração dinâmica surge uma zona densamente fissurada radialmente ao furo, como ilustra a Fig. 4.3, imagem direita.

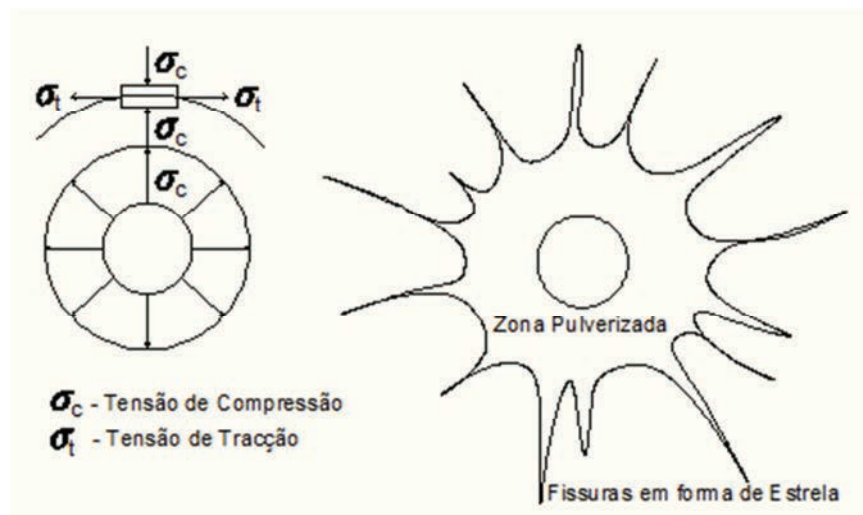


Fig. 4.3 – Fissuração radial
(Jimeno et al ,2003)

Além das fissuras radiais algumas progridem de forma aleatória em redor do furo. Quando o maciço tem fraturas naturais, as fraturas induzidas pela detonação são interrompidas. A interrupção das fraturas induzidas pelos explosivos através das fraturas naturais está exemplificada na Fig. 4.4.

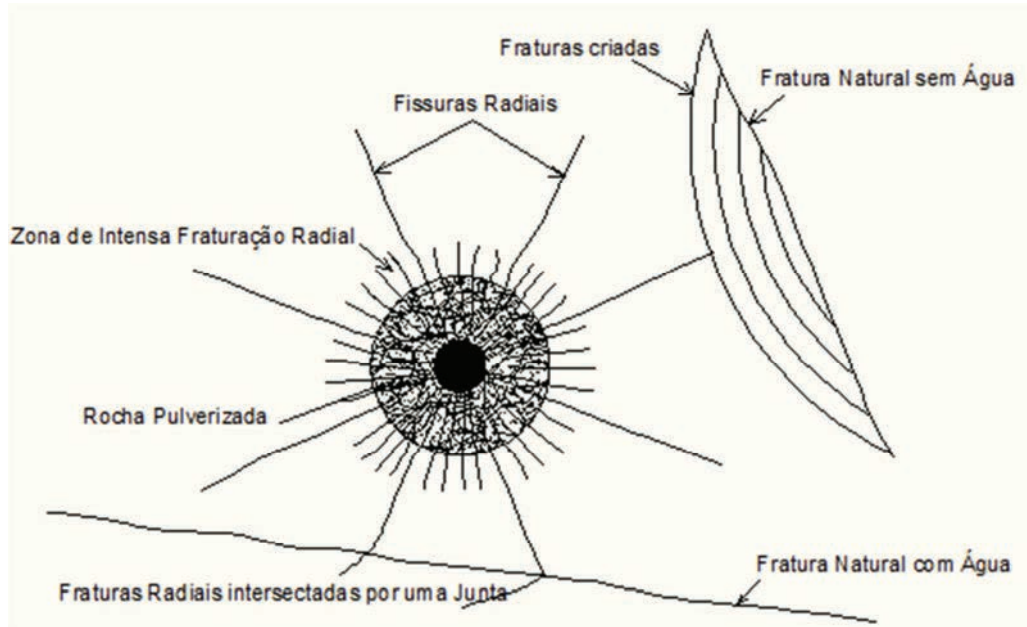


Fig. 4.4 – Fissuração radial e rotura da rocha por reflexão da onda de choque
(Jimeno et al ,2003)

- 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. Para que isto aconteça, as fissuras radiais não podem ultrapassar $\frac{1}{3}$ da distância à frente livre. A fracturação do material rochoso vai ser causada pela onda de tração refletida, como mostra a Fig. 4.5. 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.

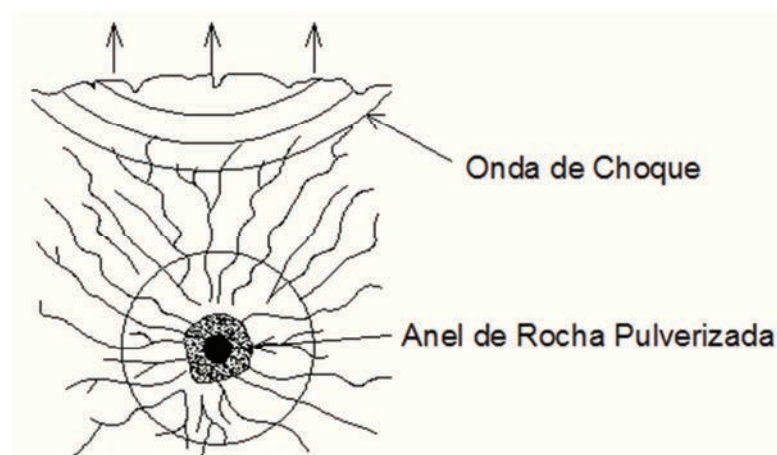


Fig. 4.5 – Reflexão da onda de choque

http://www.ufsm.br/engcivil/Material_Didatico/TRP1002_Mat_para_infraestrutura_de_transp/notas_de_aula/Explosivos.pdf

- 4) Extensão e abertura das fissuras radiais: depois da passagem da onda de choque, a pressão dos gases provoca um campo de tensões praticamente estático quando comparado com os anteriores, mas dura umas dezenas ou centenas de metros em volta do furo. 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.
- 5) Fracturação devido a libertação da carga: antes da onda de choque atingir a frente livre a rocha está comprimida. Depois desta fase de compressão existe um equilíbrio praticamente estático e depois uma queda de pressão súbita 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 consequente arranque da rocha como ilustra a Fig. 4.6.

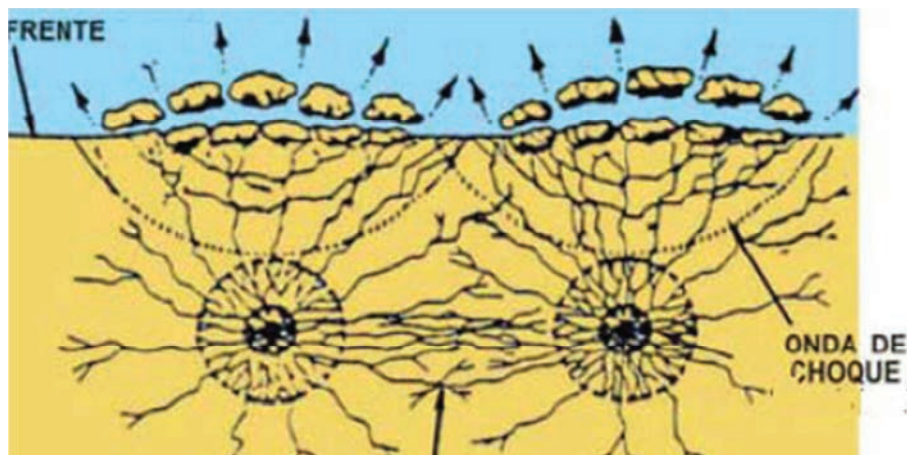


Fig. 4.6 – fracturação devido à libertação repentina da energia de pressão

http://www.ufsm.br/engcivil/Material_Didatico/TRP1002_Mat_para_infraestrutura_de_transp/notas_de_aula/Explosivos.pdf

- 6) Fraturação por corte: quando o maciço é formado por estratos com diferentes módulos de elasticidade a onda de choque vai provocar a rotura pelos planos de contacto através de esforços de corte

- 7) Rotura por flexão: quando os gases da explosão exercem uma tensão sobre o material rochoso situado na frente das colunas de explosivos (furos) o comportamento do maciço é idêntico a uma viga duplamente apoiada no fundo do furo e na zona do tamponamento com uma deformada característica e uma fendilhação ao longo da altura do lado traccionado exterior do maciço. São os gases, como mostra a Fig. 4.7, que destacam e projetam a rocha para a pilha de escombros.

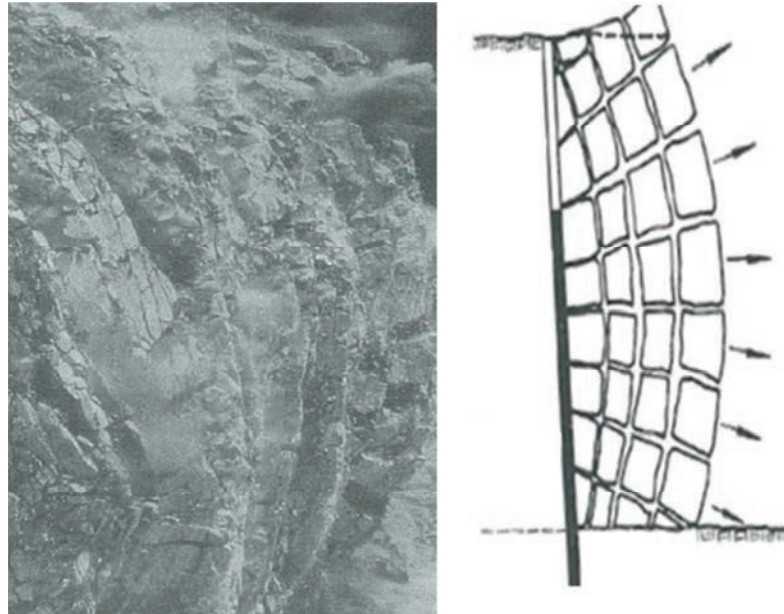


Fig. 4.7 – Rotura da rocha por flexão (Nitro Nobel)
(Jimeno et al ,2003)

Na Fig. 4.8, é representado através de um esquema estrutural o funcionamento do arranque e saída do material rochoso por intermédio dos explosivos. Na parte inferior, o deslocamento é menor devido ao confinamento promovido pela soleira da bancada, enquanto que na parte superior deve-se à altura de tamponamento, altura esta que não contém cargas explosivas. Por estes motivos, a saída da pega de fogo é em movimento idêntico à deformada de uma viga duplamente apoiada.



Fig. 4.8 – Esquema estrutural de funcionamento do desmonte

http://www.ufsm.br/engcivil/Material_Didatico/TRP1002_Mat_para_infraestrutura_de_transp/notas_de_aula/Explosivos.pdf

- 8) Rotura por colisão: os fragmentos rochosos fragmentados pelos mecanismos descritos anteriormente e providos de acelerações impostas pelos gases da explosão são projetados na direção da frente livre; e neste movimento, há colisões entre os fragmentos rochosos, originando uma fragmentação adicional (Hino, 1959; Petkof, 1961).

Concluimos que a ação dos explosivos sobre o maciço rochoso vem a ser um conjunto de ações elementares que se desenrolam em poucos milissegundos, e que estão ilustradas na Fig. 4.9, de uma forma resumida.

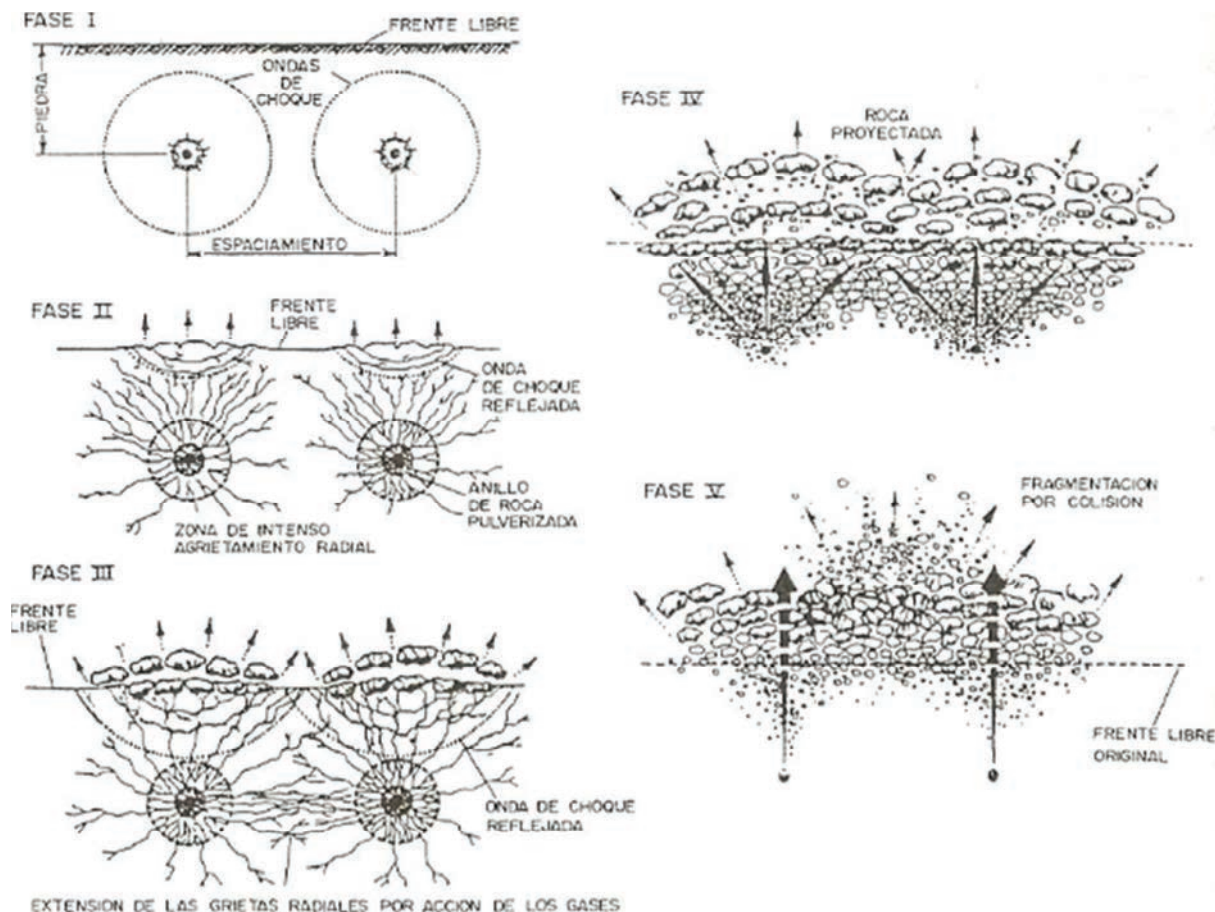


Fig. 4.9 – Resumo dos mecanismos de rotura
(Jimeno et al ,2003)

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.

4.2. AS PROPRIEDADES DAS ROCHAS E DOS MACIÇOS ROCHOSOS E A SUA INFLUÊNCIA NOS RESULTADOS DOS DESMONTES

Os maciços rochosos têm características que dependem dos processos geológicos que sofreram e que definem um ambiente geológico in situ, uma litologia particular com dadas heterogeneidades e descontinuidades (planos de estratificação, fraturas, diaclases,...) e um estado de tensão característico.

As propriedades mecânicas mais relevantes das rochas são:

- **Densidade:** a densidade e a resistência têm boa correlação, pelo que uma rocha pouco densa rompe com uma energia mais baixa, enquanto que as rochas duras necessitam de mais energia para o seu desmonte. Nas rochas de alta densidade, para que a ação dos gases seja adequada, deve-se aumentar a pressão no furo através do aumento do seu diâmetro, reduzir a malha da pega de fogo, melhorar o tamponamento e aplicar explosivos com grande energia.
- **Resistência dinâmica da rocha:** as resistências dinâmicas à compressão e à tracção da rocha indicam a adequação da rocha para o desmonte, tal como é indicado no Quadro 4.1.

Na realidade, tem de ser consideradas as resistências dinâmicas, pois estas aumentam com o índice de carga podendo atingir valores entre 5 e 13 vezes superiores às resistências estáticas. Quando a onda de choque ultrapassa a resistência dinâmica à compressão surge a pulverização da rocha em torno do furo. Este aspeto tem grande importância nos furos de contorno de túneis.

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

Quadro 4.1 – 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/m ³)
LIMITES DE CLASSES (kg/m ³)	VALOR MÉDIO (kg/m ³)			
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. A porosidade de dissolução traduz-se por vazios e cavidades que resultam da dissolução do material rochoso (Calcários) pelas águas subterrâneas (Carsificação). Estes espaços vazios são muito maiores do que a porosidade intergranular e com distribuição aleatória no maciço rochoso. As cavidades intersetadas pelos furos dificultam a perfuração e a eficiência da pega de fogo, podendo originar acidentes. Nas rochas porosas aplica-se como explosivo o ANFO.
- **Atrito interno:** como o maciço rochoso não é um meio elástico, parte da energia da onda de choque converte-se em calor através de vários mecanismos, tais como o atrito interno ou

amortecimento específico, variando de rocha para rocha. O amortecimento específico aumenta com a porosidade, permeabilidade, descontinuidades, conteúdo de água e meteorização da rocha. Assim, explosivos do tipo hidrogel são mais eficientes em rochas duras, enquanto que o ANFO é mais adequado para rochas brandas.

- Condutividade: fugas de corrente podem acontecer quando os detonadores são colocados dentro dos furos em rochas com alguma condutividade, como as magnetites. Para que tal não aconteça, os fios dos detonadores elétricos e as ligações do circuito têm de estar isoladas.

As propriedades dos maciços são:

- Litologia: nas frentes de desmonte onde acontece uma mudança de litologia com consequente mudança da resistência da rocha é 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: todo o maciço tem descontinuidades que influenciam as propriedades físicas e mecânicas e por consequência influenciam os resultados dos desmontes com explosivos. As descontinuidades podem ser planos de estratificação, planos de xistosidade, fraturas, etc...

As descontinuidades podem ser abertas, preenchidas ou não, ou fechadas, desta forma transmitindo de forma diferente a energia do explosivo.

As faces das descontinuidades são superfícies planares sobre as quais as ondas de choque se refletem e refractam e assim a energia vai sendo dispersa.

Por sua vez a fragmentação é influenciada pelo espaçamento entre furos e pela distância entre as descontinuidades.

Quando as descontinuidades são sub-verticais tem de haver especial cuidado, no que concerne à direção de projeção da rocha ou de saída, perpendicular a estas.

Nos trabalhos de escavação de túneis, as características geoestruturais, como ilustra a Fig. 4.10 condicionam a geometria transversal do túnel, aplicando-se no coroamento uma abóbada no caso de terrenos instáveis. Quando os planos de descontinuidade são paralelos ao eixo do túnel os desmontes têm bons resultados e quando a estratificação é oblíqua ao eixo do túnel, este vai ter um lado mais fácil de desmontar, o que no caso da (fig.c) é o lado esquerdo.

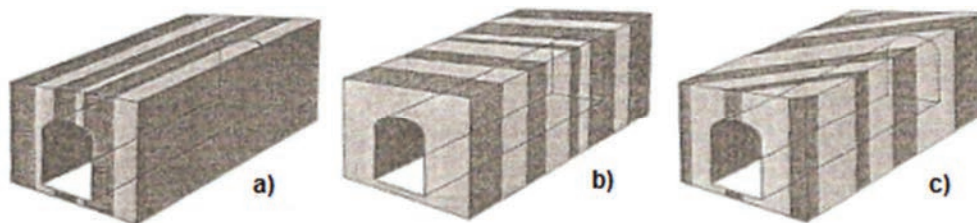


Fig. 4.10 – Direções relativas dos estratos com o eixo do túnel
(Jimeno et al ,2003)

- Tensões in situ: quando existem tensões residuais, tectónicas e gravitacionais, as fraturas em volta dos furos podem ser alteradas pela não uniformidade das tensões em volta dos furos. Nas

rochas maciças homogêneas, as fraturas propagam-se preferencialmente na direção das tensões principais. Nos túneis em maciços com estas características, a sequência de disparo dos tiros do caldeiro deve adequar-se a essas tensões, como exemplifica a Fig. 4.11.

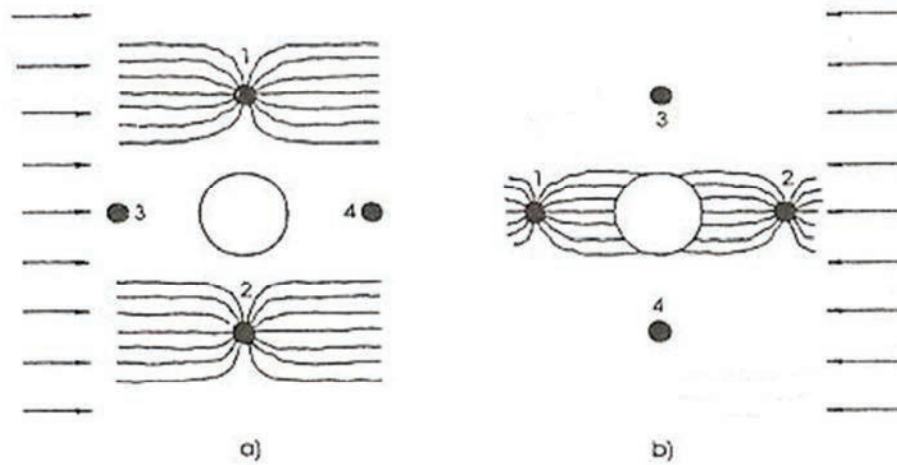


Fig. 4.11 – Sequência de iniciação de um caldeiro com furo central a as tensões residuais horizontais com sequência incorreta (a) e com sequência correta (b)

(Jimeno et al ,2003)

- Presença de água nos furos: as rochas porosas e os maciços fraturados obrigam a selecionar um explosivo que não se altere com a água; esta origina perda de furos de perfuração devido a colapso de material dentro dos furos e a perfuração inclinada é muito difícil de executar com rigor.

Por outro lado, a água nos maciços baixa a sua resistência à compressão e à tração, diminui a atenuação das ondas de choque e aumenta os efeitos de rotura da rocha, pois as fraturas preenchidas com água permitem uma melhor passagem da onda de choque.

5

O DESMONTE EM BANCADA

5.1. INTRODUÇÃO

O desmonte de maciços rochosos é o destaque de um volume mais ou menos representativo de material rochoso do seio de um maciço. A operação de desmonte pode ser feita com vários objetivos:

- Para modificar a topografia do terreno;
- Para executar uma abertura dentro do maciço rochoso para implantar uma obra de engenharia civil;
- Para fazer exploração de substâncias minerais na indústria mineira.

O desmonte em bancada é o método mais conhecido dentro do desmonte de rocha com explosivos e é feito à custa de várias operações consecutivas que constituem um ciclo de trabalho. Este método é aplicado em pedreiras, minas a céu aberto, na abertura de vias de comunicação, abertura de trincheiras ou valas, abertura de caboucos para a implantação de fundações diretas (sapatas). É também muito utilizado em desmonte subterrâneo, realizado como desmonte parcial tendo a vantagem de ter duas frentes livres.

O desmonte em bancada com perfuração sub-vertical tem vantagem em relação ao desmonte em bancada com perfuração horizontal. Com perfuração horizontal, os tiros superiores ao serem detonados, o material deposita-se por gravidade no mesmo local e em cima do maciço rochoso que ainda será destacado pelos furos inferiores, dificultando a ação dos explosivos nestes furos.

Dentro do ciclo de trabalho, a perfuração é a primeira operação de uma série de trabalhos consecutivos e tem um papel muito importante nos resultados finais das pegadas de fogo.

A perfuração de um maciço rochoso depende muito da dureza da rocha e da abrasividade dos minerais constituintes da matriz rochosa, podendo diminuir o tempo de vida útil dos acessórios de perfuração (ex: quartzito). Também depende da resistência da rocha à compressão, da estrutura do maciço (falhas, diaclases, planos de xistosidade, etc...).

A carga específica é a quantidade de explosivo, em (kg), necessária para desmontar uma unidade volumétrica (1 m^3) de rocha. Este valor dá a primeira ideia sobre a aptidão da rocha para ser desmontada pelos explosivos e vai servir de base para os cálculos a realizar no diagrama de fogo.

5.2. OS EXPLOSIVOS

A escolha dos explosivos depende das propriedades da rocha e da situação do mercado de explosivos.

Se o maciço é composto por rocha dura, os explosivos adequados são os explosivos com maior potência e velocidade de detonação, que produzem uma pressão elevada dentro do furo. No caso de maciços muito fraturados, a melhor solução são os explosivos com baixa densidade e baixa velocidade de detonação, que aumentam a eficiência do desmonte destes maciços.

Numa pega de fogo pretende-se boa fragmentação e um bom empilhamento do escombros para que a operação de remoção tenha bom rendimento.

As emulsões e os slurries têm uma energia de tensão alta e aplicam-se a rochas de elevada dureza, e onde não é necessário grande deslocamento da rocha para a pilha de escombros, caindo por ação da gravidade.

5.3. A ATUAÇÃO DO EXPLOSIVO NO MACIÇO

Para que um certo volume de rocha seja desmontado é necessário dispor a carga de forma bem distribuída no interior do maciço rochoso. Para tal, procede-se à execução de uma série de furos com dimensões definidas no diagrama de fogo de forma a criar um vazio onde se vão alojar as cargas explosivas calculadas.

Para que no momento da detonação haja tensões de tração aplicadas no maciço provocadas pela reflexão das ondas de compressão, os furos devem ser paralelos à frente livre que será a superfície refletora. Se esta superfície não existisse ou a distância à frente estivesse calculada de forma incorreta, a detonação iria apenas deformar as paredes dos furos, abrir algumas fissuras radiais no maciço, transmitir vibrações ao maciço rochoso, mas não iria haver trabalho útil (desmonte de rocha). Sendo assim, 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 que a distância à frente calculada não haverá trabalho útil. Porém, se for superior, vai haver desmonte da rocha, como é pretendido.

O volume teórico arrancado é definido por um prisma triangular com a altura da bancada e cuja secção triangular é definida pela frente livre e a projeção de dois raios como mostra a Fig. 5.1, e que fazem entre si um ângulo entre 90° e 120°, dependendo do tipo de rocha.

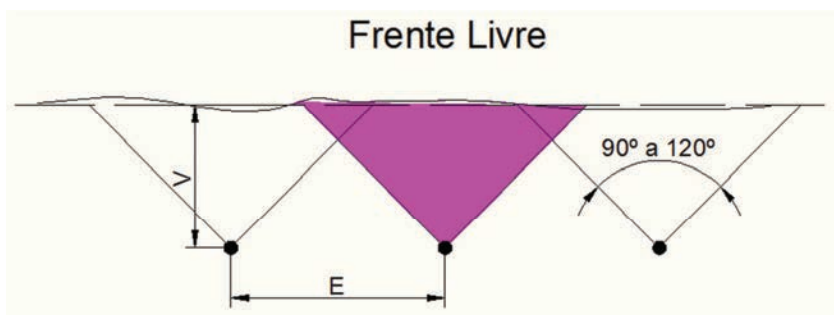


Fig. 5.1 – Volume arrancado por um tiro (vista em planta)

Como na prática acontece o rebentamento de vários tiros em simultâneo, como ilustra a Fig. 5.2, verifica-se uma sobreposição de efeitos entre os furos podendo o referido prisma ser considerado como uma secção retangular em que as suas dimensões são a distância à frente (V) e o espaçamento entre furos (E).

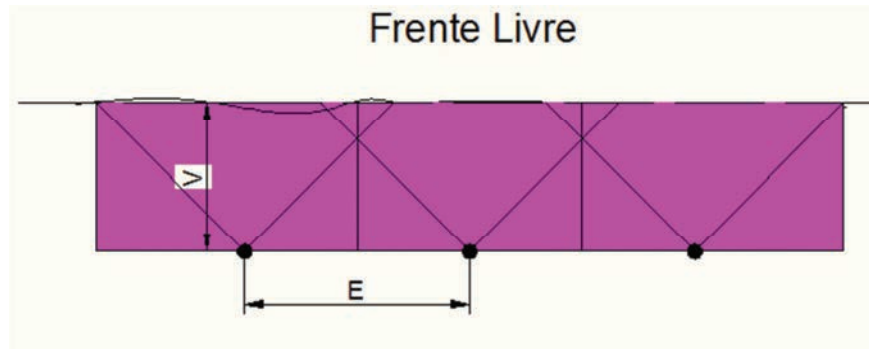


Fig. 5.2 – Volume arrancado por vários tiros (vista em planta)

Em função das características mecânicas da rocha, das características do explosivo e das limitações ambientais, e definido o diâmetro de perfuração mais conveniente, procede-se ao cálculo das relações entre os diversos parâmetros para uma determinada altura de bancada (cálculo do diagrama de fogo).

As pegas de fogo em bancada podem ser classificadas em função do diâmetro de perfuração:

- Pegas de fogo de pequeno diâmetro: diâmetros entre 65 e 165 mm
- Pegas de fogo de grande diâmetro: diâmetros entre 180 e 450 mm

Nas pegas de fogo de pequeno diâmetro pode aplicar-se a técnica Sueca desenvolvida por Langefors & Kihlstrom, enquanto que nas pegas de fogo de grande diâmetro se aplica a técnica americana da cratera de Livingston. Para os cálculos executados neste estudo, será aplicada a técnica Sueca.

Assim, as pegas de fogo de pequeno diâmetro aplicam-se em pedreiras, como mostra a Fig. 5.3, em vias de comunicação, trincheiras, desmonte subterrâneo em que há parcialização da secção.



Fig. 5.3 – Pega de fogo em bancada
<http://www.youtube.com/watch?v=fEcva5GWglA>

As cargas de explosivo são cartuchos com uma forma cilíndrica e com relações entre o comprimento e o diâmetro, l/ϕ superior a 100. O carregamento dos furos é geralmente realizado com dois tipos de explosivos, um para carga de fundo e outro para a carga de coluna, denominando-se estes carregamentos de carregamentos seletivos.

A redução dos calibres de fragmentação com explosivos, como objetivo de adequação aos equipamentos de remoção e às fases de trabalho a jusante, é conseguida com:

- Aumento da carga específica;
- Redução do diâmetro dos furos;
- Redução da distância à frente (V), mantendo $E \cdot V = \text{constante}$;
- Uso de micro-retardos;
- Aplicação de perfuração inclinada;
- Rebentamento de várias fiadas em cada pega.

Deve ser feito o cálculo da pega de fogo em gabinete de forma rigorosa, contudo esta deve ser ensaiada *in situ* e ajustada 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. Caso seja necessário um ajuste, deve alterar-se a geometria da malha de perfuração ou tipo de explosivos e quantidades utilizadas.

5.4. AS VARIÁVEIS NAS PEGAS DE FOGO DE PEQUENO DIÂMETRO EM BANCADAS

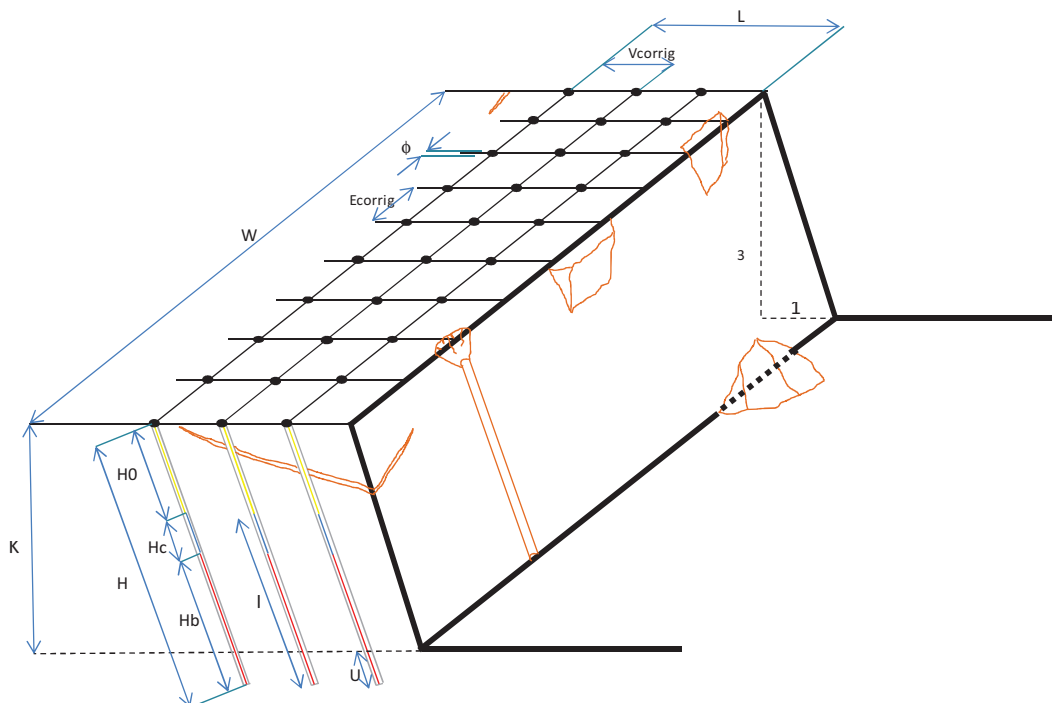


Fig. 5.4 – Esquema de uma pega de fogo em bancada com as variáveis geométricas

No cálculo de uma pega de fogo em bancada as variáveis existentes, classificam-se em:

a) Variáveis geométricas:

- K: Altura da bancada (m)
- ϕ : Diâmetro do furo (diâmetro de perfuração) (mm)
- i: Inclinação da frente de desmonte (ângulo dos furos com a vertical) (graus)
- H: Comprimento do furo (m)
- W: Largura da frente de desmonte (m)
- W': Largura da frente de desmonte normal (exceptuando as zonas de desmonte suave (Smooth Blasting))
- L: Profundidade de desmonte da pega de fogo (m)
- V: Distância à frente (m)
- $V_{\text{máx}}$: Distância máxima da linha de furos à frente livre (m)
- V_{corrig} : Distância corrigida da linha de furos à frente livre (m)
- E: Espaçamento entre furos da mesma fiada (m)
- E_{corrig} : Espaçamento corrigido (m)
- U: Subfuração (m)
- H_0 : Comprimento de tamponamento (m)
- l: Comprimento da carga no furo (m)
- H_b : Comprimento da carga de fundo (m)
- H_c : Comprimento da carga de coluna (m)
- F: Erro de perfuração ou factor corretivo do desvio de perfuração (m)

b) Variáveis Físico-Químicas:

- Tipo de explosivo
- Peso do explosivo (g)
- Diâmetro do explosivo (mm)
- Comprimento do explosivo (m)
- Densidade do explosivo ou concentração linear de carga (kg/m)
- l_b : Concentração linear da carga de fundo (kg/m)
- l_c : Concentração linear da carga de coluna (kg/m)
- Q_b : Peso da carga de fundo (kg)
- Q_c : Peso da carga de coluna (kg)
- Q_T : Peso da carga total de explosivo no furo (kg)
- q: Carga específica (kg/m³)
- b: Perfuração específica (m/m³)

c) Variáveis temporais:

- Tempos de retardo
- Sequência de detonação

5.4.1. O DIÂMETRO DOS FUROS

No momento da escolha do diâmetro de perfuração tem de se ter em atenção que os custos de perfuração são significativos. Contudo, existem outros objectivos que levam a limitar o diâmetro de perfuração tais como evitar a sobrefraturação do maciço remanescente, limitar os níveis de vibrações induzidas ao maciço, limitar as projecções de fragmentos rochosos ou obter a granulometria pretendida na pilha de escombros compatíveis com o equipamento de remoção.

Para que estes requisitos sejam conseguidos, as cargas devem estar muito bem distribuídas no maciço.

Também com o aumento do diâmetro de perfuração vamos ter maiores concentrações de carga e consequentemente maior será o perigo de eventuais projecções no caso de desvios da furação ou de mau tamponamento, e também serão maiores as vibrações.

Como o tamponamento (H_0) é função do diâmetro de perfuração (ϕ), para as pegas de fogo com grandes diâmetros de perfuração também o comprimento do tamponamento será maior, podendo ser uma fonte de formação de blocos de grandes dimensões. Em maciços com rocha dura, quando a relação entre o comprimento de carga (L) e o diâmetro do explosivo (ϕ) é $L/\phi < 60$ se for aumentado o diâmetro também vai aumentar a fragmentação. Quando esta relação é $L/\phi > 60$, o aumento do diâmetro de perfuração obriga ao aumento do consumo específico de explosivo para manter a mesma fragmentação.

5.4.2. A ALTURA DA BANCADA

A altura da bancada pode em certas situações estar condicionada por especificações de projeto ou construtivas. No entanto deve-se ponderar e ter presente que quanto maior for a altura da bancada (K), para diminuir os desvios de perfuração será necessário ter acessórios de perfuração com diâmetro maior.

Aumentando assim o diâmetro do furo, vão surgir problemas, tais como:

- Maiores diâmetros de perfuração levam a maiores concentrações de carga e por consequência um controle mais difícil de projecções e da sobreescavação no talude final do maciço remanescente;
- Maiores desvios na perfuração provocando maiores irregularidades nos paramentos finais e um maior risco de mau funcionamento da pega;
- Obtenção na granulometria da pilha de calibres maiores para a mesma carga específica;
- Condicionamento na capacidade do equipamento e material de perfuração, diminuindo a produção de material desmontado pelo equipamento.

A altura da bancada é função da capacidade dos equipamentos de carga e do diâmetro de perfuração. As dimensões recomendadas têm em conta as características das máquinas. Apresenta-se no Quadro 5.1 a relação entre a altura da bancada e o tipo de equipamento de remoção do escombros.

Quadro 5.1 – Relação entre a altura da bancada, diâmetro de perfuração e equipamento de remoção
(Jimeno et al., 2003)

Altura da bancada K (m)	Diâmetro do furo ϕ (mm)	Equipamento de remoção recomendado
8-10	65-90	Pá carregadora
10-15	100-150	Escavadora de cabos

Por questões de segurança a altura da bancada não deve ultrapassar os 15 m, excepto em condições especiais como em pedreira de produção de enrocamento que pode ir até 20 m.

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 Fig. 5.5. A relação ótima é dada por:

$$K/V \geq 3 \text{ (Ash, 1977)}$$

Se esta relação for, K/V for igual à unidade, (K=V), vamos ter uma fragmentação do maciço rochoso com 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 no caso de pedreiras (Jimeno et al., 2003).



Fig. 5.5 – Estados de flexão de uma bancada com várias relações de K/V: K/V=1; K/V=2; K/V=3 (Jimeno et al., 2003)

No caso de bancadas altas, com relações K/V>3, podem ocorrer desvios de perfuração afectando a fragmentação e aumentando os riscos de vibrações no maciço, projeções de fragmentos e sobreescavação devido à variação da distância à frente ao longo do comprimento do furo.

Para o caso de bancadas baixas com a relação K/V<2, nos furos serão apenas introduzidos explosivos correspondentes à carga de fundo, ficando nestes casos sem carga de coluna.

5.4.3. A INCLINAÇÃO DOS FUROS

Os desmontes em bancada com perfuração vertical são normalmente realizados com equipamento de perfuração rotativo, enquanto que no caso de perfuração inclinada são realizados com equipamento rotopercutivo e com martelo à cabeça ou no fundo do furo. A Fig. 5.6., mostra uma máquina de perfuração com um martelo, à cabeça, montado na coluna de perfuração.



Fig. 5.6 – O equipamento de perfuração executando perfuração em bancada e constituição dos acessórios de perfuração

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

As vantagens da perfuração inclinada são:

- Melhor fragmentação;
- Melhor formação da pilha de escombros, aumentando o rendimento do equipamento de remoção;
- Menos falhas nas pegas de fogo;
- Taludes do maciço remanescente mais estáveis e com melhor saneamento, aumentando desta forma a segurança para os trabalhadores;
- Reduzido o efeito da sobrequebra atrás da última fiada de furos;
- 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;
- Possibilidade em aumentar a distância à frente sem que haja o risco de aparecimento de repés. São habituais inclinações para a execução da perfuração de 2:1 (26,6°) e 3:1 (18,4°). 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 m³ de rocha desmontada.

Os inconvenientes da perfuração inclinada são:

- Maiores desvios de perfuração em furos de grandes diâmetros;
- O comprimento de perfuração é maior;
- Dificuldade no posicionamento da máquina de perfuração;
- Dificuldade no emboquilhamento;
- 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;
- Necessidade de maior caudal de ar;
- Maiores problemas para fazer o carregamento em furos com água.

5.4.4. O COMPRIMENTO DE PERFURAÇÃO

O comprimento de perfuração aumenta com a inclinação e o cálculo do comprimento do furo pode ser feito pela expressão seguinte:

$$H = \frac{K}{\cos \alpha} + \left(1 - \frac{\alpha}{100}\right) * U \quad (5.1)$$

(Jimeno et al., 2003)

A expressão utilizada neste trabalho foi:

$$H = \frac{1}{\cos \alpha} * (K + U) \quad (5.2)$$

(Gomes et al., 2007)

5.4.5. O TAMPONAMENTO

O tamponamento corresponde à parte superior do furo que é preenchido por material inerte e tem o objectivo de confinar e reter os gases provenientes da detonação das cargas explosivas para permitir que o processo de fragmentação da rocha se desenvolva completamente. O tamponamento é calculado em função do diâmetro de perfuração através da expressão:

$$H_0 = V_{\text{Corrig}} \quad (5.3)$$

Se o tamponamento não for suficiente, acontecerá o escape prematuro dos gases para a atmosfera gerando-se assim a onda aérea e os problemas a ela associados e também projecções de material rochoso.

Por outro lado, se o tamponamento for excessivo, vai obter-se material rochoso de grandes dimensões na parte superior da bancada na zona do tamponamento, e um nível bastante elevado de vibrações.

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.

Para a execução do tamponamento normalmente são utilizados os detritos da própria perfuração do furo, dada a sua disponibilidade. Este material proveniente da perfuração é anguloso tendo maior resistência à expulsão do furo.

5.4.6. A SUBFURAÇÃO

A subfuração é o comprimento do furo que se situa abaixo da soleira (nível da base da bancada), e que corresponde à distância entre a cota do fundo do furo e a cota da soleira. Esta quantidade diminui com o aumento da inclinação do furo.

É com uma subfuração adequada (U) que se obtém o rompimento da rocha pela cota da soleira, uma boa fragmentação e um empilhamento adequado para que a operação de remoção do escombros tenha maior rendimento.

Se o comprimento da subfuração for insuficiente a detonação não vai destacar a rocha pela base da bancada, criando desta forma os repés. Para a correção da cota de soleira será então necessário a execução de pegadas secundárias, o que aumentará muito os custos de desmonte.

Se a subfuração for excessiva provocará inconvenientes como:

- O aumento dos custos de perfuração (devido ao aumento de comprimento de perfuração);
- Aumento do nível de vibrações no maciço;
- Um excesso de fragmentação na base da bancada, que acarreta o problema da instabilidade dos taludes;
- Um aumento da sobreescavação.

A rotura da rocha no fundo do furo dá-se segundo a configuração de um cone invertido, como mostra a Fig. 5.7, que em função da estrutura do maciço rochoso e das tensões residuais faz um ângulo com a horizontal entre 10° e 30°, conforme ilustra a figura seguinte.

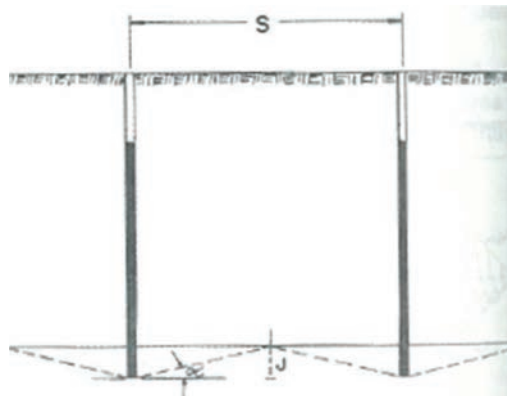


Fig. 5.7 – Subfuração mínima necessária
(Jimeno et al.,2003)

O valor da subfuração para que aconteça a interseção das superfícies cónicas correspondentes aos furos adjacentes é:

$$U = 0,3 * V_{\text{máx}} \quad (5.4)$$

(Gomes et al.,2007)

Com:

U: comprimento de subfuração

V_{máx}: distância máxima à frente

Pois desta forma cumpre-se:

$$E = 1 a 1,4 * V \quad (5.5)$$

(Gomes et al.,2007)

E também:

$$\frac{U}{V} = tg\alpha * \left(\frac{E}{2}\right) \quad (5.6)$$

(Gomes et al.,2007)

5.4.7. A DISTÂNCIA À FRENTE

Esta variável geométrica depende do diâmetro de perfuração, das características das rochas, das propriedades dos explosivos, da altura da bancada, da inclinação da bancada e do grau de fragmentação que se pretende obter.

Na execução de um diagrama de fogo *in situ* podem surgir variações nas medições da distância à frente com o valor calculado nas pegadas de fogo, devido a:

- Erro no posicionamento do furo;
- Falta de paralelismo entre o furo e a face da bancada;
- Desvios do furo ao longo da perfuração;
- Frentes de desmonte com irregularidades.

Se a distância à frente for excessiva em relação ao valor de cálculo, os gases vão encontrar uma enorme resistência para prolongar as fracturas no maciço rochoso e destacar a rocha. Nesta situação parte da energia transforma-se em energia sísmica aumentando assim as vibrações induzidas no maciço. Isto verifica-se de forma mais evidente em diagramas de fogo com pré-corte onde a pega de fogo tem maior confinamento.

Se pelo contrário, a distância à frente for reduzida em relação ao valor calculado no diagrama de fogo, os gases vão expandir-se pela fendilhação existente no maciço a uma velocidade muito grande, impulsionando fortemente os fragmentos rochosos na frente livre e projetando-os de uma forma incontrolada e também provocando um ruído excessivo.

Se os furos tiverem distribuição seletiva da carga, com um explosivo de alta densidade e potência como carga de fundo e outro explosivo de baixa densidade e potência média como carga de coluna, os valores da distância à frente recomendados variam entre 33ϕ e 39ϕ , dependendo da resistência da rocha à compressão e da altura da carga de fundo.

5.4.8. O ESPAÇAMENTO

É a distância entre furos da mesma fiada, o espaçamento é um parâmetro que depende da distância à frente calculada. O cálculo é feito em função da distância à frente corrigida. Pelo que depende dos mesmos factores que condicionam esta variável.

O espaçamento entre furos da mesma fiada varia entre $1,15 \cdot V_{\text{máx}}$ para rochas duras e $1,30 \cdot V_{\text{máx}}$ para rochas brandas, de acordo com o tipo de fragmentação que se pretende obter.

Se os espaçamentos entre furos forem muito pequenos vai produzir-se um excesso de fragmentação entre os furos e blocos de grande tamanho na parte à frente da linha de furos. Com espaçamento pequeno também surge o problema de aparecimento de repés na soleira da bancada.

Por sua vez, espaçamentos excessivos produzem uma fragmentação com calibres grosseiros entre os furos, problemas de repés e uma frente muito irregular e instável do maciço remanescente.

5.5. A DISTÂNCIA À FRENTE LIVRE E A FÓRMULA DE LANGEFORS (1963)

A partir da década de 50, muitos autores surgiram, com as suas fórmulas e métodos para determinar as variáveis geométricas, como mostra o

Quadro 5.2, nomeadamente:

- Distância à frente (V)
- Espaçamento (E)
- Subfuração (U)

Estas fórmulas contêm uma ou mais incógnitas, a saber:

- Diâmetro de perfuração (diâmetro do furo)
- Características dos explosivos
- Resistência do maciço rochoso

Todas elas dão valores para a distância à frente que se situam entre 25ϕ e 40ϕ , dependendo das propriedades do maciço rochoso.

Quadro 5.2 – Os vários autores e as respetivas variáveis das suas fórmulas
(Jimeno et al.,2003)

Matriz de fórmulas de cálculo da Distância ``a frente (V) em pegas de fogo para bancadas																				
Parâmetros utilizados	Andersen	Fraenkel	Pearse	Hino	Allsman	Ash	Langefors	Hansen	Ucar	Konya	Foldesi	Praillet	López Jimeno	Berta	Carr	Konya	Olofsson	Rustan	Comeau	Roy e Singh
Diâmetro do furo (ϕ)																				
Altura da bancada (K)																				
Comprimento do furo (H)																				
Tamponamento (H0)																				
Subfuração (U)																				
Comprimento da carga (l)																				
Inclinação do furo (i)																				
Densidade da rocha																				
Resistência da rocha ou índice equivalente																				
Constantes da rocha																				
Velocidade sísmica do maciço																				
Densidade do explosivo																				
Velocidade de detonação																				
Pressão de detonação																				
Constante rocha-explosivo																				
Relação Distância à frente-Espaçamento																				
Potência do explosivo																				
Equipamento de remoção																				

De todos os autores destaca-se neste presente estudo a fórmula sobejamente conhecida de Langefors & Kihlstrom (1963). Estes autores propuseram a seguinte expressão para calcular a distância à frente máxima:

$$V_{m\acute{a}x} = \frac{D}{33} * \sqrt{\frac{\rho_e * PRP}{c' * f * \frac{E}{V}}} \quad (5.7)$$

$V_{m\acute{a}x}$: Distância máxima à frente livre (m)

D: Diâmetro do furo (mm)

c' : constante da rocha (calculada a partir de c)

f: factor corretivo em função da inclinação dos furos: 1 para furos verticais, 0,9 para furos inclinados 3:1 e 0,85 para furos inclinados 2:1

E/V: Relação entre o espaçamento e a distância à frente

ρ_e : Densidade de carga do explosivo no furo (kg/dm^3)

PRP=1 a 1,4: Potência relativa em peso de explosivo ou força do explosivo

c: constante que define a quantidade de explosivo necessário para fragmentar $1m^3$ de rocha. Em desmontes a céu aberto com rochas duras toma-se $c=0,4$. Este valor altera-se de acordo com:

$$V=1,4 \text{ a } 15m: c'=c+0,75 \quad (5.8)$$

$$V<1,4m: c' = \frac{0,7}{V} + c \quad (5.9)$$

A distância à frente na prática determina-se através de:

$$V = V_{m\acute{a}x} - e' - d_f * K \quad (5.10)$$

K: altura da bancada (m)

e' : erro de emboquilhamento (m/m)

d_f : Desvio dos furos (m)

5.6. AS GEOMETRIAS UTILIZADAS EM PLANTA NAS PEGAS DE FOGO EM BANCADA

As geometrias mais utilizadas são em quadrado e em retângulo, pois tratam-se de geometrias em que os pontos de emboquilhamento são mais fáceis de marcar *in situ* pelos operadores das perfuradoras, que apenas precisam de uma fita métrica ou um utensílio já preparado com a medida definida. Também existe a configuração em triângulo equilátero que faz uma melhor distribuição da energia do explosivo na rocha e dá maior flexibilidade na marcação da sequência de detonação.

Numa pega de fogo, a sua geometria para ser eficiente tem de respeitar certos requisitos, tais como:

1. A frente de desmonte tem de estar livre: antes de executar a pega de fogo a frente de desmonte deve ser libertada da pilha de escombro da pega de fogo anterior, saneada e corrigida nos seus repés.
2. Os furos têm de ser paralelos à frente livre
 - A largura da frente deve ter a maior dimensão, já que aumenta o rendimento, melhora a fragmentação e reduz o escape dos gases através das fissuras existente (maciço remanescente menos perturbado)
3. A sequência deve ser de tal forma que cada furo no momento da sua detonação tenha uma frente livre com uma forma semi-cilindrica, convexa e biplanar para a qual vai-se projetar a rocha, conforme ilustra a Fig. 5.8.



Fig. 5.8 – Geometria da frente livre e sequência de detonação
(Jimeno et al.,2003)

4. As pegas de fogo com fiadas múltiplas são melhores para a fragmentação do que apenas com uma fiada, porém trazem inconvenientes como o aumento das vibrações, aumento da sobreescavação e aumento das projeções de fragmentos rochosos.
5. As pegas de fogo devem ser feitas de forma a obter:
 - No caso das pegas de fogo com 1 frente livre uma relação entre a largura da frente e a profundidade, W/L , superior a 3.
 - No caso das pegas de fogo com 2 frente livre uma relação entre a largura da frente e a profundidade, W/L , superior a 2.

5.7. A COLOCAÇÃO DOS EXPLOSIVOS

Quando os furos têm comprimento pequeno as cargas explosivas são dispostas nos furos de forma contínua. No caso dos furos de grande profundidade, usam-se espaçadores entre as cargas de explosivos melhorando o seu desempenho económico.

O uso de cargas espaçadas aplica-se também quando os explosivos são caros e quando se pretende limitar o nível de vibrações no maciço rochoso.

Em desmonte a céu aberto a altura mínima da bancada para se poder dividir a coluna de explosivos, obtém-se por esta relação que deve ser da ordem $K/\phi > 70$.

Quando são produzidos grandes blocos na zona do tamponamento (zona superior do furo), corrige-se esta fragmentação com cargas pontuais colocadas a meio do tamponamento. Se a rocha ao nível do tamponamento tiver maior resistência executa-se furos auxiliares com comprimento menor para melhorar a fragmentação nesta zona superior da bancada.

A energia que é necessária para fazer o rompimento do material rochoso não é constante ao longo da altura do furo. Mas, para que haja o rompimento da rocha em toda a altura da bancada a energia do explosivo tem de ser superior à resistência à tração da rocha no plano que contém a linha superficial da perfuração e que é paralelo à frente de desmorte. Também tem de ser maior que a resistência ao corte do maciço para que consiga realizar o corte da rocha exatamente na cota da soleira da bancada e não deixar repés.

Como a resistência ao corte é maior que a resistência à tração, então é necessário que a carga introduzida no furo seja seletiva de forma que a energia específica no fundo do furo seja superior à energia na coluna do furo.

Assim, empregam-se explosivos de grande densidade e potência para a carga de fundo, como os gelatinosos, emulsões e explosivos de baixa densidade e potência para a carga de coluna como o Anfo, hidrogel e emulsões de baixa densidade. Esta forma de carregamento dos explosivos nos furos é conhecida como: teoria das cargas seletivas.

A carga de fundo deve ter o comprimento mínimo de $H_b = 0,6 \cdot V_{\text{máx}}$ para que o seu centro de gravidade esteja à mesma cota ou acima da soleira da frente livre, pois a subfuração é dada pela relação $U = 0,3 \cdot V_{\text{máx}}$. Segundo Langefors, aumentar a carga de fundo acima do valor da distância à frente $V_{\text{máx}}$ não contribui de forma apreciável para o efeito da rotura na cota da soleira (base da bancada), pelo que a carga de fundo deve ter um comprimento compreendido entre os seguintes valores: $H_b = 0,6 \cdot V_{\text{máx}}$ e $H_b = 1,3 \cdot V_{\text{máx}}$.

O emprego de cargas seletivas é habitual em furos abaixo de 165 mm de diâmetro onde se aplica a teoria de Langefors das cargas cilíndricas alargadas.

O emprego de cargas seletivas tem as seguintes vantagens:

- Geometria de perfuração mais ampla;
- Menor subfuração;
- Maior rendimento de perfuração;
- Melhor rotura no fundo eliminando os repés na soleira da bancada;
- Favorece a operação de remoção do escombro;
- Diminui os custos de perfuração e desmorte;
- Diminui o consumo específico de explosivo.

A altura da carga de coluna (H_c) calcula-se através do comprimento do furo (H) retirando o somatório dos valores do comprimento da carga de fundo (H_b), subfuração (U) e tamponamento (H_0).

5.8. O DESACOPLAMENTO DOS EXPLOSIVOS

A pressão inicial no momento da detonação dos explosivos e que provoca danos no maciço remanescente pode ser controlada através das seguintes técnicas práticas:

- Desacoplamento das cargas: neste caso cria-se um espaçamento entre as cargas e a parede do furo, podendo ser um espaço vazio ou um espaço preenchido com material inerte (ex: areia);
- Espaçamento entre as cargas: consiste em criar espaços entre as cargas de explosivo ao longo do furo, podendo ser constituído por vazios ou por espaços preenchidos com material inerte.

Estas técnicas servem para diminuir as vibrações transmitidas ao maciço, reduzir os danos no maciço remanescente e uniformizar a granulometria.

5.9. O CONSUMO ESPECÍFICO DE EXPLOSIVO

O consumo específico de explosivo é a quantidade de explosivo necessário para fragmentar 1 m³ de rocha. O consumo específico do desmonte aumenta com:

- O aumento do diâmetro do furo;
- A resistência da rocha;
- A fragmentação pretendida;
- O deslocamento da rocha para a pilha de escombros.

Os consumos específicos de explosivos baixam no caso de diagramas de fogo em que a perfuração é paralela à frente livre e com uma perfuração em planta sob a forma de triângulos equiláteros.

Os consumos específicos altos podem em determinadas circunstâncias traduzir-se em:

- Boa fragmentação;
- Bom empilhamento da rocha na pilha de desmonte;
- Redução dos repés;
- Bom equilíbrio de custos nas várias operações de: perfuração, desmonte, transporte e fragmentação.

5.10. TEMPOS DE RETARDO E SEQUÊNCIA DE DETONAÇÃO

A utilização de micro-retardos é prática comum em desmonte de bancadas. Os intervalos de tempo entre tiros da mesma fiada e de fiadas diferentes devem ser suficientes de forma que cada rebentamento acompanhado do deslocamento da rocha crie um espaço suficiente para a movimentação da rocha que rebenta no tiro seguinte.

A porção de rocha de cada fiada deve ter a possibilidade de se movimentar uma distância aproximadamente de $V/3$ antes do rebentamento da fiada seguinte.

Os intervalos de tempo entre tiros da mesma fiada devem variar entre 10 ms e 30 ms por cada metro de distância à frente livre (V), conforme a rocha for dura ou branda respetivamente.

Estes tempos de retardo e as sequências de detonação asseguram uma boa fragmentação através da melhoria dos mecanismos de rotura, diminuição dos níveis de vibração, controle da projeção para formar a pilha, diminuição da sobreescavação, eliminação dos repés e diminuição das projeções de fragmentos rochosos.

Nas Fig. 5.9 e Fig. 5.10, apresentam-se dois exemplos de sequências de detonação em diagramas de fogo de bancadas:

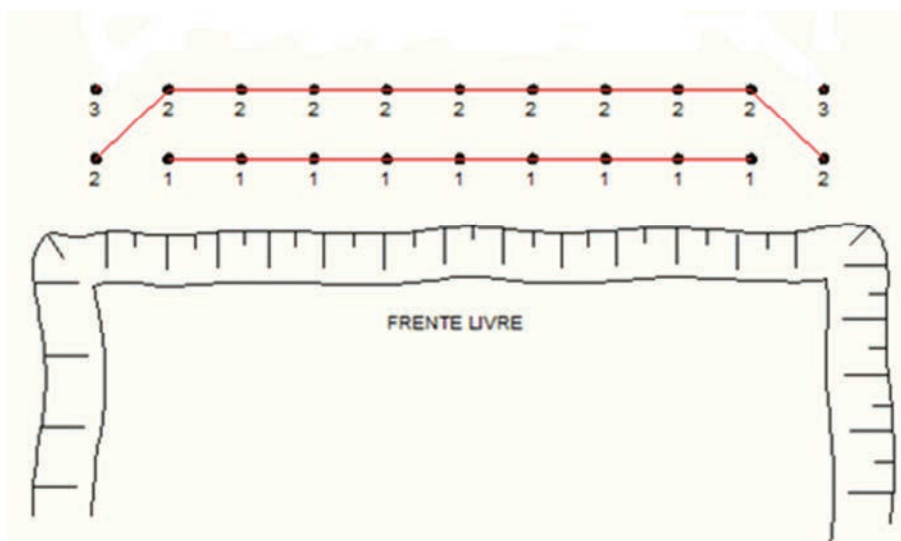


Fig. 5.9 – Exemplo de uma sequência de detonação em bancada

Trata-se de um desmonte em bancada com uma frente que é confinada. Neste caso todos os tiros da mesma fiada são iniciados com o mesmo tempo, com exceção dos tiros de contorno de cada fiada que serão detonados aquando aos tiros da fiada seguinte. O rebentamento menos confinado destes tiros de contorno reduz a perturbação transmitida ao maciço remanescente, reduzindo as vibrações e a sobreescavação.

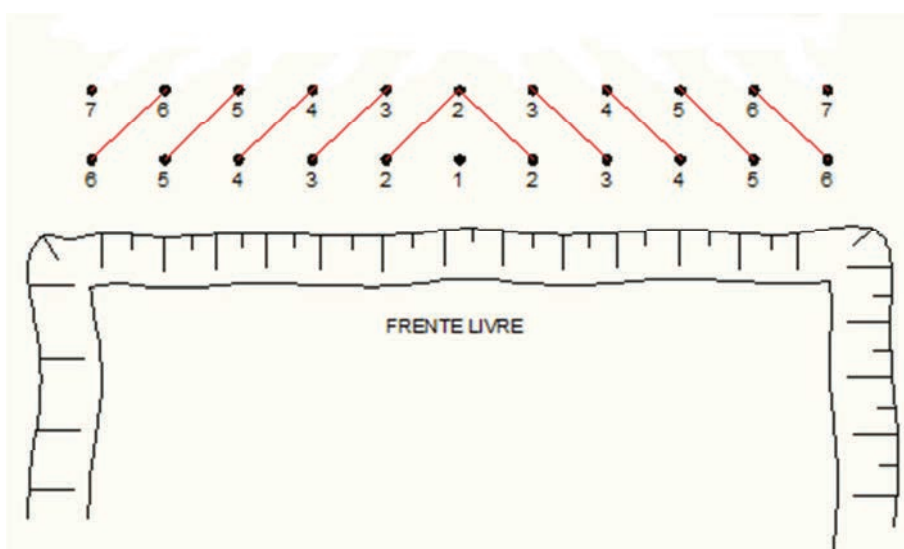


Fig. 5.10 – Exemplo de uma sequência de detonação em bancada

Este diagrama tem uma relação E/V maior, o que significa que o material produzido por esta pega de fogo encontrado na pilha de escombros será um material com uma fragmentação mais reduzida.

5.11. A QUALIDADE DE PERFURAÇÃO

A utilização de explosivos para o desmonte de maciços rochosos requer a execução de uma perfuração rigorosa do maciço rochoso, com o objetivo de colocar as cargas explosivas dentro do maciço rochoso na posição calculada previamente no diagrama de cálculo. Para tal é feito o cálculo rigoroso do diagrama de fogo, onde são determinados os parâmetros geométricos e as cargas explosivas que vão ser colocadas nos locais exatos do maciço que se pretende desmontar, tirando o máximo rendimento da energia libertada no momento da detonação.

Pode-se afirmar que se obtêm bons resultados nas pegas de fogo quando o resultado da fragmentação é uniforme e a frente de desmonte do maciço remanescente é bem cortada em toda a sua face, deixando o maciço remanescente pouco danificado.

Para que isso aconteça é necessário que a perfuração seja executada com grande precisão para que as cargas de explosivos venham a ser colocadas no seio do maciço rochoso exatamente como previsto no diagrama de fogo calculado.

O desmonte de maciços rochosos trata-se do processo de arranque da rocha que depende de vários factores:

- Da qualidade de perfuração;
- Da sequência de detonação;
- Do diagrama de fogo;
- Dos explosivos seleccionados.

De todos estes factores, o factor da qualidade de perfuração merece especial cuidado e rigor dos técnicos e operadores de perfuração, que têm de estar apetrechados de instrumentação adequada de levantamento topográfico e instrumentos para controlar a correta marcação dos furos e o andamento da perfuração durante a execução de cada furo.

Na prática, a linearidade dos furos, como mostra a Fig. 5.11, pode ser controlada pelos operadores de perfuração através de um foco de luz, em que a falta de linearidade e a cota de desvio do furo pode ser facilmente identificadas através do desaparecimento da luz.



Fig. 5.11 – Furos desalinhados na face do talude (meias canas)
(Jimeno et al.,2003)

A precisão de execução dos furos tem maior importância em diagramas com geometrias mais apertadas. Um desvio no fundo do furo num diagrama de fogo é mais gravoso numa pega com

geometria V*E mais apertada do que numa pega com uma geometria mais alargada, podendo nos diagramas de geometria apertada os furos cruzarem-se.

Os desvios nos furos acontecem com maior gravidade para furos longos e de baixo diâmetro de perfuração, sendo esta a situação onde acontece a menor precisão na perfuração.

Os principais erros de perfuração são:

- Erros na marcação dos furos: geralmente a face da bancada criada pela pega anterior não é uniforme e tem zonas de sobreescavação, pelo que fazer a marcação da pega de fogo tendo como referencial a frente de desmonte introduz imprecisões;
- Erros de inclinação e direção: um erro de desvio da coluna de perfuração provoca um erro no desvio do furo que é proporcional ao seu comprimento. Para controlar a inclinação dos furos, o equipamento deve possuir instrumentação de controlo que permita posicionar a coluna de perfuração antes de iniciar a perfuração do furo;
- Erros de desvio: uma das consequências mais notórias nos desvios de perfuração, como ilustra a Fig. 5.12, é a aproximação dos furos entre si, podendo por vezes acontecer a interseção dos furos;
- Erros na profundidade dos furos;
- Furos estreitos, perdidos ou omitidos: os furos de pequeno diâmetro provocam uma redução da concentração linear de carga e impede a introdução do explosivo encartuchado se o calibre deste for muito justo no furo.

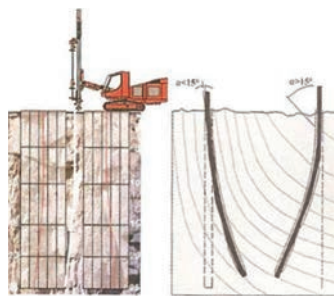


Fig. 5.12 – Esquema do desvio da perfuração em relação ao ângulo de interseção com as descontinuidades do maciço rochoso

(INGENIUM - A engenharia portuguesa em revista, II série, nº 124)

O controlo dos desvios dos furos é importante para controlar a fragmentação, afim de evitar a obtenção de blocos grandes, projeções desagradáveis e as vibrações no maciço rochoso. Os desvios podem ser controlados com uma bússola com inclinómetro.

Os problemas que surgem com uma má perfuração são:

- Fragmentação de fraca qualidade;
- Pegas secundárias e aumento dos custos de desmonte;
- Atrasos no ciclo produtivo;
- Baixo rendimento dos explosivos devido ao escape prematuro dos gases;
- Aumento do ruído, onda aérea, projeções e vibrações.

Para otimizar os custos do desmonte e a sua execução obedecer às normas de segurança, a execução da perfuração da pega de fogo tem de ser realizada com grande rigor.

5.12. O CÁLCULO DA PEGA DE FOGO

Apresenta-se aqui a ordem de cálculo de uma pega de fogo para um desmonte normal em bancada sem atender a cuidados a observar no contorno. Em anexo a este trabalho, encontra-se a pega de fogo calculada em folha de cálculo para bancada, inserida num túnel em que inclui o desmonte suave (Smooth Blasting) dos tiros de contorno (Abóbada e Hasteais). Essa folha de cálculo tem a finalidade de permitir uma automatização do cálculo das pegas de fogo e foi aplicado ao caso de um túnel com a secção tipo apresentada na Fig. 5.13.

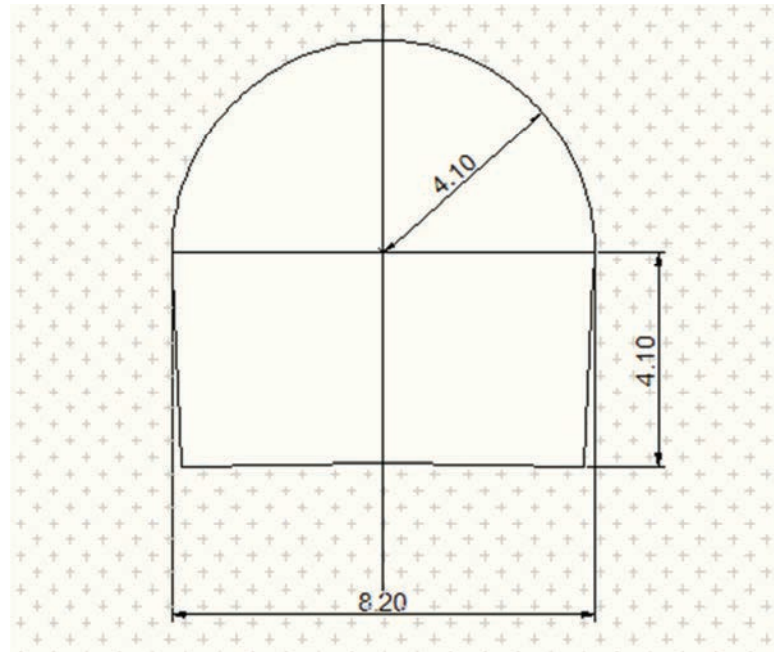


Fig. 5.13– Principais dimensões do túnel

O dimensionamento das pegas de fogo é detalhadamente apresentado em:

- Desmonte de maciços rochosos I
- Desmonte de maciços rochosos II
- Escavações subterrâneas I
- Escavações subterrâneas II

Professores do Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP): Lisoarte Gomes, Carlos Galiza, António Vieira

Os dados de entrada são:

Os dados de entrada para o cálculo encontram-se expostos no Quadro 5.3.

Quadro 5.3 – Dados de entrada para o cálculo da pega de fogo

Diâmetro do furo	
Altura da bancada	
Inclinação da perfuração	
Ângulo entre a face da bancada e a vertical	
Largura da frente livre de desmonte	
Nº de fiadas	
Tipologia da frente:	
confinada / desconfinada	
Explosivo para carga de fundo	Designação
	Peso do cartucho
	Diâmetro do cartucho
	Comprimento do cartucho
Explosivo para carga de coluna	Designação
	Peso do cartucho
	Diâmetro do cartucho
	Comprimento do cartucho

O cálculo:

Nos pontos que se seguem descreve-se o faseamento adoptado para o cálculo do desmonte em bancada:

1. Distância máxima à frente:
 - a. Concentração da carga de fundo:

$$l_b = \frac{\text{Peso de 1 cartucho (kg)}}{\text{Comprimento de 1 cartucho (m)}} \quad (5.11)$$

- b. Cálculo da distância máxima à frente:

$$V_{m\acute{a}x} = c * \sqrt{l_b} \quad (5.12)$$

Em que c : constante que depende do tipo de explosivo, conforme indica o Quadro 5.4.

Quadro 5.4 – A distância à frente em função do tipo de explosivo
(Gomes et al.,2007)

Emulsões	$V_{m\acute{a}x} = 1,45 * \sqrt{l_b}$	1,45
Anfo	$V_{m\acute{a}x} = 1,35 * \sqrt{l_b}$	1,35
Dinamite	$V_{m\acute{a}x} = 1,47 * \sqrt{l_b}$	1,47

l_b : concentração linear da carga de fundo (kg/m)

- c. Controle a ser feito: deve verificar-se se os furos terão carga de coluna e carga de fundo ou apenas carga de fundo. Se $K/V < 2$, não tem carga de coluna.

2. Subfuração:

$$U = 0,3 * V_{m\acute{a}x} \quad (5.13)$$

3. Comprimento do furo:

$$H = \sec \alpha * (K + U) \quad (5.14)$$

$$H = \frac{1}{\cos \alpha} * (K + U) \quad (5.15)$$

4. Erro de furação: é um fator corretivo introduzido no calculo devido aos erros de perfuração que ocorrem durante a execução da perfuração.

$$F = \frac{d}{1000} + (0,03 * H) \quad (5.16)$$

5. Distância à frente corrigida:

$$V_{Corrig} = V_{m\acute{a}x} - F \quad (5.17)$$

6. Espaçamento entre furos da mesma fiada: de acordo com o tipo de granulometria pretendido no desmonte é escolhida a relação E/V. A fragmentação adoptada é usualmente normal, sendo obtida com a expressão $E/V=1,25$. Esta relação conduz a uma boa fragmentação em pegas com rebentamentos simultâneos e fiadas múltiplas. Se for necessário melhorar a fragmentação, esta relação pode ir até $E/V=8$ sem alterar a carga específica, ou seja, mantendo constante $E*V$. Caso se pretenda uma fragmentação mais graúda, para enrocamento, esta relação pode ir até $E/V=0,5$.

Quadro 5.5 – O espaçamento em função da fragmentação pretendida
(Gomes et al.,2007)

Relações	Valor de X considerado	Fragmentação
$E/V < 1,25$	1,25	Blocos grandes para Enrocamento
$E/V = 1,25$		Fragmentação normal (Diagrama típico)
$E/V > 1,25$		Boa fragmentação

$$E = X \times V_{\text{corrig}}$$

7. Cálculo para frentes confinadas:

a. Número de espaços:

$$NE = W/E \quad (5.18)$$

b. Espaçamento corrigido:

$$E_{\text{corrig}} = W/NE \quad (5.19)$$

c. Número de furos por fiada:

$$NF/Fiada = NE + 1 \quad (5.20)$$

d. Profundidade de desmonte:

$$L = N^{\circ}_{\text{Fiadas}} \times V_{\text{corrig}} \quad (5.21)$$

8. Perfuração específica:

a. Tipologia da frente

b. Cálculo da perfuração específica

Quadro 5.6 – A perfuração específica
(Gomes et al.,2007)

Frentes Confinadas	$b = \frac{(NF/fiada) \times H}{V_{\text{corrig}} W \times K}$
Frentes Livres	$b = \frac{H}{V_{\text{corrig}} W \times K}$

9. Altura da carga de fundo:

$$H_b = 1,3 \times V_{\text{máx}} \quad (5.22)$$

10. Carga de fundo:

$$Q_b = H_b \times l_b \quad (5.23)$$

11. Tamponamento:

$$H_0 = V_{\text{corrig}} \quad (5.24)$$

12. Concentração da carga de coluna:

a. Concentração da carga de coluna teórica:

$$l_c = 40 \text{ a } 60\% * l_b \quad (5.25)$$

b. Concentração da carga de coluna real:

$$l_c = \frac{\text{Peso 1 cartucho (Kg)}}{\text{Comprimento 1 cartucho (m)}} \quad (5.26)$$

13. Altura da carga de coluna:

$$H_c = H - H_b - H_0 \quad (5.27)$$

14. Carga de coluna:

$$Q_c = H_c * l_c \quad (5.28)$$

15. Carga total:

$$Q_t = Q_b + Q_c \quad (5.29)$$

16. Carga específica total:

Quadro 5.7 – A carga específica
(Gomes et al.,2007)

Frentes Confinadas	$q = \frac{n * Q_t}{V_{corrig} * W * K}$
Frentes Livres	$q = \frac{Q_t}{V_{corrig} * E * K}$

n: número de fiadas

17. Correções para a carga de fundo:

a. Número de cartuchos:

$$N^{\circ}_{Cart} = Q_b / \text{Peso}_{1\text{cartucho}} \quad (5.30)$$

b. Altura preenchida por cartuchos:

$$H'_b = N^{\circ}_{Cart} * H_{1\text{cartucho}} \quad (5.31)$$

c. Diferença na altura:

$$\Delta h = H_b - H'_b \quad (5.32)$$

d. Número de cartuchos corrigido: se a diferença de altura Δh calculada na alínea (c) conduzir a um valor negativo, três soluções são possíveis:

- Manter o número de cartuchos da carga de fundo e Δh será subtraído à carga de coluna
- No caso de não haver carga de coluna se este valor de Δh for baixo, retira-se este valor ao Tamponamento
- No caso de não haver carga de coluna se este valor de Δh for elevado retira-se 1 cartucho na carga de fundo.

- e. Altura preenchida por cartuchos corrigida:

$$H'_b = N^{\circ}_{cart} * H_{1cartucho} \quad (5.33)$$

- f. A carga de fundo real:

$$Q_{b,real} = H'_b * l_b \quad (5.34)$$

18. Correções para a carga de coluna:

- a. Altura da carga de coluna corrigida: no caso de se subtrair Δh na carga de coluna

$$H_{c,corrig} = H_c - \Delta h \quad (5.35)$$

- b. Concentração da carga de coluna corrigida:

$$l_{c,corrig} = \frac{Peso_{1\ cartucho\ (Kg)}}{Comprimento_{1\ cartucho\ (m)}} \quad (5.36)$$

- c. Carga de coluna corrigida:

$$Q_{c,corrig} = H_{c,corrig} * l_{c,corrig} \quad (5.37)$$

- d. Número de cartuchos:

$$N^{\circ}_{Cart} = Q_{c,corrig} / Peso_{1\ cartucho} \quad (5.38)$$

- e. Altura preenchida por cartuchos:

$$H'_c = N^{\circ}_{Cart} * H_{1cartucho} \quad (5.39)$$

- f. Diferença na altura:

$$\Delta H = H'_c - H_{c,corrig} \quad (5.40)$$

- g. Com ou sem cordão detonante: se $\Delta H < 0,20m$ não leva cordão detonante

- h. Carga de fundo real:

$$Q_{c,real} = H'_c * l_{c,corrig} \quad (5.41)$$

- i. Altura corrigida do tamponamento:

$$\text{Se } \Delta H < 0: H_{0,corrig} = H_0 + \Delta H * (-1) \quad (5.42)$$

$$\text{Se } \Delta H > 0: H_{0,corrig} = H_0 - \Delta H \quad (5.43)$$

19. Comprimento da carga de fundo:

$$l = H'_b + H'_c \quad (5.44)$$

20. Carga total alterada:

$$Q_{t,alt} = Q_{b,real} + Q_{c,real} \quad (5.45)$$

21. Carga específica alterada:

Quadro 5.8 – A carga específica alterada
(Gomes et al.,2007)

Frentes Confinadas	$q = \frac{n \times Q_{t_{alt}}}{V_{corrig} \times W \times K}$
Frentes Livres	$q = \frac{Q_{t_{alt}}}{V_{corrig} \times E \times K}$

n: número de fiadas

22. Comparação entre os valores, teórico e prático, da concentração da carga de coluna:

a. Concentração de carga real:

$$l_c = \frac{\text{Peso 1 cartucho (Kg)}}{\text{Comprimento 1 cartucho (m)}}$$

(expressão calculada atrás e indicada aqui para efeito de comparação)

b. Concentração de carga teórica:

$$l_c = 40 \text{ a } 60\% \times l_b$$

23. Carga específica final ou corrigida:

a. Carga de coluna nova:

$$Q_{c,nova} = N^o_{cart} \times \text{Peso}_{1cart} \quad (5.46)$$

b. Carga específica total nova:

$$Q_{t,nova} = Q_{b,real} + Q_{c,nova} \quad (5.47)$$

c. Carga específica nova ou final ou corrigida:

Quadro 5.9 – A carga específica final ou corrigida
(Gomes et al.,2007)

Frentes Confinadas	$q = \frac{n \times Q_{t_{alt}}}{V_{corrig} \times W \times K}$
Frentes Livres	$q = \frac{Q_{t_{alt}}}{V_{corrig} \times E \times K}$

Depois dos cálculos efetuados, são apresentados os resultados no Quadro 5.10 para aplicação em obra.

Quadro 5.10 – Quadro-resumo para execução dos trabalhos na obra

	Bancada		Contorno	TOTAL
	Por fiada	Total		
ALTURA DA BANCADA (m):				
COMPRIMENTO DO FURO (m):				
DISTANCIA À FRENTE CORRIGIDA (m):				
ESPAÇAMENTO ENTRE FUROS CORRIGIDO (m):				
NÚMERO DE FIADAS:				
N.º FUROS				
QUANTIDADE DE CARGA DE FUNDO (Kg):				
N.º CARTUCHOS (carga fundo)				
QUANTIDADE DE CARGA DE COLUNA (Kg):				
Nº CARTUCHOS (carga coluna)				
METROS DE PERFURAÇÃO (m)				
VOLUME TOTAL(m³):				
CARGA ESPECÍFICA (Kg/m³):				
PERFURAÇÃO ESPECÍFICA (m/m³):				

6

O DESMONTE SUBTERRÂNEO EM TÚNEIS

6.1. INTRODUÇÃO

Nos últimos tempos a tecnologia de escavação mecânica com mineradoras e tuneladoras teve um grande avanço, sendo hoje possível ultrapassar maciços com resistências até 250 MPa. Em rochas duras são as tuneladoras que têm um maior campo de aplicação oferecendo algumas vantagens como:

- Perfuração sem danificar a rocha no maciço remanescente;
- Uma superfície de corte regular que reduz as necessidades de sustimento e revestimento definitivo;
- Automatização com redução de mão-de-obra.

Em qualquer dos casos estes equipamentos têm limitações tais como:

- O sistema de corte apenas executa secções circulares (caso das tuneladoras);
- Os terrenos atravessados não podem ter grandes mudanças geológicas-geotécnicas;
- É difícil executar curvas com raio inferior a 200 m;
- A escavação inicial de preparação é elevada;
- O pessoal deve ser muito especializado.

Assim, a perfuração com explosivos em maciços duros continua a ser aplicável, também a grandes secções podendo as escavações ser realizadas por fases com galerias de avanço ou banquetas no piso. A rocha no maciço remanescente pode ficar em bom estado executando os desmontes de contorno com as técnicas de pré-corte e aplicação de explosivos especiais. O sistema adapta-se melhor as mudanças litológicas dos terrenos atravessados e o equipamento de perfuração também pode ser destinado a execução de outros trabalhos como pregagens.

Os trabalhos de escavação agrupam-se num ciclo que se repete até à conclusão da obra, sendo o ciclo básico de escavação composto pelas seguintes operações:

- Execução da perfuração;
- Carregamento do explosivo;
- Disparo das pegas de fogo (rebetamento);
- Ventilação;
- Saneamento dos hasteais, abobada e frente do túnel;
- Sustimento provisório (pregagem, betão projetado);
- Remoção do escombros (carga e transporte);
- Sustimento definitivo.

O bom planeamento das diferentes operações e a qualidade do trabalho executado vão influenciar de forma muito significativa:

- O tempo do ciclo;
- O comprimento da pega;
- A sobreescavação.

A qualidade do desmonte e do maciço remanescente depende muito da qualidade de perfuração executada, e para tal o emboquilhamento e a direção dos furos devem ser operações feitas com grande rigor.

6.2. SISTEMAS DE AVANÇO

O esquema de ataque a uma secção de um túnel pode ser em secção plena ou em secção parcial, dependendo de alguns dos seguintes factores:

- Equipamento de perfuração disponível e suas dimensões;
- Dimensões da secção transversal do túnel;
- Tempo disponível para a execução;
- Tipo de rocha;
- Tipo de sustimento a ser aplicado;
- Sistema de ventilação.

É preferível a solução de avanço em plena secção já que o avanço e a remoção são mais rápidos. Tal depende muito das dimensões dos equipamentos, podendo-se dizer que secções até 100m² podem facilmente ser escavadas em secção plena.

A escavação por fases, como mostra a Fig. 6.1, é utilizada para a abertura de grandes túneis, em que a secção é grande para ser coberta pelos equipamentos de perfuração, ou quando as características geomecânicas das rochas não permitem a escavação em plena secção.

O sistema usual consiste em dividir o túnel em duas partes, como ilustra a Fig. 6.2, uma superior e outra inferior. A parte superior é escavada como se tratando de uma galeria e a parte inferior, mais atrasada em relação ao avanço da parte superior, é feita em bancada.

A bancada é executada já ao abrigo de um teto previamente tratado e a perfuração pode ser vertical ou sub-vertical, e nesse caso será necessário dispor de um carro de perfuração com um braço de perfuração não muito grande para não ter problemas de perfuração perto dos hasteais.

A bancada também pode ser feita com perfuração horizontal tendo o mesmo procedimento de carregamento de explosivos. O principal inconveniente é a descontinuidade das cotas de execução das duas fases.

Quando a qualidade da rocha é fraca é necessário dividir o túnel em várias secções, como mostra a Fig. 6.3. Uma técnica bastante comum consiste na abertura de uma galeria piloto. Essa galeria piloto serve principalmente de reconhecimento. Em seguida faz-se a escavação da parte superior antes de se iniciar o arranque da secção inferior. O acesso à parte de cima da galeria que vai em avanço é feito por uma rampa lateral de acesso.

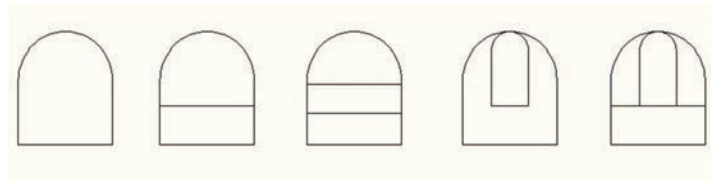


Fig. 6.1 – Sistemas de avanço em túneis
(Gomes et al, 2007)

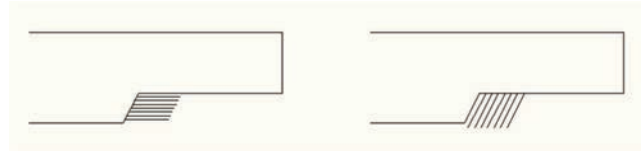


Fig. 6.2 – Túnel com avanço em duas secções e com as soluções de pega em bancada com perfuração horizontal e perfuração sub-vertical
(Gomes et al, 2007)

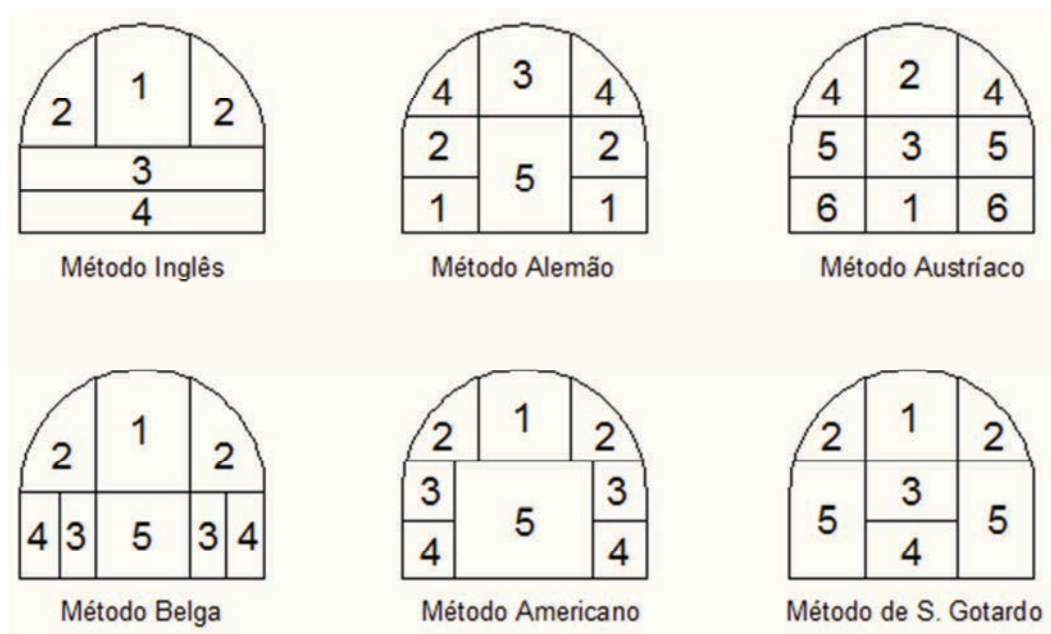


Fig. 6.3 – Vários métodos de desmonte em secções parciais
(Ubierta, 1996 e Pereira, 1997)

(Bastos, 1998)

6.3. ESQUEMAS DE DESMONTE EM TÚNEIS

Os desmontes em túneis caracterizam-se pela não existência inicial de qualquer superfície livre de saída, exceto a própria frente de ataque. Sendo assim, há a necessidade de criar mais uma frente livre e isso consegue-se com a abertura do caldeiro.

O princípio teórico baseia-se na criação de um vazio obtido com o desmonte dos furos do caldeiro para onde rompem as cargas explosivas. Este vazio tem geralmente uma superfície de 1 a 2 m². Com grandes diâmetros de perfuração pode alcançar os 4 m².

Após a abertura do caldeiro, ilustrado na Fig. 6.4, o desmonte faz-se com tiros paralelos à face livre criada pelo caldeiro como se fosse a frente livre vertical de uma bancada em que neste caso toda a geometria se encontra horizontal.

Estes desmontes requerem maiores consumos específicos de explosivo, 4 e 10 vezes superior aos desmontes de bancada, devido aos erros de perfuração, menor frente livre (furo vazio), menor inclinação em relação ao eixo de avanço, menor cooperação entre as cargas adjacentes. Adicionalmente há a ação negativa da gravidade, como sucede nos furos da soleira.

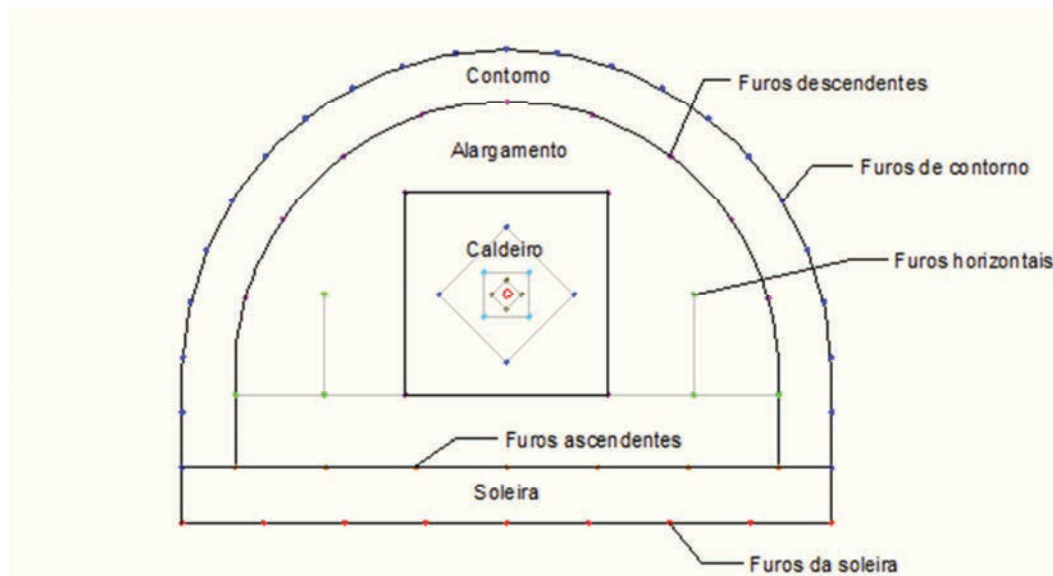


Fig. 6.4 – Zonamento de um diagrama de fogo tipo num desmonte subterrâneo

Os tiros de contorno são os que definem a forma final do túnel e são executados com um espaçamento reduzido e com a sua orientação para o interior do maciço, como ilustra a Fig. 6.5, para deixar o espaço necessário para a perfuradora executar o próximo emboquilhamento e perfuração da próxima pega de fogo, para que a secção transversal do túnel se mantenha sempre exterior à secção teórica preconizada em projeto. Esta divergência pode ser observada na figura seguinte.

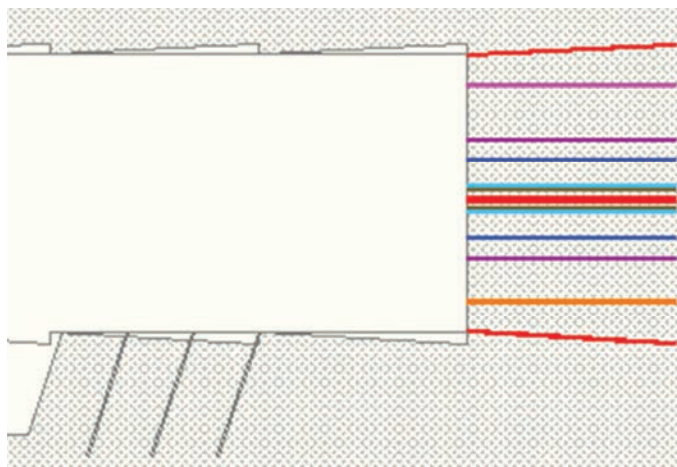


Fig. 6.5 – Orientação dos furos de contorno para manter o perfil longitudinal do túnel

6.4. TIPOS DE CALDEIROS E CÁLCULO DAS PEGAS DE FOGO

As pegas de fogo em túneis são muito mais complexas do que as pegas de fogo executadas para bancadas porque a única superfície livre inicial é a frente de escavação.

A perfuração nas últimas décadas tem vindo a mecanizar-se intensamente com o desenvolvimento dos Jumbos hidráulicos com um ou vários braços, automatizados e mais versáteis. Isto favorece e generalizaram-se, na prática, os caldeiros com furos paralelos, pela maior facilidade de perfurar uma vez que não há a necessidade de mudar o ângulo dos braços de perfuração e o avanço não depende da secção transversal do túnel, como acontece no caso dos caldeiros com perfuração com ângulos.

Os caldeiros classificam-se em dois grandes grupos:

- Caldeiros com furos paralelos: há dois tipos de diagramas com tiros paralelos:
 - Caldeiro queimado: Todos os tiros do caldeiro, como ilustra a Fig. 6.6, têm o mesmo diâmetro sendo alguns deles não carregados (vazios ou de expansão)

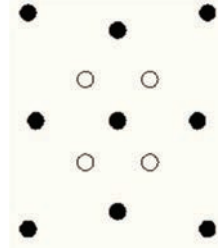


Fig. 6.6 – Exemplo de caldeiro queimado (burn cut)

- Caldeiro com furos de grande diâmetro: Como mostra a Fig. 6.7, podem ser um ou mais furos de diâmetro maior não carregados e, paralelamente a estes trabalham os furos carregados.

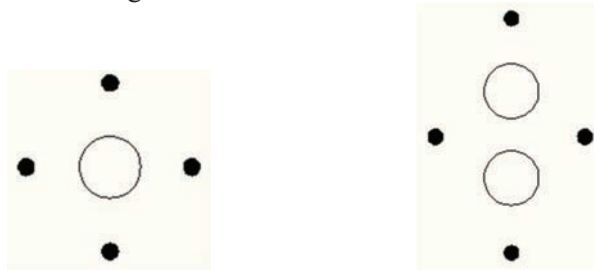


Fig. 6.7 – Exemplos de caldeiros de furo largo de grande diâmetro (large hole cut)

- Caldeiros com furos em ângulo:
 - o Caldeiro em leque, conforme ilustra a Fig. 6.8



Fig. 6.8 – Caldeiro em leque
(Bastos, 1998)

- o Caldeiro em V, conforme ilustra a Fig. 6.9



Fig. 6.9 – Caldeiro em V
(Bastos, 1998)

Os caldeiros de furos paralelos são os que se empregam mais em projetos com perfuração mecanizada. Os caldeiros com perfuração em ângulo, hoje em dia, caíram praticamente em desuso, por serem mais trabalhosos.

6.5. GEOMETRIA DOS FUROS VAZIOS

Os resultados dos desmontes são deficientes sempre que a perfuração não tem boa qualidade. Os efeitos dos erros de perfuração são maiores quando as condições de desmonte são difíceis, como sucede nos túneis, onde a frente de avanço faz 90° com os furos e é necessário criar uma frente livre através da execução dos furos do caldeiro.

Quando se dispara um furo carregado do caldeiro para a frente criada por um furo vazio, a fragmentação da rocha é dificultada devido a:

- A rocha que circunda o furo vazio é sã;
- O furo vazio, se tiver um diâmetro inferior a 200 mm, proporciona uma frente livre com uma área pequena e a sua forma côncava não é favorável.

A profundidade dos furos vazios deve ser no mínimo igual à dos restantes furos, mas se forem 15 a 30cm mais compridos, tal traz algumas vantagens.

Os furos vazios têm o objetivo de alojar os fragmentos rochosos já detonados e expeli-los para o exterior. Este volume desmontado não pode ser inferior a 1,2 vezes o volume inicial para evitar problemas de sinterização.

Quanto à execução prática dos furos vazios, habitualmente estes são feitos com um diâmetro inferior e depois são alargados re-perfurando através do furo anteriormente executado.

Os caldeiros com grandes furos vazios têm as seguintes vantagens:

- São adequados para perfurar com Jumbos;
- É possível usar em pegas largas;
- O comprimento da pega não depende da secção do túnel;
- Conseguem-se bons avanços;
- A dispersão do escombros é menor do que nos caldeiros em V, traduzindo-se em menor tempo de remoção do escombros e a possibilidade de realizar o saneamento da abóbada colocando o equipamento sobre a pilha de escombros;
- A fragmentação é boa. A rocha desmontada em cada furo é lançada na parede oposta da frente efetiva aberta pelo caldeiro, promovendo-se assim a rotura da rocha.

Os furos vazios do caldeiro pressupõem que a rocha desmontada no primeiro intervalo de detonação tem suficiente volume para assegurar uma boa expulsão do escombro. Para tal a perfuração tem de ser executada com precisão e com uma sequência de detonação correta.

6.6. MÉTODO DE CÁLCULO DO CALDEIRO

Na prática, depois de feito o cálculo do caldeiro quanto à geometria e às cargas, convém fazer um ensaio experimental numa frente rochosa, para realizar pequenos ajustes no cálculo do caldeiro e avaliar o seu comportamento.

Nos pontos que se seguem descreve-se a sequência de dimensionamento de um caldeiro.

1) DIMENSIONAMENTO DO FURO LARGO VAZIO:

Na Fig. 6.10, obtém-se o diâmetro do furo largo vazio em função do comprimento teórico de perfuração e do rendimento da pega de fogo.

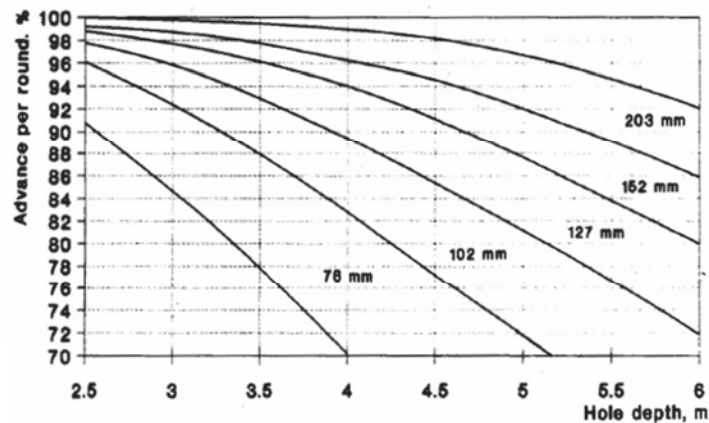


Fig. 6.10 – Ábaco para o cálculo do diâmetro do furo largo vazio (mm). Em abcissas tem o comprimento teórico dos furos (m) e em ordenadas tem o rendimento da pega (%)
(Gomes et al, 2007)

Neste tipo de diagramas o rendimento prático da pega depende do diâmetro do furo largo, pelo que quanto maior for o diâmetro do furo não carregado maior será o rendimento da pega. O maior diâmetro do furo não carregado conduz a um menor atrito na saída do escombro logo a uma maior remoção do material.

A sequência de cálculo do diâmetro do furo largo não carregado é a seguinte:

- a. Avanço diário:

$$\text{Avanço Diário} = \frac{\text{Comprimento do Túnel}}{N^{\circ} \text{Pegas diárias} * \text{Prazo do Túnel}} \quad (6.1)$$

- b. Rendimento:

$$\text{Rendimento (R)} = \frac{\text{Avanço diário}}{\text{Comprimento de furação}} \quad (6.2)$$

- c. Em função do comprimento de perfuração e do rendimento da pega de fogo, pelo ábaco da Fig. 6.10, retira-se o diâmetro do furo largo não carregado ou furo de expansão.

2) DISTÂNCIA ENTRE O FURO CARREGADO E O FURO DE EXPANSÃO

Nos diagramas de fogo de tiros paralelos com um ou mais furos centrais de grande diâmetro não carregados, os tiros carregados são dispostos nos vértices de 3 ou 4 quadrados cujas, como mostra a Fig. 6.11, dimensões (W_i) são calculadas, como indicado mais à frente, sendo:

- Diâmetro ou diâmetro equivalente do furo ou furos de grande diâmetro;
- Largura da frente livre criada pelos tiros anteriores.

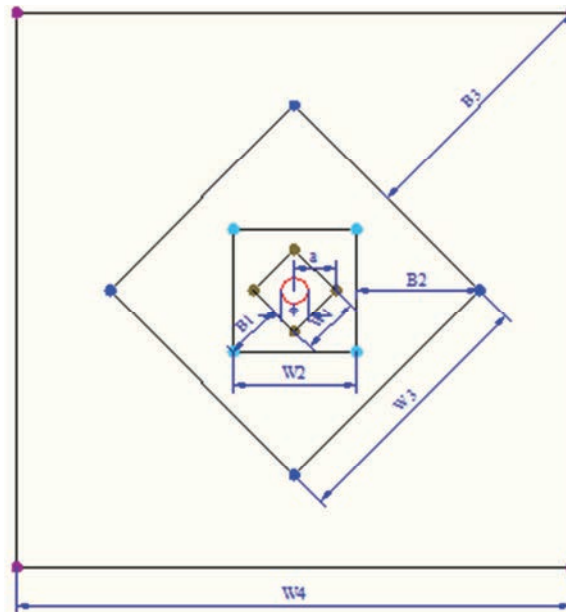


Fig. 6.11 – Caldeiro de um furo largo vazio. Definição das várias dimensões.

A distância entre o furo de expansão e os furos carregados mais próximos, correspondentes ao 1º quadrado deve ser:

$$a_1 = 1,5 \cdot \phi (\text{Furo Largo}) \quad (6.3)$$

(Expressão usada no método de calculo simplificado do caldeiro de 4 secções para obtenção da rotura da rocha, como se pode observar na Fig. 6.12)

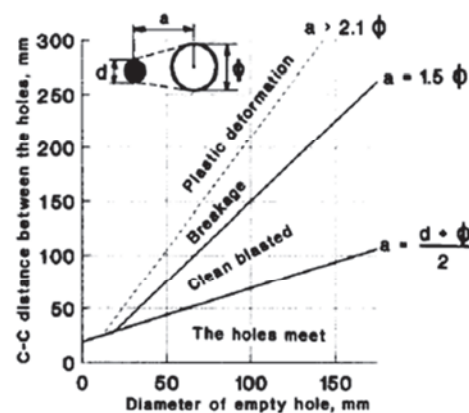


Fig. 6.12 – Ábaco que permite a determinação da distância (a) entre os centros do furo não carregado e os furos carregados mais próximos (furos do 1º quadrado) em ordenadas em função do diâmetro do furo largo vazio (mm) (Gomes et al, 2007)

No caso de serem usados dois ou mais furos largos vazios de grande diâmetro o valor do diâmetro equivalente é dado por:

$$D_e = D * \sqrt{N_f} \quad (6.4)$$

Em que:

D_e : Diâmetro equivalente

D: Diâmetro de cada furo não carregado

N_f : Número de furos vazios

Este valor não deve ser superior à equação seguinte, com o objetivo de conseguir uma boa fragmentação e uma saída satisfatória da rocha.

$$a_1 = 1,7 * \phi (\text{Furo Largo}) \quad (6.5)$$

(Langefors e Kilhstrom, 1963)

Para distâncias maiores que $a_1 = 2,0 * \phi (\text{Furo Largo})$ o ângulo de rotura é demasiado pequeno e produz deformação plástica da rocha entre o furo carregado e o furo vazio.

Se as distâncias são menores que $a_1 = 2,0 * \phi (\text{Furo Largo})$ mas com concentração de carga elevada, produz-se uma sinterização da rocha fragmentada e o caldeiro vai falhar. Por isso recomenda-se que as distâncias sejam calculadas pela expressão $a_1 = 1,5 * \phi (\text{Furo Largo})$

As condições de fragmentação variam muito dependendo do tipo de explosivo, características da rocha e distância entre o furo carregado e o furo vazio.

3) DISTÂNCIA À FRENTE ENTRE OS FUROS DO 1º QUADRADO E O FURO LARGO VAZIO:

A distância à frente (B) é calculada da seguinte forma:

$$B = a_1 - (\phi/2) \quad (6.6)$$

Com:

ϕ : diâmetro do furo largo

Uma vez disparados os primeiros furos correspondentes ao 1º quadrado, dispõe-se de uma frente livre efetiva de largura W_1 , calculada pela equação seguinte, para a qual os furos seguintes são disparados.

$$W_1 = a_1 * \sqrt{2} \quad (6.7)$$

4) DISTÂNCIA À FRENTE ENTRE OS FUROS DO 2º QUADRADO

A distância à frente do 2º quadrado de furos (B_1), é dada pela relação:

$$B_1 = W_1 \quad (6.8)$$

De forma analítica o cálculo pode realizar-se de acordo com o método proposto por Persson et al.(1994) para caldeiros de quatro secções. Considerando que já existem vazios rectangulares de

largura W e que se conhecem as concentrações de carga lineares (q_l), o valor da distância à frente é dada por:

$$B = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{W * q_l * PRP_{Anfo}}{D_1 * c}} \quad (6.9)$$

Existem algumas restrições que B_1 tem de satisfazer:

$$B_1 \leq 2 * W_1 \quad (6.10)$$

Para que não se produza deformação plástica.

O ângulo de abertura deve ser também menor que 90° pois senão o caldeiro perde o seu carácter de caldeiro de 4 secções. Isto significa que:

$$B_1 > 0,5 * W_1 \quad (6.11)$$

Gustafsson (1973) sugere que a distância à frente para cada secção se calcule com:

$$B_1 = 0,7 * W_1 \quad (6.12)$$

A relação considerada no presente estudo foi:

$$B_1 = 1,0 * W_1 \quad (B_1 = W_1) \quad (6.13)$$

(Gomes et al., 2007)

Uma regra para determinar o número de secções (quadrados) é que a medida do lado da última secção (W_i), que é igual à distância à frente dos furos da secção seguinte (B_i), não seja menor que a distância à frente dos tiros de alargamento. Neste momento pára a introdução de quadrados no caldeiro e temos assim definido o caldeiro.

5) TAMPONAMENTO

Os comprimentos do taponamento são estimados através da relação:

$$H_0 = 0,5 * B \quad (6.14)$$

6) CONCENTRAÇÕES DE CARGA DE COLUNA

A carga nestes furos deve ser calculada de forma cuidadosa uma vez que uma concentração de carga baixa pode não criar a rotura da rocha, enquanto que uma concentração de carga excessiva pode lançar a rocha no lado oposto do caldeiro de tal modo que esta fica compactada e não é expulsa para fora do maciço, reduzindo assim o avanço.

O cálculo da concentração da carga de fundo e de coluna, é determinada através dos ábacos das Fig. 6.13 e Fig. 6.14, em função da distância à frente (B) calculada através de:

- Ábaco para o 1º Quadrado ou secção, para o cálculo da concentração de carga de coluna (l_c) em função da distancia à frente:

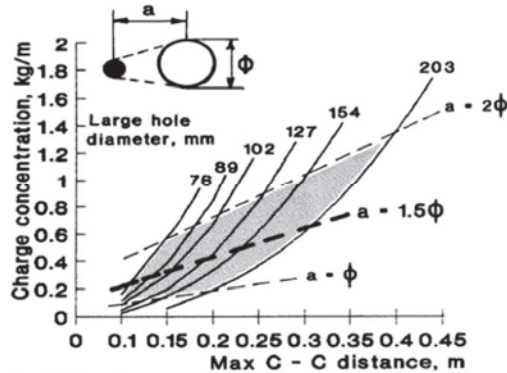


Fig. 6.13 – Ábaco para o 1º Quadrado ou secção, para o cálculo da concentração de carga de coluna mínima (l_c) (Kg/m) (em ordenada) em função da distancia à frente (em abcissa)
(Gomes et al, 2007)

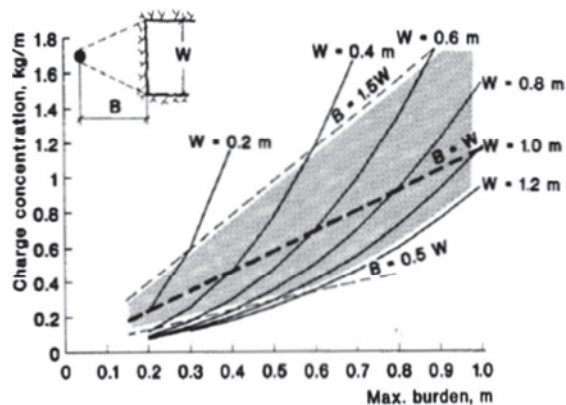


Fig. 6.14 – Ábaco para o 2º Quadrado ou secção e restantes quadrados, para o cálculo da concentração linear de carga mínima (l_c) (Kg/m) (em ordenada) em função da distância à frente máxima (B) (em abcissa)
(Gomes et al, 2007)

7) CONCENTRAÇÕES DE CARGA DE FUNDO (l_b) E COMPRIMENTO DA CARGA DE FUNDO (h_b)

$$l_b = 2 * l_c \quad (6.15)$$

Em que:

l_b : concentração da carga de fundo

l_c : concentração da carga de coluna

$$h_b = 1,5 * B \quad (6.16)$$

Em que:

B: distância à frente

6.7. MÉTODO DE PRÉ-CÁLCULO DOS TIROS DE ALARGAMENTO

Através do ábaco da Fig. 6.15, em função da concentração da carga de fundo (Charge Concentration) (I_b), é determinada a distância à frente livre (Burden) (B), criada pelo rebentamento de tiros anteriores.

A escolha do explosivo é feita tendo em atenção que o diâmetro deve ser inferior ao diâmetro do furo e deve-se ajustar o melhor possível ao furo

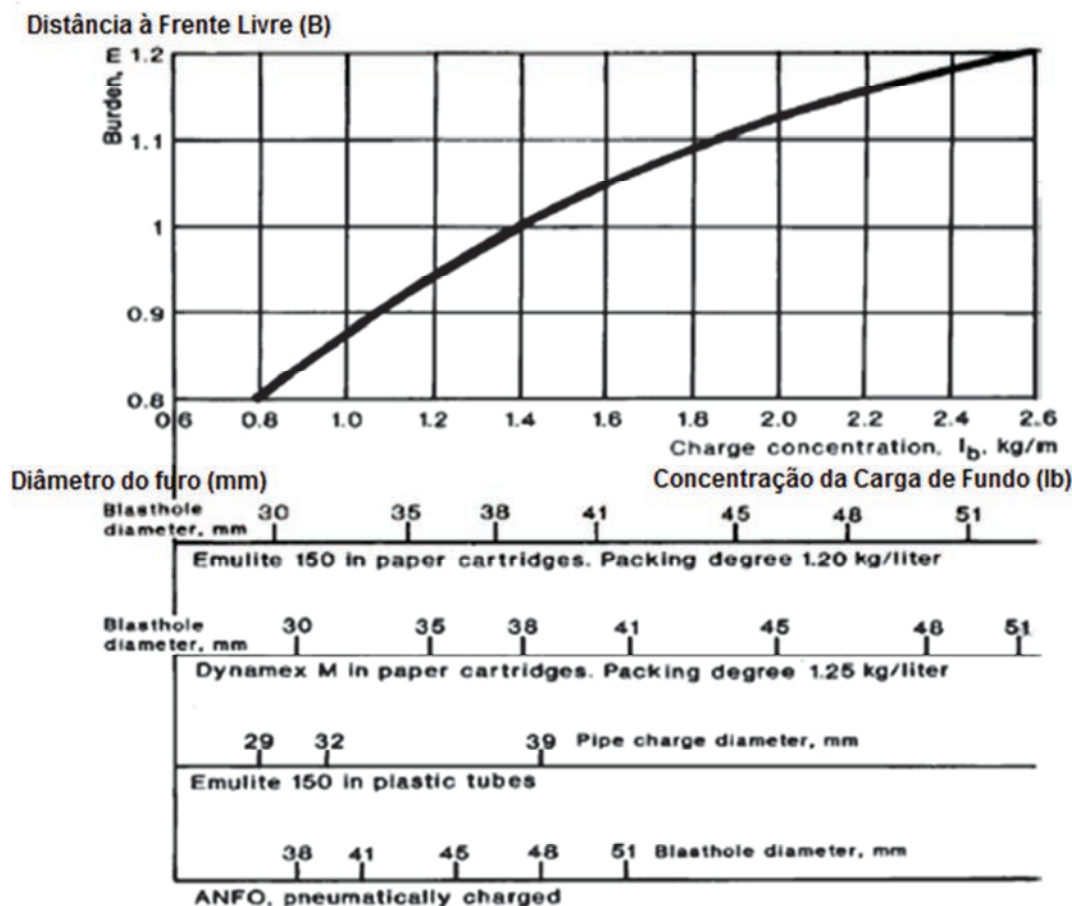


Fig. 6.15 – Ábaco para os tiros de alargamento, para o cálculo da distância à frente livre (B) (m) (em ordenadas) em função da concentração da carga de fundo (I_b) (Kg/m) (em abcissas)

(Gomes et al, 2007)

6.8. MÉTODO DE CÁLCULO DOS TIROS DA SOLEIRA

A distância à frente (B) nos tiros da soleira é igual à distância à frente calculada no item anterior no pré-cálculo dos tiros de alargamento.

A distância à frente corrigida, ($B_{\text{corr}})$ trata-se de uma correção, S, que se aplica a todos os furos de contorno e da soleira, conforme ilustra a Fig. 6.16, por estes serem inclinados para evitar a diminuição progressiva da secção do túnel.

Utilizando a correção através do desvio (Look-Out) (S), é que se obtém a distância à frente corrigida. Como é a carga de fundo que movimenta a rocha convém ter no fundo do furo a distancia à frente (B):

$$B = B_{corrig} + S$$

$$B_{corrig} = B - S \quad (6.17)$$

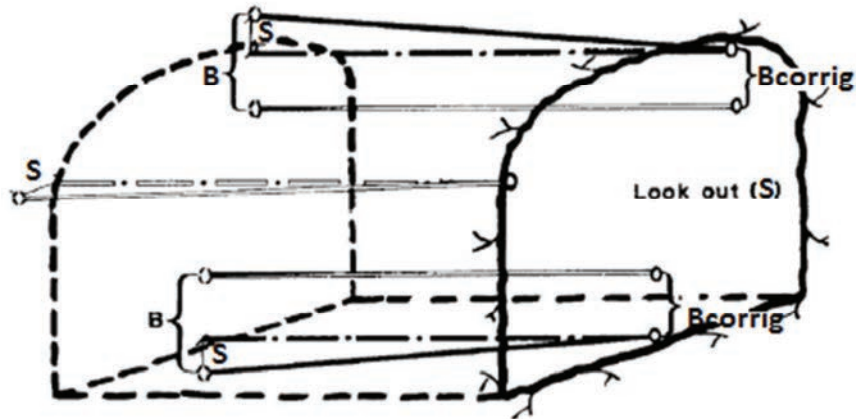


Fig. 6.16 – Desvio (Look Out) (S)
(Gomes et al, 2007)

Os valores geométricos para os furos da soleira são calculados pelas expressões indicadas no Quadro 6.1, sendo apenas carregados com carga de fundo.

Quadro 6.1 – As expressões de cálculo para os tiros da soleira

	Soleira
Distância à frente (B)	1*B
Tamponamento (H0)	0,2*B
Distância à frente corrigida (Bcorrig)	B-(0,1+0,03*H)
Espaçamento entre furos (E)	1,1*B

6.9. MÉTODO DE CÁLCULO DOS TIROS DO CONTORNO (ABÓBADA E HASTEAIS)

Quando há a preocupação quanto ao tratamento deixado no maciço remanescente pelo explosivo utilizado pode ser aplicada a técnica de desmonte suave (Smooth Blasting), que traz menor perturbação no maciço e por consequência uma menor preocupação e gastos com o saneamento e sustimento. Também provoca uma menor sobreescavação, conseguindo-se assim uma redução do escombro a remover, e uma redução nos custos de betão e de armaduras resistentes a gastar no revestimento definitivo.

Nos furos de contorno executa-se desmonte suave (Smooth blasting) com cargas do tipo Gurit e com apenas carga de coluna para reduzir ao máximo as perturbações no maciço envolvente remanescente (sobrescavação e sobrefraturação).

Os valores geométricos para os furos do contorno (Hasteais + Abóbada) são calculados pelas expressões indicadas no Quadro 6.2 que permite, em função do diâmetro dos furos carregados, determinar os parâmetros necessários. O tamponamento ($H_0=0$) deve-se à necessidade do destacamento da rocha em todo o comprimento do furo. Os tiros de contorno levam apenas, na extremidade do furo, uma cunha para selar, conforme ilustra a Fig. 6.17.

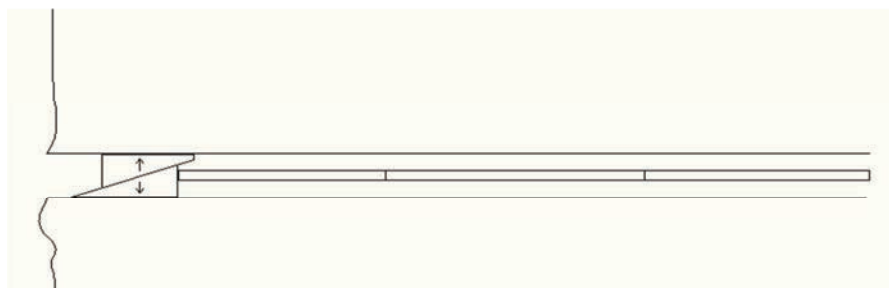


Fig. 6.17 – Esquema da cunha a usar nos furos de contorno

Quadro 6.2 – As expressões de cálculo para os tiros de contorno

	Contorno	
	Hasteais	Abóbada
Distância à frente (B)	Tabela da Gurit	
Tamponamento (H_0)	0	
Distância à frente corrigida (B_{corrig})	$B - (0,1 + 0,03 \cdot H)$	
Espaçamento entre furos (E)	Tabela da Gurit	

Pelo Quadro 6.3 da Gurit, em função do diâmetro dos furos carregados é determinado os valores da distância à frente, espaçamento e o valor da concentração da carga de coluna.

Quadro 6.3 – Tabela da Gurit
(Gomes et al, 2007)

TABELA DA GURIT				
Furo (mm)	Tipo de Explosivo	Distância à Frente B (m)	Espaçamento E (m)	Concentração de Carga de Coluna Ic (kg/m)
25 - 32	11 mm Gurit	0,30 - 0,45	0,25 - 0,35	0,08
25 - 43	17 mm Gurit	0,70 - 0,80	0,50 - 0,60	0,19
43 - 48	17 mm Gurit	0,80 - 0,90	0,60 - 0,70	0,23
51 - 64	22 mm Gurit	1,00 - 1,10	0,80 - 0,90	0,42

6.10. MÉTODO DE CÁLCULO DOS TIROS DE ALARGAMENTO (HORIZONTAIS, DESCENDENTES, ASCENDENTES)

Os valores geométricos para os furos de Alargamento (Horizontais, Descendentes, Ascendentes) são calculados pelas expressões indicadas no Quadro 6.4. São tiros que já não têm a correção do desvio (Look-Out), correção que é aplicável apenas aos tiros executados em todo o contorno do túnel.

Quadro 6.4 – As expressões de cálculo para os tiros de alargamento

		Alargamento		
		Horizontais	Ascendentes	Descendentes
Distância à frente (B)		1*B		
Tamponamento (H0)		0,5*B		
Distância à frente corrigida (Bcorrig)		1*B		
Espaçamento entre furos (E)		1,1*B	1,2*B	

Estes tiros são carregados com carga de fundo e carga de coluna.

6.11. CÁLCULO DA PERFURAÇÃO ESPECÍFICA NO DIAGRAMA DE FOGO (B) E O RESPECTIVO CONTROLE ATRAVÉS DO GRÁFICO

A perfuração específica enquadra-se nos cálculos finais dos diagramas de fogo. Através das equações seguintes, podem ser determinadas a perfuração específica apenas para os furos do caldeiro (b_{caldeiro}) ou para a totalidade da pega de fogo (b). O valor calculado no diagrama de fogo para a perfuração específica é finalmente comparado com o diagrama da Fig. 6.18, para efeitos de controlo do cálculo do diagrama de fogo.

$$b_{\text{CALDEIRO}} = \frac{n^{\circ} \text{ furos} * \text{comprfuro}}{\text{Volume}} = \frac{n^{\circ} \text{ furos} * \text{comprfuro}}{\text{area} * \text{comprfuro} * \eta} \quad (6.18)$$

$$b = \frac{n^{\circ} \text{ furos} * \text{comprfuro}}{\text{Volume}} = \frac{n^{\circ} \text{ furos} * \text{comprfuro}}{\text{area} * \text{comprfuro} * \eta} \quad (6.19)$$

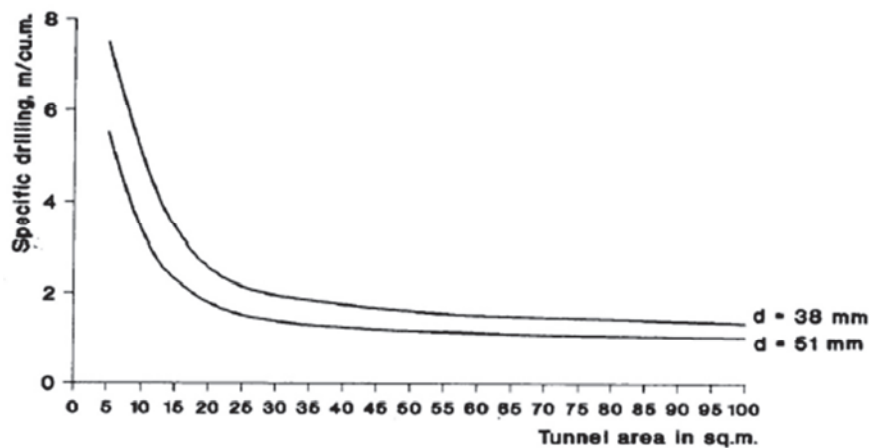


Fig. 6.18 – Perfuração específica (b) (m/m^3)
(Gomes et al, 2007)

6.12. CÁLCULO DA CARGA ESPECÍFICA NO DIAGRAMA DE FOGO (Q) E O RESPECTIVO CONTROLE ATRAVÉS DO GRÁFICO

A carga específica também enquadra-se nos cálculos finais dos diagramas de fogo. Através das equações seguintes, podem ser determinadas a carga específica apenas para os furos do caldeiro (q_{caldeiro}) ou para a totalidade da pega de fogo (q). O valor calculado no diagrama de fogo para a carga específica é finalmente comparado com o diagrama da Fig. 6.19, para efeitos de controlo do cálculo do diagrama de fogo.

$$q_{\text{CALDEIRO}} = \frac{Q_T}{\text{Volume}} = \frac{Q_T}{\text{area} * \text{compr.furo} * \eta} \quad (6.20)$$

$$q = \frac{Q_T}{\text{Volume}} = \frac{Q_T}{\text{area} * \text{compr.furo} * \eta} \quad (6.21)$$

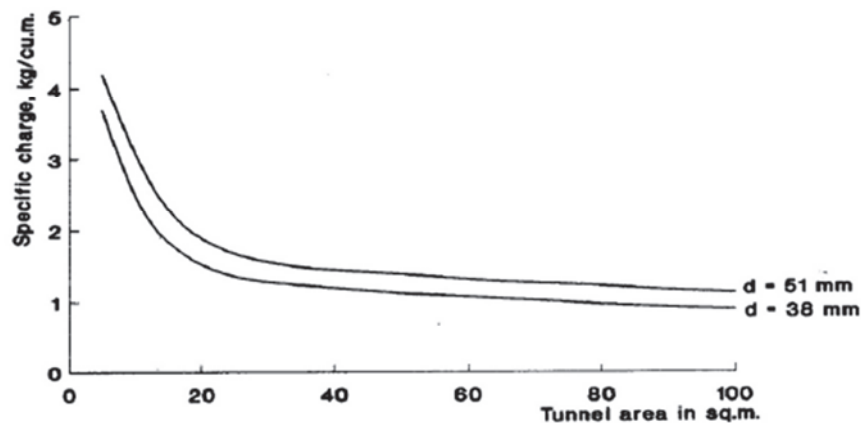


Fig. 6.19 – Carga específica (q) (m/m^3)
(Gomes et al, 2007)

6.13. LOCALIZAÇÃO DO CALDEIRO NA SECÇÃO DE AVANÇO

A localização do caldeiro na frente de avanço vai ter influência sobre:

- A fragmentação;
- O consumo de explosivos;
- A forma da pilha de escombros;
- O número de furos do diagrama de fogo, dependendo do perfil transversal do túnel.

Se o caldeiro se situa na parte superior da secção, junto à abóbada, aumenta o deslocamento do escombros e respetivo espalhamento, o que facilita o carregamento, melhor a fragmentação, mas é maior o consumo de explosivo.

A colocação do caldeiro na parte inferior, perto da soleira, dá lugar a uma pior fragmentação, a um menor consumo de explosivo e uma distribuição melhor do material desmontado. A remoção do escombros será difícil, pois estará muito compactado.

Normalmente os caldeiros são colocados de forma simétrica na secção, como ilustra a Fig. 6.20, mas também pode ser colocado mais perto de um dos hasteais.

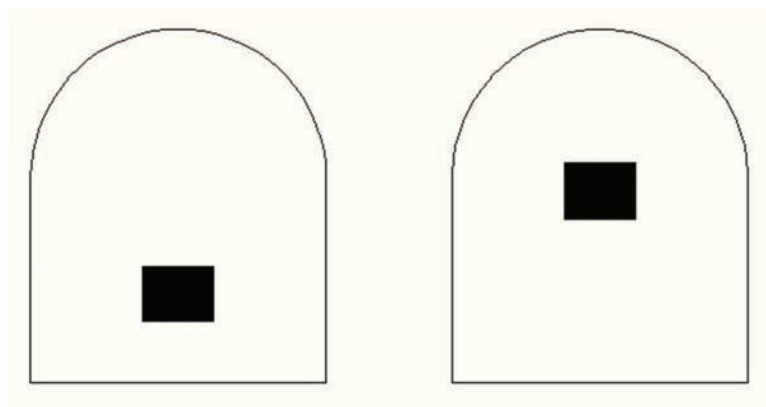


Fig. 6.20 – Localização do caldeiro na secção do túnel

7

O DESMONTE DE CONTORNO

7.1. INTRODUÇÃO

A energia não aproveitada no processo de fragmentação transmite-se ao maciço rochoso sob a forma de vibrações, reduzindo a sua resistência estrutural e causando sobreescavação e sobrefraturação. A energia aproveitada para realizar trabalho útil pode ser da ordem dos 15% (Jimeno et al, 2003).

Criam-se novas fraturas, e as que já existiam inicialmente são abertas, reduzindo assim a resistência do maciço. Isto manifesta-se sob a forma de sobreescavação e com aumento da probabilidade de colapso do maciço fraturado.

As consequências negativas são:

- Aumento do custo da carga e transporte devido ao aumento do volume de material escavado;
- Aumento nos custos do betão projetado;
- Necessidade de reforçar o maciço rochoso remanescente através de sustimento;
- Maiores trabalhos de saneamento e maiores riscos para os operários;
- Aumento do caudal de água que chega ao túnel através das fraturas e descontinuidades do maciço.

Para minimizar os inconvenientes nos trabalhos subterrâneos o uso de desmonte de contorno tem as seguintes vantagens:

- Túneis mais bem ventilados devido ao menor atrito do ar nas paredes do túnel, caso não sejam revestidos;
- Menores danos nos acessórios de perfuração.

Assim, os desmontes de contorno tem vantagens técnicas, económicas e de segurança.

7.2. DANOS NO MACIÇO ROCHOSO DEVIDO ÀS DETONAÇÕES

Na engenharia civil é importante o conhecimento sobre o desenvolvimento alcançado no domínio dos explosivos, a boa aplicação da tecnologia dos explosivos nas escavações subterrâneas e sua influência na estabilidade do maciço rochoso remanescente.

Do ponto de vista prático, as tensões dinâmicas induzidas pela detonação e os gases produzidos pela detonação desempenham papéis importantes no processo de fragmentação da rocha. O dano provocado no maciço através de fracturação causada pela detonação diminui com o aumento da distância à carga explosiva. Estas fracturas podem ser induzidas, pela detonação no maciço, a um comprimento bastante considerável, o que afecta o estado de tensão e deformação original do maciço,

criando assim uma perturbação na integridade do maciço rochoso intacto e na sua estabilidade global, aumentando os custos nos suportes definitivos.

A estabilidade de uma escavação subterrânea é muito dependente da integridade da rocha circundante à escavação, com riscos de queda de blocos e também do maciço envolvente à escavação, podendo as fracturas criadas estender-se por vários metros no maciço rochoso.

O cálculo correto de um diagrama de fogo para um túnel começa pelo furo largo não carregado do caldeiro. Este furo tem a finalidade de criar um vazio para onde a rocha quebrada pelos primeiros furos detonados, adjacentes ao caldeiro, se pode expandir de forma progressiva. Os demais furos vão sendo detonados para as novas frentes livres sucessivamente criadas pelas detonações anteriores, e espaçadas no tempo de alguns milissegundos através de microretardos. Por ultimo, os furos de contorno são executados pelo método de rebentamento suave (Smooth Blasting), sendo o método mais aconselhado para a execução de túneis.

7.3. MECANISMOS RESPONSÁVEIS PELA SOBREESCAVAÇÃO

Os mecanismos responsáveis pelos fenómenos de sobreescavação e sobrefraturação do maciço rochoso estão ligados aos mecanismos de rotura da rocha e desenvolvem-se durante a pega de fogo.

Para controlar a sobreescavação deve-se:

- Não ultrapassar a resistência à compressão dinâmica da rocha em torno do furo;
- Manter um nível de vibrações que não gere roturas;
- Utilizar explosivos adequados ao tipo de rocha para evitar o prolongamento de fissuras por um excesso de gases.

Os mecanismos responsáveis pela sobreescavação são:

- A. Rotura por sobretrituração e fendas: em volta do furo forma-se uma zona anelar triturada ou de material intensamente comprimido. Isto acontece quando a tensão máxima da onda de compressão que se expande cilindricamente e radialmente ultrapassa a resistência à compressão dinâmica da rocha.
Quando a frente da onda de tensão se propaga, um volume de rocha cilíndrico em volta do furo é sujeito a uma tensão de compressão radial e desenvolve-se tensões tangenciais. Se estas tensões ultrapassarem a resistência dinâmica da rocha forma-se uma zona de grande intensidade de fraturas radiais. Esta zona termina quando a tensão tangencial da onda já não consegue gerar mais fissuras.
- B. Rotura por lascamento: quando a onda de compressão alcança uma frente livre efetiva, ao refletir-se cria-se uma onda de tração. Se esta onda for suficientemente intensa, produz-se um lascamento que se propaga desde a frente livre até ao furo.
As vibrações produzidas, produzem a rotura por lascamento se a tensão produzida ultrapassar a resistência dinâmica de tração da rocha.
- C. Abertura das fraturas pela ação dos gases: a ação dos gases sob alta pressão e temperatura abre as fissuras pré-existentes e as fissuras criadas pela ação da onda de compressão e pode afectar o controle da sobreescavação pelo que, em rochas brandas e muito fraturadas, deve usar-se explosivos que produzam pequeno volume de gases.

7.4. TEORIA DO DESMONTE DE CONTORNO

Uma carga que preenche completamente um furo cria durante a detonação do explosivo na proximidade da carga uma zona onde a resistência dinâmica da rocha à compressão é ultrapassada e a rocha é triturada e pulverizada. Além desta zona de transição os esforços de tração associados à onda de compressão geram um esquema de fissuras radiais em todo o perímetro do furo.

Quando são duas cargas disparadas em simultâneo, como exemplifica a Fig. 7.1, essas fraturas radiais propagam-se de forma igual em todas as direções até que por colisão das ondas de choque entre os furos são produzidos esforços de tração complementares e perpendiculares ao plano axial. As trações neste plano ultrapassam a resistência dinâmica à tração da rocha criando novas fraturas na direção do corte previsto.

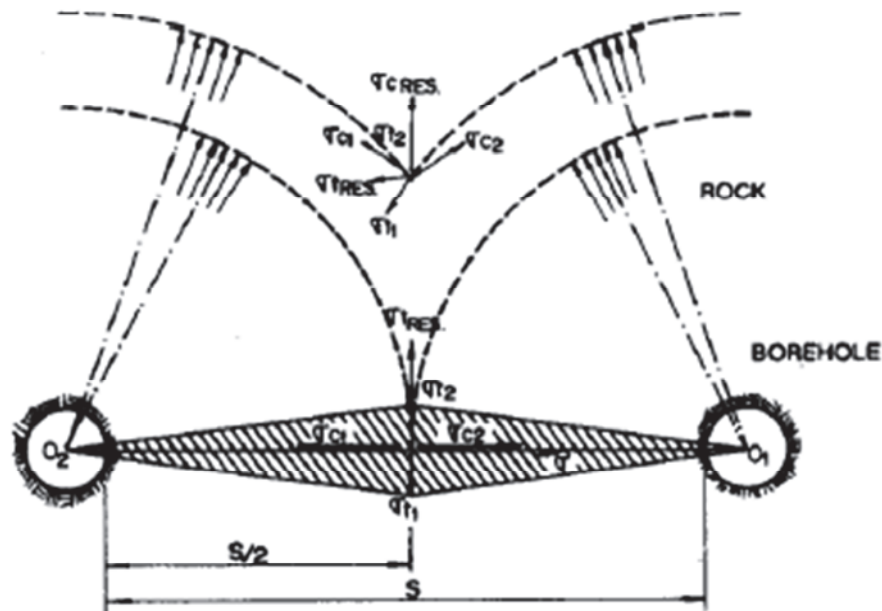


Fig. 7.1 – Mecanismo de corte segundo o contorno
(Jimeno et al., 2003)

Para evitar a pulverização da rocha em volta dos furos faz-se o desacoplamento das cargas.

A propagação preferencial no plano axial juntamente com o efeito de abertura pela pressão exercida pelos gases permite obter o plano de fratura de acordo com o perfil projetado com a marcação dos furos de contorno.

A pressão dos gases é um elemento fundamental na execução de um desmonte de contorno que deve atuar depois das fraturas entre os furos do contorno acontecerem o que se consegue com um espaçamento entre furos de contorno adequado para evitar o escape dos gases para a atmosfera.

Pode-se concluir que o mecanismo de um desmonte de contorno engloba dois fenómenos distintos, um derivado da ação da onda de choque e outro da ação dos gases.

7.5. PROPRIEDADES QUE INTERVÊM NO DESMONTE DE CONTORNO

As propriedades das rochas e dos maciços rochosos são:

- Resistência dinâmica à tração;
- Resistência dinâmica à compressão;
- Grau de alteração da rocha;
- Fracturação e espaçamento entre as descontinuidades, orientação das fraturas e seu preenchimento;
- Tensões residuais do maciço rochoso.

Se os furos atravessarem as descontinuidades, as tensões induzidas não são suficientes para criar as fraturas radiais e a superfície de rotura depende muito das descontinuidades naturais e aparecerá maior sobreescavação. Neste caso recomenda-se um ligeiro aumento da carga para gerar as fraturas radiais e orientar o plano de corte. No caso das descontinuidades atravessarem longitudinalmente os furos, não adianta o aumento da carga.

Se as descontinuidades do maciço estão fechadas com material de preenchimento a sobreescavação nestes casos é menor.

A distribuição espacial das fraturas tem grande peso na sobreescavação especialmente se a distância entre descontinuidades for inferior à distância entre furos. Neste caso melhora diminuindo-se o espaçamento entre os furos.

Se as formações forem estratificadas e estes planos forem paralelos à frente de desmonte podem acontecer deslizamentos.

A presença de água nos furos reduz a eficiência do desacoplamento das cargas ao transmitir uma tensão maior ao maciço.

O ângulo formado pela direção de propagação das ondas e o plano de estratificação tem influência nas vibrações geradas pelos desmontes e transmitidas no maciço rochoso.

Se o explosivo não é suficiente para se adequar às condições de trabalho, tem de se aplicar sistemas para reduzir a pressão no furo através de:

- Espaçadores de material inerte entre os explosivos ou poliestireno expandido pois ao baixar a densidade do explosivo também baixa a velocidade de detonação;
- Se o diâmetro do explosivo for inferior ao diâmetro crítico do explosivo então vai-se baixar a velocidade de detonação e a pressão no furo;
- Espaçamento através de vazios entre a carga e a parede do furo exercendo o efeito de amortização através de centralizadores;
- Espaçamento de vazios entre as cargas ao longo do furo.

7.6. EXPLOSIVOS UTILIZADOS NOS DESMONTES DE CONTORNO

Os explosivos utilizados para realizar o desmonte de contorno são:

- I. Cargas convencionais: as primeiras cargas utilizadas em desmonte de contorno eram cartuchos de dinamite e um cordão detonante espaçados entre si até conseguir a densidade de carga adequada.
- II. Cargas especiais: os fabricantes de explosivos introduziram no mercado diversos cartuchos com geometria especial para facilitar o carregamento dos furos. Existem explosivos de baixa densidade em tubos compridos de pequeno diâmetro, normalmente 500 a 600 mm de comprimento e entre 11 e 22 mm de diâmetro que podem acoplar-se nos extremos o que facilita a formação de colunas de carga com o comprimento desejado.
Também existe o hidrogel encartuchado em forma de mangueira flexível ou em cartuchos para acoplamento.
- III. Cordões detonantes: existem cordões detonantes de alta densidade que permitem uma melhor distribuição da energia por serem colunas contínuas e facilitarem a carga dos desmontes. Aplicam-se em escavações controladas, com furos de diâmetros até 89 mm.

7.7. TIPOS DE DESMONTE DE CONTORNO

7.7.1. BREVE DESCRIÇÃO

Desde o início da era dos explosivos na indústria mineira e na indústria da construção, houve várias tentativas para encontrar métodos de controlo da sobreescavação e danificação do maciço remanescente no que concerne à criação de fracturas no maciço pelos explosivos. Em túneis civis é de extrema importância a menor perturbação do maciço a fim de evitar deformações excessivas do maciço, queda de blocos e consequente sobreescavação e aumento de custos de materiais (betão, armaduras resistentes) e aumento dos custos de manutenção.

Para tal será necessário executar rebentamentos de grande precisão para que não haja sobreescavações excessivas no maciço. Desta forma evita-se o aumento significativo nos custos de betão de preenchimento.

Ao longo dos tempos foram aplicadas variadas técnicas para o controlo da sobreescavação, deformações e tensões aplicadas pelo maciço nos suportes através da redução e melhor distribuição dos explosivos.

De início a aproximação foi feita com base na tentativa-erro, mas mais tarde foram elaborados métodos científicos, quer na Europa quer nos Estados Unidos da América.

A primeira aproximação para controlar a sobreescavação foi feita através de uma perfuração alinhada de furos sem cargas explosivas com pequeno espaçamento ao longo do perímetro da escavação, formando um plano de fraqueza por onde seria efectuado o corte.

Novos métodos foram criados, tal como o rebentamento suave (Smooth blasting) com os furos de contorno carregados com explosivos detonados após a detonação principal.

Em todos os métodos o cálculo das cargas dos furos do contorno na abóbada e hasteais são executados com grande cuidado nos carregamentos para não criar sobrecavação além do perímetro de desmonte.

Os métodos são:

- Furos alinhados;
- Detonação em almofada (Cushion blasting);
- Rebentamento suave (Smooth blasting);
- Pré-corte.

Os métodos de furação alinhada e de detonação em almofada são métodos que caíram em desuso ao longo do tempo, pois trata-se de métodos execução demorada, agravando os custos de operação. O desenvolvimento de cargas especiais para o controlo de detonação de contorno fez com que os últimos dois métodos prevalecessem.

O sucesso destas técnicas depende muito das condições do maciço, sendo que se o maciço for compacto e pouco fraturado garante um maior sucesso em relação a um maciço diaclasado. No entanto um método bem executado pode reduzir muito a sobrequebra mesmo em maciços de piores qualidades.

7.7.2. PERFURAÇÃO ALINHADA

Perfuração alinhada: aplica-se principalmente em escavação a céu aberto. Consiste na execução de uma fiada de furos alinhados, como exemplifica a Fig. 7.2, criando-se desta forma um plano de fraqueza através de furos não carregados com pequeno espaçamento entre si, pequeno diâmetro de furação ao longo do perímetro da escavação onde se pretende fazer o corte. Estas perfurações tão próximas atuam como pontos concentradores de tensões e guia das fraturas para criar um plano de fraqueza entre eles.

O diâmetro não é geralmente superior a 75 mm (furos entre 35 a 75 mm) e o espaçamento entre 2 a 4 vezes o diâmetro do furo. Para diâmetros acima deste valor a execução é bastante dispendiosa. A precisão de furação é muito importante para obter bons resultados, pois um desvio do furo em relação ao plano de corte provocará efeitos de resistência no corte e de adversidade no resultado final. Além da precisão de perfuração também a homogeneidade das rochas é importante já que as fraturas do maciço criam plano de maior fraqueza do que o plano constituído pelos furos.

Os furos adjacentes à fiada de furos alinhados têm espaçamento menor em relação aos restantes furos e também são menos carregados. O espaçamento e a distância à frente variam entre 0,5 e 0,75 dos valores normais e as cargas são reduzidas em 50%.

Os melhores resultados são obtidos em maciços rochosos homogéneos com o mínimo de planos de descontinuidade.

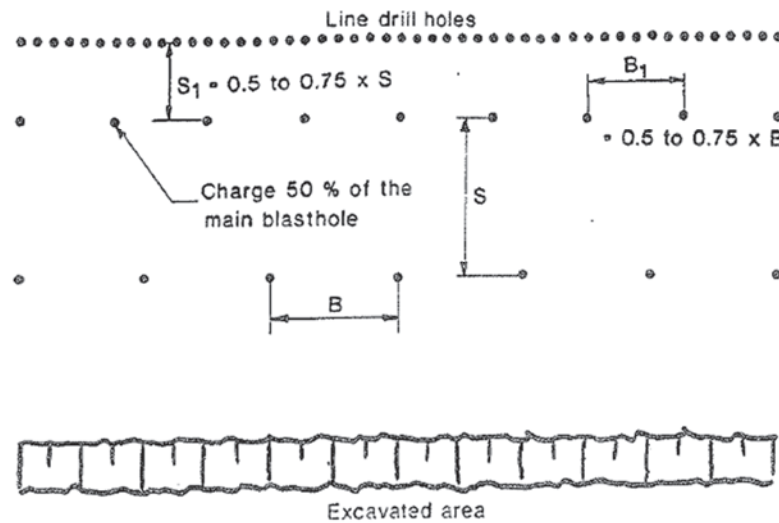


Fig. 7.2 – Furação em linha (Line drilling)
(Finnrock Ab, s.d.)

As vantagens são:

- Aplicável mesmo onde a aplicação de cargas de menor potência causa sobreescavação do maciço (a principal vantagem).

As desvantagens são:

- Bons resultados apenas em maciços rochosos homogêneos;
- Elevados custos de perfuração para criar este plano de fraqueza;
- Bastante tempo para a execução cuidadosa desta perfuração (trabalhos muito demorados);
- Os desvios da perfuração causam maus resultados (necessidade de perfuração muito cuidadosa).

7.7.3. DETONAÇÃO EM ALMOFADA (CUSH BLASTING)

Tem a sua principal aplicação em escavação a céu aberto.

Esta técnica foi desenvolvida no Canadá, e consiste na execução de furos ao longo do perímetro da escavação com diâmetros entre 50 mm e 164 mm.

As cargas são colocadas ao longo do furo de forma espaçada e com material inerte (areia) para que estas não estejam em contacto direto com a parede do furo no maciço rochoso, como mostra a Fig. 7.3, e serão ativadas depois do restante rebentamento ter sido executado. As almofadas que separam as cargas explosivas do maciço remanescente minimizam a transmissão do choque do explosivo ao maciço, diminuem as tensões e a sobreescavação no maciço remanescente.

Estas cargas podem ser ativadas sem retardamento ou com um retardamento mínimo entre furos.

A distância à frente e o espaçamento varia em função do diâmetro da perfuração executada no perímetro de corte.

A precisão na furação é importante para assegurar um bom trabalho. Desvios acima de 15 cm em relação ao plano teórico de corte provocam maus resultados.

No caso do rebentamento de cantos que formam entre si 90° a melhor solução é a aplicação do pré-corte para obter melhores resultados.

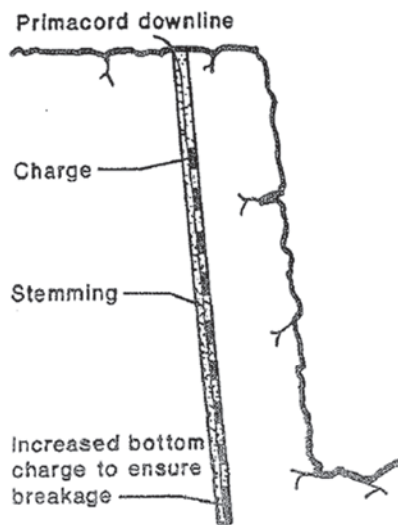


Fig. 7.3 – Detonação em almofada
(Finnrock Ab, s.d.)

As vantagens do método são:

- Menor perfuração específica;
- Bom funcionamento em rochas incompetentes.

Quanto às desvantagens, são:

- Esta detonação é executada após ser executado o restante rebentamento;
- Dificuldade na execução de cantos a 90° , com necessidade de combinar com o método de pré-corte.

7.7.4. REBENTAMENTO SUAVE (SMOOTH BLASTING)

Este método aplica-se em escavação a céu aberto e em escavação subterrânea. Foi desenvolvido e refinado na Suécia durante as décadas de 1950 e 1960.

O princípio é idêntico ao método de detonação em almofada, mas os furos do rebentamento suave são detonados juntamente com os restantes furos em volta, não havendo necessidade do rebentamento do contorno apenas quando os restantes já estão executados.

Foram desenvolvidos novos explosivos para o rebentamento suave, com diâmetros pequenos, baixas velocidades de detonação e uma percentagem relativamente baixa de gases e que trouxeram bons resultados ao desmonte de maciços rochosos em subterrâneo.

Os ensaios levaram ao desenvolvimento da Gurit em cartuchos com diâmetros de 11, 17 e 22 mm para se adequar a todas as possíveis aplicações da Engenharia Civil.

O rebentamento suave é realizado em ligação com os restantes furos. Os furos do rebentamento suave são disparados em períodos de tempo maiores do que os restantes furos, originando uma menor sobreescavação.

Devem os furos do perímetro e os furos adjacentes ser carregados com cargas de menor potência, pois cargas excessivas podem provocar maior sobreescavação do maciço na parte posterior da linha do contorno. A Fig. 7.4, ilustra as diferenças na sobreescavação e sobrefraturação do maciço para o uso de cargas convencionais (a) e para cargas especiais do tipo Gurit (b).

É habitual o uso de cargas pré-montadas, e se estas tiverem diâmetro bastante inferior ao diâmetro do furo, devem ser fixadas com andarelas de plástico que têm a função de centralizar as cargas no furo. Para a execução do tamponamento é usada uma cunha especial feita com duas metades de material cortado a 45°.

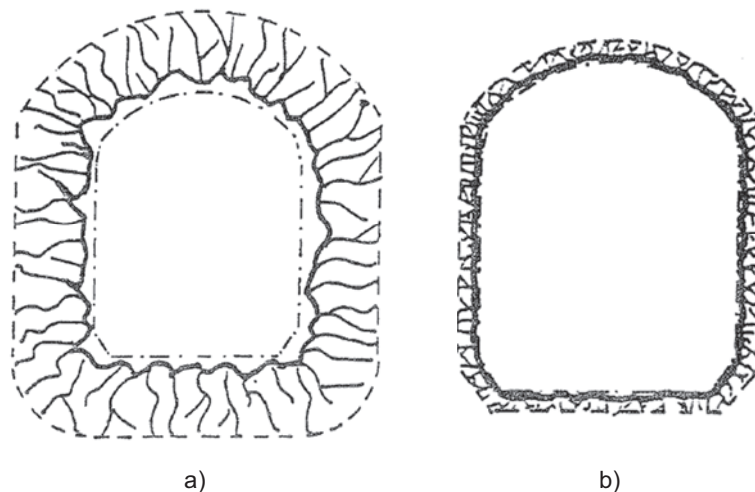


Fig. 7.4 – Sobreescavação e sobrefraturação do maciço circundante com: a) explosivos convencionais e b) explosivos do tipo Gurit
(Finnrock Ab, s.d.)

A qualidade do maciço remanescente depende em grande parte da relação do espaçamento entre os furos (E) e a distância à frente (V). Para obtenção de um bom resultado deve-se adoptar uma relação $E/V \leq 0,8$. A distância à frente deverá ser maior que o espaçamento.

É no desmorte em subterrâneo que esta técnica de rebentamento suave tem grande sucesso, já que com esta técnica é alcançado o objectivo principal de obter superfícies rochosas com estabilidade e baixa deformação.

Com o rebentamento suave consegue-se diminuir a sobreescavação e a sobrefraturação no maciço remanescente diminuindo desta forma os trabalhos de reforço.

Em subterrâneo a detonação tem maior importância do que à superfície quanto ao carregamento dos furos de contorno e dos furos adjacentes. Se os furos estiverem muito carregados a zona de quebra vai-se formar além do contorno final.

A Swedish Detonic Research Foundation (SVEDEFO) propôs uma fórmula empírica para a obtenção da velocidade de vibração expectável para diferentes densidades de carga e para várias distâncias.

$$V = 700 * \frac{Q^{0,7}}{R^{1,5}} \quad (\text{mm/s}) \quad (7.1)$$

Com:

V: velocidade de vibração (mm/s)

Q: carga (kg)

R: distância (m)

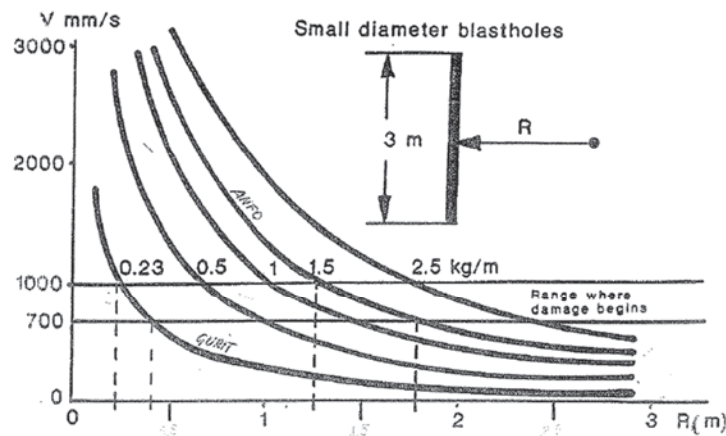


Fig. 7.5 – A velocidade de vibração é função da distância (R) e da densidade de carga (Q)
(Finnrock Ab, s.d.)

Pela análise do gráfico da Fig. 7.5, podemos concluir que a sobreescavação e sobrefraturação do maciço dependem da velocidade de vibração do explosivo aplicado.

Para que não haja danos causados pelos explosivos ao maciço, a velocidade de vibração deve estar abaixo dos 700 mm/s.

Pelo gráfico conclui-se que o melhor que se pode alcançar é perturbações no maciço dentro de uma franja de 30cm e que para tal deve ser utilizada a Gurit nos furos de contorno.

O gráfico da Fig. 7.6, mostra que um furo de diâmetro 45mm completamente carregado com ANFO e uma concentração de carga de 1,5Kg/m provoca uma sobreescavação de 1,20 a 1,80m, enquanto que se for carregado com Gurit de 17mm*500mm e uma concentração de carga de 0,23Kg/m, (valor obtido na tabela da Gurit para os furos de contorno no cálculo do diagrama de fogo com perfuração horizontal e caldeiro, com diâmetro de perfuração de 48mm) a zona de sobreescavação é de 0,20 a 0,30m.

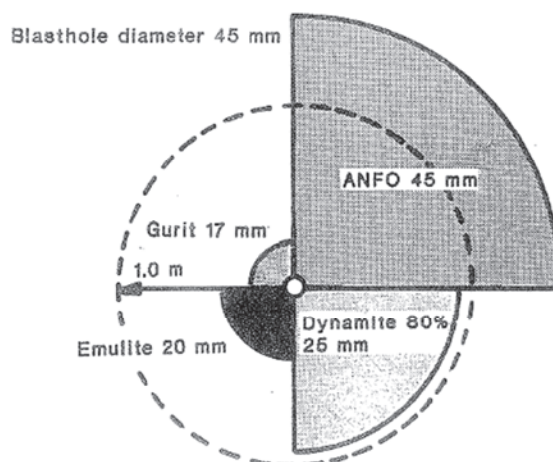


Fig. 7.6 – A sobreescavação para diferentes tipos de explosivos
(Finnrock Ab, s.d.)

O rebentamento suave é feito com explosivos especiais e com os furos de contorno mais próximos. O Quadro 7.1, fornece valores recomendados em função do diâmetro dos furos perimetrais e que entram nos cálculos desses furos.

Quadro 7.1 – Valores recomendados em função do diâmetro dos furos do contorno
(Gomes et al., 2007)

TABELA DA GURIT				
Furo (mm)	Tipo de Explosivo	Distância à Frente B (m)	Espaçamento E (m)	Concentração de Carga de Coluna Ic (kg/m)
25 - 32	11 mm Gurit	0,30 - 0,45	0,25 - 0,35	0,08
25 - 43	17 mm Gurit	0,70 - 0,80	0,50 - 0,60	0,19
43 - 48	17 mm Gurit	0,80 - 0,90	0,60 - 0,70	0,23
51 - 64	22 mm Gurit	1,00 - 1,10	0,80 - 0,90	0,42

Vantagens do método:

- O aumento do espaçamento reduz custos de perfuração;
- Melhores resultados em formações rochosas incompetentes;
- O rebentamento suave não necessita de pré-escavação;
- Cargas especiais dão carregamentos suaves e bem distribuídos no perímetro.

7.7.5. PRÉ-CORTE

Tem aplicação em desmonte a céu aberto. Tem como teoria de base a criação no maciço de um plano de descontinuidade para o isolamento da área a ser detonada do restante maciço rochoso através da formação de um corte formado ao longo de um plano de escavação teórico formado por uma fiada de furos de pequeno diâmetro e com cargas explosivas desacopladas.

O disparo dos furos do pré-corte pode realizar-se simultaneamente com a pega de fogo mas com adianto de 90 a 120ms.

É feito através da perfuração de fiadas de furos com pequeno espaçamento ao longo do perímetro de detonação. O diâmetro dos furos varia entre 30 e 64 mm e na maioria dos casos são carregados com explosivos.

Este método difere dos anteriores pois estas fiadas de furos são detonadas antes do restante diagrama de fogo ser executado.

A teoria do pré-corte está baseada nas ondas de vibração provocadas pela detonação das cargas que colidem entre si, originando tensões no maciço rochoso e formando o corte segundo a superfície mais frágil que se situa no alinhamento dos furos de pré-corte, como mostra a Fig. 7.7. Para que aconteça este mecanismo é necessário que as cargas sejam detonadas em simultâneo

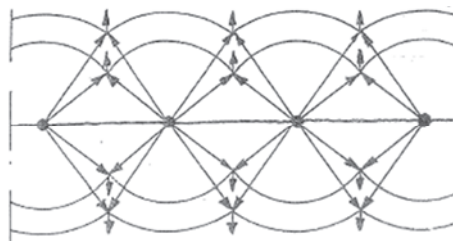


Fig. 7.7 – A teoria do pré-corte
(Finnrock Ab, s.d.)

O pré-corte cria uma superfície plana artificial ao longo do limite da escavação resultando numa pequena ou mesmo inexistente sobreescavação.

A precisão da furação é de máxima importância para o resultado final.

Os melhores resultados são obtidos através da detonação simultânea destes furos usando cordão detonante. Se o ruído tiver um nível elevado e tiver de ser reduzido então o tiro deve ser feito com tiro elétrico instantâneo e com uma redução do espaçamento.

Em maciços rochosos incompetentes os resultados podem ser melhorados através da execução de furos-guia localizados entre os furos carregados com explosivos para promover o corte ao longo do plano formado por todos os furos.

Os furos neste método de pré-corte estão mais juntos do que no método de rebentamento suave. Os furos são carregados com cargas suaves especiais como a Gurit e iniciadas com cordão detonante.

Este método tem vantagens em maciços homogêneos e melhores resultados que os restantes métodos em rochas incompetentes. Como desvantagens tem o sobrecusto na perfuração e grandes ruídos e vibrações transmitidas.

No pré-corte não se faz tamponamento e o risco de projeções é muito elevado. Recomenda-se o uso de tapetes de proteção presos a rolos de madeira como troncos de árvores.

Aqui o confinamento das cargas é grande pois não tem frente livre produzindo um nível de vibrações grande no terreno e um ruído bastante elevado devido a falta de tamponamento dos furos e devido ao uso de cordão detonante que é colocado na superfície ao longo da linha de furos.

Vantagens:

- Bom resultado em rochas pouco homogêneas;
- Melhores resultados em rochas incompetentes do que os outros métodos.

Inconvenientes:

- Níveis elevados de vibrações e ruído;
- Aumento da perfuração em relação aos outros métodos;
- Maiores possibilidades de projeções.

8

O CÁLCULO DOS DIAGRAMAS DE FOGO PARA UM TÚNEL TIPO

8.1. INTRODUÇÃO

O túnel do caso de estudo corresponde a um túnel com secção tipo em ferradura, com uma altura igual à largura de cerca de 8,20m. É uma secção tipo em muitos túneis de acesso a centrais hidroeléctricas, como é o caso da nova central de Salomonde. A secção transversal corresponde a uma área de cerca de 60m².

Na sua configuração, tem os hasteais planos e ligeiramente inclinados para o interior do túnel, tendo na base um afastamento com a vertical de 20 cm. Como esquema para o cálculo dos diagramas de fogo, considerou-se estes hasteais verticais para que a perfuração vertical junto aos hasteais pudesse ser realizada. Este pormenor dos hasteais será posteriormente resolvido à custa de um ligeiro acerto na fase da aplicação do betão projetado.

8.2. CARACTERÍSTICAS DO TÚNEL

O túnel tem uma altura de 8,20 m, medidos ao eixo do túnel, e aplicou-se uma divisão dos trabalhos em duas fases. Esta divisão deveu-se a uma restrição existente nos equipamentos de perfuração típicos em obra e também para diminuir os níveis de perturbação quer dentro da obra, quer na sua envolvente.

A restrição que se deveu ao equipamento tem a ver com a capacidade máxima que este pode atingir com os seus braços de perfuração. O equipamento adoptado foi o Boomer M2C e os seus braços têm capacidade para atingir uma altura máxima de 6,30 m.

Em função deste valor, decidiu-se realizar o ataque em duas fases, executando uma 1ª fase com uma altura de 6,0 m e com diagrama de fogo executado com perfuração horizontal e caldeiro de 1 furo largo vazio.

Nos restantes 2,20 m, optou-se pela execução com o método de perfuração em bancada, com furos sub-verticais a 18,4º com a vertical (3/1), o que permitirá o rebaixamento para a cota da soleira pretendida.

A primeira fase de escavação tem uma área de 42 m² na sua frente de desmonte, enquanto que na fase seguinte, 2ª fase, tem uma área transversal de 18 m².

O desfasamento entre estas duas fases depende das características geológico - geotécnicas do maciço e do ciclo de trabalhos. Em função destas características ao longo da execução da obra, deve-se reajustar o desfasamento entre as duas fases de trabalhos.

8.3. SELEÇÃO DOS EXPLOSIVOS

Para realizar este trabalho, será aplicado o desmonte do maciço rochoso com recurso a explosivos, utilizando nos tiros de contorno tanto na 1ª fase como na 2ª fase a técnica de desmonte suave (Smooth Blasting) e com explosivos do tipo Gurit e aplicando detonadores elétricos temporizados.

Na 1ª fase, correspondente ao desmonte com perfuração horizontal e caldeiro os furos, com excepção dos tiros de contorno, são carregados com Gelamonite, variando os diâmetros de acordo com as necessidades de carga específica. Na 2ª fase, correspondente ao desmonte em bancada, também os furos são carregados com Gelamonite, com diâmetros de 32mm para a carga de fundo e 25mm para a carga de coluna.

Os critérios principais que foram observados na escolha dos explosivos foram:

- Presença de água nos furos;
- Os gases e sua toxicidade;
- A segurança do explosivo.

Os explosivos escolhidos que satisfazem os critérios referidos são a gelamonite 33% (dinamite) e as emulsões.

Nos furos de contorno o desmonte suave é executado com explosivos do tipo Gurit. Com a escolha deste explosivo o que se pretende não é desmontar o material rochoso mas sim destacar transmitindo o mínimo de perturbação ao maciço envolvente, evitando a sobreescavação e a sobrefraturação e obter uma superfície rochosa onde sejam visíveis as meias canas dos furos. Este é um sinal inequívoco da boa qualidade de perfuração e do rebentamento, objectivo principal do uso da técnica de smooth blasting.

8.4. A 1ª FASE: DIAGRAMA DE FOGO COM PERFURAÇÃO HORIZONTAL E CALDEIRO COM UM FURO LARGO VAZIO (GALERIA)

No quadro seguinte, apresenta-se os valores das principais variáveis necessárias para o dimensionamento do diagrama de fogo com perfuração horizontal e caldeiro com um furo largo vazio.

Quadro 8.1 – Principais variáveis necessárias ao dimensionamento da meia secção superior

CARACTERÍSTICAS DO EQUIPAMENTO DE PERFURAÇÃO		ATLAS COPCO
		BOOMER M2C
Comprimento (m)	Lenght	13,61
Largura (m)	Width	2,21
Altura (m)	Height	2,81
Número de braços	Boom number	2
Comprimento do furo (m)	Hole lenght	4,600
Altura máxima atingida (m)		6,30
Largura máxima atingida (m)		8,59
Secção escavável (m2)		45
Dados geométricos:		
Diâmetro de Perfuração (ϕ):		48 mm
Área do túnel (Secção de furos horizontais):		42 m2
Perímetro do Túnel:		24,9 m
Comprimento da Perfuração (H):		4,5 m
Comprimento do Túnel:		88 m
Número de Pegas diárias:		1 Un
Prazo de Execução da especialidade de Desmontes com Explosivos:		22 Dias

O posicionamento do caldeiro foi escolhido de forma simétrica no eixo da frente do túnel, para se obter o posicionamento da pilha de escombros centrada no túnel, para que as operações de remoção sejam facilitadas e o material na pilha seja mais homogêneo. Além destas razões, também a posição do caldeiro no centro da frente do túnel diminui as perturbações transmitidas ao maciço.

Como a secção tem uma área próxima dos 45m^2 , o caldeiro foi colocado uma fiada acima dos furos ascendentes.

8.4.1. O CÁLCULO DO DIAGRAMA DE FOGO

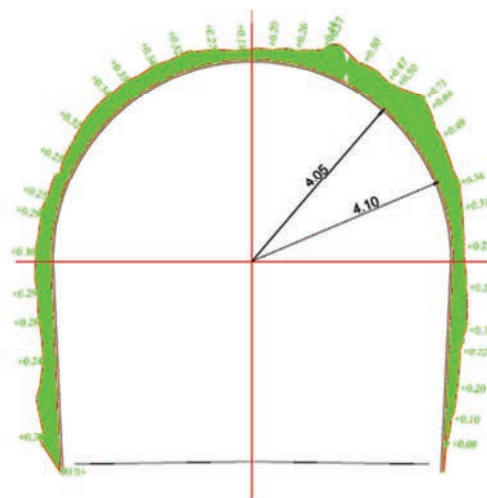
Para o cálculo de diagramas de fogo desenvolveu-se uma folha de cálculo que permite a automatização do processo. Ao longo deste capítulo apresentam-se os passos dessa folha de cálculo.

Admitiu-se um comprimento de perfuração de 4,5m e um avanço por dia de 4,0m. Este valor pode ser considerado num ciclo comum em obras deste tipo, podendo eventualmente ser acelerado caso os prazos de execução sejam mais apertados.

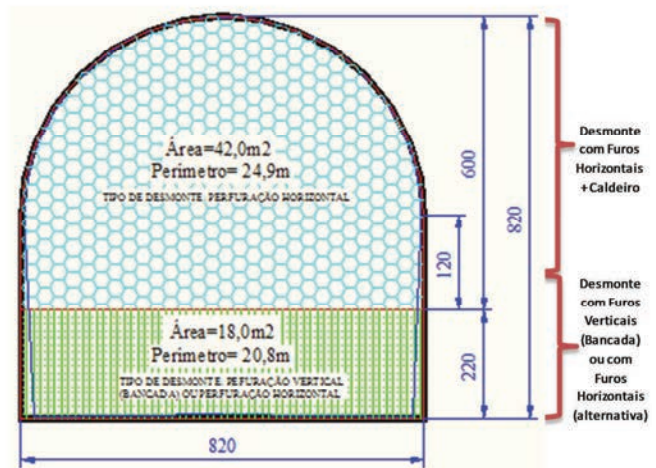


FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO

Desenho Transversal da Secção do Túnel



Esquema para cálculo



DADOS DE ENTRADA:

Diâmetro de Perfuração (ϕ):	48	mm
Área do túnel (Secção de furos horizontais):	42	m^2
Perímetro do Túnel:	24,9	m
Comprimento da Perfuração (H):	4,5	m
Comprimento do Túnel:	88	m
Número de Pegas diárias:	1	UN
Prazo de Execução da especialidade de Desmontes com Explosivos:	22	Dias

CÁLCULO DA PEGA DE FOGO:

1º AVANÇO DIÁRIO:

Avanço/dia= 4,0 m

$$\text{Avanço Diário} = \frac{\text{Comprimento do Túnel}}{N^{\circ} \text{Pegas diárias} \times \text{Prazo do Túnel}}$$

2º VOLUMES:

Volume Teórico/Pega: 189 m3
Volume Prático/Pega: 168 m3

3º RENDIMENTO:

Rendimento (R)= 89 %

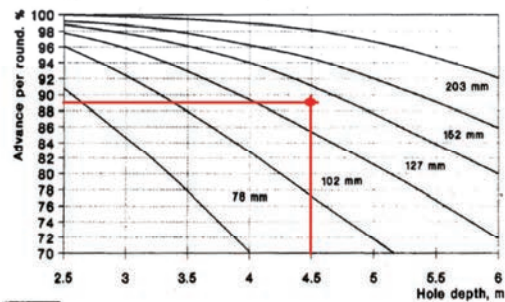
$$\text{Rendimento (R)} = \frac{\text{Avanço diário}}{\text{Comprimento de furação}}$$

4º CÁLCULO DO FURO LARGO NÃO CARREGADO:

O furo largo não carregado tem como objectivo criar uma 2ª frente livre, para onde os tiros do 1º quadrado vão trabalhar

Dados de Entrada:
Comprimento da Perfuração: 4,5 m
Rendimento (R)= 89 %

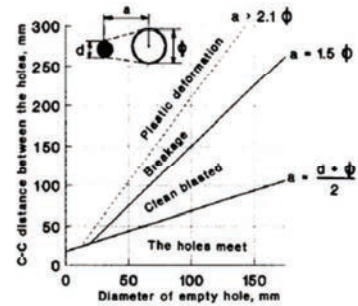
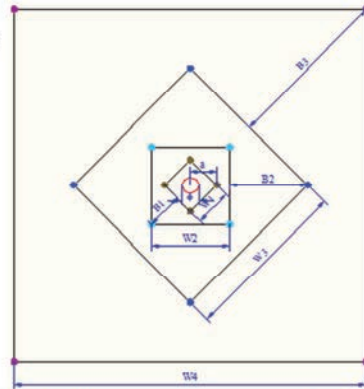
Diâmetro do Furo Largo Não-Carregado(ϕ Furo-Largo):
 ϕ Furo-Largo= 127 mm



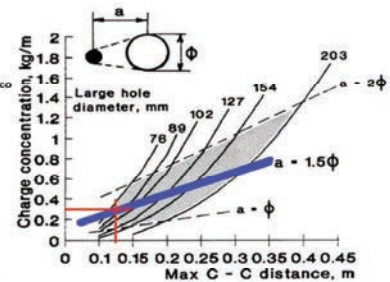
Rendimento da Pega em função do comprimento de perfuração e do diâmetro do furo não carregado

O furo largo não carregado tem a função de criar uma 2ª frente livre para onde os tiros do primeiro quadrado vão projetar a rocha. Na folha que se segue apresenta-se o processo de cálculo do caldeiro.

5º CÁLCULO DO CALDEIRO:



Ábaco para calcular (Ic) do 1º Quadrado:



Ábaco para calcular (Ic) do 2º Quadrado e restantes:

Quadrado Nº:		1	
C O L U N A	Distância entre o furo Largo e os furos do 1º quadrado de furos (Diagonal):	a= 0,190 m	$a_1=1,5 \cdot \phi$ (Furo Largo)
	Largura do 1º quadrado de furos:	W1= 0,268 m	$W_1 = a_1 \cdot \sqrt{2}$
	Distância à Frente:	B= 0,127 m	$B=a \cdot (\phi/2)$
	Relação a/φ:	a/φ= 1,5	
	Concentração da Carga de Coluna:	Ic= 0,30 Kg/m	Valor a obter no Gráfico
	Tamponamento:	H0= 0,06 m	$H_0 = 0,5 \cdot B$
	Altura da Carga de Coluna:	hc= 4,44 m	$H_c = H - H_0$
	Carga de Coluna:	Qc= 1,33 Kg	$Q_c = I_c \cdot h_c$
	Explosivo adoptado:	Gelamonite	
	Diâmetro:	φ carga= 25 mm	
A	Comprimento:	Lcarga= 200 mm	
	Peso:	Pcarga= 0,139 Kg	
	Número de Cartuchos:	NºCart= 10 Un	$N^{\circ}Cart = \frac{Q_c}{P_{carga}}$
	Espaçamento entre cartuchos:	e= 0,271	$e = \frac{h_c - (N^{\circ}Cart \cdot L_{Carga})}{N^{\circ}Cart - 1}$
	Carga de Coluna Real:	Qc,real= 1,390 Kg	$Q_{c,real} = N^{\circ}Cart \cdot P_{Carga}$
	Quantidade de Carga Total:	Qtot= 1,390 Kg	$Q_{Total} = Q_{b,real} + Q_{c,real} ; Q_{c,real} = 0$

60
Diameter of er

Abaco para

The diagram shows a large hole with diameter 'a' and a charge concentration 'Ic' at the center. Below it is a graph with 'Charge concentration, kg/m' on the y-axis (0 to 2) and 'Large hole diameter, m' on the x-axis (0 to 0.15). A blue curve represents the relationship, and a red horizontal line is drawn at Ic = 0.30 kg/m.

Quadrado Nº:			2		
F U N D O	Largura do quadrado de furos anterior:	W1=	0,268	m	
	Distância à Frente:	B1=W1=	0,268	m	
	Distância entre o centro do Furo largo e os furos do quadrado nº2	C1=	0,402	m	$C_1 = 1,5 \cdot B_i$
	Largura 2º quadrado de furos:	W2=	0,568	m	$W_1 = 1,5 \cdot W_{1-1}$
	Relação entre B/W:	B/W=	1		
	Concentração da Carga de Coluna:	Ic=	0,30	Kg/m	Valor a obter no Gráfico
	Altura da Carga de Fundo:	hb=	0,402	m	$h_b = 1,5 \cdot B$
	Concentração da Carga de Fundo:	Ib=	0,60	Kg/m	$I_b = 2 \cdot I_c$
	Carga de Fundo:	Qb=	0,241	Kg	$Q_b = I_b \cdot h_b$
	Explosivo adoptado:	Gelamonite			
Diâmetro:	φ carga=	25	mm		
Comprimento:	Lcarga=	200	mm		
Peso:	Pcarga=	0,139	Kg		
Número de Cartuchos:	NºCart=	2	Un	$N^{\circ}_{Cart} = \frac{Q_b}{P_{carga}}$	
Espaçamento entre cartuchos:	e=	0,002	m	$e = \frac{h_b - (N^{\circ}_{Cart} \cdot L_{carga})}{N^{\circ}_{Cart} - 1}$	
Carga de Fundo Real:	Qb,real=	0,278	Kg	$Q_{b,real} = N^{\circ}_{Cart} \cdot P_{carga}$	
C O L U N A	Concentração da Carga de Coluna:	Ic=	0,30	Kg/m	Valor a obter no Gráfico
	Tamponamento:	H0=	0,13	m	$H_0 = 0,5 \cdot B$
	Altura da Carga de Coluna:	hc=	3,96	m	$H_c = H - H_b - H_0$
	Carga de Coluna:	Qc=	1,189	Kg	$Q_c = I_c \cdot h_c$
	Explosivo adoptado:	Gelamonite			
	Diâmetro:	φ carga=	25	mm	
	Comprimento:	Lcarga=	200	mm	
	Peso:	Pcarga=	0,139	Kg	
	Número de Cartuchos:	NºCart=	9	Un	$N^{\circ}_{Cart} = \frac{Q_c}{P_{carga}}$
	Espaçamento entre cartuchos:	e=	0,271		$e = \frac{h_c - (N^{\circ}_{Cart} \cdot L_{carga})}{N^{\circ}_{Cart} - 1}$
Carga de Coluna Real:	Qc,real=	1,251	Kg	$Q_{c,real} = N^{\circ}_{Cart} \cdot P_{carga}$	
Quantidade de Carga Total:	Qtot=	1,529	Kg	$Q_{Total} = Q_{b,real} + Q_{c,real}$	

F
U
N
D
O

C
O
L
U
N
A

F
U
N
D
O

C
O
L
U
N
A

Quadrado Nº: 3

3

Largura do quadrado de furos anterior:	W2=	0,568	m	
Distância à Frente:	B2=W2=	0,568	m	
Distância entre o centro do Furo largo e os furos do quadrado nº2	C2=	0,852	m	$C_i = 1,5 \times B_i$
Largura 3º quadrado de furos:	W3=	1,204	m	$W_i = 1,5 \times W_{i-1}$
Relação entre B/W:	B/W=	1		
Concentração da Carga de Coluna:	lc=	0,65	Kg/m	Valor a obter no Gráfico
Altura da Carga de Fundo:	hb=	0,852	m	$h_b = 1,5 \times B$
Concentração da Carga de Fundo:	lb=	1,30	Kg/m	$l_b = 2 \times l_c$
Carga de Fundo:	Qb=	1,108	Kg	$Q_b = l_b \times h_b$
Explosivo adoptado:	Gelamonite			
Diâmetro:	Ø carga=	32	mm	
Comprimento:	Lcarga=	200	mm	
Peso:	Pcarga=	0,228	Kg	
Número de Cartuchos:	NºCart=	5	Un	$N^{\circ}_{Cart} = \frac{Q_b}{P_{carga}}$
Altura da Carga de Fundo Real:	hb, real=	1,000	m	
Espaçamento entre cartuchos:	e=	-0,037	m	$e = \frac{h_b - (N^{\circ}_{Cart} \times L_{carga})}{N^{\circ}_{Cart} - 1}$
Carga de Fundo Real:	Qb,real=	1,14	Kg	$Q_{b,real} = N^{\circ}_{Cart} \times P_{carga}$

Abaco para calcular (lc) do 2º Quadrado e restantes:

Concentração da Carga de Coluna:	lc=	0,65	Kg/m	Valor a obter no Gráfico
Tamponamento:	H0=	0,28	m	$H_0 = 0,5 \times B$
Altura da Carga de Coluna:	hc=	3,36	m	$H_c = H - H_0 - H_0$
Carga de Coluna:	Qc=	2,19	Kg	$Q_c = l_c \times h_c$
Explosivo adoptado:	Gelamonite			
Diâmetro:	Ø carga=	25	mm	
Comprimento:	Lcarga=	200	mm	
Peso:	Pcarga=	0,139	Kg	
Número de Cartuchos:	NºCart=	16	Un	$N^{\circ}_{Cart} = \frac{Q_c}{P_{carga}}$
Espaçamento entre cartuchos:	e=	0,011	m	$e = \frac{h_c - (N^{\circ}_{Cart} \times L_{carga})}{N^{\circ}_{Cart} - 1}$
Carga de Coluna Real:	Qc,real=	2,224	Kg	$Q_{c,real} = N^{\circ}_{Cart} \times P_{carga}$
Quantidade de Carga Total:	Qtot=	3,364	Kg	$Q_{Total} = Q_{b,real} + Q_{c,real}$

Quadrado Nº: 4

4

Largura do quadrado de furos anterior:	W3=	1,204	m	
Distância à Frente:	B3=W3=	1,204	m	
Distância entre o centro do Furo largo e os furos do quadrado nº2	C3=	1,806	m	$C_i = 1,5 \times B_i$
Largura 3º quadrado de furos:	W4=	2,554	m	$W_i = 1,5 \times W_{i-1}$
Relação entre B/W:	B/W=	1		
Concentração da Carga de Coluna:	lc=	1,40	Kg/m	Valor a obter no Gráfico
Altura da Carga de Fundo:	hb=	1,806	m	$h_b = 1,5 \times B$
Concentração da Carga de Fundo:	lb=	2,80	Kg/m	$l_b = 2 \times l_c$
Carga de Fundo:	Qb=	5,057	Kg	$Q_b = l_b \times h_b$
Explosivo adoptado:	Gelamonite			
Diâmetro:	Ø carga=	40	mm	
Comprimento:	Lcarga=	400	mm	
Peso:	Pcarga=	0,750	Kg	
Número de Cartuchos:	NºCart=	7	Un	$N^{\circ}_{Cart} = \frac{Q_b}{P_{carga}}$
Altura da Carga de Fundo Real:	hb, real=	2,800	m	
Espaçamento entre cartuchos:	e=	0,000	m	$e = \frac{h_b - (N^{\circ}_{Cart} \times L_{carga})}{N^{\circ}_{Cart} - 1}$
Carga de Fundo Real:	Qb,real=	5,25	Kg	$Q_{b,real} = N^{\circ}_{Cart} \times P_{carga}$

Abaco para calcular (lc) do 2º Quadrado e restantes:

Resolveu-se colocar a Gelamonite 40*400mm e dava um espaçamento de -0,166 o que passa a (ZERO), ie, indo ocupar parte da carga que seria de coluna e o restante será carga de coluna e tamponamento.

NOTA:

Concentração da Carga de Coluna:	lc=	1,4	Kg/m	Valor a obter no Gráfico
Tamponamento:	H0=	0,60	m	$H_0 = 0,5 \times B$
Altura da Carga de Coluna:	hc=	1,10	m	$H_c = H - H_0 - H_0$
Carga de Coluna:	Qc=	1,54	Kg	$Q_c = l_c \times h_c$
Explosivo adoptado:	Gelamonite			
Diâmetro:	Ø carga=	32	mm	
Comprimento:	Lcarga=	200	mm	
Peso:	Pcarga=	0,228	Kg	
Número de Cartuchos:	NºCart=	7	Un	$N^{\circ}_{Cart} = \frac{Q_c}{P_{carga}}$
Espaçamento entre cartuchos:	e=	-0,050	m	$e = \frac{h_c - (N^{\circ}_{Cart} \times L_{carga})}{N^{\circ}_{Cart} - 1}$
Carga de Coluna Real:	Qc,real=	1,596	Kg	$Q_{c,real} = N^{\circ}_{Cart} \times P_{carga}$
Quantidade de Carga Total:	Qtot=	6,846	Kg	$Q_{Total} = Q_{b,real} + Q_{c,real}$

NOTA:

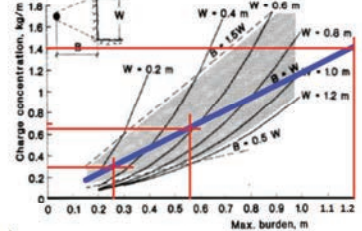
Aqui hb=hb,real

Tem de ser executado Atacamento da carga de coluna pois o comprimento do explosivo excede a altura da carga de coluna e também porque a concentração da carga de coluna necessária é superior a concentração de carga do explosivo

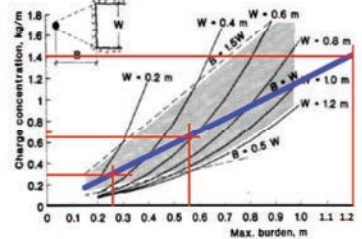
NOTA:

NOTA: O número de quadrados PARA quando chegamos a valores da distância à frente (B) maiores ou iguais aos valores da distância à frente que se vão obter nos tiros de alargamento (Horizontais, Descendentes, Ascendentes)

Ábaco para calcular (lc) do 2º Quadrado e restantes:



Ábaco para calcular (lc) do 2º Quadrado e restantes:



NOTA: Resolveu-se colocar a Gelamonite 40*400mm e dava um espaçamento de -0,166 o que passa a (ZERO), ie, indo ocupar parte da carga que seria de coluna e o restante será carga de coluna e tamponamento

NOTA: Aqui hb-hb,real

NOTA: Tem de ser executado Atacento da carga de coluna pois o comprimento do explosivo excede a altura da carga de coluna e também porque a concentração da carga de coluna necessária é superior a concentração de carga do explosivo

NOTA: O número de quadrados PARA quando chegamos a valores da distância à frente (B) maiores ou iguais aos valores da distância à frente que se vão obter nos tiros de alargamento (Horizontais, Descendentes, Ascendentes)

QUADRO RESUMO de Distâncias à frente:

Quadronº1:	0,190 m
Quadronº2:	0,268 m
Quadronº3:	0,568 m
Quadronº4:	1,204 m

Prossegue o Cálculo???

Continua os cálculos de quadrados
Continua os cálculos de quadrados
Continua os cálculos de quadrados
PARA aqui o número de quadrados!!!

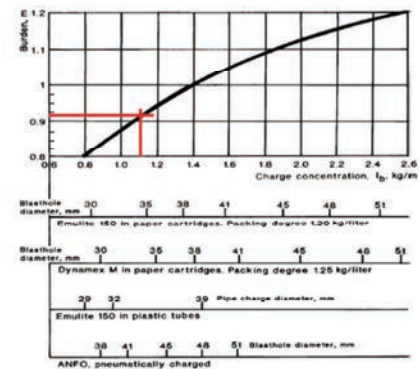
A escolha do explosivo para os tiros do caldeiro é feita em função da concentração da carga de coluna calculada pelos ábacos localizados do lado direito de cada quadrado de furos, e por forma que a sua carga específica seja a mais próxima do valor do ábaco. Também, tem de ter-se o cuidado que o explosivo tenha diâmetro inferior ao diâmetro de perfuração.

O número de quadrados pára quando chegamos a valores da distância à frente (B) iguais ou maiores do que os valores da distância à frente obtidos para os tiros de alargamento (horizontais, descendentes e ascendentes).

6º PRÉ-CÁLCULO DOS TIROS DE ALARGAMENTO:

TIROS DE ALARGAMENTO			
F U N D O	Explosivo adoptado:	Gelamonite	
	Diâmetro:	ϕ carga=	32 mm
	Comprimento:	Lcarga=	200 mm
	Peso:	Pcarga=	0,228 Kg
	Concentração da Carga de Fundo:	lb=	1,140 Kg/m
	Distância à Frente:	B=	0,920 m

NOTA: A escolha do explosivo é feita tendo em conta que o seu diâmetro tem de ser inferior ao diâmetro do furo e de forma que se ajuste o melhor possível ao furo



7º CÁLCULO DOS TIROS DA SOLEIRA:

SOLEIRA			
F U N D O	Distância à Frente:	B=	0,920 m
	Distância à Frente Corrigida:	Bcorrig=	0,685 m
	Tamponamento:	H0=	0,184 m
	Espaçamento entre Furos:	E=	1,012 m
	Explosivo adoptado:	Gelamonite	
	Diâmetro:	ϕ carga=	32 mm
	Comprimento:	Lcarga=	200 mm
	Peso:	Pcarga=	0,228 Kg
	Concentração da Carga de Fundo:	lb=	1,140 Kg/m
	Altura da Carga de Fundo:	hb=	4,316 m
	Carga de Fundo:	Qb=	4,920 Kg
	Número de Cartuchos:	NºCart=	22 Un
	Espaçamento entre Cartuchos:	e=	-0,004 m
	Carga de Fundo Real:	Qb,real=	5,016 Kg
	Quantidade de Carga Total:	Qttotal=	5,016 Kg

Igual à Distância à Frente dos Tiros de Alargamento

$$B_{corrig} = B - (0,1 + 0,03 \cdot H)$$

$$H_0 = 0,2 \cdot B$$

$$E = 1,1 \cdot B$$

Igual e já calculado nos Tiros de Alargam

$$h_b = H - H_0$$

$$Q_b = l_b \cdot h_b$$

$$N^{\circ}Cart = \frac{Q_b}{P_{carga}}$$

$$e = \frac{h_b - (N^{\circ}Cart \cdot L_{carga})}{N^{\circ}Cart - 1}$$

$$Q_{b,real} = N^{\circ}Cart \cdot P_{carga}$$

$$Q_{Total} = Q_{b,real} + Q_{creal}; Q_{creal} = 0$$

Look-Out (S):

é uma correção e aplica-se a todos os furos de contorno e da soleira por estes serem inclinados para evitar a diminuição progressiva da secção do túnel, e utilizando a correção Look-Out (S) que nos dá a distância à frente corrigida. Como é a carga de fundo que movimenta a rocha convém ter no fundo do furo a distância à frente B=Bcorrig+S



Nota: Como o espaçamento entre furos é baixo, não é preciso cordão detonante, pois os cartuchos deflagram por simpatia

O desvio (LOOK-OUT (S)) aplica-se a todos os furos de contorno e da soleira, como ilustra a Fig. 8.1, para evitar a diminuição progressiva da secção do túnel. Com esta correção (S), calcula-se a distância à frente corrigida (B_{corrig}), valor este que é usado para posicionar a máquina de perfuração. No final da execução do furo, e aplicando estas correções, atinge-se a distância à frente pretendida (B).

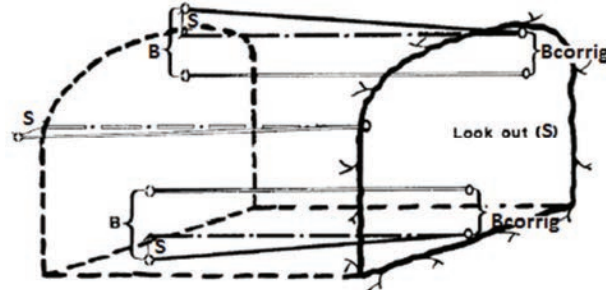


Fig. 8.1 – Desvio (LOOK-OUT)

Nos furos da soleira apenas existe carga de fundo, porque como são os últimos furos a detonar, têm de vencer o peso do material desmontado anteriormente e para que haja certezas de que a soleira fica na cota da rasante projectada é necessário uma maior concentração de carga.

8º CÁLCULO DOS TIROS DO CONTORNO (ABÓBADA + HASTEIS):

NOTA: Nos furos de Contorno executa-se Desmonte Suave (Smooth Blasting) com cargas do tipo GURIT para reduzir ao máximo as perturbações no maciço envolvente remanescente (sobrescavação e sobrefraturação)

CONTORNO: ABÓBADA + HASTEIS

Diâmetro de Perfuração:	$\phi =$	48	mm
Distância à Frente:	B=	0,90	m
Distância à Frente Corrigida:	Bcorrig=	0,665	m
Tamponamento:	H0=	0,000	m
Espaçamento entre Furos:	E=	0,70	m
Explosivo adoptado:		Gurit	
Diâmetro:	ϕ carga=	17	mm
Comprimento:	Lcarga=	500	mm
Peso:	Pcarga=	0,119	Kg
Concentração da Carga de Coluna:	lc=	0,230	Kg/m
Altura da Carga de Coluna:	hc=	4,500	m
Carga de Coluna:	Qc=	1,035	Kg
Número de Cartuchos:	NºCart=	9	Un
Espaçamento entre Cartuchos:	e=	0,000	m
Carga de Coluna Real:	Qc,real=	1,071	Kg
Quantidade de Carga Total:	Qtot=	1,071	Kg

Da Tabela da Gurit

$$B_{\text{corrig}} = B - (0,1 + 0,03 \cdot H)$$

NOTA: Tamponamento=0 pois necessitamos do destacamento em toda a extensão do furo

Da Tabela da Gurit

NOTA: Estas cargas levam centralizadores para ficarem no centro dos furos

Da Tabela da Gurit

$$h_c = H$$

$$Q_c = l_c \cdot h_c$$

$$N_{\text{Cart}} = \frac{Q_c}{P_{\text{carga}}}$$

$$e = \frac{h_b - (N_{\text{Cart}} \cdot L_{\text{carga}})}{N_{\text{Cart}} - 1}$$

$$Q_c = l_c \cdot h_c$$

$$Q_{\text{Total}} = Q_{b,\text{real}} + Q_{c,\text{real}}; Q_{b,\text{real}} = 0$$

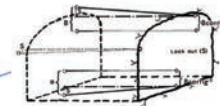


TABELA DA GURIT				
Furo (mm)	Tipo de Explosivo	Distância à Frente B (m)	Espaçamento E (m)	Concentração de Carga de Coluna lc (kg/m)
25 - 32	11 mm Gurit	0,30 - 0,45	0,25 - 0,35	0,08
25 - 43	17 mm Gurit	0,70 - 0,80	0,50 - 0,60	0,19
43 - 48	17 mm Gurit	0,80 - 0,90	0,60 - 0,70	0,23
51 - 64	22 mm Gurit	1,00 - 1,10	0,80 - 0,90	0,42

Nestes furos de contorno, os explosivos serão montados com centralizadores de furo (andarilhos), para diminuir as perturbações transmitidas ao maciço rochoso.

Nos tiros de contorno não se utiliza tamponamento para que o corte da rocha seja feita no seu comprimento total, e para tal, o tamponamento será feito com tacos de madeira em forma de cunha, para evitar a expulsão dos cartuchos do furo no momento da detonação.

9º CÁLCULO DOS TIROS DE ALARGAMENTO (HORIZONTAIS + DESCENDENTES + ASCENDENTES):

ALARGAMENTO (HORIZONTAIS + DESCENDENTES + ASCENDENTES)				
F U N D O	Distância à Frente:	B=	0,920	m
	Distância à Frente Corrigida:	B _{corr} =	0,920	m
	Tamponamento:	H ₀ =	0,460	m
	Espaçamento entre Furos Horizontais:	E=	1,012	m
	Espaçamento entre Furos Descendentes + Ascendentes:	E=	1,104	m
	Explosivo adoptado:	Gelamonite		
	Diâmetro:	φ carga=	32	mm
	Comprimento:	L _{carga} =	200	mm
	Peso:	P _{carga} =	0,228	Kg
	Concentração da Carga de Fundo:	l _b =	1,140	Kg/m
C O L U N A	Altura da Carga de Fundo:	h _b =	1,500	m
	Carga de Fundo:	Q _b =	1,710	Kg
	Número de Cartuchos:	N ^o Cart=	8	Un
	Altura da Carga de Fundo Real:	h _{b,real} =	1,6	
	Espaçamento entre Cartuchos:	e=	0,000	m
	Carga de Fundo Real:	Q _{b,real} =	1,824	Kg
	Concentração da Carga de Coluna:	l _c =	0,570	Kg/m
	Altura da Carga de Coluna:	h _c =	2,44	m
	Carga de Coluna:	Q _c =	1,391	Kg
	Explosivo adoptado:	Gelamonite		
C O L U N A	Diâmetro:	φ carga=	25	mm
	Comprimento:	L _{carga} =	200	mm
	Peso:	P _{carga} =	0,139	Kg
	Número de Cartuchos:	N ^o Cart=	11	Un
	Espaçamento entre cartuchos:	e=	0,024	
	Carga de Coluna Real:	Q _{c,real} =	1,529	Kg
	Quantidade de Carga Total:	Q _{total} =	3,353	Kg

Valor calculado atrás no pré-cálculo dos tiros de alargamento

Aqui não tem Look-Out

$$H_0 = 0,5 * B$$

$$E = 1,1 * B$$

$$E = 1,2 * B$$

Look-Out (S):

é uma correcção e aplica-se a todos os furos de contorno e da soleira por estes serem inclinados para evitar a diminuição progressiva da secção do túnel, e utilizando a correcção Look-Out (S) que nos dá a distância à frente corrigida. Como é a carga de fundo que movimenta a rocha convém ter no fundo do furo a distância à frente $R = R_{min} + S$

Igual e já calculado no pré-cálculo dos Tiros de Alargamento

$$h_b = H/3$$

$$Q_b = l_b * h_b$$

$$N^o_{Cart} = \frac{Q_b}{P_{carga}}$$

$$h_{b,real} = N^o_{Cart} * L_{carga}$$

$$e = \frac{h_{b,real} - (N^o_{Cart} * L_{carga})}{N^o_{Cart} - 1}$$

$$Q_{b,real} = N^o_{Cart} * P_{carga}$$

$$l_c = 0,5 * l_b$$

$$H_c = H - h_b - H_0$$

$$Q_c = l_c * h_c$$

Nota:

Como o espaçamento entre furos é baixo, não é preciso cordão detonante, pois os cartuchos deflagram por simpatia

NOTA: Aqui $h_b = h_{b,real}$

$$N^o_{Cart} = \frac{Q_c}{P_{carga}}$$

$$e = \frac{h_c - (N^o_{Cart} * L_{carga})}{N^o_{Cart} - 1}$$

$$Q_{c,real} = N^o_{Cart} * P_{carga}$$

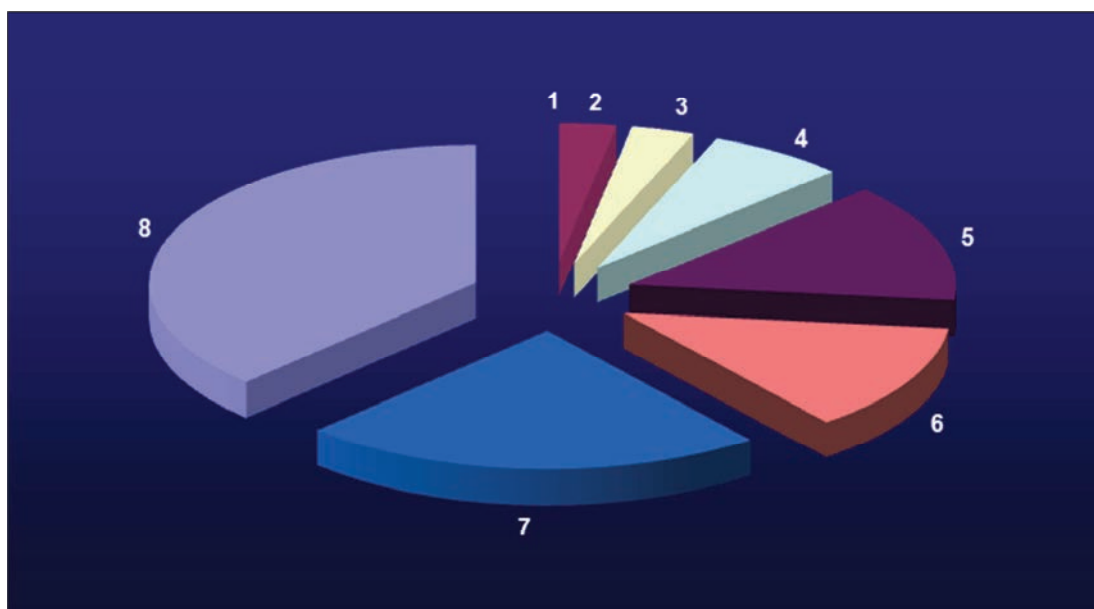
$$Q_{Total} = Q_{b,real} + Q_{c,real}$$

NOTA:

Tem de ser executado Atacamento da carga de coluna pois o comprimento do explosivo excede a altura da carga de coluna e também porque a concentração da carga de coluna necessária é superior a concentração de carga do explosivo

As quantidades de explosivos, distribuídas de acordo com a tipologia do furo:

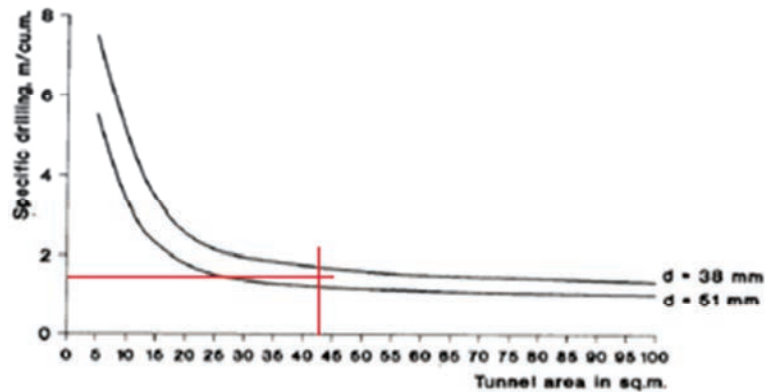
	TIPOLOGIA DOS FUROS	Carga Total em cada Furo (QT)	NºFuros	Carga Total (QTot)
1	Furo largo	0	2	0
2	1º Quadrado (4 furos)	1,390	4	5,56
3	2º Quadrado (4 furos)	1,529	4	6,116
4	3º Quadrado (4 furos)	3,364	4	13,456
5	4º Quadrado (4 furos)	6,846	4	27,384
6	Contorno (abóbada+hasteais)	1,071	23	24,633
7	Soleira	5,016	9	45,144
8	Alargamento (Horiz+Desc*Asc)	3,353	22	73,766
	Carga Total (QT-Kg)	22,569	72	196,059



Perfuração específica:

$$b_{\text{CALDEIRO}} = \frac{n^{\circ} \text{ furos} * \text{comprfuro}}{\text{Volume}} = \frac{n^{\circ} \text{ furos} * \text{comprfuro}}{\text{area} * \text{comprfuro} * \eta} = 3,10 \quad \text{m/m}^3$$

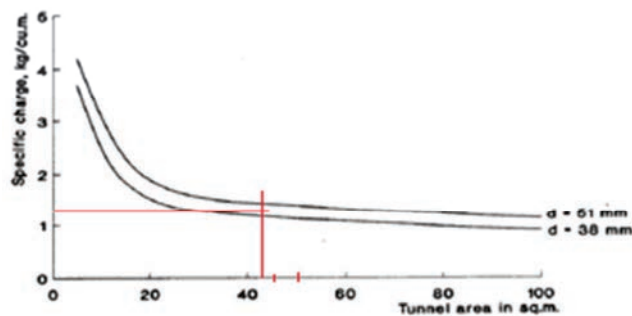
$$b = \frac{n^{\circ} \text{ furos} * \text{comprfuro}}{\text{Volume}} = \frac{n^{\circ} \text{ furos} * \text{comprfuro}}{\text{area} * \text{comprfuro} * \eta} = 1,93 \quad \text{m/m}^3$$



Carga específica:

$$q_{\text{CALDEIRO}} = \frac{Q_T}{\text{Volume}} = \frac{Q_T}{\text{area} * \text{compr. furo} * \eta} = 2,013 \quad \text{Kg/m}^3$$

$$q = \frac{Q_T}{\text{Volume}} = \frac{Q_T}{\text{area} * \text{comprfuro} * \eta} = 1,167 \quad \text{Kg/m}^3$$



Os valores encontrados para a perfuração específica e para a carga específica estão dentro dos valores característicos para a área do túnel projetado, segundo os ábacos anteriores. O cálculo da perfuração específica foi de 1,93m/m³ e o valor obtido no ábaco respetivo foi de 1,34m/m³. O cálculo da carga específica foi de 1,167kg/m³ e o valor obtido no ábaco respetivo foi de 1,35kg/m³.

Os desenhos técnicos do caldeiro, sequência de perfuração e sequência de detonação podem ser consultados em anexo.

8.5. A 2ª FASE: DIAGRAMA DE FOGO COM PERFURAÇÃO SUB-VERTICAL (BANCADA)

Depois de executada a 1ª fase dos trabalhos de escavação, que correspondem à escavação da galeria, e tendo já um certo desfasamento dá-se a execução da segunda fase. Esta fase corresponde ao desmonte realizado em bancada com perfuração sub-vertical.

A escolha do explosivo é feita através do Quadro 8.2, de forma que o seu diâmetro seja compatível com o diâmetro de perfuração, e haja a folga necessária para a introdução dos cartuchos nos furos. Deve-se a este motivo a escolha de cartuchos de 32 mm de diâmetro máximo para a carga de fundo.

Quadro 8.2 – Explosivos industriais
(Gomes et al., 2007)

EXPLOSIVOS		
Calibre do explosivo	Peso (kg)	Concentração de Carga (kg/m)
Gelamonite 25 x 200	0,139	0,695
Gelamonite 32 x 200	0,228	1,140
Gelamonite 40 x 400	0,750	1,875
Gelamonite 50 x 550	1,600	2,909
Emulex 25 x 200	0,139	0,695
Emulex 32 x 200	0,227	1,135
Emulex 32 x 550	0,650	1,182
Emulex 40 x 650	1,042	1,603
Emulex 50 x 400	1,000	2,500
Emulex 50 x 650	1,563	2,405
Gurit 11 x		
Gurit 17 x 500	0,119	0,230
Gurit 22 x 800	0,336	0,420
A GURIT UTILIZA-SE NOS FUROS DE CONTORNO PARA EXECUTAR DESMONTE SUAVE (SMOOTH BLASTING)		

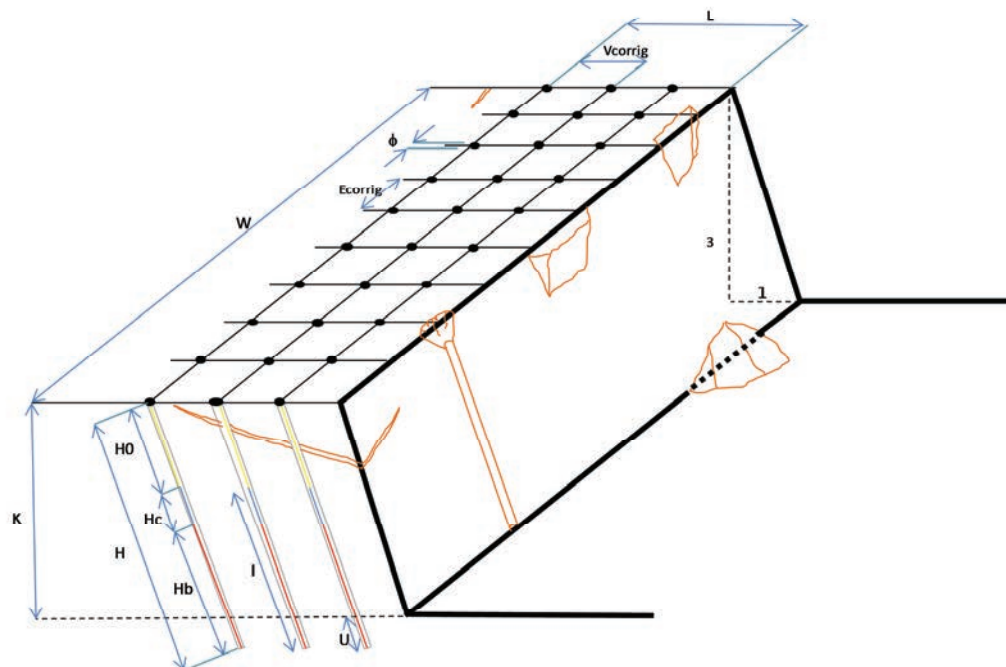
No Quadro 8.3, apresentam-se as características do túnel que permitem partir para o dimensionamento em bancada.

Quadro 8.3 - Principais variáveis necessárias ao dimensionamento da meia secção inferior

Largura da Frente de Desmonte (Width):	8,20	m
Área vertical do desmonte com perfuração vertical:	18	m ²
Perímetro vertical do desmonte com perfuração vertical:	20,8	m
Comprimento do Túnel:	88	m
Nº de Fiadas:	3	Un
Tipologia da frente:	Confinada	
Diâmetro do Furo:	48	mm
Altura da Bancada:	2,20	mm
Inclinação da Frente:	3	V/H
Angulo escolhido:	18,4	graus
Rendimento do Operador (mf/h):	50,6	mf/h
CARGA DE FUNDO:		
Designação do explosivo	Gelamonite	
Peso do cartucho	228	g
Diâmetro do cartucho	32	mm
Comprimento do cartucho	0,2	mm
CARGA DE COLUNA:		
Designação do explosivo	Gelamonite	
Peso do cartucho	139	g
Diâmetro do cartucho	25	mm
Comprimento do cartucho	0,2	mm



FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO



DADOS																								
Diâmetro do Furo: d ou Ø Furo= 48 mm		Localização da Carga		Nome:	Peso Cartucho (g):	Diâmetro Cartucho (φ):		Comprimento Cartucho (m):																
Altura da Bancada: K= 2,20 m		Carga de Fundo		Gelamonite	228	32		0,2																
Inclinação da Frente: i= 3/1		Carga de Coluna		Gelamonite	139	25		0,2																
<table><tr><td>1</td><td>radianos</td><td>graus</td></tr><tr><td>5</td><td>0,2</td><td>11,3</td></tr><tr><td>4</td><td>0,2</td><td>14,0</td></tr><tr><td>3</td><td>0,3</td><td>18,4</td></tr><tr><td>2</td><td>0,5</td><td>26,6</td></tr></table>		1	radianos	graus	5	0,2	11,3	4	0,2	14,0	3	0,3	18,4	2	0,5	26,6	Ângulo entre a face da bancada e a vertical (graus)		lc=x%*lb x= 60 %					
1	radianos	graus																						
5	0,2	11,3																						
4	0,2	14,0																						
3	0,3	18,4																						
2	0,5	26,6																						
Ângulo escolhido: α= 18,4		3		1		0,3																		
Largura da Frente de Desmonte (Width): W'= 8,20 m		3		1		0,3		W= 6,77 m																
Área vertical do desmonte com perfuração vertical: 18 m ²								Rendimento do Operador (mf/h): R= 50,6																
Perímetro vertical do desmonte com perfuração vertical: 20,8 m																								
Comprimento do Túnel: 88 m																								
Nº de Fiadas: NF= 3		NOTA:		O número de fiadas deve ser tal que o comprimento da pega não seja maior que 50% da largura da frente																				
Tipologia da frente: Confinada																								

Os cálculos iniciam-se com os tiros de contorno que, também nesta 2ª fase serão feitos com a técnica do desmonte suave (Smooth Blasting):

1º: CÁLCULO DOS TIROS DE CONTORNO (Hasteais+Abóbada) com SMOOTH BLASTING (DESMONTE SUAVE)

NOTA: Nos furos de Contorno executa-se Desmonte Suave (Smooth Blasting) com cargas do tipo GURIT para reduzir ao máximo as perturbações no maciço envolvente remanescente (sobreescação e sobrefraturação). Estes tiros de contorno serão os últimos a serem detonados para estarem menos confinados e com isso reduzir a perturbação no maciço remanescente.

<

TABELA DA GURIT

Diâmetro do Furo (mm)	Tipo de Explosivo	Distância à Frente B (m)	Espaçamento E (m)	Concentração de Carga de Coluna I_c (kg/m)
25 - 32	11 mm Gurit	0,30 - 0,45	0,25 - 0,35	0,08
25 - 43	17 mm Gurit	0,70 - 0,80	0,50 - 0,60	0,19
43 - 48	17 mm Gurit	0,80 - 0,90	0,60 - 0,70	0,23
51 - 64	22 mm Gurit	1,00 - 1,10	0,80 - 0,90	0,42

Depois do cálculo dos tiros de contorno, segue-se o cálculo da pega de fogo com desmonte normal em bancada, segundo a seguinte sequência:

2º: CÁLCULO DA PEGA DE FOGO

1º DISTANCIA MÁXIMA A FRENTE:

a) Concentração da Carga de Fundo:
lb= 1,14 kg/m

$$i_b = \frac{\text{Peso de 1 cartucho (Kg)}}{\text{Comprimento de 1 cartucho (m)}}$$

b) Cálculo da Distância Máxima à Frente:
Vmáx= 1,57 m

Emulsões	$V_{máx} = 1,45 \times \sqrt{lb}$	1,45
Anfo	$V_{máx} = 1,35 \times \sqrt{lb}$	1,35
Dinamite	$V_{máx} = 1,47 \times \sqrt{lb}$	1,47

c) Relação entre a altura da bancada (K) e a distância à frente (Vmáx):
K/Vmáx= 1,402

NOTA: se $K/V < 2$; não tem carga de coluna (Resultados = 0)

2º SUBFURAÇÃO:

U= 0,47 m

$$U = 0,3 \times V_{máx}$$

3º COMPRIMENTO DO FURO:

H= 2,82 m

$$H = \sec \alpha \times (K + U)$$

$$H = \frac{1}{\cos \alpha} \times (K + U) \quad \text{Angulo } \alpha \text{ em radianos}$$

4º ERRO DE FURAÇÃO:

F= 0,13 m

$$F = \frac{d}{1000} + (0,03 \times H)$$

5º DISTANCIA A FRENTE CORRIGIDA:

Vcorrig= 1,44 m

K/V= 1,5

$$V_{Corrig} = V_{máx} - F$$

relação de controlo:
para maior facilidade de
deslocamento e deformação da
 $K/V \geq 3$

6º ESPAÇAMENTO (DISTANCIA ENTRE FUROS):

E= 1,80 m

Relação adoptada:
 $E/V = 1,25$

Relações	Valor de X considerado	Fragmentação
$E/V < 1,25$	1,25	Blocos grandes para Enrocamento
$E/V = 1,25$		Fragmentação normal (Diagrama típico)
$E/V > 1,25$		Boa fragmentação

$$E = X \times V_{Corrig}$$

FRENTES CONFINADAS

7º CALCULOS SUPLEMENTARES:

7.1 NUMERO DE ESPAÇOS:

NE= 4

$$NE = W/E$$

7.2 ESPAÇAMENTO CORRIGIDO:

Ecorrig= 1,69 m

$$E_{Corrig} = W/NE$$

7.3 NUMERO DE FUROS POR FIADA:

NF/fiada= 5

$$NF/Fiada = NE + 1$$

7.4 NUMERO DE FIADAS:

Nfiadas= 3

7.5 PROFUNDIDADE DE DESMONTE:

L= 4,31 m

Tem na profundidade uma pequena diferença de: 21 cm pelo que é aceitável!!!

NOTA:

O número de fiadas deve ser tal que o comprimento da pega não seja maior que 50% da largura da frente, por razões do atrito lateral nos encontros e na soleira.

Largura da frente de desmonte:

$$L = N_{fiadas} \times V_{Corrig}$$

$$W = 8,20 \text{ m}$$

$$W/2 = 4,10 \text{ m}$$

7.6 RELACÃO L/ϕ :

$L/\phi = 41,7$

NOTAS:

Para $L/\phi < 60$ um ligeiro aumento de ϕ tende a aumentar a fragmentação

Para $L/\phi > 60$ um ligeiro aumento de ϕ obriga a elevar o consumo específico se se pretende manter a fragmentação

8º PERFURAÇÃO ESPECÍFICA:

Tipologia da Frente: Confinada

Para Frente Confinada: $b = 0,658 \text{ m/m}^3$

Para Frente Livre: $b = \text{m/m}^3$

Frentes Confinadas	$b = \frac{(NF/ftada) \cdot H}{V_{corrig} \cdot W \cdot K}$
Frentes Livres	$b = \frac{H}{V_{corrig} \cdot W \cdot K}$

CÁLCULO DAS CARGAS

9º CONCENTRAÇÃO DA CARGA DE FUNDO:

$lb = 1,140 \text{ kg/m}$

10º ALTURA DA CARGA DE FUNDO

$Hb = 2,04 \text{ m}$

$$H_b = 1,3 \cdot V_{máx}$$

11º CARGA DE FUNDO

$Qb = 2,33 \text{ kg}$

$$Q_b = H_b \cdot l_b$$

12º TAMPONAMENTO

$H_0 = 1,44 \text{ m}$

$$H_0 = V_{corrig}$$

13º CONCENTRAÇÃO DA CARGA DE COLUNA (REAL):

$lc = 0,695 \text{ kg/m}$

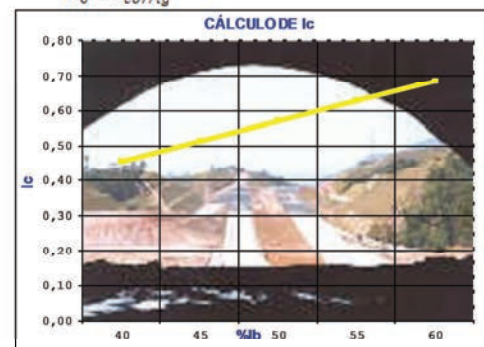
$$lc = 40 \text{ a } 60\% \cdot lb$$

%	$lc = x\% \cdot lb$
40	0,46
45	0,51
50	0,57
55	0,63
60	0,68

CONCENTRAÇÃO DA CARGA DE COLUNA (TEÓRICA):

$x = 60\%$
 $lc(\text{teórico}) = 0,00 \text{ kg/m}$

NOTA: se $K/V < 2$; não tem carga de coluna (Resultados = 0)



14º ALTURA DA CARGA DE COLUNA:

$HC = 0,00 \text{ m}$

NOTA: se $K/V < 2$; não tem carga de coluna (Resultados = 0) $H_c = H - H_b - H_0$

15º CARGA DE COLUNA:

$Qc = 0,00 \text{ kg}$

NOTA: se $K/V < 2$; não tem carga de coluna (Resultados = 0)

$$Q_c = H_c \cdot lc$$

16º CARGA TOTAL:

$Qt = 2,326 \text{ kg}$

$$Q_t = Q_b + Q_c$$

17º CARGA ESPECÍFICA TOTAL:

$q = 0,543 \text{ kg/m}^3$

$q = \text{kg/m}^3$

Frentes Confinadas	$q = \frac{n \cdot Q_t}{V_{corrig} \cdot W \cdot K}$
Frentes Livres	$q = \frac{Q_t}{V_{corrig} \cdot E \cdot K}$

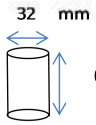
18º CORREÇÕES PARA A CARGA DE FUNDO:

Cálculos anteriores:

Hb= 2,04 m
lb= 1,14 Kg/m
Qb= 2,33 Kg

Cartucho:

Explosivo: Gelamonite
Peso: 228 g
Comprimento: 0,200 m
Diâmetro: 32 mm



φ (mm)	compr. (m)	peso (kg)	lc (Kg/m)
25	0,200	0,139	0,695
32	0,200	0,228	1,140
40	0,400	0,750	1,875
50	0,550	1,600	2,909
60	0,550	2,400	4,364

Cálculos:

a) Número de cartuchos: $N^{\circ}_{cart} = 11$ Un. Nº de cartchos corrigido: 10 $N^{\circ}_{Cart} = Q_b / \text{Peso}_{1\text{cartucho}}$

b) Altura preenchida por cartuchos: $H'_b = 2,20$ m 2,00 m $H'_b = N^{\circ}_{Cart} * H_{1\text{cartucho}}$

c) Diferença na altura: $\Delta h = -0,16$ m **NOTA:** Se a diferença de altura Δh for negativa desconta-se na altura da carga de coluna. Se a carga de coluna não existir e este valor for baixo desconta-se no tamponamento.

d) Carga de fundo real: $Q_{b,real} = 2,51$ Kg $Q_{b,real} = H'_b * l_b$

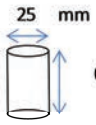
19º CORREÇÕES PARA A CARGA DE COLUNA:

Cálculos anteriores:

Hc= 0,00 m
Hc(corrig)= 0,00 m
lc(corrig)= 0,00 Kg/m
Qc(corrig)= 0,00 Kg

Cartucho:

Explosivo: Gelamonite
Peso: 139 g
Comprimento: 0,2 m
Diâmetro: 25 mm



φ (mm)	compr. (m)	peso (kg)	lc (Kg/m)
25	0,200	0,139	0,695
32	0,200	0,228	1,140
40	0,400	0,750	1,875
50	0,550	1,600	2,909
60	0,550	2,400	4,364

Cálculos:

a) Número de cartuchos: $N^{\circ}_{cart} = 0$ Un. $N^{\circ}_{Cart} = Q_{c,corrig} / \text{Peso}_{1\text{cartucho}}$

b) Altura preenchida por cartuchos: $H'_c = 0,00$ m $H'_c = N^{\circ}_{Cart} * H_{1\text{cartucho}}$

c) Diferença na altura (espaçamento ou atacamento): $\Delta h = 0,00$ m **Solução:** Fica o h0 menor $\Delta H = H'_c - H_{c,corrig}$

d) Cordão detonante-Sim/Não: NÃO

e) Carga de Coluna real: $Q_{c,real} = 0,00$ Kg $Q_{c,real} = H'_c * l_{c,corrig}$

f) Altura Corrigida do Tamponamento: $H_{0,corrig} = 1,44$ m $SE(H_0 < 0; H_0 + \Delta h * (-1); H_0 - \Delta h)$

20º COMPRIMENTO DA CARGA NO FURO:

$l = 2,00$ m $l = H'_b + H'_c$

21º CARGA TOTAL ALTERADA:

$Q_{t(alt)} = 2,51$ Kg $Q_{t,alt} = Q_{b,real} + Q_{c,real}$

22ª CARGA ESPECÍFICA ALTERADA:

$$q = 0,586 \text{ kg/m}^2$$

$$q = \text{kg/m}^2$$

Frentes Confinadas	$q = \frac{n \cdot Q_{t,alt}}{V_{corrig} \cdot W \cdot K}$
Frentes Livres	$q = \frac{Q_{t,alt}}{V_{corrig} \cdot E \cdot K}$

23ª COMPARAÇÃO ENTRE OS VALORES TEÓRICO E PRÁTICO (REAL) DA CONCENTRAÇÃO DA CARGA DE COLUNA:

NOTA: se $K/V < 2$; não tem carga de coluna (Resultados = 0)

CONCENTRAÇÃO DA CARGA DE COLUNA (NA REALIDADE):

ALTURA PREENCHIDA POR CARTUCHOS:

CONCENTRAÇÃO DA CARGA DE COLUNA (TÓRICA):

ALTURA A PREENCHER PELOS CARTUCHOS (P/ TER A CONTRACÇÃO TEÓRICA):

ALTURA A PREENCHER POR ESPAÇADORES:

NÚMERO DE CARTUCHOS A DISPENSAR:

ALTURA A PREENCHER POR ESPAÇADORES CORRIGIDA:

NÚMERO DE CARTUCHOS NA CARGA DE COLUNA:

NÚMERO DE ESPAÇOS NA CARGA DE COLUNA:

ESPAÇAMENTO A USAR ENTRE CARTUCHOS NA CARGA DE COLUNA:

0,00	Kg/m	
0,00	m	
0,00	Kg/m	
0,00	m	
0,00	m	
0,00	UN	0 UN
0,00	m	
0	m	
0	UN	
0	m	

24ª NOVA CARGA ESPECÍFICA:

A) Carga de coluna nova:

$$Q_c(\text{Nova}) = 0,00 \text{ kg}$$

$$Q_{c,nova} = N^{\circ}_{\text{Cart}} \cdot \text{Peso}_{1\text{cart}}$$

B) Carga total nova:

$$Q_t(\text{Nova}) = 2,51 \text{ kg}$$

$$Q_{t,nova} = Q_{b,real} + Q_{c,nova}$$

C) Carga específica nova ou final ou corrigida:

$$q = 0,586 \text{ kg/m}^2$$

$$q = \text{kg/m}^2$$

Frentes Confinadas	$q = \frac{n \cdot Q_{t,alt}}{V_{corrig} \cdot W \cdot K}$
Frentes Livres	$q = \frac{Q_{t,alt}}{V_{corrig} \cdot E \cdot K}$

25ª QUADRO - RESUMO DA BANCADA + CONTORNO:

	BANCADA	CONTORNO	TOTAL
ALTURA DA BANCADA (m):	2,20	2,20	
COMPRIMENTO DO FURO (m):	2,82	2,82	
DISTANCIA À FRENTES CORRIGIDA (m):	1,44	0,77	
ESPAÇAMENTO ENTRE FUROS CORRIGIDO (m):	1,69	0,70	
NÚMERO DE FIADAS:	3	2	
	Por fiada	Total	
N.º FUROS	5	15	27
QUANTIDADE DE CARGA DE FUNDO (Kg):	12,5	37,6	1,668
N.º CARTUCHOS (carga fundo)	55	165	12
QUANTIDADE DE CARGA DE COLUNA (Kg):	0,0	0,0	7,14
N.º CARTUCHOS (carga coluna)	0	0	60
METROS DE PERFURAÇÃO (m)	14,1	42,2	33,78
VOLUME TOTAL (m³):	21,4	64,2	13,6
CARGA ESPECÍFICA (Kg/m³):	0,586	0,649	1,235
PERFURAÇÃO ESPECÍFICA (m/m³):	0,66	2,49	3,15

26ª QUADRO - RESUMO FASE1 + FASE2:

Comprimento do Túnel (m):			88,0
Comprimento de Túnel desmontado em cada Pega de Fogo na 2ª Fase (m):			4,31
Nº de dias necessários para a execução da 2ª Fase (Bancada):			20
Nº de dias necessários para a execução da 1ª Fase (Bancada):			20
Avanço entre a 1ª Fase e a 2ª Fase (m):			4
Prazo de Execução da especialidade de Desmontes com Explosivos (Dias):			22
Cronograma:	Dias:	Nº Pega da 1ª Fase	Nº Pega da 2ª Fase
	1	1	
	2	2	1
	...	...	...
	...	...	...

A ferramenta de cálculo desenvolvida consiste em duas folhas de cálculo, uma folha de cálculo onde é executado o cálculo de um diagrama de fogo para o desmonte de galerias com perfuração horizontal e caldeiro com um furo largo vazio. Além desta, neste trabalho contempla outra folha de cálculo para o diagrama de fogo para desmonte em bancadas com perfuração sub-vertical.

As duas ferramentas de cálculo encontram-se divididas em três fases de construção. Numa primeira folha, o utilizador introduz os dados da obra em causa, e que são necessários para o cálculo. Na segunda folha é feito o cálculo automático das variáveis geométricas e das variáveis físico-químicas. Por último, o utilizador dispõe de um boletim de resultados que, de uma forma rápida, pode utilizar para execução em obra.

9

REPERCUSSÃO DA QUALIDADE DO DESMONTE NO CUSTO DE UM TÚNEL

9.1. INTRODUÇÃO

Neste capítulo pretende fazer-se uma análise técnico-económica sobre as repercussões da qualidade de perfuração e detonação no dimensionamento e acabamento do revestimento em betão armado. A Fig. 9.1, mostra a título exemplificativo uma sobreescavação num dado maciço rochoso de um túnel como consequência do rebentamento de uma pega de fogo.

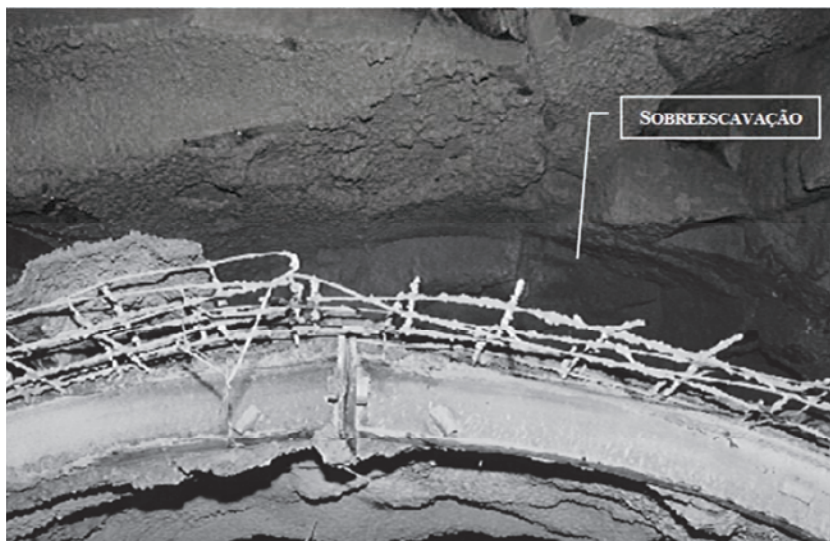


Fig. 9.1 – Sobreescavação no maciço rochoso

(Bastos, 1998)

Existem no mercado vários tipos de explosivos, como foi abordado anteriormente, que provocam no maciço diferentes efeitos na sobreescavação e sobrefraturação. No caso da aplicação de um explosivo tipo ANFO nos furos de contorno, a detonação é de má qualidade, provocando uma sobreescavação muito mais extensa, podendo chegar a valores entre 1,20 e 1,80 m mas podendo-se tomar como valores médios na ordem dos 60 a 90 cm, dependendo da qualidade do maciço rochoso. No caso do diagrama de fogo ser efectuado com um rebentamento suave (Smooth Blasting) recorrendo aos explosivos tipo Gurit nos furos de contorno, esses valores da sobreescavação passarão a estar compreendidos entre 20 a 30cm, conforme a qualidade da rocha.

Entre estes dois tipos de rebentamentos, de má qualidade e o cuidado ou suave, vai haver alterações diferentes no maciço rochoso ao nível das tensões e deformações no momento da abertura do túnel

pelas cargas explosivas. Por consequência, os esforços atuantes induzidos nos suportes provisório e definitivo serão distintos, refletindo-se finalmente nos custos ao nível do excesso de betão não armado aplicado para preencher as sobreescavações e na maior quantidade de armaduras para resistir aos esforços de cálculo atuantes.

Adicionalmente, a escavação não cuidada agrava os custos associados ao carregamento e remoção de material, uma vez que aumenta este volume. Neste estudo não foram considerados estes custos.

9.2. DESCRIÇÃO DO CASO DE ESTUDO

Para se avaliar a influência da qualidade de contorno escolheu-se uma secção tipo de um túnel de acesso a uma central hidroelétrica. Esta secção é materializada num granito, a cerca de 100m de profundidade.

Apresenta-se na Fig. 9.2, as principais dimensões do túnel. A sua geometria é composta por uma abóbada circular com um diâmetro de 8,20m, hasteais rectilíneos com altura de 4,10m e soleira rectilínea, ambos com ligeiras pendentes.

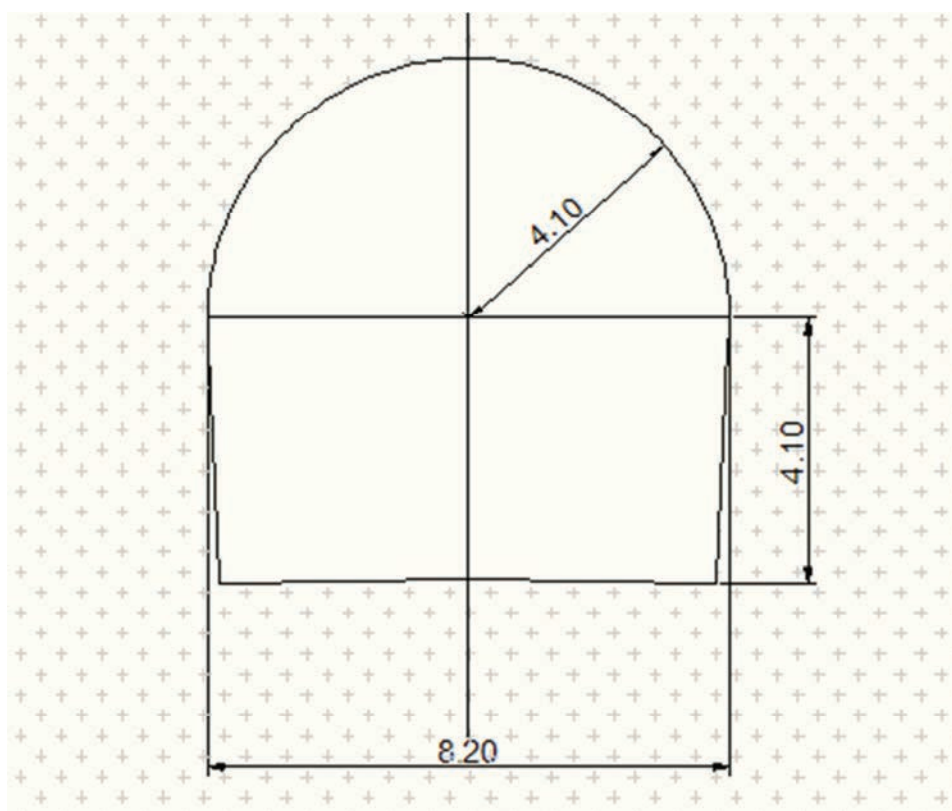


Fig. 9.2 – Secção transversal tipo considerada como representativa para o estudo

9.3. CENÁRIOS GEOTÉCNICOS ASSUMIDOS

9.3.1. MODELO ADOPTADO

O critério de rotura adotado é o Hoek & Brown (1980) e proporciona os dados iniciais para a análise de escavações subterrâneas em maciços rochosos competentes. O critério tem por base os resultados das investigações de Hoek de roturas frágeis de rochas intactas e de um modelo de estudo do comportamento do maciço rochoso de Brown. O critério parte das propriedades da rocha intacta, permitindo a caracterização de maciços alterados e fracturados mediante a introdução factores redutores das propriedades. Os autores, começaram por relacionar o critério empírico com as observações geológicas através do RMR (Rock Mass Rating) proposto por Bieniawski. Com os avanços, foram introduzidos os conceitos de “maciço inalterado” e “maciço alterado” bem como um critério para obrigar a resistência à tração do maciço rochoso a tender para zero para maciços de muito fraca qualidade.

Numa fase ulterior os autores constataram que a classificação RMR de Bieniawski não era adequada, particularmente em maciços rochosos de má qualidade. Foi assim introduzido o Índice de Resistência Geológica, GSI.

O critério de Hoek Brown generalizado aplica-se a maciços rochosos diaclasados e a sequência de cálculos é a seguinte:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (9.1)$$

Com:

m_b : valor reduzido da constante do material m_i , dado por:

$$m_b = m_i * \exp \left(\frac{GSI-100}{28-14D} \right) \quad (9.2)$$

s , a são constantes do maciço rochoso dadas pelas seguintes expressões:

$$s = \exp \left(\frac{GSI-100}{9-3D} \right) \quad (9.3)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} (e^{-GSI/15} - e^{-20/3}) \quad (9.4)$$

D é um factor que depende do grau de alteração a que foi sujeito o maciço rochoso devido aos efeitos das pegas de fogo. Varia de 0 para maciços rochosos *in situ* inalterados, até 1 para maciços rochosos muito perturbados, conforme apresenta a Fig. 9.3, extraída da ajuda do programa de cálculo RocLab.

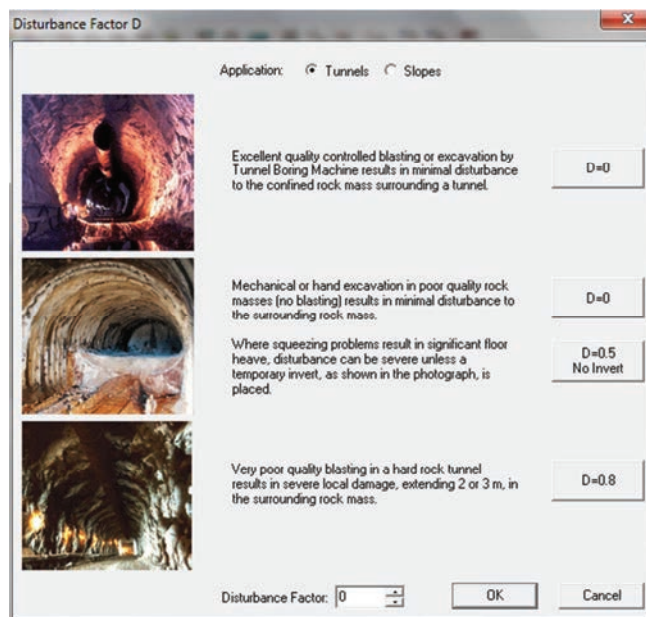


Fig. 9.3 – Intervalo de variação do factor D

A resistência à compressão uniaxial obtém-se fazendo $\sigma'_3 = 0$ na equação $\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$ (9.1), obtendo-se:

$$\sigma_c = \sigma_{ci} * s^a \quad (9.5)$$

A resistência à tração:

$$\sigma_t = -\frac{s * \sigma_{ci}}{m_b} \quad (9.6)$$

Os módulos de deformação de maciços rochosos podem ser empiricamente estimados por:

- Se $\sigma_{ci} \leq 100 \text{ MPa}$:

$$E_m[\text{GPa}] = \left(1 - \frac{D}{2} \right) \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100} * 10^{\frac{GSI-10}{40}}} \quad (9.7)$$

- Se $\sigma_{ci} > 100 \text{ MPa}$:

$$E_m[\text{GPa}] = \left(1 - \frac{D}{2} \right) 10^{\frac{GSI-10}{40}} \quad (9.8)$$

No entanto no presente estudo optou-se por uma aproximação mais simples, assumindo-se a seguinte expressão para o cálculo do módulo de deformabilidade:

$$E = 300 * \sigma_c \quad (9.9)$$

Este modelo foi adoptado no presente estudo devido à existência do fator D que depende do grau de alteração introduzido no maciço devido à ação das substâncias explosivas. Este grau de alteração ou de perturbação introduzido no maciço é precisamente um dos objetivos deste estudo, senão o principal, da presente dissertação.

9.3.2. CENÁRIOS GEOTÉCNICOS

Assumiu-se que o túnel está localizado a uma profundidade de 100 m e atravessa um maciço granítico, com 3 famílias de diáclases que formam blocos cúbicos de material rochoso são.

A derivação de parâmetros foi realizada com o **software** Roclab, também da Rocscience, assumindo-se para a tensão de compressão uniaxial da rocha intacta σ_{ci} um valor de 250 MPa, resistência que se pode considerar típica de um granito. O programa Roclab é um programa informático associado desenvolvido com a finalidade de constituir um meio de resolução das equações, entre as quais estão as equações descritas atrás.

O parâmetro m_i , proposto por Hoek & Brown, varia entre 29 e 35 para granitos, tendo sido adoptado o valor médio de 32.

Fez-se um estudo de derivação de parâmetros, fazendo variar os parâmetros GSI e D, para obter os valores de cálculo correspondentes ao critério de Hoek Brown.

No Quadro 9.1 apresentam-se os vários cenários considerados e os valores de entrada. Os valores posteriormente calculados servirão para análise do túnel no programa Phase2.

Quadro 9.1 Cenários geotécnicos considerados

Cenários	Geologia	σ_{ci}	GSI	m_i	D	Profundidade (H)
1	granito	250	60	32	0	100
2	granito	250	60	32	1	100
3	granito	250	75	32	0	100
4	granito	250	75	32	1	100
5	granito	250	90	32	0	100
6	granito	250	90	32	1	100

9.3.3. MODELO PHASE 2

O Phase2 é propriedade da Rocscience e é um programa de cálculo de análise bidimensional (2D) com recurso ao método de elementos finitos (MEF), permitindo a realização de cálculos elasto-plásticos. É um programa para o cálculo de tensões e de deformações em torno de uma abertura criada no maciço que pode ser rocha ou solo, e abrange uma vasta gama de problemas da engenharia civil, envolvendo:

- Tensões no plano vertical ou tensões uniformes (axisimétricas);
- Materiais do maciço: elásticos ou plásticos;
- Vários estágios de escavações;
- Múltiplos materiais para definir o horizonte geotécnico do maciço;
- Aplicação de suportes (betão projetado, pregagens);
- Campo de tensões: gravítico e constante;
- Planos de descontinuidade no maciço;
- Nível freático (incluindo análise de pressão).

Possuindo todas estas valências, o programa é especialmente apropriado para a análise tensão-deformação em maciços atravessados por túneis.

O programa PHASE2 consiste em três programas modulares: MODEL, COMPUTE e o INTERPRET. No módulo MODEL é onde se dá início aos trabalhos, começando pela introdução dos dados do projeto em estudo.

No caso do estudo presente, foi calculado cada cenário e apresenta-se de forma mais detalhada a execução dos cálculos efetuados para os cenários 1 e 2. Para os restantes cenários apresentam-se os resultados num quadro-resumo.

A sequência do modelo criado foi a seguinte:

- Antes de introduzir os dados, é definido o número de estágios que o modelo vai ter. No caso presente em estudo foi definido apenas um estágio que caracteriza a escavação do túnel em estudo e com aplicação do betão com armaduras resistentes em ambas as faces como suporte definitivo;
- O túnel tem a sua secção definida em projeto e foram introduzidos os dados geométricos correspondentes à secção apresentada na Fig. 9.2.;
- Seguidamente define-se o maciço envolvente ao túnel em estudo, onde fica definido as condições-fronteira do maciço. Neste caso, como se trata de um túnel profundo, considerou-se apoios fixos em toda a envolvente do domínio;
- A análise assenta numa malha de elementos finitos em 2D, que é gerada automaticamente;
- Neste túnel localizado a uma profundidade de 100 m foi considerado um campo de tensões uniforme, sendo o cálculo efectuado o seguinte:

$$\sigma_v = \gamma * H, \quad (9.10)$$

$$\text{com } \sigma_1 = \sigma_3 = \sigma_v$$

Para:

$$\gamma_{\text{granito}} = 26 \text{ KN/m}^3 = 0,026 \text{ MN/m}^3$$

Profundidade: H=100m

Temos:

$$\sigma_v = 0,026 * 100 = 2,6 \text{ MN/m}^2 (\text{MPa})$$

- A secção do túnel é feita nesse mesmo maciço, simulando assim a escavação do túnel;
- Depois da escavação feita é inserido o suporte previsto para este túnel em estudo, sendo Betão com uma espessura de 30cm, módulo de elasticidade de 31GPa e um coeficiente de Poisson de 0,2.

Os valores correspondentes à classificação de Hoek-Brown para cálculo no programa Roclab estão apresentados na Fig. 9.4, correspondendo ao cenário 1 (D=0) e ao cenário 2 (D=1).

Hoek-Brown Classification	
sigci	250 MPa
GSI	60
mi	32
D	0

a)

Hoek-Brown Classification	
sigci	250 MPa
GSI	60
mi	32
D	1

b)

Fig. 9.4 – Dados de entrada (Input) no programa Roclab: a) Cenário Geotécnico 1; b) Cenário Geotécnico 2

O parâmetro D traduz a perturbação transmitida ao maciço pelos agentes explosivos. Um dos extremos é definido por D=0 que caracteriza uma detonação de excelente qualidade efectuada de forma controlada com um diagrama de fogo executado com a técnica de desmonte suave e com cargas explosivas especiais do tipo Gurit. No extremo oposto temos este parâmetro a atingir o valor unitário, D=1, referente a uma detonação não cuidada em que o resultado final se reflete numa excessiva perturbação (sobrescavação e sobrefraturação) do maciço. Este caso representa portanto uma pega de fogo de muito baixa qualidade, correspondente, por exemplo, ao uso de Anfo nos tiros de contorno.

No cenário 1 (D=0) e no cenário 2 (D=1), os valores calculados correspondentes ao critério de Hoek-Brown que servirão para definir no Phase2 as propriedades do maciço em questão, e que são expostos na Fig. 9.5 e Fig. 9.6

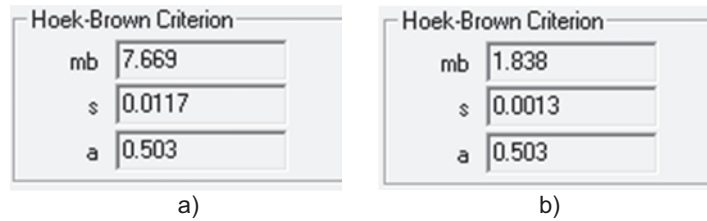


Fig. 9.5 – Valores calculados no Roclab: a) Cenário Geotécnico 1; b) Cenário Geotécnico 2

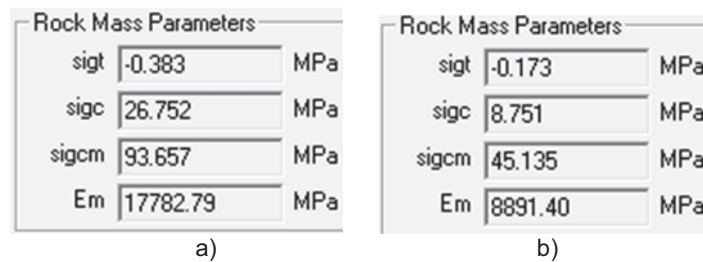


Fig. 9.6 – Valores calculados no Roclab: a) Cenário Geotécnico 1; b) Cenário Geotécnico 2

No programa Phase2 são atribuídas as características do maciço, o módulo de deformabilidade (E), o coeficiente de Poisson (ν), o critério de rotura (Hoek-Brown), tipologia do material (plástico), e os parâmetros de resistência: resistência à compressão do maciço intacto (σ_{ci}), e os parâmetros do critério de Hoek-Brown (mb,s), que para o estudo em questão referente aos cenários 1 e 2 são os indicados no Quadro 9.2.

Quadro 9.2– Parâmetros definidores das propriedades do maciço para os vários cenários geotécnicos

Propriedades geomecânicas do zonamento geotécnico																
		ROCLAB														
Cenários Geotécnicos	Unidade Geotécnica	Resistência à compressão simples do maciço intacto	Índice de resistência geológica	Material: granito	Factor de perturbação do maciço	Critério de Hoek-Brown			Parametros do maciço rochoso				Peso Específico	Módulo de Young	Coeficiente de Poisson	
						mb	s	a	σ_t (MPa)	σ_c (Mpa)	σ_{cm} (Mpa)	Em (Mpa)				
1	ZG1	σ_{ci}	GSI	mi	D											
250		60	32	0	7,669	0,0117	0,503	-0,383	26,752	93,657	17782,79	26	8025,6	0,2		
250		60	32	1	1,838	0,0013	0,503	-0,173	8,751	45,135	8891,40	26	2625,3	0,2		
250		75	32	0	13,103	0,0622	0,501	-1,186	62,181	128,415	42169,65	26	18654,3	0,2		
250		75	32	1	5,366	0,0155	0,501	-0,722	31,011	80,128	21084,83	26	9303,3	0,2		
250		90	32	0	22,390	0,3292	0,500	-3,676	143,406	189,314	100000,00	26	43021,8	0,2		
6		250	90	32	1	15,665	0,1889	0,500	-3,014	108,613	153,683	50000,00	26	32583,9	0,2	

É então obtido o modelo de cálculo para o túnel em estudo, conforme mostra a Fig. 9.7.

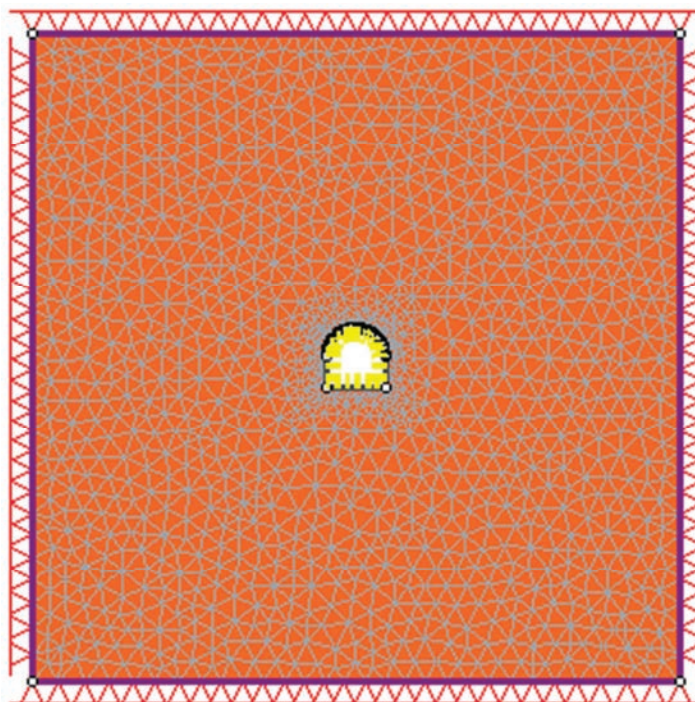


Fig. 9.7 – A 1ª fase: Escavação com suporte primário (Betão projectado) ativo

9.4. ANÁLISE E DISCUSSÃO DOS RESULTADOS

9.4.1. Análise das tensões

Nesta fase procede-se à apresentação e discussão dos resultados de forma mais detalhada para os cenários 1 e 2, como sequência do trabalho que tem vindo a ser exposto até aqui. Mais à frente todos os cenários serão apresentados em quadros-resumo para análise e obtenção de conclusões.

A Fig. 9.8, corresponde à tensão principal máxima (σ_1) para o cenário 1 (desmonte cuidadoso) na figura esquerda e para o cenário 2 (desmonte de fraca qualidade) na figura da direita:

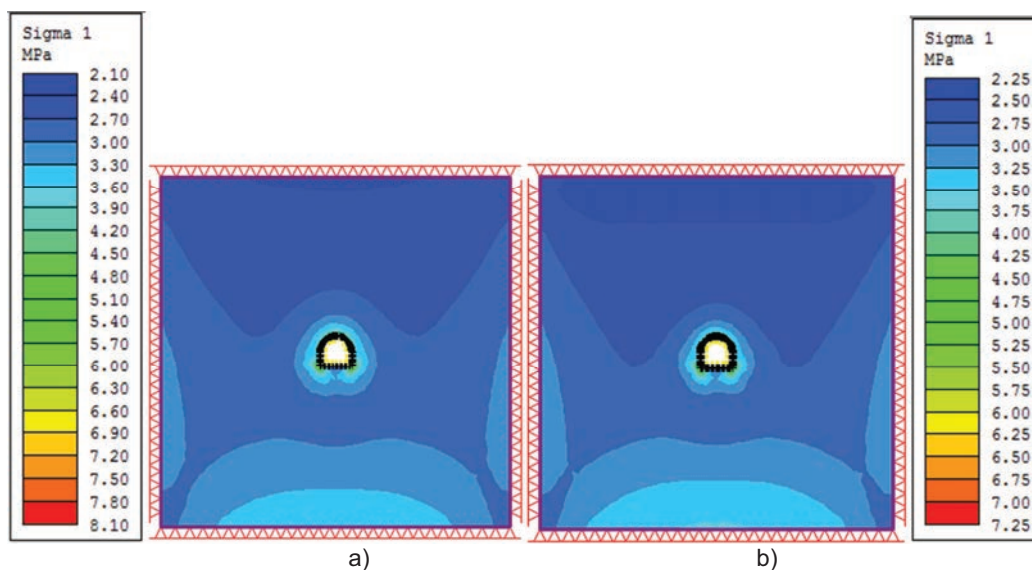


Fig. 9.8 – Tensão principal máxima (σ_1): Cenário Geotécnico 1; b) Cenário Geotécnico 2

A Fig. 9.9, corresponde à tensão principal mínima (σ_3) para o cenário 1 (desmonte cuidado) na figura esquerda e para o cenário 2 (desmonte de fraca qualidade) na figura da direita:

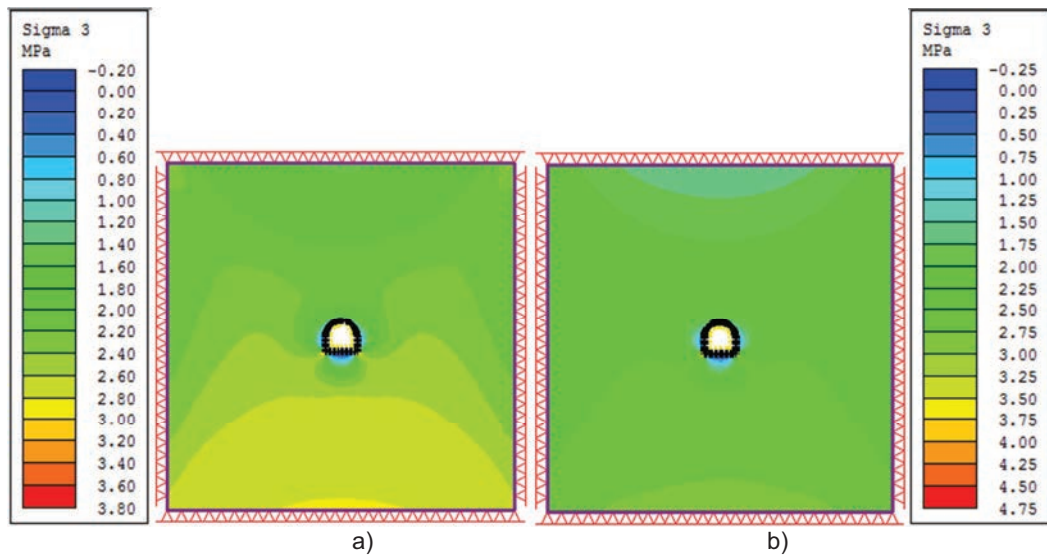


Fig. 9.9 – Tensão principal mínima (σ_3): a) Cenário Geotécnico 1; b) Cenário Geotécnico 2

Apesar das diferenças não serem muito significativas nestes dois cenários, a perturbação do maciço conduz a uma diminuição da capacidade resistente. Tal implica que haja tendencialmente uma diminuição da tensão principal máxima, em especial próximo do contorno, de forma que não se viole o critério resistente do material. Com exceção deste detalhe, as alterações não são muito relevantes.

9.4.2. Análise das deformações

Na Fig. 9.10, corresponde aos deslocamentos totais para o cenário 1 (desmonte cuidado) na figura esquerda e para o cenário 2 (desmonte de fraca qualidade) na figura da direita:

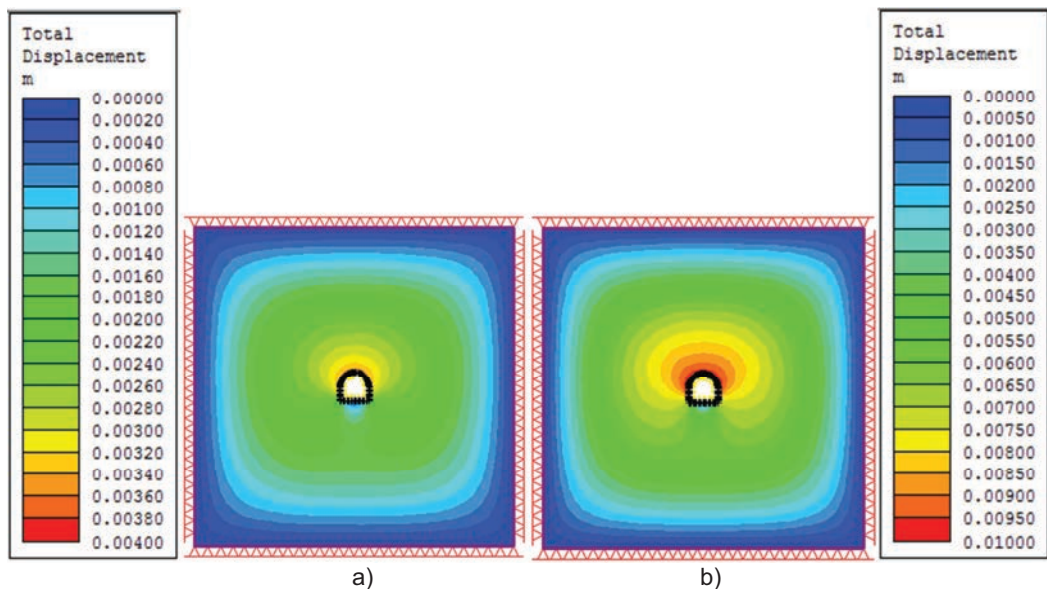


Fig. 9.10 – Deslocamentos totais: a) Cenário Geotécnico 1; b) Cenário Geotécnico 2

9.4.3. Análise dos esforços no suporte

Também é feito um estudo dos valores máximos dos esforços transmitidos ao suporte definitivo, com particular incidência no estudo dos momentos flectores máximos, como mostra a Fig. 9.11, para calcular a armadura longitudinal necessária que vai resistir aos esforços flexionais.

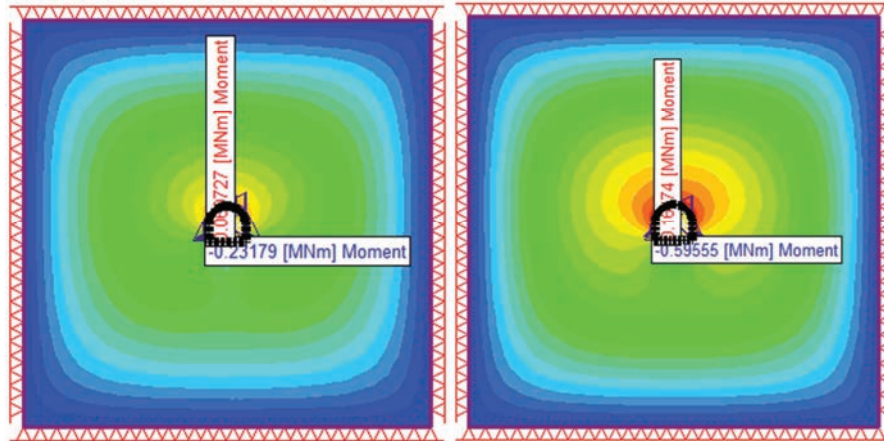


Fig. 9.11 – Os Momentos Flectores atuantes para D=0 e para D=1

Depois de apresentado de forma detalhada como foram efectuados os cálculos para os cenários 1 e 2, será agora apresentado em quadros-resumo os valores calculados para todos os cenários, quanto às tensões principais (MPa), deslocamentos totais (m) e os esforços transmitidos pelo maciço ao suporte. Será feita uma análise em 3 pontos coordenados, assinalados dentro de uma moldura na Fig. 9.12, localizados na abóbada, hasteal e soleira.

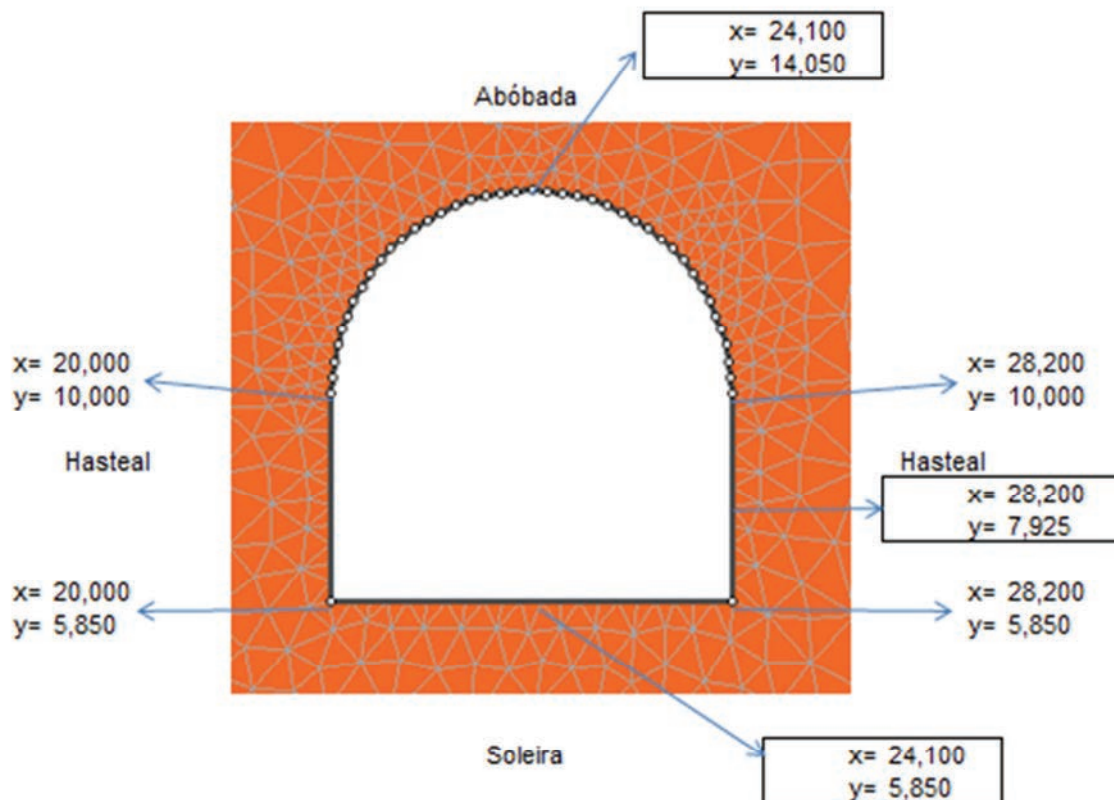


Fig. 9.12 – Simbologia da localização dos pontos de estudo no contorno do túnel

Apresenta-se no Quadro 9.3 a variação da tensão principal máxima (σ_1 – MPa) para os 6 cenários geotécnicos considerados, fazendo variar os parâmetros GSI e D.

Quadro 9.3– Tensão Principal Máxima (σ_1 – MPa)

			Coordenadas dos pontos observados		
			Abóbada	Hasteal	Soleira
			x	24,100	28,200
			y	14,050	7,925
Cenário	GSI	D	Tensão Principal Máxima (σ_1 - MPa)		
1	60	0	4,828	3,516	2,432
2	60	1	4,106	3,152	2,383
3	75	0	5,187	3,647	2,368
4	75	1	4,904	3,554	2,427
5	90	0	5,387	3,656	2,276
6	90	1	5,334	3,661	2,305

Apresenta-se no Quadro 9.4 a variação da tensão principal mínima (σ_3 – MPa), para os 6 cenários geotécnicos do túnel localizado a uma profundidade de 100m, fazendo variar os parâmetros GSI e D.

Quadro 9.4– Tensão Principal Mínima (σ_3 – MPa)

			Coordenadas dos pontos observados		
			Abóbada	Hasteal	Soleira
			x	24,100	28,200
			y	14,050	7,925
Cenário	GSI	D	Tensão Principal Mínima (σ_3 - MPa)		
1	60	0	0,909	0,076	0,056
2	60	1	1,609	0,093	0,070
3	75	0	0,557	0,085	0,038
4	75	1	0,835	0,079	0,053
5	90	0	0,360	0,080	0,024
6	90	1	0,412	0,083	0,028

No Quadro 9.5 é apresentada a variação do deslocamento total (m), para os 6 cenários geotécnicos considerados do túnel localizado a uma profundidade de 100m, fazendo variar os parâmetros GSI e D.

Quadro 9.5– Deslocamento Total (m)

			Coordenadas dos pontos observados		
			Abóbada	Hasteal	Soleira
			x	24,100	28,200
			y	14,050	7,925
Cenário	GSI	D	Deslocamento Total (m)		
1	60	0	0,003672	0,002982	0,000335
2	60	1	0,009981	0,009143	0,001573
3	75	0	0,001663	0,001292	0,000105
4	75	1	0,003203	0,002572	0,000274
5	90	0	0,000740	0,000566	0,000035
6	90	1	0,000971	0,000745	0,000050

Da análise do quadro anterior resulta evidente um agravamento importante das deformações do maciço para os cenários em que o factor de perturbação, D , é igual a 1. Este aspecto realça que, além dos aspectos económicos directos, há uma detioração das qualidades geomecânicas gerais do maciço, o que constitui um factor negativo adicional e importante.

Os materiais aplicados para a execução destas peças são:

- Betão: C25/30;
- Armadura resistente (Aço): S500.

Para efeitos de cálculo e estando pelo lado da segurança foi considerado que as peças de betão estão sujeitas a esforços de flexão simples.

A partir dos esforços atuantes do maciço sobre o suporte, foram obtidos os esforços de cálculo atuantes através de um factor de majoração dos esforços $\gamma = 1,35$ (*cargas permanentes*).

O cálculo da armadura resistente foi feito através de Tabelas de Cálculo (FIGUEIRAS, 2010), para secções rectangulares duplamente armadas de forma igual em ambas as faces ($A=A'$).

A sequência de cálculos efectuados é a seguinte:

- a. Cálculo do Momento Reduzido:

$$\mu = \frac{M_{Rd}}{bd^2 f_{cd}} \quad (9.11)$$

Fazendo: $M_{Rd} = M_{Ed}$

Com:

M_{Rd} : Valor de cálculo do momento flector resistente

M_{Ed} : Valor de cálculo do momento flector atuante

b : Largura da secção rectangular

d : Altura útil da secção transversal

f_{cd} : valor de cálculo da tensão de rotura do betão à compressão

- b. Da tabela, em função de μ e da condição $A'/A = 1$ ou ($A' = A$), obtém-se os seguintes valores:
- i. ω : Percentagem mecânica de armadura
 - ii. $\alpha = x/d$: Altura reduzida da linha neutra, com d : Altura útil da secção transversal

Nota Importante: $\alpha_{Lim} \leq 0,45$ Trata-se da condição para avaliar se a armadura tem rotura dúctil com aviso

- c. Com o valor de ω , será calculada a área da secção de armadura A_s :

$$\omega = \frac{A_s f_{yd}}{bd f_{cd}} \quad (9.12)$$

Resolvendo esta equação em ordem a A_s , vem:

$$A_s = \frac{\omega * b * d * f_{cd}}{f_{yd}} \quad (9.13)$$

com: $A_s = A + A'$

Com:

A : Área da secção transversal da armadura de tração;

A' : Área da secção transversal da armadura de compressão.

No Quadro 9.6, apresenta-se os cálculos referentes aos esforços máximos atuantes no suporte definitivo. Com base nestes valores são obtidos os esforços de cálculo, com os quais é feito o dimensionamento da armadura resistente à flexão e a obtenção da taxa de armadura.

Quadro 9.6 – Cálculos para os vários cenários

Cenário	Factor de Perturbação do maciço D	Esforços Máximos Actuantes no Suporte Definitivo (Phase2)			Esforços Com Acções Permanentes Majoradas ($\gamma_f=1,35$)			Materiais	Flexão Simples (Tabelas Prof. Figueiras - FEUP)		Valores da Tabela 1_C12-C50	Armadura de flexão As a ser distribuída pelas duas faces	área de Betão Ac(m2)	área de Armadura As(m2)	Taxa de Armadura (kg/m3) $T_{taxa} = \frac{A_s \cdot 77000}{A_c}$ (kg/m ³)	
		Esforço Axial N(KN/m)	Esforço Transverso V(KN/m)	Momento Flector M(KN*m/m)	Esforço Axial N(KN/m)	Esforço Transverso V(KN/m)	Momento Flector M(KN*m/m)		$\mu = \frac{M_{Ed}}{b \cdot d^2 \cdot f_{cd}}$	Secções Rectangulares Duplamente Armadas: As=A+A'; A/A=1,0						
1	0	3072,6	1404,0	231,8	4148,01	1895,4	312,93	C25/30	0,20862	Duplamente Armada	0,228	12 ϕ	16	0,3	0,0023598	605,68
2	1	6207,6	2581,0	595,6	8380,26	3484,35	804,06	C25/30	0,53604	Duplamente Armada	0,590	20 ϕ	20	0,3	0,0061065	1567,34
3	0	1646,6	786,0	106,4	2222,91	1061,1	143,64	C25/30	0,09576	Duplamente Armada	0,100	10 ϕ	12	0,3	0,001035	265,65
4	1	2745,6	1278,1	202,9	3706,56	1725,435	273,915	C25/30	0,18261	Duplamente Armada	0,197	20 ϕ	12	0,3	0,002039	523,33
5	0	892,5	401,3	47,6	1204,875	541,755	64,26	C25/30	0,04284	Duplamente Armada	0,043	10 ϕ	8	0,3	0,0004451	114,23
6	1	1106,1	506,8	62,3	1493,235	684,18	84,105	C25/30	0,05607	Duplamente Armada	0,057	12 ϕ	8	0,3	0,00059	151,42

9.5. REFLEXOS AO NÍVEL DOS CUSTOS

- 1) Sobreconsumos de betão para uma peça de revestimento definitivo com 1m de desenvolvimento:

Com base nos perfis obtidos após escavações com os explosivos especiais do tipo Gurit é medida a secção transversal de sobreescavação, e a partir desta são efectuados os cálculos apresentados no Quadro 9.7 para se obter o custo de betão para 1 unidade de desenvolvimento longitudinal do túnel. Para o caso de se usar o ANFO como explosivo é feito um afastamento dentro dos valores médios previstos para este explosivo a partir da secção obtida pela Gurit, sendo os restantes cálculos efectuados da mesma forma. Para efeitos de quantificação de custos assumiu-se como unitário o custo de 1m³ de betão. Deste modo os custos têm uma validade comparativa e não vinculada a um dado momento.

Quadro 9.7– Sobreconsumo de betão em função da qualidade de desmonte

Valores calculados no Autocad	Área Transversal de Sobreescavação A(m ²)	Perímetro da sobreescavação P(m)	Espessura média da sobreescavação (m): E=A/P	Sobreescavação típica para cada tipo de explosivos (m)	Sobreconsumo total de betão (m ³ /m)	Custo de Betão para 1m de Túnel (1 Un=1m ³)
Medição em AutoCad 	7,22	43,88	0,165	0,20 a 0,30	7,22	7,220
Simulação em AutoCad (Sobreescavação Anfo=1,20 a 1,80m) 	31,92	49,86	0,640	1,20 a 1,80	31,92	31,920

Do quadro anterior é facilmente observável que uma escavação menos controlada produz sobreescavações muito significativas, agravando em cerca de 400% o custo do preenchimento com betão das sobreescavações.

- 2) Sobreconsumos de armadura de flexão resistente S500:

No caso do betão, o seu custo apenas tem variação em função do parâmetro D da qualidade de desmonte, e que corresponde às zonas de sobreescavação a ser preenchidas. No caso da armadura de flexão, o seu custo depende do parâmetro D e do parâmetro GSI, tendo sido definido no Quadro 9.8 os vários cenários geotécnicos considerados no estudo.

Quadro 9.8– Sobreconsumo na armadura resistente de flexão em função da qualidade do desmonte e do GSI

Cenário	GSI	Qualidade do Desmonte (D)	Tipo de explosivos	Perímetro Teórico do Túnel (m)	Peso de Todos varões(kg) para o desenvolvimento de 1m de Túnel	Custo unitário de Aço S500NR (custo/tonelada) (1UN=10Ton)	Custo da Armadura para 1m de Túnel
1	60	0	GURIT	28,7	544,152	10	5,4
2	60	1	ANFO		1417,78		14,2
3	75	0	GURIT		254,856		2,5
4	75	1	ANFO		509,712		5,1
5	90	0	GURIT		113,365		1,1
6	90	1	ANFO		136,038		1,4

Também, como é indicado no Quadro 9.9, os custos totais vão depender dos parâmetros D e GSI.

Quadro 9.9– Sobreconsumos em função da qualidade de desmonte (D) e do GSI

Cenário	GSI	Qualidade do desmonte (D)	Custo em Aço de flexão para 1 m de túnel (1UN=10Ton)	Custo em Betão para 1 m de túnel (1UN=1m ³)	Total de Custos em Betão +Aço de flexão (1UN=100 Euros))	Diferencial de custos
1	60	0	5,4	7,2	12,7	33,4
2	60	1	14,2	31,9	46,1	
3	75	0	2,5	7,2	9,8	27,2
4	75	1	5,1	31,9	37,0	
5	90	0	1,1	7,2	8,4	24,9
6	90	1	1,4	31,9	33,3	

Para o caso de estudo considerado, o agravamento de custos associado a um desmonte não controlado pode traduzir-se num aumento de cerca de 30%. Refira-se que neste valor não estão englobados os valores correspondentes ao sobrecusto associado ao transporte de material a mais, o que ainda agravaria este valor.

Em sentido contrário não se contabilizou a perda de produtividade associada à execução de uma furação com um explosivo de menor rendimento.

Em qualquer dos casos as diferenças observadas são significativas, para além de todas as vantagens associadas à menor perturbação do maciço.

9.6 CONCLUSÕES PARCIAIS

Através da utilização do programa Phase2 foi possível modelar o maciço e o suporte para os vários cenários geotécnicos considerados, fazendo variar o parâmetro GSI: Índice de resistência geológica e o parâmetro D: factor de perturbação do maciço, em que o primeiro é executado com rebentamento cuidado (D=0) utilizando explosivos especiais como a Gurit e o segundo executado com uma detonação de fraca qualidade (D=1).

Com esta ferramenta informática, com base no Método dos Elementos Finitos (MEF), foi possível determinar a variação de tensões e deformações no maciço bem como os esforços atuantes transmitidos pelo maciço ao suporte para os dois casos de detonação estudados e para os cenários geotécnicos considerados.

Quanto a estes esforços atuantes e com base nos esforços atuantes de cálculo foi calculada a armadura flexional resistente aos esforços de flexão criados pelo maciço no suporte.

De todo o estudo feito pode concluir-se o seguinte:

- A tensão principal máxima σ_1 , tem no geral, um decréscimo de valores para o desmorte não cuidado executado com ANFO (D=1) em relação ao desmorte cuidadoso executado com explosivos do tipo Gurit na abóbada e hasteal. Na soleira nota-se o contrário para GSI acima de 75 e no hasteal para GSI de 90.
- Com o aumento do GSI a tensão principal máxima σ_1 aumenta na abóbada, hasteais e diminui na soleira.
- A tensão principal mínima σ_3 , tem, no geral, um acréscimo de valores para o desmorte não cuidado executado com ANFO (D=1) em relação ao desmorte cuidadoso executado com explosivos do tipo Gurit na abóbada e hasteal.
- Com o aumento do GSI a tensão principal mínima σ_3 diminui na abóbada, tem uma oscilação nos hasteais e diminui na soleira.
- Os deslocamentos totais são maiores para os desmontes não cuidados executados com explosivos como o ANFO (D=1) na abóbada, hasteais e soleira.
- Com o aumento do GSI verifica-se uma diminuição dos deslocamentos totais na abóbada, hasteais e soleira.
- Os esforços atuantes no suporte (N-esforço axial, V-esforço transversal, M-momento flector) aumentam na situação do desmorte não cuidado (D=1), em comparação com o desmorte suave com cargas especiais do tipo Gurit.
- Os esforços atuantes no suporte (N-esforço axial, V-esforço transversal, M-momento flector) diminuem com o aumento do GSI.
- A taxa de armadura resistente à flexão (kg/m^3) aumenta no caso do desmorte ser executado sem cuidados (D=1).
- A taxa de armadura resistente à flexão (kg/m^3) diminui com o aumento do GSI.
- Aumento do custo de betão, para preenchimento da sobreescavação, na ordem de 4,5 vezes para o desmorte com ANFO (D=1) em relação ao desmorte cuidado com Gurit (D=0).
- Aumento do custo de armadura resistente à flexão para o caso de desmorte com aplicação de ANFO nos tiros de contorno (D=1) em vez de desmorte suave com Gurit (D=0).
- Diminuição do custo de armadura resistente à flexão com o aumento do GSI, sendo esta diferença da ordem de 2,5 vezes para o GSI=60, 2 vezes para GSI=75 e 1,3 vezes para GSI=90.
- O desmorte executado de forma não cuidadosa reflete-se com maior peso no aumento dos custos de betão.
- O somatório dos custos de betão e de armadura aumentam com o aumento de perturbação (sobreescavação e sobrefraturação) deixada no maciço pela ação dos explosivos e diminuem com o aumento do GSI.

10

CONCLUSÃO

10.1. PRINCIPAIS RESULTADOS OBTIDOS

A construção de um túnel constitui um grande investimento, pois representa um peso importante dentro dos custos de um projecto onde se insere, desde a fase construtiva até à fase de exploração.

Dentro deste contexto, são notórias as diferenças entre os vários métodos de desmonte de túneis, que se traduzem no fim em diferenças de custos bastante significativas.

Foi, nesta dissertação, implementada uma ferramenta de cálculo automático para o dimensionamento de diagramas de fogo, em folhas de cálculo. O cálculo do desmonte do maciço rochoso em túneis foi feito em duas fases, que corresponderam a dois métodos distintos:

- Diagrama de fogo para desmonte em bancada com perfuração vertical e sub-vertical;
- Diagrama de fogo para desmonte em galeria com perfuração horizontal, e caldeiro com furos paralelos e furo largo vazio.

Foi também, neste estudo, abordada a repercussão de diferentes tipos de desmonte com explosivos na afetação do maciço e nos sobrecustos finais em betão e em armadura resistente, tendo-se utilizado a ferramenta de cálculo criada para o cálculo do ataque ao túnel com desmonte suave nos tiros de contorno. Com base na variação do parâmetro de perturbação do maciço (D), que reflete a qualidade do desmonte, foram estudados tensões e deslocamentos totais no maciço, e esforços sobre os suportes. Estes, conduziram a um dimensionamento e à execução de uma análise técnico-económica refletindo as variações nos sobrecustos para um desmonte suave face a um desmonte com explosivos convencionais, tendo-se chegado a agravamentos nos sobrecustos na ordem de 400% para o betão (com explosivos convencionais) e de 30% para a armadura resistente flexional (com explosivos convencionais).

É de encorajar o uso de explosivos especiais, em diagramas de fogo concebidos com técnicas especiais, para que este tipo de obras possa ter viabilidade económica.

10.2. DESENVOLVIMENTOS FUTUROS

Tendo em conta que neste estudo estão calculados dois diagramas de fogo, poderá ser interessante no futuro, caso seja possível, elaborar estudos sobre:

- Aplicação destes diagramas de fogo em caso real, e em função do resultado do desmonte, fazer variar os parâmetros de entrada com o objetivo de afinar os diagramas de fogo para vários tipos de maciços.
- Estudar a perda de rendimento na produtividade de um ciclo de trabalho em função do tipo de explosivo aplicado.
- Avaliação nos sobrecustos associados ao transporte de material a mais, no caso do uso de explosivos convencionais.

10.3. NOTA FINAL

Foi a pensar nos colegas do curso de Engenharia Civil e nos profissionais do ramo da engenharia civil, que não estejam familiarizados com o desmonte de maciços rochosos com explosivos e suas influências nas características dos mesmos e nos custos, que foi elaborada e apresentada esta dissertação.

Este tipo de obras, num contexto nacional e mundial, terá certamente um crescimento importante, pelo que esperamos confiantes na aplicação prática deste estudo.

BIBLIOGRAFIA

- Bastos, Mário José Nascimento. (1998). *A geotecnia na concepção, projeto e execução de túneis em maciços rochosos*. Dissertação de Mestrado, Instituto Superior técnico.
- Cadena, Gastón Proaño. (2007). *Apuntes de curso para la asignatura de perforación y voladura.*, Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra.
- Campos e Matos, António (2011). *Apontamentos de obras subterrâneas*. FEUP.
- E. Hoek; E.T. Brown (1997). *Practical estimates of rock mass strength*. Journal of Rock mechanics and Mining Sciences, Vol. 34, Nº 8.
- Finnrock Ab (sd), *Smooth Blasting*, Técnicas de utilização de explosivos.
- Galiza, António Carlos; Ramos, Luís; Fonseca, Luís; Chaminé, Hélder I. (2011). *Geotecnia mineira de maciços rochosos fracturados para o controlo da qualidade de desmonte*. INGENIUM - A engenharia portuguesa em revista, Julho/Agosto/2011, 76, 77, 78, 79, 80, Ingenium Edições, Lda.
- Gomes, António Topa (2011). *Apontamentos de obras subterrâneas*. FEUP.
- Gomes, António Topa (2011). *Projeto de túneis – aspectos ligados ao cálculo*. FEUP.
- Gomes, Lisoarte; Galiza, Carlos; Vieira, António. (2007). *Sebenta de Desmonte de maciços rochosos I e II*, Instituto Superior de Engenharia do Porto.
- Gomes, Lisoarte; Galiza, Carlos; Vieira, António. (2007). *Sebenta de Escavações subterrâneas I e II*, Instituto Superior de Engenharia do Porto.
- Jimeno, Carlos López, Jimeno; Emílio López, Bermúdez; Pilar García. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Editor, Madrid.
- Louro, Ana Filipa Franco. (2009). *Novas formulações para leis de propagação de vibrações, em maciços rochosos, baseadas nas propriedades termodinâmicas dos explosivos*. Dissertação de Mestrado, Instituto Superior técnico.
- Mancini, Renato; Cardu, Marilena. (2001). *Scavi In Roccia Gli Esplosivi*, Hevelius Edizioni, Benevento.
- Navarro Torres, Vidal; Dinis da Gama, Carlos. (2007). *Predição do DTW (Damaged to tunnel Wall) na escavação de túneis com explosivo, baseado na velocidade de propagação das ondas P no maciço rochoso*. 9º Congresso de Geotecnia, Aveiro.
- Olofsson, S.o. (1990). *Applied Explosives Technology for Constrution and Mining, Second Edition*,
- Olofsson, Stig O., Frandberg, Lars. (1993). *Super Cautious Contour Blasting Underground*, Turkiy XIII. Madencilik Kongresi.
- Silva, Bruno Miguel. (2009). *O ajuste do modelo de Hoek-Brown ao longo do traçado de um túnel, em função do GSI medido*. Dissertação de Mestrado, Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.
- Sousa, Almeida (2011). *Apontamentos de obras subterrâneas*. FEUP.
- Stockler, Cláudio Filipe da Silva. (2002). *Desmonte de maciços rochosos*. Dissertação de Licenciatura, Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.

http://en.wikipedia.org/wiki/L%C3%A6rdal_Tunnel Setembro, 2011.

<http://i-tecnicos.blogspot.com/> Outubro, 2011.

<http://soaresdacosta.pt/documents/institucional/Media/Brochuras/Tuneis.pdf> Outubro, 2011.

<http://soaresdacosta.pt/documents/institucional/Media/Brochuras/Tuneis.pdf> Outubro, 2011.

<http://taislc.blogspot.com/2011/03/assim-comecou-historia-da-arte.html> Outubro, 2011.

<http://www.atlascopeco.pt/ptpt/products/> Outubro, 2011.

<http://www.cafetorah.com/Descoberto-o-Aqueduto-Superior-de-Jerusalem> Outubro, 2011.

<http://www.cmoeiras.pt/amunicipal/OeirasDiverte/Cultura/Museu/coleccoeseditaveis/Paginas/MuseuaPolvoraNegra.aspx> Setembro, 2011.

http://www.icsa.pt/client/documentos/Outros/ICSA_COMERCIAL.pdf Dezembro, 2011.

<http://www.jedenadres.pl/tag/eurotunnel/> Outubro, 2011.

<http://www.panoramio.com/photo/49538785> Outubro, 2011.

<http://www.roscience.com/highlights> Dezembro, 2011.

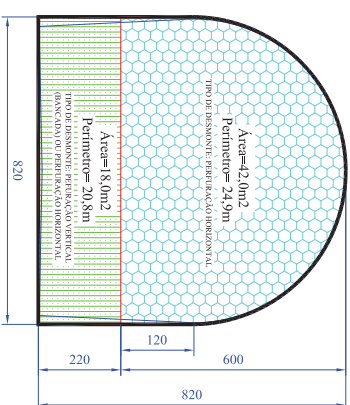
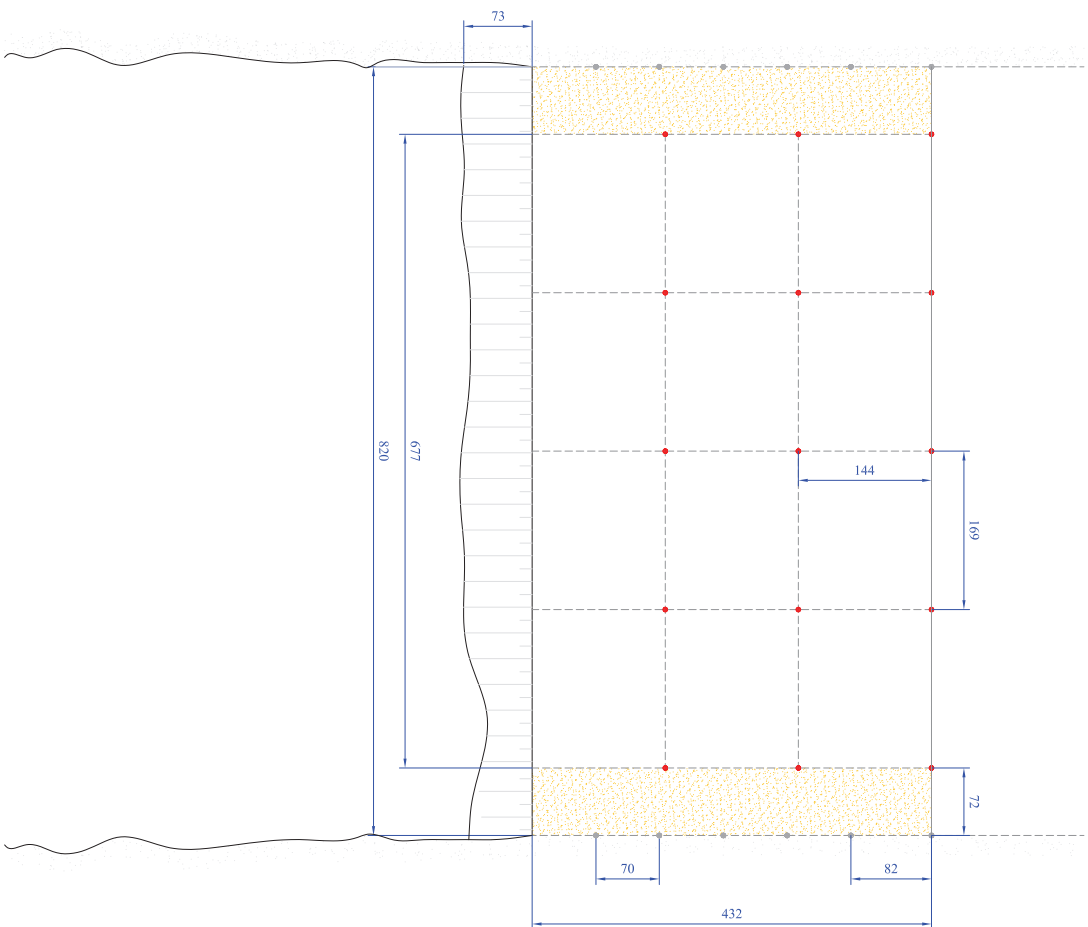
<http://www2.ufp.pt/~jguerra/PDF/Materiais/MCI%20-%20Desmontes%20e%20Demolicoes.pdf>.
Dezembro, 2011.

http://www.ufsm.br/engcivil/Material_Didatico/TRP1002_Mat_para_infraestrutura_de_transp/notas_de_aula/Plano_de_Fogo.pdf. . Outubro, 2011.

http://www.ufsm.br/engcivil/Material_Didatico/TRP1002_Mat_para_infraestrutura_de_transp/notas_de_aula/Explosivos.pdf Novembro, 2011.

<http://www.youtube.com/watch?v=UINVb8zILrI> Outubro, 2011.

ANEXOS

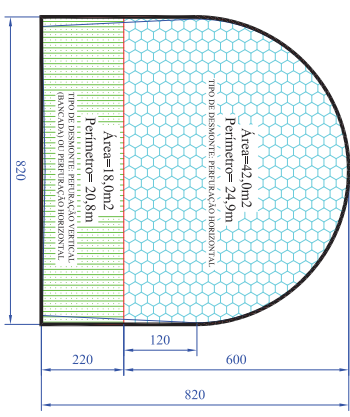
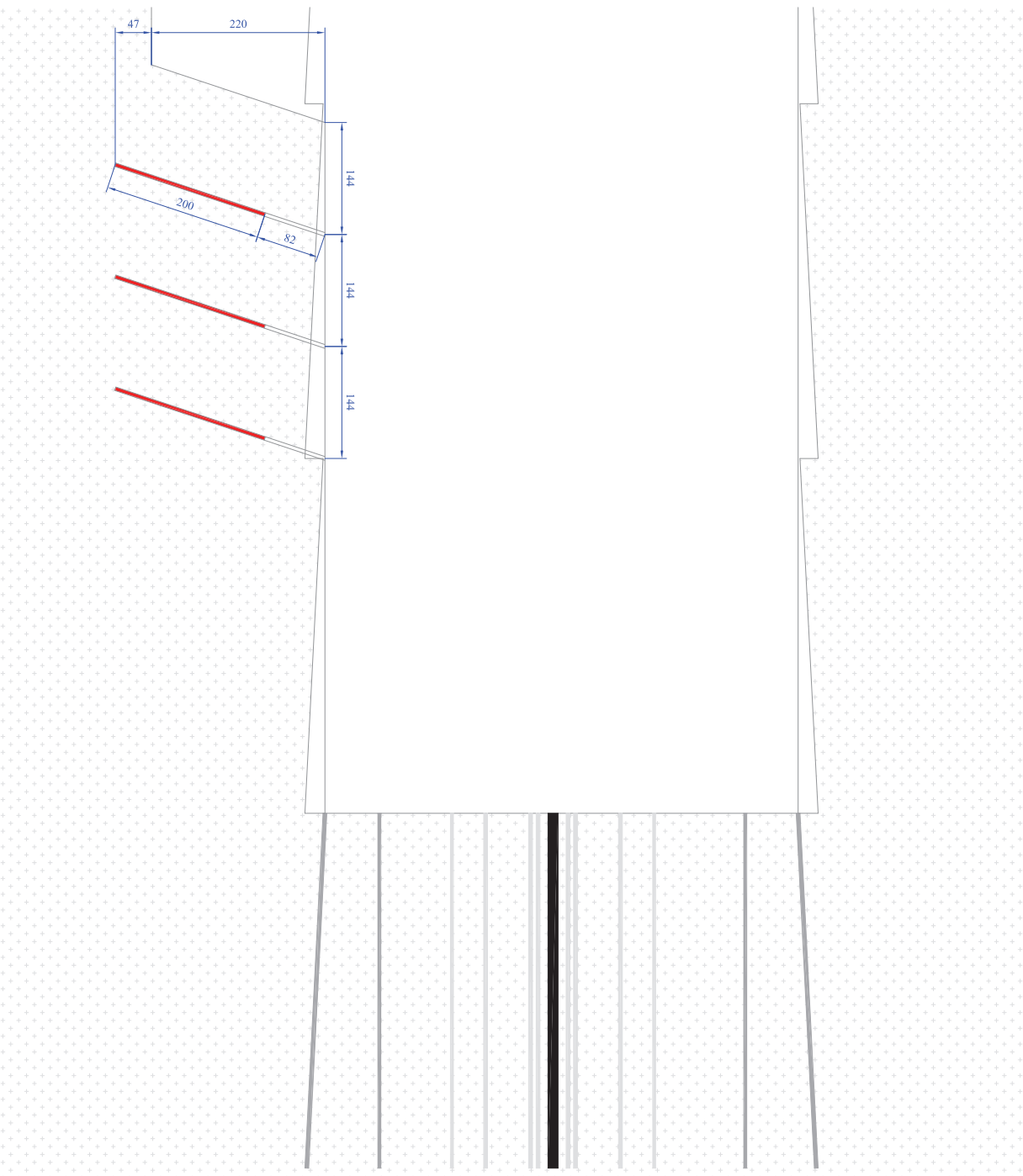


LEGENDA:

- FURTO LARGO (2ª FRENTE LIVRE)
- TIROS DO 1º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 2º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 3º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 4º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DA SOLEIRA
- TIROS DO CONTORNO
- TIROS HORIZONTAIS
- TIROS DESCENDENTES
- TIROS ASCENDENTES

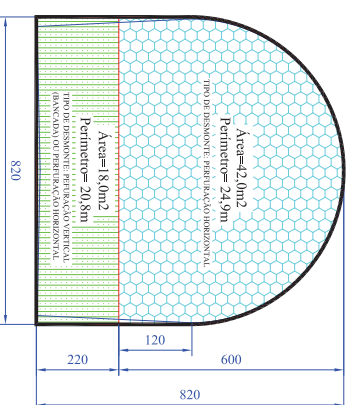
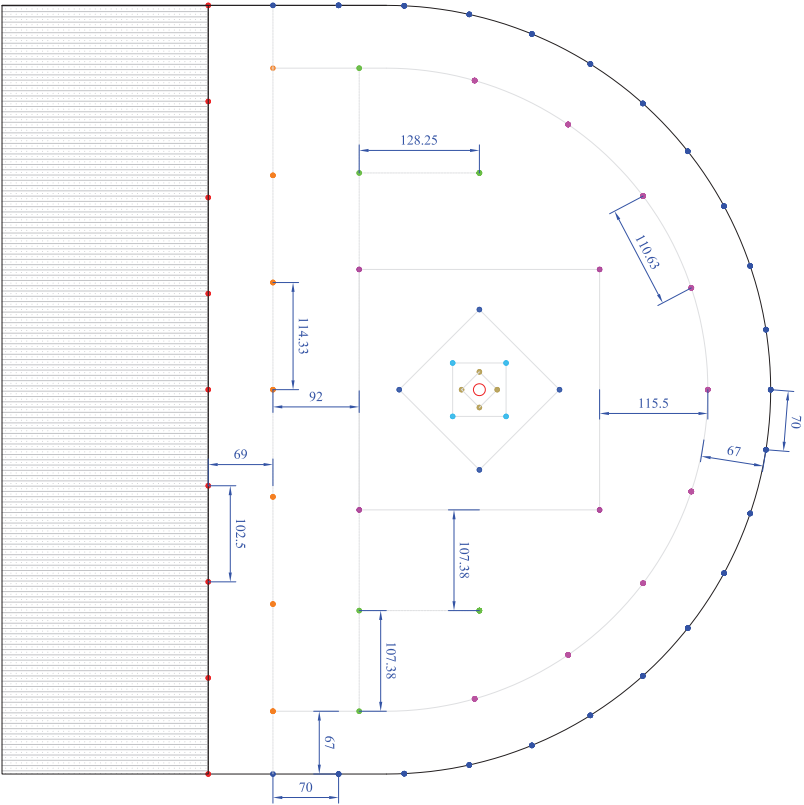
FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO

FEUP Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto		FEUP Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto	
CALCULADO	2011/2012	FRENTE DE AVANÇO- A PERFURAÇÃO EM PLANTA	
PROFESSOR	Prof. Fernando de Carvalho Martins - e007293		
ORIENTADOR	Prof. Doutor António Silva - e007293		
COORDINADOR	Prof. Doutor Fernando Sérgio Botelho de Miranda	2011/2012	FEUP
REV. 1	2011/2012	FEUP	FEUP



LEGENDA:

- FURTO LARGO (2° FRENTE LIVRE)
- TIROS DO 1° QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 2° QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 3° QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 4° QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DA SOLEIRA
- TIROS DO CONTORNO
- TIROS HORIZONTAIS
- TIROS DESCENDENTES
- TIROS ASCENDENTES



LEGENDA:

- FURO LARGO (2ª FRENTE LIVRE)
- TIROS DO 1º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 2º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 3º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 4º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DA SOLEIRA
- TIROS DO CONTORNO
- TIROS HORIZONTAIS
- TIROS DESCENDENTES
- TIROS ASCENDENTES



FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO

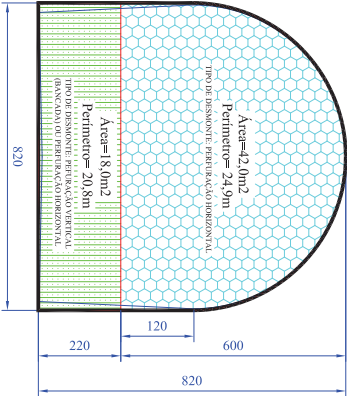
MIEC - MESTRADO INTEGRADO EM ENGENHARIA CIVIL		FEUP	
CALCULOS	2011/2012	2011/2012	2011/2012
DISCIPLINA	Inst. Estrutural de Cimento Armado - e007293	2011/2012	2011/2012
ORIENTADOR	Professor António Silva Tavares	2011/2012	2011/2012
CO-ORIENTADOR	Professor Henrique Sérgio Mendes de Miranda	2011/2012	2011/2012
REV. 5.ª aula			
62030-00-00			

-FRENTE DE AVANÇO-
DISPOSIÇÃO DA FURAÇÃO

REV. Nº 0

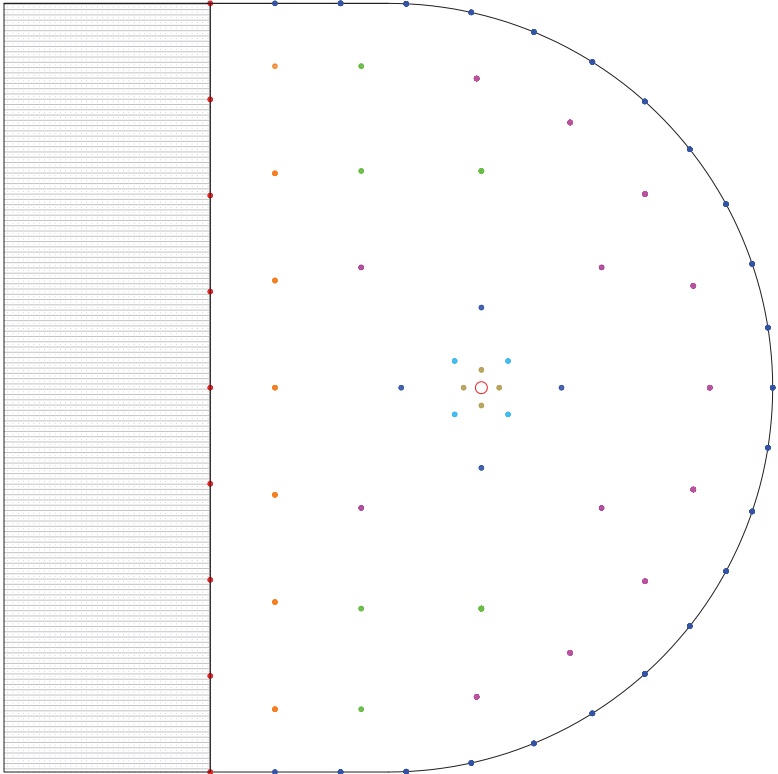
FICHERO:

174082121000

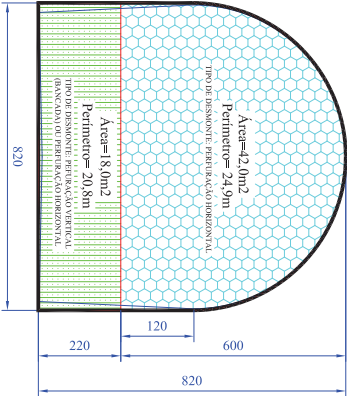


LEGENDA:

- FURTO LARGO (2ª FRENTE LIVRE)
- TIROS DO 1º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 2º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 3º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 4º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DA SOLEIRA
- TIROS DO CONTORNO
- TIROS HORIZONTAIS
- TIROS DESCENDENTES
- TIROS ASCENDENTES



 FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO			
MIEC - MESTRADO INTEGRADO EM ENGENHARIA CIVIL			
CALCULOS	2011/2012	-FRENTE DE AVANÇO- DISPOSIÇÃO DA PERFURAÇÃO	REV. Nº 0
PROFESSOR	Prof. Fernando de Carvalho Martins - e07293		
ORIENTADOR	Prof. Doutor António Silva - e07293		
CO-ORIENTADOR	Prof. Doutor Fernando Sérgio Botelho de Miranda		
REV. Nº 0	2011/2012	FICHERO	

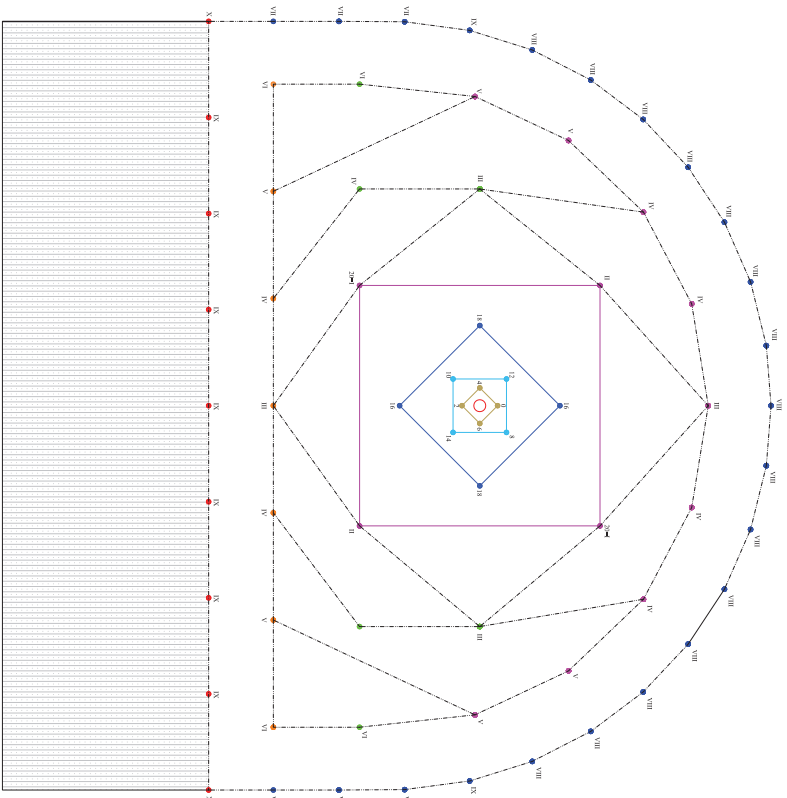


LEGENDA:

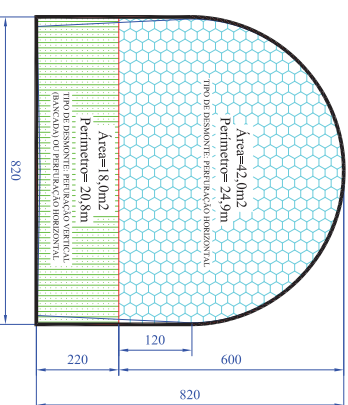
- FURTO LARGO (2º FRENTE LIVRE)
- TIROS DO 1º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 2º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 3º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 4º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DA SOLEIRA
- TIROS DO CONTORNO
- TIROS HORIZONTAIS
- TIROS DESCENDENTES
- TIROS ASCENDENTES

FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO

FEUP		FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO	
CALCULADO	Prof. Fernando de Carvalho Martins - e007293	2011/2012	
PROJECCIONADO	Prof. Fernando de Carvalho Martins - e007293	2011/2012	
ORIENTADO	Prof. Fernando de Carvalho Martins - e007293	2011/2012	
CO-ORIENTADO	Prof. Fernando de Carvalho Martins - e007293	2011/2012	
REV. 1	2011/2012		
FICHERO		FICHERO	
REV. Nº 0		REV. Nº 0	



POSICÃO	INTERVALO	TEMPO DE RETARDO (ms)	TEMPO TOTAL (ms)
1º Quadrado	0-6	7	25
2º Quadrado	8-14	7	25
3º Quadrado	16-18	4	25
4º Quadrado	I-II	2	500
Alargamento	III-VI	4	500
Contorno	VII-VIII	2	500
Soleira	IX-X	2	500

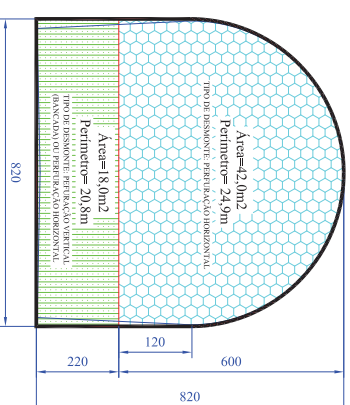
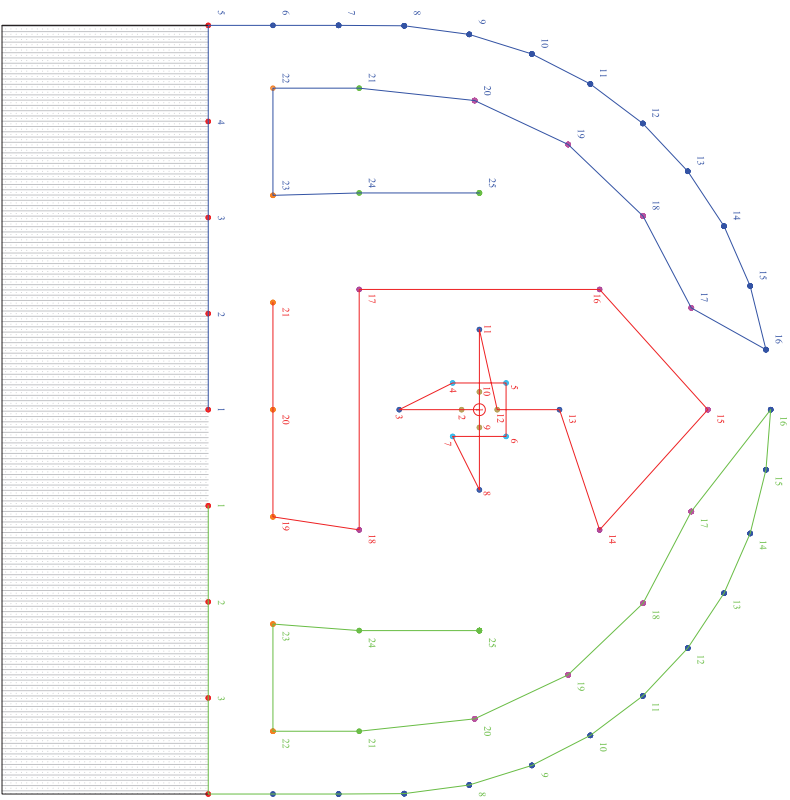


LEGENDA:

- FURTO LARGO (2ª FRENTE LIVRE)
- TIROS DO 1º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 2º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 3º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DO 4º QUADRADO DO CALDEIRO
- TIROS DA SOLEIRA
- TIROS DO CONTORENO
- TIROS HORIZONTAIS
- TIROS DESCENDENTES
- TIROS ASCENDENTES

FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO

MIEC - MESTRADO INTEGRADO EM ENGENHARIA CIVIL		FICHERO:	
CALCULADOR:	2011/2012	FRENTE DE AVANÇO - SEQUÊNCIA DE DETONAÇÃO	REV. Nº 0
ORIENTADOR:	2011/2012		
CO-ORIENTADOR:	2011/2012		



		FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO	
FEUP			
MIC - MESTRADO INTERIOR DO ENGENHEIRO CIVIL			
CALIFICADO	João Fernando de Carvalho Martins - 497393	2011/2012	
PROFESSOR	Prof. Doutor António Luís Tavares	2011/2012	
ORIENTADOR	Professor António Luís Tavares	2011/2012	
CO-ORIENTADOR	Professor Henrique Sérgio Baptista de Almeida	2011/2012	
TEMA	31	31	
PROPOSTA DE TÍTULO DO TRABALHO DE MESTRADO		DISTRIBUIÇÃO DE TENSÃO E DEFORMAÇÃO EM BARRAS DE CONCRETO ARMADO	
FECHAMENTO		REV. Nº 0	