



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

**CONTRIBUTO PARA A ELABORAÇÃO DO PROJETO DE
DESMONTE DE ESTÉRIL E DE CARVÃO NA FUTURA
MINA DA EMPRESA NCONDEZI ENERGY MOÇAMBIQUE
LDA
MOATIZE-TETE-MOÇAMBIQUE**

Fernando Domingos Mulhovo

MESTRADO EM ENGENHARIA GEOLÓGICA E DE MINAS

Julho, 2014



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

**CONTRIBUTO PARA A ELABORAÇÃO DO PROJETO DE
DESMONTE DE ESTÉRIL E DE CARVÃO NA FUTURA
MINA DA EMPRESA NCONDEZI ENERGY MOÇAMBIQUE
LDA**

MOATIZE-TETE-MOÇAMBIQUE

Fernando Domingos Mulhovo

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

Orientadores científicos

Prof. Doutor Fernando Pedro Ortega de Oliveira Figueiredo

e

Prof. Doutora Lúcia Maria Gil Catarino

Julho, 2014

ÍNDICE

AGRADECIMENTOS	iii
DEDICATÓRIA.....	iv
RESUMO	v
ABSTRACT	vi
ÍNDICE DE FIGURAS	vii
ÍNDICE DE TABELAS	ix
ABREVIATURAS E SÍMBOLOS.....	xi
1. INTRODUÇÃO	1
1.1. Justificativa do tema em estudo.....	2
1.2. Objetivo	2
1.3. Metodologia.....	3
1.4. Estrutura do trabalho.....	4
2. CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO.....	5
2.1. Enquadramento geral.....	5
2.1.1. Localização Geográfica da Região	5
2.1.2. Geomorfologia.....	5
2.1.3. Clima	6
2.1.4. Vegetação e Fauna.....	6
2.1.5. População, vias de acesso e comunicação	6
2.2. Principais Recursos Minerais da Região de Moatize	7
2.3. Geologia Regional	8
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	14
3.1. Desmonte de Rocha	14
3.2. Explosivos.....	16
3.2.1. Substâncias explosivas	16
3.2.2. Propriedades essenciais das substâncias explosivas.....	16
3.2.3. Sistemas de iniciação de explosivos	24
3.3. Perfuração de rocha	26
3.3.1. Perfuração rotativa	27
3.3.2. Perfuração roto-percussiva.....	28
3.3.3. Perfuração específica.....	30

3.4. Diagramas de Fogo	30
3.4.1. Principais elementos do diagrama de fogo.....	31
3.4.2. Diâmetro da furação (Φ_f)	31
3.4.3. Afastamento (A).....	32
3.4.4. Espaçamento entre furos (E)	33
3.4.5. Ângulo de inclinação da furação (θ)	33
3.4.6. Subfuração (S).....	33
3.4.7. Comprimento do furo (L).....	33
3.4.8. Carga total de um furo (Q_t).....	34
3.4.9. Atacamento (T)	35
4. APRESENTAÇÃO DA MINA A CÉU ABERTO DA EMPRESA NCONDEZI ENERGY MOÇAMBIQUE LDA	37
4.1. Generalidades do projeto	37
4. 2. Mina do bloco Sul.....	37
5. PROJETO DE DESMONTE DE ESTÉRIL E DE CARVÃO	42
5.1. Desmonte da camada de solo com recurso a métodos mecânicos	43
5.2. Desmonte com recurso a explosivos.....	43
5.2.1. Perfuração da rocha.....	43
5.2.2. Determinação dos diagramas de fogo para o estéril e para o carvão	44
5.2.3. Acessórios de tiro	54
5.2.4. Determinação do limite de vibração.....	56
5.2.5. Carga explosiva por retardo	58
6. ANÁLISE E DISCUSSÃO DOS RESULTADOS	60
6.1. Desmonte com recurso a explosivo	60
6.2. Análise económica das diferentes alternativas de desmonte com recurso a explosivos	61
6.3. Relação entre o diâmetro do furo e o comprimento das cargas de fundo e de coluna	65
7. CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES	67
7.1. Conclusões	67
7.2. Recomendações	69
8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	70

AGRADECIMENTOS

Gostaria de agradecer em primeiro lugar à Deus, à várias individualidades e entidades sem as quais o presente trabalho não teria sido possível:

À empresa Ncondezi Energy Moçambique Lda, pela oportunidade que me concedeu de poder realizar o sonho de frequentar o mestrado, através da bolsa de estudos, do apoio moral e material.

Ao meu orientador, Professor Doutor Fernando Pedro Ortega de Oliveira Figueiredo, pela partilha de conhecimento e apoio prestado ao longo do trabalho;

À minha orientadora, Professora Doutora Lídia Maria Gil Catarino, pelos conhecimentos transmitidos e apoio constante;

Aos Professores do Departamento de Ciências da Terra, da Faculdade de Ciências e Tecnologia, da Universidade de Coimbra, pelos conhecimentos transmitidos ao longo do percurso académico;

Aos funcionários do Departamento de Ciências da Terra, da Faculdade de Ciências e Tecnologia da Universidade de Coimbra, pelo apoio prestado durante toda a formação.

Ao Professor Doutor Pedro Bernardo, por ter disponibilizado os artigos científicos, os quais foram fundamentais para a realização do presente trabalho;

Aos irmãos em Cristo em especial aos Pastores José Nota e Manuel Jasse, pela motivação, fé e oração incondicional nos momentos maus e bons em todo o percurso académico;

Aos colegas e amigos que sempre me incentivaram durante a realização deste trabalho, dos quais gostava de destacar a Senhora Lucinda A. Julião, Dr. Isaac Muchenje e Msc Fídel J. M. Ataíde;

À minha família em especial ao meu irmão Silvestre Fernando Mundlovo, pelo apoio moral e financeiro;

Aos que diretas ou indiretamente contribuíram para que o presente trabalho tivesse êxito.

DEDICATÓRIA

Dedico o presente trabalho aos meus pais Domingos Fernando Mulhovo
e Laurinda Mário Tamele

RESUMO

O presente projeto é o corolário de pesquisa teórica sobre o desmonte de rocha, com o objetivo de contribuir para a elaboração de um projeto de desmonte de estéril e de carvão na futura mina de carvão da empresa Ncondezi Energy Moçambique Lda. Os dados geológicos e geotécnicos foram obtidos no Estudo Definitivo de Viabilidade fornecido pela empresa acima citada. Este trabalho consistiu na revisão bibliográfica de temas como os critérios da escavabilidade dos maciços rochosos com destaque ao critério de Franklin, bem como sobre explosivos, perfuração de rocha e elementos que compõem o diagrama de fogo a céu aberto. Na área de estudo foram analisadas as formações principais: solo, arenito/siltito, dolerito e carvão, nas quais se desenvolveu o projeto de desmonte. Devido às características do maciço utilizar-se-á dois métodos de desmonte, um para a formação pouco resistente de solo recorrendo a métodos mecânicos e outro para as formações mais resistentes com recurso a explosivos. Para a perfuração da rocha para o desmonte com explosivos vão ser utilizados dois tipos de equipamentos (martelo do fundo do furo, sistema de perfuração roto-percussiva), um para estéril e outro para carvão, ambos da marca Atlas Copco. Os diagramas de fogos foram concebidos tendo em conta os três tipos de explosivos disponíveis, *Anfo*, *Blend 50/50* e *Blend 70/30*. O *Anfo* é aconselhado no desmonte do carvão somente em furos totalmente secos e ainda para a mesma formação nos furos húmidos vai ser utilizado o explosivo *Blend 50/50*. Para as restantes formações resistentes de estéril (arenito/siltito e dolerito) utilizar-se-á o *Blend 50/50* por permitir bons resultados e baixos custos em relação ao *Anfo* e *Blend 70/30* respetivamente. O sistema de iniciação a utilizar será o não elétrico (*nonel*), constituído por detonadores e ligadores, com retardos de fundo do furo e de superfície. Devido à fraca sensibilidade dos explosivos, para a detonação serão usados os reforçadores de fogo (*boosters*). A temporização foi determinada em função da carga detonada no mesmo instante que é dada pela norma portuguesa NP-2074.

Palavras-chave: Desmonte - Explosivos - Diagrama De Fogo - Estéril – Carvão.

ABSTRACT

This project is the result of a theoretical research on rock blasting, with the aim of contributing to the development of a blasting plan of the overburden and coal, in a future coal mine belonging to Ncondezi Energy Company Moçambique Lda. The geological and geotechnical data were obtained from the Definitive Feasibility Study provided by the company above mentioned. This work consist in a bibliographic review of topics such as the rock masses excavation criterion especially of Franklin, as well as concerned about explosives, blast hole drilling and elements of blasting round. In the studied area were analyzed four geolocal formations once their are the most representative such as: soil, siltstone and sandstone, dolerite and coal, in which the blasting plan has developed. According to the characteristics of the rock mass should be used two excavation methods: mechanical methods to excavate soil and the blasting method for siltstone, sandstone, dolerite and coal formation. For blasthole drilling were chosen two types of drilling equipment, one for overburden and another for coal. Blasting rounds were designed according to the three types of explosives available, Anfo, Blend 50/50 and Blend 70/30. So, was determined that the explosive Anfo brings good results for coal, but only in dry holes, for wet holes is recommended Blend 50/50 and in other hand the overburden (sandstone/siltstone and dolerite) blasting should be used Blend 50/50 because of the lower cost and Blend 70/30 when justified. The initiation system considered is non-electric system (nonel), consisting of fuses and connectors. Due to the poor sensitivity of the explosive the detonation is only possible with the use of boosters. The timing is determined by the charge detonated at the same time which is given by the Portuguese standard NP-2074.

Keywords: Blasting - Explosives – blasting round - overburden - Coal

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1: Mapa de localização da área concessão da empresa Ncondezi Energy Lda.....	05
Figura 2.2: Carta geológica regional (adaptado do MIREM, 2008).....	09
Figura 2.3: Esboço simplificado da série produtiva de Moatize (adaptado de Vale).....	11
Figura 3.1: Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin (modificado de Bastos, 1998).....	15
Figura 3.2: Parâmetros de um diagrama de fogo para desmontes em bancadas a céu aberto.....	18
Figura 3.3: Disposição dos furos: a) Malha quadrada; b) Malha retangular; c) Malha hexagonal.....	19
Figura 3.4: Influência do consumo específico de carga explosiva na intensidade de vibração (Jimeno, 2003).....	20
Figura 3.5: Grau de fragmentação ótimo com a combinação de todas as operações unitárias para a minimização dos custos totais (Dinis da Gama & Jimeno, 1993).....	21
Figura 3.6: Correlação entre os critérios de minimização de custos nos desmontes com substâncias explosivas e os consequentes impactes ambientais (Gama & Jimeno, 1993)...	22
Figura 3.7: Furo carregado com substâncias explosivas intercaladas por espaçadores.....	24
Figura 3.8: Detonador pirotécnico (modificado de Gomes et al. <i>Apud</i> Correia, 2011).....	25
Figura 3.9: Detonador elétrico, a) retardado e b) instantâneo (modificado de Gomes et al. <i>Apud</i> Correia, 2011).....	25
Figura 3.10: Detonador não elétrico (adaptado do Mota, 2011).....	26
Figura 3.11: Ilustração das forças aplicadas no método rotativo a), martelo de superfície b) e martelo de fundo de furo c) (adaptado de Ingersoll-Rand, 1999).....	27

Figura 3.12: Modelo de forças do método de perfuração rotativa (Jimeno, 1994).....	28
Figura 3.13: Método de perfuração com martelo de superfície (Svedala Reedrill, 1998)...	29
Figura 3.14: Martelo de fundo de furo <i>down the hole</i> (Ingersoll-Rand, 1999).....	30
Figuro 4.1: Blocos da área de concessão do projeto Ncondezi (adaptado de Ncondezi, 2012).....	37
Figura 4.2: Área de exploração mineira do bloco Sul (adaptado de Ncondezi, 2012).....	38
Figura 5.1: Determinação da escavabilidade do maciço da área de estudo usando o critério de Franklin (modificado de Bastos, 1998).....	42
Figura 6.1: Custos dos três tipos de explosivos para o desmonte de a) arenito/siltito, b) dolerito e c) carvão.....	64
Figura 6.2: Relação entre o diâmetro do furo e o comprimento das cargas de fundo e de coluna.....	66

ÍNDICE DE TABELAS

Tabela 3.1: Relação entre tipo de rocha e o consumo específico de explosivo.....	20
Tabela 3.2: Dimensionamento geométrico de diagramas de fogo segundo Ash (modificado por Dinis da Gama, 1998).....	36
Tabela 3.3: Intervalos de variação dos parâmetros geométricos de acordo com as características do desmorte (modificado por Dinis da Gama, 1998).....	36
Tabela 4.1: Caracterização geotécnica das formações existentes na área do projeto (modificado da Ncondezi, 2012).....	40
Tabela 4.2: Resumo dos principais parâmetros do bloco Sul do projeto Ncondezi (modificado da Ncondezi, 2012).....	41
Tabela 5.1: Cálculo dos diâmetros de furação para a escolha do equipamento de perfuração.....	44
Tabela 5.2: Características técnicas das perfuradoras escolhidas (adaptado de Atlas Copco, 2014).....	44
Tabela 5.3: Parâmetros técnicos dos explosivos existentes no mercado moçambicano.....	48
Tabela 5.4: Cálculo das impedâncias dos explosivos.....	48
Tabela 5.5: Cálculo da razão entre as impedâncias do arenito/siltito e explosivos.....	48
Tabela 5.6: Determinação da razão linear de carregamento.....	49
Tabela 5.7: Cálculo da carga do fundo para os três tipos de explosivos.....	50
Tabela 5.8: Cálculo da carga de coluna para diferentes explosivos.....	50
Tabela 5.9: Cálculo dos principais parâmetros geométricos do diagrama de fogo do dolerito.....	51
Tabela 5.10: Cálculo da razão entre as impedâncias do dolerito e explosivos.....	52

Tabela 5.11: Cálculo da carga de fundo para distintos explosivos.....	52
Tabela 5.12: Cálculo da carga de coluna para distintos explosivos.....	52
Tabela 5.13: Determinação dos principais parâmetros geométricos do diagrama de fogo a utilizar no desmonte do carvão.....	53
Tabela 5.14: Cálculo da razão entre as impedâncias do carvão e explosivos.....	53
Tabela 5.15: Determinação da razão linear de carregamento.....	54
Tabela 5.16: Cálculo da carga do fundo para diferentes tipos de explosivos.....	54
Tabela 5.17: Cálculo da carga de coluna para diferentes tipos de explosivos.....	54
Tabela 5.18: Tempos de retardos propostos para as formações em estudo no presente projeto de desmonte.....	56
Tabela 5.19: Valores do coeficiente α (adaptado da Norma Portuguesa NP-2047).....	57
Tabela 5.20: Valores do coeficiente β (adaptado da Norma Portuguesa NP-2047).....	57
Tabela 5.21: Valores do coeficiente β (adaptado da Norma Portuguesa NP-2047).....	57
Tabela 5.22: Valores para a constante do facto de transmissão consoante a qualidade/dureza da rocha (adaptado de Langefors & Kihlstrom, 1963).....	58
Tabela 6.1: Principais parâmetros geométricos do diagrama de fogo para o arenito/siltito.....	61
Tabela 6.2: Comparação dos custos dos três tipos de explosivos utilizados para o desmonte dos vários tipos de materiais.....	63

ABREVIATURAS E SÍMBOLOS

\emptyset_f – Diâmetro do furo

ρ_e – Densidade do explosivo

ρ_r – Densidade da rocha

θ – Inclinação do furo

α - Coeficiente tendo em conta as características de fundação

β - Coeficiente relativo ao tipo de construção

γ - Coeficiente relativo ao número médio de solicitações diárias

A – Afastamento

Ac- Afastamento corrigido

DIN – (*Deutsches Institut Fur Normung*) Instituto Alemão de Normas

E – Espaçamento

F – Erros ou Desvios de furação

I – Razão das Impedância

Ie – Impedância de explosivo

Ir – Impedância da rocha

K – Constante do fator de transmissão que depende da qualidade/dureza da rocha

L – Comprimento do furo

Let –Largura do maior equipamento

LQc – Comprimento da carga de coluna

LQf – Comprimento da carga de fundo

LT – Altura do atacamento

Lv – Largura da via de transporte

NP – Norma Portuguesa

Pa – Produção anual

Pd – Pressão de detonação

Pdi – Produção diária

Pf – Perfuração específica

R – Distância do rebentamento à edificação

RLc – Razão linear de carregamento

RQD – *Rock Quality Designation*

Q – Carga detonada no mesmo tempo

Qf – Carga de fundo

Qc – Carga de Coluna

Qt – Carga total

q – Consumo específico de explosivo

S – Subfuração

T – Atacamento

Td – Tempo de detonação

VI – Velocidade de vibração da partícula

VOD – Velocidade de detonação

1. INTRODUÇÃO

Em Moçambique a mineração encontra-se numa fase embrionária em que a disponibilidade de quadros qualificados para fazer face à demanda de uma indústria mineira emergente é reduzida contrariamente a outras áreas da engenharia, nas quais se encontram à disposição um número significativo de pessoas já com uma larga experiência no seu domínio.

O processo de desmonte de rochas é uma das primeiras e principais operações na mineração, podendo ou não tornar a atividade sustentável (Hustrulid, 1999). Por conseguinte, para garantir que as outras operações subsequentes ocorram com sucesso é necessário que o desmonte de rocha se realize com qualidade para que todas as operações posteriores que dele dependem tenham bom rendimento, pois afeta todo o custo operativo.

Embora, a tecnologia de desmonte de rochas com explosivos se encontre ainda na fase inicial em Moçambique é possível o desenvolvimento de soluções teóricas e práticas com resultados satisfatórios quando aplicados os materiais ideais. A necessidade de explorar seletivamente os materiais com recurso ao uso de explosivos, provoca alterações nas propriedades características do material remanescente, por efeito da passagem das ondas de choque, afetando deste modo à estabilidade de taludes.

A falta de conhecimento no que se refere ao mecanismo, atuação e interação dos explosivos na fragmentação dos maciços rochosos heterogéneos faz com que sejam necessários estudos que interrelacionem as diversas propriedades das rochas como o minério de carvão e dos explosivos. No presente trabalho pretende-se efetuar o estudo teórico acerca do desmonte de um depósito com estéril e carvão do projeto de carvão da empresa Ncondezi Energy Moçambique Lda a qual se passará a designar apenas por empresa Ncondezi recorrendo ao uso de explosivo.

1.1. Justificativa do tema em estudo

O projeto da mina de carvão da Ncondezi encontra-se no momento na interfase entre o estudo de viabilidade económica e a implantação das infraestruturas de mina (Ncondezi, 2012). Estando o início da lavra previsto para os finais do próximo ano de 2015. Sendo que o único documento técnico disponível é o Estudo Definitivo de Viabilidade, no qual, os aspetos referentes ao desmonte de rocha foram superficialmente referidos, havendo deste modo a necessidade de serem abordados detalhadamente.

Sendo o desmonte de rocha uma das principais operações no processo de lavra, que contribui significativamente nos custos totais e pela sua influência na eficácia e eficiência de todos os processos a jusante, nomeadamente carga, transporte e britagem revestiu-se de grande interesse em estudar o tema.

Embora, seja de conhecimento geral a complexidade dos parâmetros necessários para o estudo deste tema, joga desfavoravelmente a crise político-militar em Moçambique (área de estudo), pelo fato de retrair os investimentos estrangeiros para o setor geológico-mineiro.

Não obstante, as dificuldades acima citadas o autor do presente trabalho almejou desenvolvê-lo na esperança de poder ultrapassá-las e produzir um documento útil para a empresa e ao público em geral.

1.2. Objetivo

Uma vez que o desmonte é uma das primeiras operações a realizar no processo de lavra e este afeta diretamente as operações subsequentes bem como os custos gerais, é necessário que seja bem executado. O presente trabalho tem como objetivo básico contribuir para elaboração do projeto de desmonte de estéril e de carvão com uso de explosivos, uma vez que esta operação não foi abordada de forma pormenorizada no estudo definitivo de viabilidade da futura mina de carvão da Ncondezi e pelo fato de não existir ainda um plano de desmonte. Este trabalho tem como objetivos específicos os seguintes:

- ✓ Analisar as características geológicas e geomecânicas do maciço rochoso uma vez que influenciam a qualidade dos desmontes. Embora de difícil controlo, são fundamentais para a determinação dos parâmetros de diagrama de fogo, bem como na escolha dos equipamentos de perfuração e de minas em geral;

- ✓ Propor um sistema e equipamento de perfuração mais adequado. Sendo a perfuração a primeira tarefa a se executar no desmonte de rocha com recurso a explosivos é fundamental que seja bem conduzida, pois os erros da perfuração afetam todas as operações subsequentes;
- ✓ Propor o explosivo adequado de acordo com as características do maciço rochoso. Embora este faça parte dos parâmetros controláveis no desmonte de rocha, a sua escolha pode ser determinante na qualidade do produto final de desmonte, uma vez que deve ser escolhido de acordo com as características do local a explorar, de modo que os explosivos altos sejam para as rochas competentes e os baixos para as rochas menos resistentes.
- ✓ Propor diagramas de fogo para o desmonte de estéril e de carvão; sendo que este fator reveste de vital importância porque sem ele não seria possível a distribuição efetiva das cargas explosivas no maciço rochoso.
- ✓ Propor um sistema de iniciação e a respetiva temporização das cargas explosivas. Cada sistema apresenta vantagens em relação a outros pelo que é necessário escolher-se sempre tendo em conta as particularidades ambientais bem como a segurança e os custos.

1.3. Metodologia

Para se levar a cabo o presente trabalho de pesquisa seguiu-se a seguinte metodologia:

- ✓ revisão da bibliografia disponível;
- ✓ visita ao local do projeto;
- ✓ análise da informação, discussão dos dados e elaboração do projeto de desmonte.

A primeira parte consistiu da revisão bibliográfica das várias técnicas relativas ao desmonte de rochas com explosivos, incluindo-se a peculiaridade dos maciços rochosos, particularmente no que diz respeito às quatro principais formações litológicas da área de estudo nomeadamente solo, arenito/siltito, dolerito e carvão.

Realizou-se uma visita ao local do projeto da mina da Ncondezi, na província central de Tete, no distrito de Moatize, para a obtenção de informação complementar sobre as formações geológicas, suas características geotécnicas bem como o comportamento geológico-estrutural. Esta informação foi disponibilizada pela empresa através do Estudo Definitivo de Viabilidade do projeto (Ncondezi, 2012).

Como terceira fase, procedeu-se à compilação e análise dos dados geológicos e dos explosivos disponíveis na região para calcular os parâmetros técnicos em cada caso, procedendo, se possível à sua otimização.

1.4. Estrutura do trabalho

Neste ponto proceder-se-á em seguida a descrição resumida dos capítulos que a constituem.

Capítulo 1, consiste na introdução da finalidade do trabalho, através da definição dos objetivos que se pretendem alcançar e apresenta-se ainda a justificação da escolha do tema e descreve-se a metodologia usada bem como a estrutura organizacional do trabalho.

Capítulo 2, é referente a caracterização da área de estudo, apresenta-se a localização geográfica, a geomorfologia, o clima, a vegetação, a fauna, a população, as vias de acesso e comunicação, faz-se menção aos principais recursos minerais da região do distrito de Moatize e descreve-se resumidamente a geologia regional.

Capítulo 3, apresenta-se a revisão bibliográfica aprofundada dos temas relacionados com os objetivos do estudo, tais como: a escavabilidade, propriedades dos explosivos, métodos de perfuração da rocha para o desmonte com explosivos e elementos do diagrama de fogo.

Capítulo 4, procede-se à apresentação dos parâmetros principais do projeto da mina de carvão bem como as características geotécnicas específicas.

Capítulo 5, apresenta-se os métodos de desmonte, efetua-se a seleção dos equipamentos de perfuração e do tipo de explosivo a utilizar em cada formação litológica e ainda determinam-se os principais parâmetros dos diagramas de fogo para o estéril e para o carvão.

Capítulo 6, faz-se a apresentação da análise e discussão dos resultados determinados no capítulo anterior.

Capítulo 7, debruça-se sobre as conclusões do projeto de desmonte de acordo com os objetivos mencionados no primeiro capítulo, com maior enfoque nos resultados obtidos e apresenta-se as recomendações; e para terminar apresenta-se propostas de trabalho a realizar para complementar ou melhorar as questões que ficaram por clarificar.

2. CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO

2.1. Enquadramento geral

2.1.1. Localização Geográfica da Região

Projeto de Carvão da empresa Ncondezi localiza-se aproximadamente 60 km à nordeste da capital da província de Tete (Figura 2.1), Moçambique, com centro correspondente à coordenada 15°52'0.00 Sul e 33°54'36.00 Este com uma área de aproximadamente 38 700 hectares, a cerca de 10 km a norte da linha férrea designada como Linha de Sena, numa região conhecida localmente como Minjova.

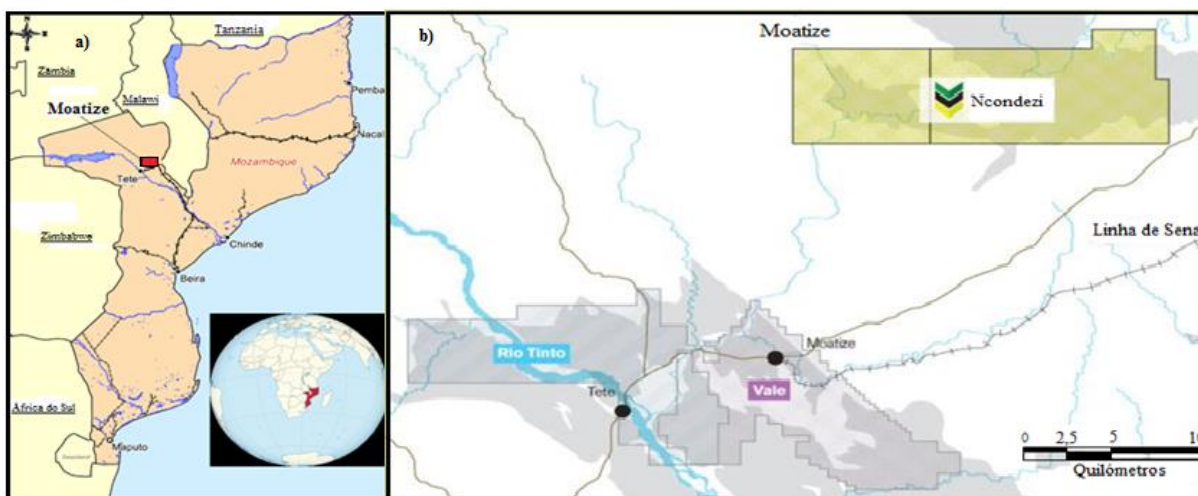


Figura 2.1: Mapa de localização da área concessão da empresa Ncondezi Energy Lda (adaptado de Ncondezi, 2012).

2.1.2. Geomorfologia

Em termos geomorfológicos a região de Moatize é constituída por formações de planície e de planalto com altitudes médias referentes ao nível médio das águas do mar de 140 m e 220 respectivamente. As formações planas e ligeiramente onduladas encontram-se no graben que ocupa a maior área da região e com uma extensão de aproximadamente 20 km de comprimento e largura que varia de 2,5 a 8 km, são constituídas principalmente por rochas sedimentares do supergrupo Karroo e depósitos do Quaternário com maior representação ao longo dos principais rios da região. Os planaltos formam os limites das bacias e apresentam altitudes que em alguns casos atingem 300 m, são os casos das rochas do complexo gabro anortosítico de Tete do pré-câmbrico e a serra Caroeira do karroo superior (Vasconcelos, 1995).

2.1.3. Clima

A região é caracterizada por um clima tropical seco, com temperatura média anual de 26,5°C, com médias anuais máximas e mínimas de 32,5 e 20,5°C respetivamente, e uma precipitação média anual de 644 mm (na cidade de Tete), apresentando duas estações bem distintas, uma seca compreendida entre os meses de Março a Novembro e outra chuvosa entre os meses de Dezembro a Fevereiro com uma evapo-transpiração potencial média anual de 1626 mm (MAE, 2005).

2.1.4. Vegetação e Fauna

A distribuição das chuvas ajuda o desenvolvimento vegetativo e favorece a prática de agricultura de subsistência, base da vida da população de Moatize. O distrito faz parte de uma zona de Savana, onde predomina a vegetação rasteira: gramíneas, arbustos com árvores dispersas, isoladas e médio porte como embondeiro e maçanqueiras geralmente localizadas nas zonas baixas. O coqueiro e pinheiro são raros localmente (MAE, 2005).

Segundo os dados obtidos na direção distrital da agricultura (MAE, 2005), a região é caracterizada por animais de grande e pequeno porte, tendo como predominância os seguintes animais: cudos, búfalos, elefantes, impalas, pala-palas, leões, leopardos, hienas, fofoceros, macacos-cães de cara preta, cabritos cinzentos, porcos bravos, cabritos de pedras, coelhos, changos, serpentes e outros répteis.

2.1.5. População, vias de acesso e comunicação

A região de Moatize não é exceção aos fatores demográficos que ocorrem em qualquer grupo humano, como a natalidade, mortalidade, a migração e o êxodo rural. A migração fez-se sentir principalmente durante o conflito armado de 1977 a 1992 adicionado por efeitos cíclicos das calamidades naturais, cheias e secas, seguidas de fome, o que fez com que os cidadãos moçambicanos se deslocassem para países vizinhos como a República Sul Africana, Malawi, Zimbabwe, Zâmbia entre outros. Segundo os dados estatísticos do Recenseamento Geral da População e Habitação (RGPH) em 2007, Moatize possuía um universo de 215092 habitantes e uma densidade populacional na ordem de 12,1 habitantes por km². A população é maioritariamente feminina estimando-se em 110 315 habitantes, correspondente a 51,3%. Ainda de acordo com os dados estatísticos do RGPH 2007, somente cerca de 23 a 48% da população do distrito beneficia da energia elétrica (INE, 2007).

A região é acessível ao litoral pela estrada nacional EN7 que liga Beira com a fronteira de Zóbuè (fronteira entre Moçambique e Malawi). A ligação com a República de Zimbabwe faz-se pela estrada nacional Cuchamano-Tete, sendo acessível ainda pela estrada EN222-Matema/Cassacatiza que liga à República da Zâmbia e pela estrada EN223-Mussacama/Calomué à República de Malawi. Por outro lado a linha férrea que liga Moatize à cidade da Beira encontra-se novamente em funcionamento. Tem ligações áreas diárias com Maputo e com o exterior. Moatize tem comunicações telefónicas fixas pelas Telecomunicações de Moçambique (TDM) e móvel pelos serviços da Moçambique Celular (Mcel), Movitel e Vodacom, dispondo ainda de serviço de Internet.

2.2. Principais Recursos Minerais da Região de Moatize

O distrito de Moatize de forma geral é caracterizado por possuir importantes depósitos minerais, desde filões de quartzo carbonatados (constituídos unicamente por sílica e calcite), depósitos de ferro e chumbo (com magnetite, hematite e apatite), de corindo, de fluorite, de minerais radioativos e inúmeros depósitos de titanomagnetite vanadíferas (ferro, titânio e vanádio) e de carvão do tipo hulha. Os depósitos de carvão fazem parte de uma extensa área que se estende de Chingodzi até ao rio Mecombedzi (MAE, 2005).

Desde princípios de século passado que os depósitos carboníferos de Moatize tem sido alvo de exploração mineira, sendo que inicialmente começaram com a exploração em pequena escala de afloramentos de carvão a céu aberto, porém mais tarde em 1940 introduziu-se o método subterrâneo com uma produção anual de 10 000 toneladas, tendo registado um ligeiro crescimento na produção em meados de 1950 atingido 250 000 toneladas por ano e em 1975 a produção atingiu o valor mais alto até então na exploração do carvão com 575 000 toneladas. Em 1977, a Carbomoc empresa estatal adquiriu os direitos de explorar o depósito e levou à cabo trabalhos para a caracterização detalhada das seis camadas carboníferas da bacia de Moatize (MAE, 2005).

O carvão de Moatize é de muito boa qualidade e pertence à mesma formação do de *Witbank*, da República da África do Sul (MAE, 2005). É de salientar que este carvão tem aproximadamente 7 000 calorias, com uma percentagem de voláteis de cerca de 22%.

Moatize possui grandes potencialidades no que concerne aos materiais de construção, pois existe uma grande variedade onde se destaca a argila, as areias, o saibro, o calcário cristalino, o gabro anortosítico (MAE, 2005).

2.3. Geologia Regional

A bacia carbonífera de Moatize localiza-se na província tectónica de Niassa, particularmente na margem esquerda do rio Zambeze. Esta região está no complexo de base onde há existência de falhas normais, formando um graben (Afonso, 1976). A bacia de Moatize é a mais estudada porque tem maior interesse industrial, pois nela se localizam os jazigos de carvão.

A área é caracterizada por possuir rochas do Pré-câmbrico, do Karroo e do Pós-Karroo. A formação do Pré-câmbrico é caracterizada por possuir grande parte de rochas básicas limitadas por rochas sedimentares do sistema de Karroo, figura 2.2. Dado que a área do projeto se localiza em terrenos do Karroo vamos descrever estas formações com mais pormenor.

Segundo Afonso & Marques (1998), as rochas do grupo de Karroo pertencem ao Paleozoico e Mesozoico e compreendem duas unidades diferentes:

- ✓ Formação sedimentar do Karroo inferior e
- ✓ Formação vulcânica do Karroo superior

O Grupo Karroo Inferior

O processo de formação do Karroo Inferior iniciou-se com a glaciação da idade correspondente à Dwyka no Carbonífero Superior e terminou com a deposição de materiais clásticos mistos de granulação fina a grosseira durante o Pérmico (GTK, 2006).

A Formação de Vúzi (CbV)

A formação de Vúzi foi depositada num ambiente flúvio-glacial durante o Carbónico Superior. Esta encontra-se geralmente nas depressões mais baixas do pré-Karoo e aflora em poucos locais. As formações litológicas mais expressivas são representadas por conglomerados fluviais, arenitos feldspáticos, lamitos carbonosos, siltitos e camadas com carvão (GTK, 2006).

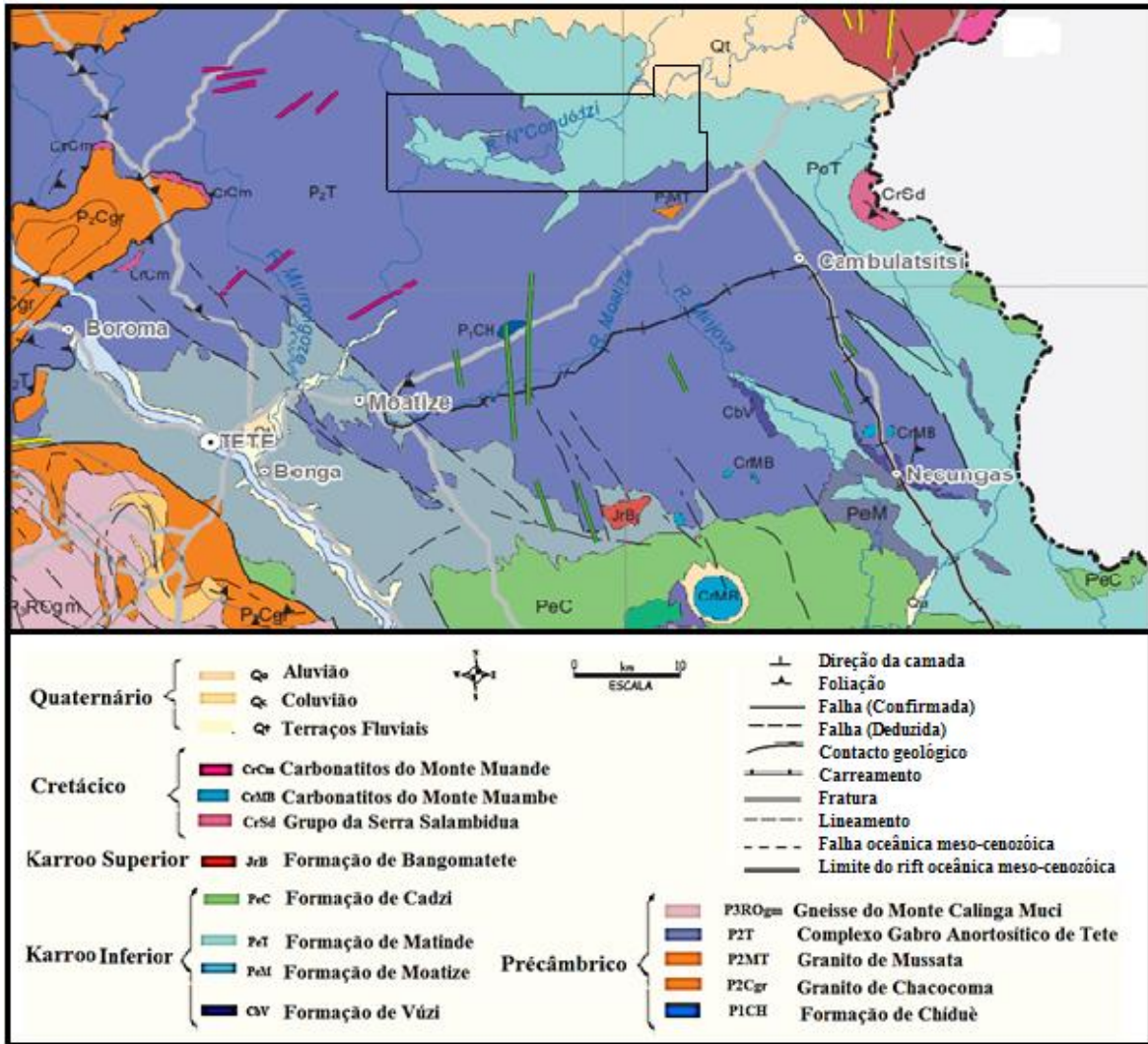


Figura 2.2: Carta geológica regional; a área assinalada corresponde à concessão do projeto da Ncondezi (adaptado do MIREM, 2008).

A Formação de Moatize (PeM)

Ocorre ao longo do banco norte do Rio Zambeze, em três sub-bacias carboníferas nomeadamente as bacias Chicôa-Mecúcoè, Sanângoè-Mefidéze e Moatize-Minjova. A sub-bacia Moatize-Minjova está bem exposta no Vale do Rio Moatize na região de Ntchintchi,

onde esta alcança a espessura de 340 m. Esta formação é constituída maioritariamente por arenitos carbonosos e seis camadas diferentes de carvão que constituem a série produtiva. Possui ainda arcoses brancas a cinzentas, arenitos conglomeráticos ocasionais, arenitos finos com argila ou micáceos com flora fóssil e argilitos negros com camadas de carvão (GTK, 2006).

A série produtiva de carvão encontra-se por cima da série tilítica, onde são conhecidas seis camadas carbonosas de diferentes espessuras, Figura 2.3, em ordem decrescente ou da mais antiga para a mais recente (Vasconcelos, 1995):

- ✓ Camada Sousa Pinto: camada de base intercalada nos pelitos (siltitos) cinzentos e apresenta uma espessura de 14m;
- ✓ Camada Chipanga: Tem como o piso os siltitos ou pelitos cinzentos, com 56m e como o teto o arenito xistoso com 18m; é a camada que atualmente está em exploração e de entre todas a mais importante, em virtude de a sua espessura atingir, em média, cerca de 36m.
- ✓ Camada Bananeira: É formada por duas subcamadas, uma superior, com uma espessura de 9m, e a outra inferior, com 18m de espessura, que estão separadas por pelitos ou siltitos negros gresosos. Esta camada é limitada, na parte inferior, por uma alternância de siltitos e arenitos, e na parte superior, por siltitos negros, com 30m;
- ✓ Camada Intermédia: Esta camada é constituída por pelitos negros com dois leitos finos de carvão. A espessura total é da ordem de 22m. O teto é constituído por pelitos cada vez mais gresosos para a base, com a espessura de 18m;
- ✓ Camada Grande Falésia: É irregular, sendo a sua espessura média de 12m. Ocorre por cima do teto da camada intermédia e é limitada na parte superior por uma alternância de pelitos e arenitos;
- ✓ Camada André: Esta camada constitui o topo da série produtiva apresenta 1m de espessura, sendo o teto é constituído por arenito.

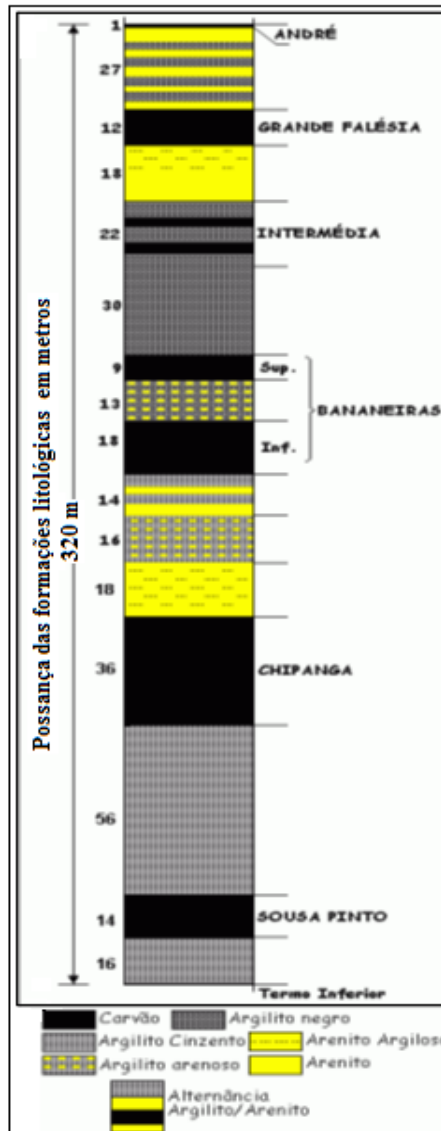


Figura 2.3: Esboço simplificado da série produtiva de Moatize (adaptado da Vale, 2011).

A Formação de Matinde (PeT)

De idade Pérmico Inferior a Médio, jaz sobre a formação de Moatize e é representada por uma possante sucessão intercalada de arenito muito grosseiro e conglomerados polimíticos localizada na parte norte, por arenito grosseiro ou conglomerático sob derrames de lavas basálticas no núcleo do domo vulcânico da Serra Mavunge. Os sedimentos da Formação Matinde na área de Birira, são predominantemente compostos por arenitos e com pouca presença de siltito de cor creme e de conglomerado, que alternam com riolitos e basaltos que são formações subjacentes do Karroo Superior. O arenito brando, alterado, com lâminas finas de cor creme são expostos ao longo Rio Mavúzi, tal como, o arenito grosso e muito grosso (GTK, 2006).

A Formação de Cádzi (PeC)

Aflora na forma de uma faixa arqueada, cercado a ponta norte do Canal de Lupata , é composto por arenitos arcóseos de granulometria média a grosseira, calcário e arenito com cimento carbonático. Em certos locais ocorrem com arenito alguns horizontes conglomeráticos com clastos angulosos a bem arredondados. Esta formação tem sido geralmente considerado como tendo a idade Pérmica Superior a Triássica Inferior (GTK, 2006).

Grupo Karroo Superior

O Grupo Karroo Superior é constituído por uma série de sucessões de depósitos terrestres, juntamente com rochas vulcânicas inter-estratificadas ou intrusivas de idade Triássica Inferior a Jurássica Inferior. Na Figura 2.2 o grupo é representado pela formação de Bangomatete. A estrutura vulcânica dômica do Karroo Superior, localiza-se nas regiões de Mecumbura e Chioco foi denominada de Domo de Luia por Hunting (1984), mas renomeado por Consórcio GTK como a Serra Mevunge, baseado na parte mais alta do domo com altitude de 966 m (GTK, 2006).

Formações doleríticas

As formações doleríticas em algumas situações formaram-se conjuntamente com as do vulcanismo fissural, preenchendo as fissuras de todas as rochas pré-existentes e na maioria dos casos deram origem a coquefação do carvão principalmente na região de Moatize e possuem orientações que variam de zona para zona. Em outras situações ocorrem ao longo das falhas de bordadura no limite entre o Précâmbrico e o Karroo ou dispostos paralelamente (Vasconcelos, 1995).

Geralmente as formações doleríticas ocorrem em diques e com forma de corpos tabulares com inclinação média a elevada intersectando as camadas de carvão e raramente forma soleiras (Austromineral, 1985 citado em Vasconcelos 1995).

Estas formações têm espessuras variadas e são rochas homogéneas, duras e compactas, geralmente de grão fino a médio, com uma coloração escura a negra, com textura ofítica a microlítica (Vasconcelos, 1995).

Formações do Cretácico (Carbonatitos e rochas alcalinas associadas)

As formações do Cretácico ocorrem por toda área, mas com particular destaque perto da fronteira com Malawi. São constituídas por *Plugs* nefeliníticos e fonolíticos, diques alcalinos, doleríticos e granofíricos. No Monte Muambe, o carbonatito está numa estrutura anelar, formado por arenitos, brechas e rochas feldspáticas, sendo cortados por traquitos e veios sideríticos e manganíferos. Estes corpos carbonatíticos foram deslocados na zona de contacto tectónico por baixo do complexo gabro anortosítico de Tete (GTK, 2006).

Formações do Quaternário

Os depósitos do Quaternário são representados por uma etapa de erosão e pouca actividade tectónica. É constituído por rochas recentes nomeadamente os terraços fluviais, depósitos coluviais e depósitos de aluviais (Afonso, 1976).

Areias de Terraços Fluviais (Qt)

As areias de terraços são largamente expostas no lado norte do Rio Zambeze. Os terraços fluviais estão a altitudes de 20 a 100 m acima do rio atual. Os terraços superiores são de idade Pleistocénica Inferior. São bancos de depósitos fluviais constituídos predominantemente por areia e por variedades de cascalho (GTK, 2006).

Depósitos coluviais (Qc)

Os depósitos coluviais encontram-se ao longo do rio Zambeze e constituem depósitos desagregados e heterogêneos, ocorrendo em zonas de subsidência tectónica. O material pedogénico foi depositado por lavagens efectuadas pelas chuvas e pela lenta solifluxão ao longo dos declives abaixo, devido à gravidade e acumulando-se geralmente na base dos declives ou estruturas dômicas em forma de depósitos maciços, não-seleccionados. Durante o Pleistocénico, a erosão normal, atuando sobre unidades de arenito Terciários, causaram a acumulação de areias argilosas (GTK, 2006).

Depósitos Aluviais (Qa)

Os depósitos aluvionares são compostos por siltes, areias e cascalhos que estão distribuídos nas planícies de inundação dos rios principais, como Luenha e Zambeze, onde bancos de areia proeminentes são frequentemente depositados nos fundos dos rios. Grandes acumulações de aluvião ocorrem também em algumas outras regiões, como por exemplo ao longo dos rios Sorodeze e Mazoe (GTK, 2006).

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Desmorte de Rocha

O desmorte de rochas é uma técnica ou combinação de técnicas de escavação utilizadas para exploração de georrecursos existentes na crosta. Estas técnicas são aplicadas de acordo com o objetivo da atividade, podendo ser para o ramo da indústria mineira bem como na construção civil. O desmorte pode ser realizado por processos mecânicos ou com recurso a produtos explosivos.

Segundo Bastos (1998) o conceito de escavabilidade traduz a capacidade que o maciço rochoso tem de resistir à ação mecânica resultante da atuação dos equipamentos de escavação ou dos explosivos.

A escavabilidade do maciço rochoso é importante porque determina a escolha do método de desmorte a empregar num dado projeto, de acordo com as características geológicas e geomecânicas do maciço em questão, pelo que é através deste parâmetro que se decide se o desmorte será executado por meios mecânicos, desagregação por escarificação e ou a fragmentação com recurso a explosivos.

Um dos critérios de classificação dos maciços rochosos pode ser realizado em função da sua escavabilidade. Franklin (1971) citado por Bastos (1998), estabeleceu um critério de classificação do maciço rochoso, de acordo com a escavabilidade, com base em dois parâmetros principais: o índice de resistência à carga pontual e o espaçamento médio entre fraturas (Figura 3.1). Bastos (1998), afirma que estes parâmetros podem ainda ser conjugados com outras grandezas tais como: a resistência à compressão uniaxial utilizando o número correspondente de ressalto do martelo de Schmidt (ou esclerómetro Schmidt) e o espaçamento médio entre fraturas com recurso ao RQD (índice *Rock Quality Designation*) definido a partir dos tarolos de sondagens realizadas com recuperação contínua de amostra.

A determinação da escavabilidade do maciço rochoso deve se antecedida por um trabalho de prospeção geológica detalhado por forma a conhecer os principais parâmetros geológicos e geomecânicos capazes de influenciar o comportamento do maciço. Embora, estes estudos acarretem custos financeiros e tempo, mas geralmente são compensados pela qualidade das operações subsequentes. Neste critério o maciço é agrupado em quatro classes distintas conforme representado na Figura 3. 1.

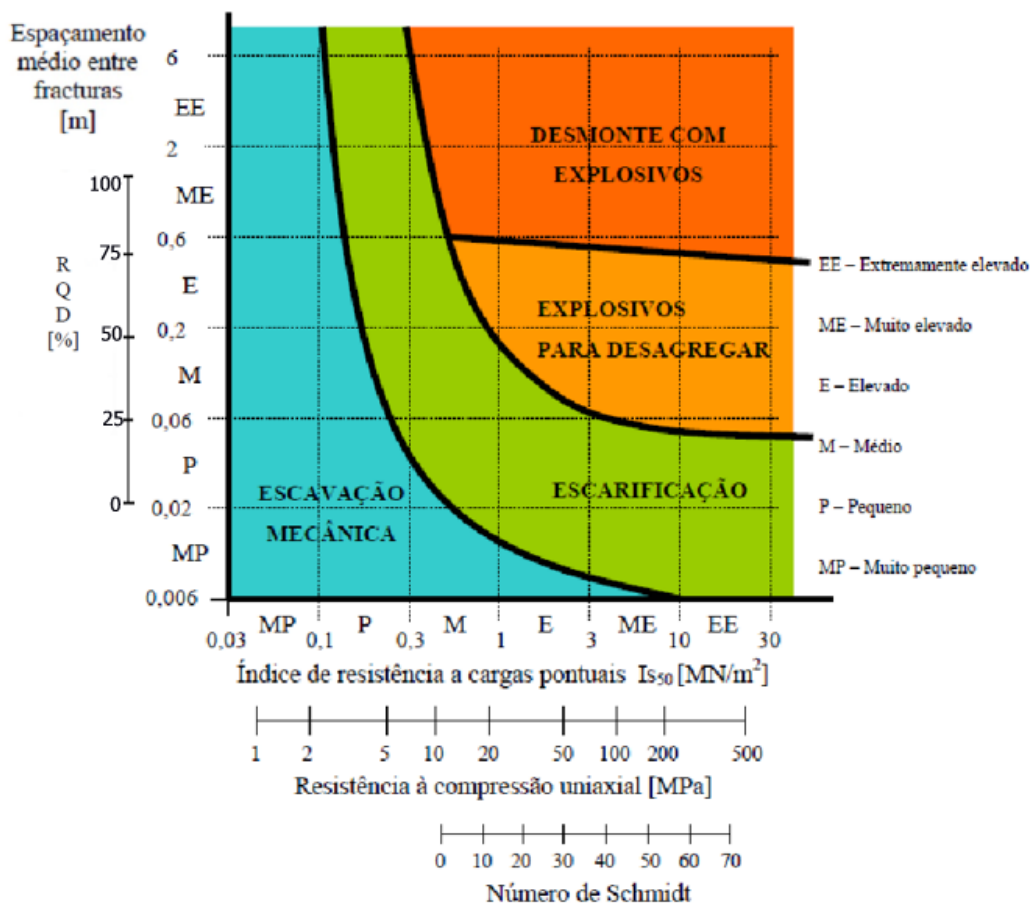


Figura 3.1: Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin (modificado por Bastos, 1998)

O critério de Franklin constitui uma base de trabalho ainda hoje utilizada relativamente às características de resistência do maciço rochoso, embora seja reconhecido que os equipamentos de escavação e as tecnologias atuais já não são as similares aos utilizados à época.

Sendo que o critério de Franklin não utiliza todos os parâmetros geotécnicos e geomecânicos da caracterização do maciço rochoso, este pode ser complementado por outros critérios de classificação entre eles a inclusão de outros fatores que podem condicionar o método de desmonte a utilizar, como é o caso de condicionantes geológico-estruturais ambientais, económicos entre outros.

3.2. Explosivos

3.2.1. Substâncias explosivas

As substâncias explosivas são compostos ou misturas de compostos químicos que, quando iniciados deliberadamente ou casualmente por calor, impacto, fricção ou choque, entram numa rápida decomposição, libertando a grande velocidade enormes quantidades de energia no ambiente, sob a forma de gases a alta temperatura e pressão elevada.

Quanto à velocidade das reações químicas, as substâncias explosivas podem ser classificadas como deflagrantes (lentas) ou detonantes (rápidas). Na indústria mineira utiliza-se atualmente os explosivos detonantes, tendo maior aplicação as emulsões a granel ou encartuchadas. Estas são caracterizadas por velocidades de detonação elevadas, resistência à água, densidades elevadas e produzem grande volume de gases, com temperaturas e pressões muito elevadas (Bernardo, 2013). A indústria mineira moçambicana não foge da regra, sendo que os explosivos atualmente utilizados nas minas de carvão e nas diversas pedreiras são maioritariamente as emulsões e *Anfo* (explosivo composto por nitrato de amónio e óleo combustível).

A descoberta das emulsões para a mineração trouxe grandes vantagens sob o ponto de vista da segurança na produção e no manuseamento de explosivos e na economia de desmonte, pois permitiu a redução dos custos por produzir elevadas energias específicas e por ter maior tempo de vida útil (Bernardo, 2013).

3.2.2. Propriedades essenciais das substâncias explosivas

Para uma planificação correta dos diagramas de fogo é fundamental o conhecimento dos conceitos teóricos e as propriedades mais importantes das substâncias explosivas.

3.2.2.1. Densidade do explosivo

Rolim (2003) refere que a densidade do explosivo é uma das mais importantes propriedades a ser considerada na escolha do mesmo. É através deste parâmetro, em conjunto com a velocidade de detonação, que é possível determinar a impedância do explosivo, fator importante na seleção do explosivo a utilizar em cada aplicação, densidade é a razão entre a massa e volume do explosivo, medida em kg.m^{-3} .

3.2.2.2. Velocidade de detonação

A velocidade de detonação é a velocidade com que a detonação se propaga ao longo de uma coluna de explosivo. Este parâmetro define o ritmo de libertação de energia. Quanto maior for o valor da velocidade de detonação, maior será o efeito de impacto por ele produzido, pelo que explosivos com elevada velocidade de detonação são mais adequados para rochas que apresentam elevada resistência à escavação, como é o caso de maciços rochosos competentes (Bernardo, 2009). Esta propriedade pode ser determinada no campo com auxílio de um aparelho que regista a velocidade de detonação do explosivo.

3.2.2.3. Pressão de detonação

A pressão de detonação é a pressão sob a forma de onda de choque que é libertada por um explosivo durante a detonação, num intervalo de tempo muito curto (milésimo de segundo), que se faz sentir nas imediações da zona de detonação. A pressão de detonação define-se como a pressão máxima teórica existente na zona de reação (Bernardo, 2013), e é dada pela Equação 3.1.

$$P_d = \rho_e \times \frac{VOD^2}{4} \quad (\text{Equação 3.1})$$

Onde:

P_d - Pressão de detonação (GPa)

VOD - Velocidade de detonação ($m.s^{-1}$)

ρ_e - Densidade do explosivo ($kg.m^{-3}$)

3.2.2.4. Energia específica

As substâncias explosivas quando iniciadas libertam energia que pode ser traduzida em duas componentes: a primeira é a energia de choque (fase dinâmica) e a segunda é a energia dos gases em expansão (fase quase estática). A energia total é estabelecida segundo o índice de Langefors dado pela Equação 3.2. A energia produzida na fase dinâmica é resultado da elevada pressão da frente de detonação à medida que esta se propaga ao longo da coluna explosiva e prosseguindo nas paredes do furo. A magnitude é uma função da energia de detonação e do volume de gases do explosivo. A energia específica é a primeira a contribuir para a rotura do maciço rochoso, mas a energia dos gases é a que tem como características alta pressão e temperatura geradas após a passagem da onda de choque. Esta

segunda componente exerce uma forte pressão nas paredes do furo já fraturado e, principalmente, no interior das fraturas criadas na fase anterior, pela ação da onda de choque, causando o deslocamento do material rochoso (Bernardo, 2009).

$$\mathbf{Energia}_{total} = \frac{5}{6} \mathbf{Energia}_{detonação} + \frac{1}{6} \mathbf{Volume}_{gases} \quad (\text{Equação 3.2})$$

3.2.2.6. Consumo específico de explosivo

O consumo específico de explosivo é a quantidade de explosivo necessária para fragmentar um metro cúbico (1m³) ou uma tonelada (1ton) de rocha (Bernardo, 2004).

$$\mathbf{q} = \frac{(\mathbf{Hb} + \mathbf{S} - \mathbf{T})\pi\Phi\mathbf{f} \times \rho_e}{4\mathbf{Hb} \times \mathbf{A} \times \mathbf{E}} \quad (\text{Equação 3.3})$$

Onde:

q- consumo específico de explosivo (kg.m⁻³)

Φf - é o diâmetro do furo (m),

ρ_e - a massa volúmica da substância explosiva (kg.m⁻³),

Hb – Altura da bancada; S – Subfuração; T – Atacamento; A – Afastamento; E - Espaçamento

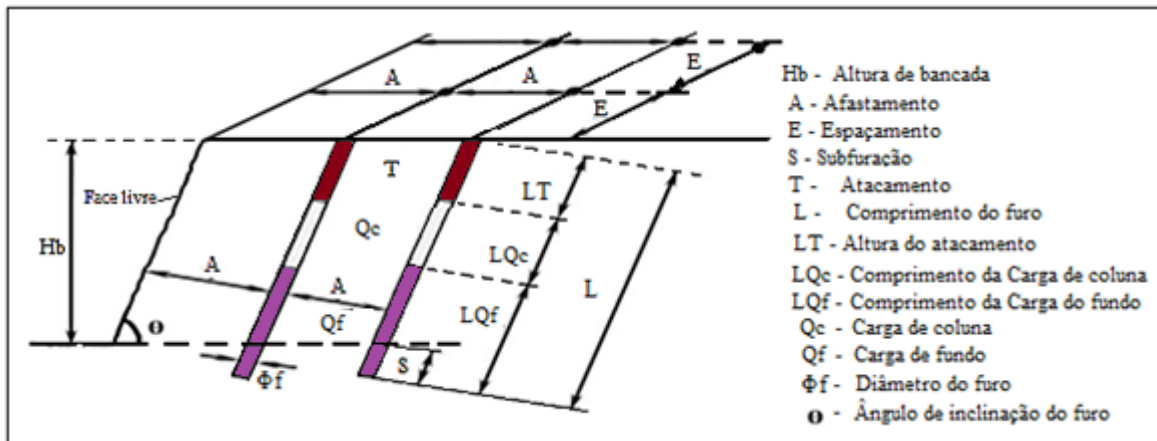


Figura 3.2: Parâmetros de um diagrama de fogo para desmontes em bancadas a céu aberto

Segundo Jimeno (2003) o consumo específico da carga explosiva no desmonte de rocha aumenta como função dos seguintes parâmetros:

- ✓ A diminuição do diâmetro dos furos;
- ✓ A resistência da rocha e o grau de fragmentação requerido;

- ✓ A relação afastamento/atacamento inadequada, o tempo de retardo inadequado e a má distribuição da carga (a eficácia do desmonte aumentará com a boa distribuição da carga explosiva nos furos, tanto espacial, como temporalmente);
- ✓ A diminuição da resistência inerente ao atacamento;
- ✓ A constrição da face livre com escombros;
- ✓ A diminuição do número de faces livres, sendo que, em escavações subterrâneas, em que existe apenas uma, o consumo específico de substâncias explosivas chega a duplicar;
- ✓ A verticalidade dos furos, pois estes inviabilizam o aproveitamento da energia ao nível do piso da bancada.

A distribuição dos furos numa bancada para detonar têm uma grande influência no consumo específico de explosivos, sendo as malhas hexagonais as que apresentam melhor distribuição das cargas explosivas porque têm maior área de influência das mesmas. Isto é, para o mesmo número de furos e nas mesmas condições, as malhas hexagonais produzem distribuições granulométricas mais homogêneas e com menor quantidade de blocos de maior dimensão (Jimeno, 2003).

Assim, o consumo específico de explosivos pode ser reduzido significativamente pela utilização de esquemas hexagonais (Figura 3.3), quando se trabalhar com furos paralelos à face livre em desmontes a céu aberto (Jimeno, 2003).

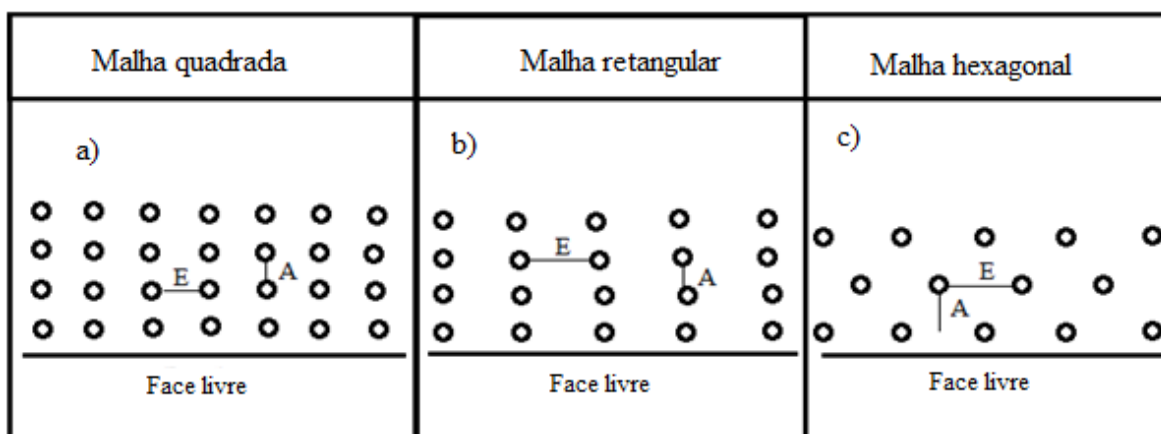


Figura 3.3: Disposição dos furos: a) Malha quadrada; b) Malha retangular; c) Malha hexagonal.

As vibrações são outro parâmetro que tem interesse relacionar com o consumo específico da carga explosiva. Segundo Jimeno (2003), a intensidade de vibração é influenciada por

este parâmetro, de acordo com o que se mostra na Figura 3.4. Verifica-se que abaixo do consumo específico de carga explosiva ótima se registra um aumento da intensidade vibratória; acima deste, para além do aumento das vibrações propagadas ao maciço, o risco de projeção de blocos aumenta. O aumento da intensidade vibratória poderá ser explicado pelo fato da carga explosiva se encontrar mal distribuída espacialmente, dificultando o desmonte da rocha.

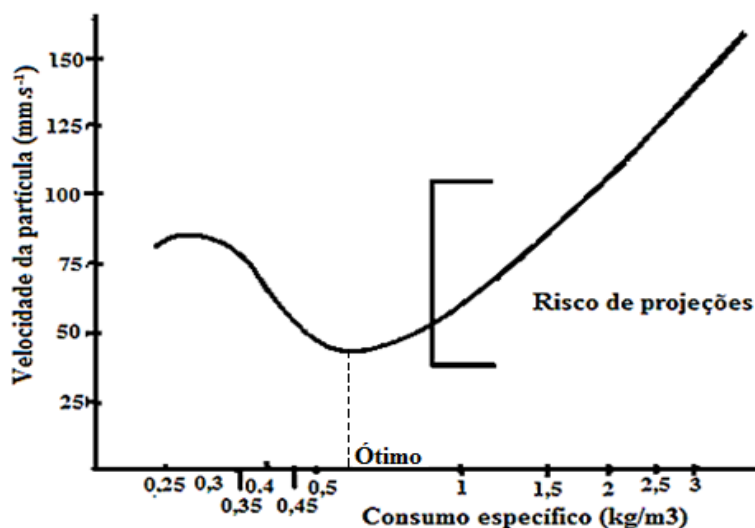


Figura 3.4: Influência do consumo específico de carga explosiva na intensidade de vibração (Jimeno, 2003).

Na tabela 3.1 ilustram-se as relações entre o tipo de rocha e o consumo específico de substâncias explosivas em exploração a céu aberto.

Tabela 3.1: Relação entre o tipo de rocha e o consumo específico de explosivo (adaptado de Jimeno, 2003).

Tipo de rocha	Consumo específico de explosivo (kg.m⁻³)
Rochas resistentes	0,6-1,5
Rochas de resistência média	0,3-0,6
Rochas muito fraturadas, alteradas ou macias.	0,1-0,3

Os consumos específicos mais elevados proporcionam uma boa fragmentação e deslocamento da rocha, dão lugar a menores problemas de repés (irregularidade que

aparecem no piso da bancada depois da detonação em escavações a céu aberto) e podem ajudar a alcançar o ponto ótimo do custo total das operações (Jimeno, 2003).

Para a definição da fragmentação ótima devem-se combinar adequadamente todas as operações unitárias por forma a minimizar o custo total, como se pode ver na Figura 3.5.

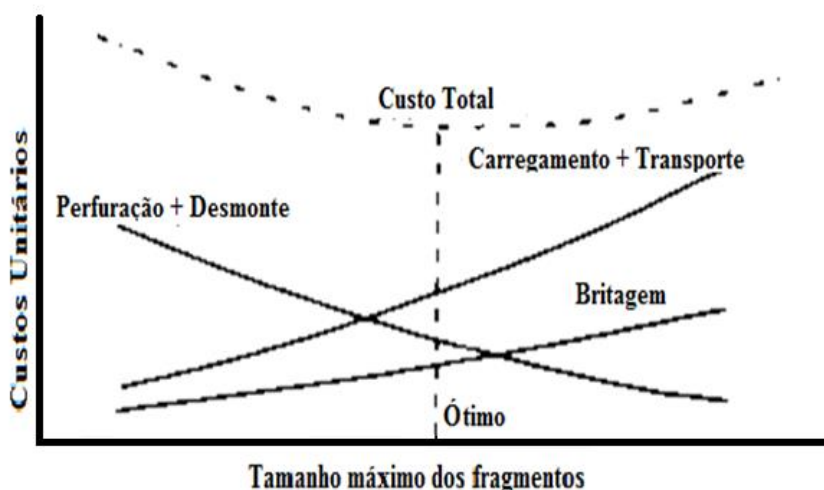


Figura 3.5: Grau de fragmentação ótimo com a combinação de todas as operações unitárias para a minimização dos custos totais (Dinis da Gama & Jimeno, 1993).

A determinação do grau de fragmentação ótimo nem sempre é fácil, pois este parâmetro é influenciado pelo estado de compartimentação do maciço rochoso e pela distribuição das cargas explosivas no interior da rocha a desmontar (Dinis da Gama, 2013).

Uma vez determinado o ponto ótimo da fragmentação e consumo específico relativo ao custo, ele deve ser compatível com a minimização dos impactes ambientais, associados ao uso de substâncias explosivas (Figura 3.6), sendo por isso uma meta a atingir pelos responsáveis de obras onde é utilizado o explosivo para escavação ou fragmentação.

As curvas correspondentes aos custos das diferentes operações deverão ser determinadas com base em desmontes de rotina ou experimentais, com ajustes sucessivos nos diversos parâmetros dos diagramas de fogo para efetuar aproximações progressivas ao ponto ótimo. Todas as operações de desmorte devem ser avaliadas atendendo que cada maciço tem a sua forma de reagir. Isto permite adaptar os diagramas de fogo às propriedades das rochas e ao efeito das discontinuidades dos maciços, tornando a otimização uma atividade constante (Bernardo, 2004).

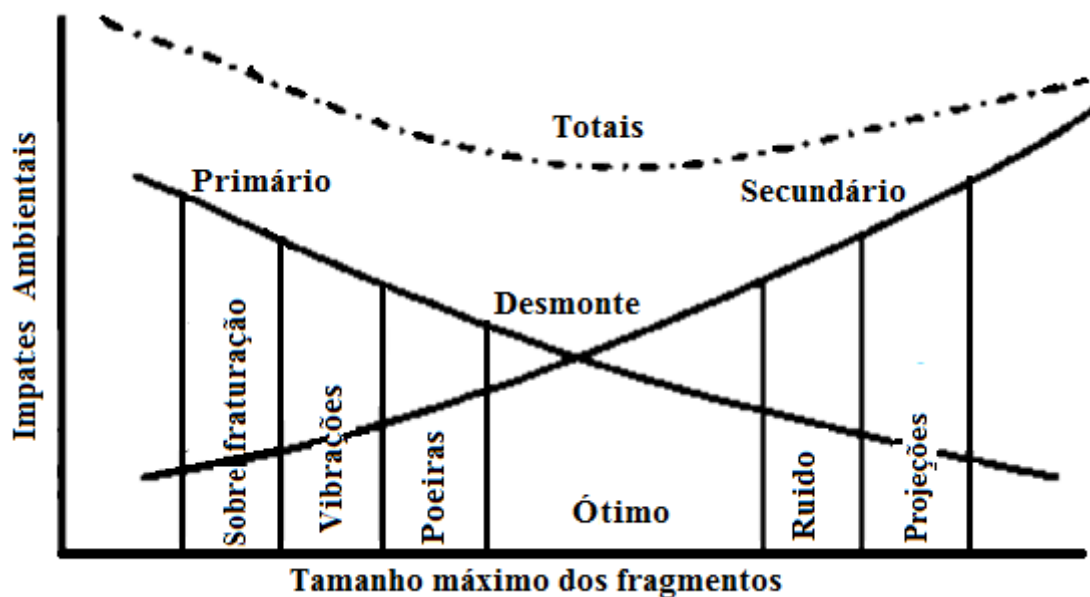


Figura 3.6: Correlação entre os critérios de minimização de custos nos desmontes com substâncias explosivas e os consequentes impactos ambientais (Dinis da Gama & Jimeno, 1993).

3.2.2.7. Distribuição da carga explosiva nos furos

Nos desmontes em bancada, a energia necessária para que se produza a rotura da rocha, não é constante em toda a altura do furo. A energia gerada pela detonação do explosivo deve ser superior à resistência da rocha ao longo de toda a bancada, especialmente na base, onde a rocha se encontra mais confinada (Jimeno, 2003).

Por essa razão, é necessário utilizar uma distribuição de carga seletiva, para que a energia específica no fundo do furo seja cerca de 2 a 2,5 vezes superior à energia da coluna (Lanfords & Kihlström, 1963). Isto significa que se devem escolher substâncias explosivas de densidade e velocidade de detonação elevada para as cargas de fundo, uma vez que o objetivo destas, para além de desmontar a zona do maciço mais confinado, é iniciar a detonação da carga de coluna, e substâncias explosivas de densidade e velocidade de detonação baixa para as cargas de coluna, que serão responsáveis apenas pelo prolongamento das fraturas e deslocamento da rocha.

A carga de fundo deve ter um comprimento entre 0,6 a 1,3 A (onde A, representa a distância entre a face livre e a primeira linha de furos paralelos à respectiva face também designado por afastamento) para que o seu centro de gravidade se situe por cima ou à mesma altura do piso da bancada (Jimeno, 2003).

Apresentam-se de seguida as vantagens do uso de cargas diferenciadas fundo/coluna (Jimeno, 2003):

- ✓ Rendimento de perfuração aumenta como consequência de um esquema mais amplo, e de um menor comprimento de subfuração;
- ✓ Melhora a rotura no fundo, eliminando repés e favorecendo as operações de carga;
- ✓ Diminui os custos de perfuração e desmonte, especialmente em rochas duras;
- ✓ Baixa o consumo específico do explosivo devido a um melhor aproveitamento do mesmo.

Pode-se ainda recorrer ao uso de cargas explosivas intercaladas com espaçadores conforme ilustra a Figura 3.7, na qual a carga explosiva no furo pode estar dividida em duas ou mais cargas individuais separadas por material inerte, iniciadas ou não em simultâneo. Esta técnica é geralmente utilizada quando se trabalha com maciços muito heterogéneos e que possuem materiais alterados ou cavernas (Louro, 2009).

Com a utilização de espaçadores evita-se o carregamento de explosivo nas interseções de certas linhas de descontinuidades com os furos, para evitar má distribuição da carga explosiva, face à resistência da rocha naquele local, diminuindo também os impactes ambientais. Este método permite ainda reduzir as vibrações transmitidas ao maciço, pelo facto de permitir reduzir a quantidade de carga por retardo quando se usam temporizações distintas nas diferentes cargas explosivas. Os espaçadores deverão ter um comprimento que evite a detonação por simpatia das cargas que separam (Louro, 2009).

Outro fator que tem influência no desempenho do diagrama de fogo é, a temporização entre furos, que deverá ser escolhida de modo a maximizar a criação de faces livres suplementares, aumentando assim o rendimento nos furos seguintes e minimizando as vibrações, projeções e ondas aéreas.

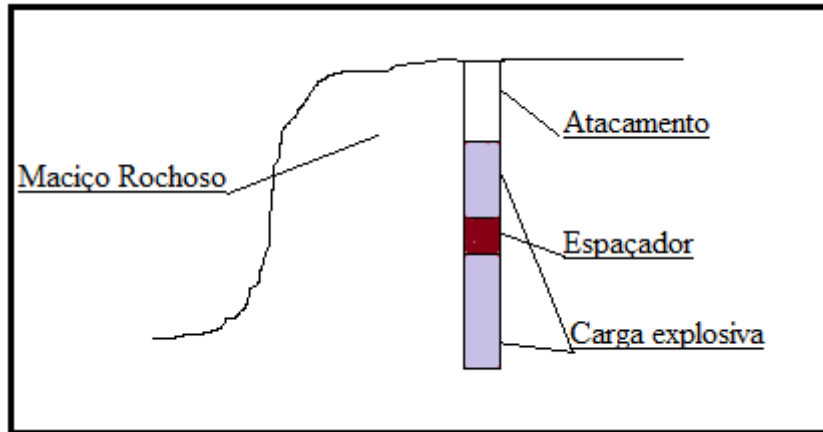


Figura 3.7: Furo carregado com substâncias explosivas intercaladas por espaçadores (adaptado de Louro, 2009).

3.2.2.8. Sensibilidade do explosivo

A sensibilidade do explosivo pode ser definida como a facilidade que uma substância explosiva tem em poder ser iniciada quando sujeito a um estímulo (choque, fricção, calor ou descarga electrostática) (Bernardo, 2013).

Esta é uma propriedade fundamental no que concerne aos explosivos industriais, pois determina o maior ou menor grau de segurança no manuseamento dos mesmos.

A transmissão da detonação por simpatia é uma medida de sensibilidade, que traduz a facilidade de um cartucho de explosivo detonar por ação de detonação de outro cartucho próximo. Define-se como a distância máxima a que um cartucho-escorvado consegue detonar outro não escorvado, colocado no mesmo alinhamento. Nos explosivos de uso civil, a distância máxima a que se produz transmissão da detonação por simpatia varia entre 2 a 8 vezes o diâmetro do cartucho, dependendo do tipo de explosivo (Góis *et al*, 2012).

3.2.3. Sistemas de iniciação de explosivos

Os sistemas de iniciação dividem-se em pirotécnicos, eléctricos, não eléctricos (*nonel*) e eletrónicos:

a) Sistema de iniciação pirotécnico

Neste sistema as substâncias explosivas são iniciadas por uma chama conduzida através de um rastilho até um cordão detonante e deste ao detonador pirotécnico (Figura 3.8), que por sua vez transmite a energia para a carga explosiva.

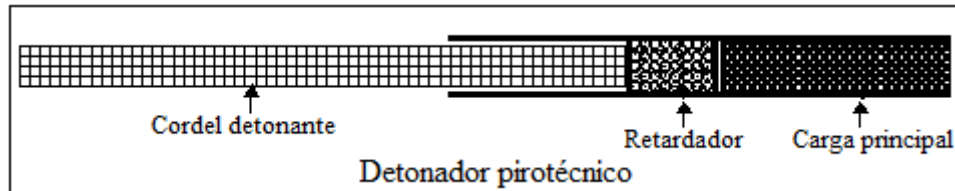


Figura 3.8: Detonador pirotécnico (modificado de Gomes *et al.* (2008) citado em Correia, 2011).

b) Sistema de iniciação elétrico

Consiste na iniciação da carga explosiva por uma corrente elétrica. De acordo com o tempo que levam para produzir o efeito da iniciação desde o momento do acionamento até o reventamento, os detonadores elétricos (Figura 3.9), dividem-se em:

- ✓ Instantâneos;
- ✓ Retardados - com intervalo de 0,5 segundos e;
- ✓ Microrretardadores - com intervalo de 20 ou 30 milissegundos.

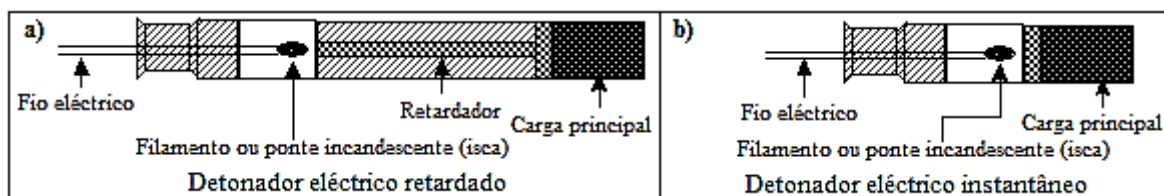


Figura 3.9: Detonador elétrico, a) retardado e b) instantâneo (modificado de Gomes *et al.* (2008) citado em Correia, 2011).

c) Sistema de iniciação não elétrico (nonel)

O sistema de iniciação não elétrico é iniciado por onda de choque originada por um detonador elétrico ou pirotécnico. Os detonadores não elétricos (Figura 3.10) são constituídos principalmente por um tubo por onde passam as ondas de choque e por uma cápsula detonadora.

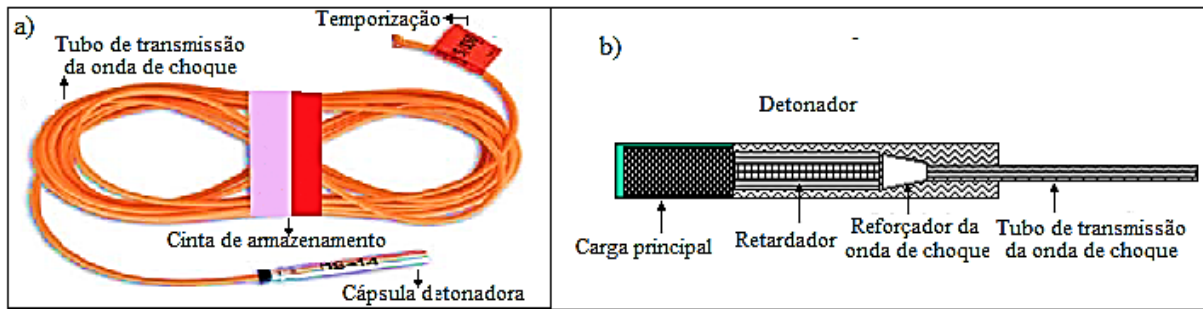


Figura 3.10: Detonador não eléctrico (adaptado do Mota, 2011).

O sistema não eléctrico, não tendo qualquer circuito eléctrico, tem a vantagem de não ser sensível a qualquer tipo de corrente eléctricas, principalmente correntes induzidas ou eletricidade estática.

Este tipo de detonador tem na sua composição uma pequena carga explosiva, um temporizador pirotécnico e um sistema de iniciação por efeito da onda de choque, transmitida por um tubo oco normalmente com diâmetro externo e interno de três milímetros (3mm) e um milímetro e meio (1,5mm) respetivamente e tem no seu interior $20\text{mg}\cdot\text{m}^{-1}$ de substância explosiva que permite a transmissão de energia a uma velocidade de cerca de $2000\text{ m}\cdot\text{s}^{-1}$.

d) Sistema de iniciação eletrónico

Os detonadores eletrónicos são acessórios de iniciação de grande precisão no que diz respeito à temporização, porque permitem pequenas variações temporais da ordem de um milissegundo (1ms) podendo algumas versões chegar a décimos de milissegundo (0,1 a 0,9 ms). A precisão da temporização proporciona um melhor controlo da energia libertada pelo explosivo durante a detonação, o que proporciona uma distribuição granulométrica mais homogênea do material e uma redução nos níveis de vibração gerados pela detonação (Arya, 2006).

3.3. Perfuração de rocha

A perfuração das rochas para o desmorte de rocha com recurso às substâncias explosivas é a primeira operação que se realiza e tem como objetivo efetuar a abertura de furos, com a distribuição espacial e geometria adequada dentro dos maciços para alojar as cargas de explosivos e os acessórios iniciadores. As fontes primárias de energia destes equipamentos podem ser motores a *diesel* ou motores eléctricos.

Existem dois principais métodos de perfuração para o desmonte de rochas com explosivos aplicados à mineração (Ingersoll-Rand, 1999).

1. Perfuração Rotativa com brocas tricônicas (*Holler Bit*);
2. Perfuração Roto-percussiva:
 - 2.1 Martelo de superfície (*Top-Hammer*);
 - 2.2 Martelo de fundo de furo (*Down the Hole*).

A Figura 3.11, ilustra, de forma simples, as características destes métodos.

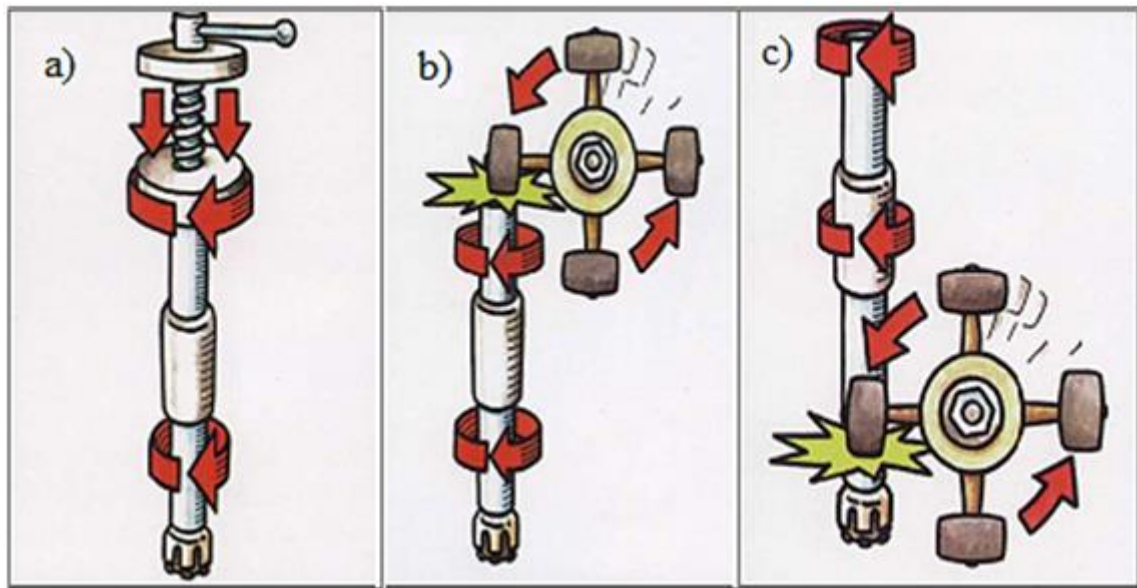


Figura 3.11: Ilustração das forças aplicadas nos diversos métodos de perfuração: a) método rotativo, b) martelo de superfície, c) e martelo de fundo de furo (adaptado de Ingersoll-Rand, 1999).

3.3.1. Perfuração rotativa

Na perfuração rotativa podem ser utilizados motores a *diesel* ou motores elétricos. Nas perfuradoras com um diâmetro de perfuração acima de 230 mm é frequente a utilização de energia elétrica a média tensão, que alimenta a perfuradora com a corrente alternada com os cabos elétricos revestidos (Jimeno, 1994).

Porém, se a lavra é seletiva e há grande necessidade de deslocamento do equipamento de perfuração, pode-se adotar máquinas a motor *diesel*. As perfuradoras médias e pequenas, que são montadas sobre caminhões, podem ser acionadas por motores a *diesel* (Jimeno, 1994).

A Figura 3.12, ilustra o modelo de forças aplicadas pela perfuração rotativa, que se caracteriza pelas forças de rotação e de avanço (*pulldown*).

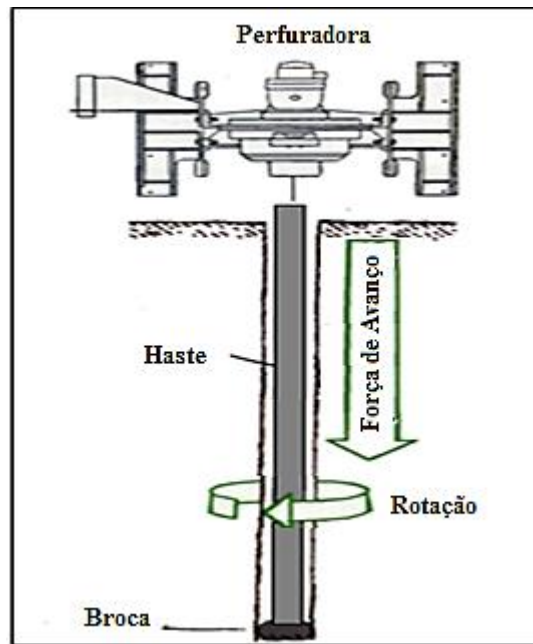


Figura 3.12: Modelo de forças do método de perfuração rotativa (Jimeno, 1994).

O custo dos equipamentos elétricos é 10 a 15% mais baixo que os equipamentos a *diesel*. Estes últimos são selecionados quando a região da exploração não dispõe de adequada infraestrutura de fornecimento de energia elétrica ou quando a máquina é montada sobre uma estrutura móvel (Jimeno, 1994).

3.3.2. Perfuração roto-percussiva

A perfuração roto-percussiva é o sistema de perfuração mais utilizado e sua descoberta coincide com o desenvolvimento industrial do século XIX. As primeiras perfuradoras foram os protótipos de Singer (1838) e Couch (1848), as quais utilizavam vapor para o seu funcionamento. Todavia só quando se passou a utilizar ar comprimido como fonte de energia é que ganhou maior importância (Jimeno, 1994).

O sistema de fundo do furo com diâmetro de perfuração de 150 mm a 229 mm tem ganho campo de aplicação nas rochas de alta resistência por proporcionar maiores taxas de penetração quando comparadas com o método rotativo (Jimeno, 1994). Os equipamentos roto-percussivos classificam-se em dois grandes grupos, segundo a posição do martelo:

- ✓ Martelo de superfície;
- ✓ Martelo de fundo de furo.

Durante muitos anos estes equipamentos foram operados, exclusivamente, com recurso aos martelos pneumáticos. Mais tarde foram introduzidas no mercado máquinas hidráulicas. O alto custo das perfuradoras hidráulicas é compensado por um menor custo operacional e maior produtividade quando comparadas com máquinas pneumáticas (Crosby, 1998).

3.3.2.1. Perfuração com martelo de superfície

As perfuradoras com martelo de superfície possuem dois sistemas de funcionamento básicos, rotação e percussão. Estas duas forças são transmitidas através da haste para a ferramenta de perfuração. Os martelos podem ter acionamento pneumático ou hidráulico, e são localizados na superfície sobre a lança da perfuradora. O surgimento dos martelos hidráulicos na década de 70 do século XX deu novo impulso a este método de perfuração, ampliando seu campo de aplicação (Svedala Reedrill, 1998).

A Figura 3.13, apresenta o corte longitudinal do método de perfuração com martelo de superfície e seus componentes.

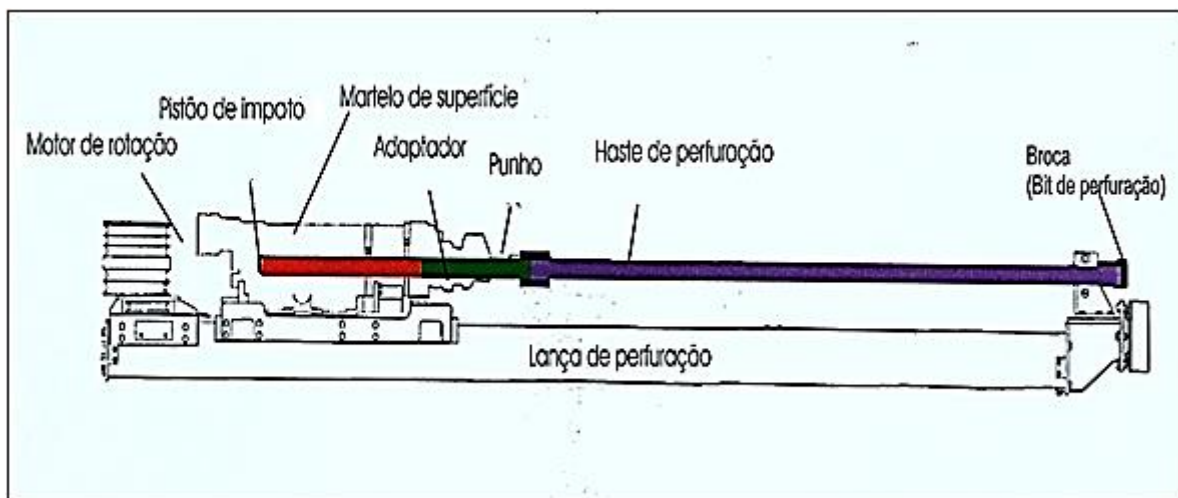


Figura 3.13: Método de perfuração com martelo de superfície (Svedala Reedrill, 1998).

3.3.2.2. Perfuração com martelo de fundo de furo

Os martelos de fundo de furo (Figura 3.14), foram desenvolvidos na década de 50 e, originalmente, eram utilizados para aumentar a taxa de penetração em rochas duras e muito duras. Neste método, o martelo e a broca de perfuração permanecem sempre no fundo do furo, eliminando as perdas de energia ao longo da coluna de perfuração (Ingersoll-Rand, 1999).

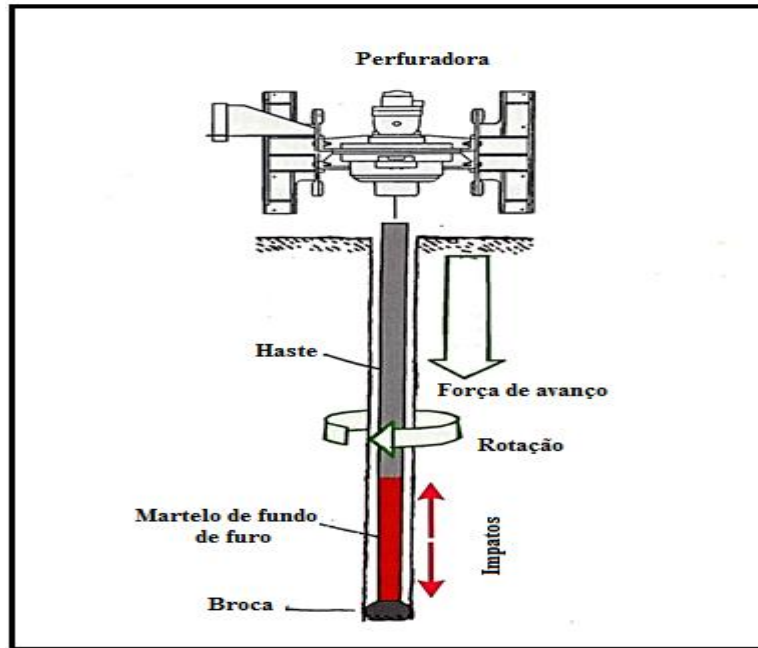


Figura 3.14: Martelo de fundo de furo (*down the hole*) (Ingersoll-Rand, 1999).

3.3.3. Perfuração específica

A perfuração específica é a razão entre o comprimento do furo e o volume de rocha a fragmentar (desmontar) e é determinada através da Equação 3.4

$$Pf = \frac{Hb+S}{4Hb \times A \times E} \quad (\text{m. m}^{-3}) \quad (\text{Equação 3.4})$$

Onde:

Pf é a perfuração específica,

Hb é a altura da bancada,

S é a subfuração,

E é o espaçamento, e

A é o afastamento.

A perfuração específica no desmonte de rocha utilizando método a céu aberto pode adquirir valores médios entre 0,05 e 0,1 metro de furo em cada metro cúbico de rocha desmontada (Dinis de Gama, 2013).

3.4. Diagramas de Fogo

Os diagramas de fogo são concebidos para os maciços rochosos mais resistentes, ou seja, aqueles que não permitem a escavação mecânica em tempo útil e a um custo aceitável, tornando-se assim recomendável a utilização de substâncias explosivas (Bernardo, 2004).

3.4.1. Principais elementos do diagrama de fogo

As relações empíricas para dimensionamento de diagramas de fogo para desmontes em bancadas a céu aberto (Figura 3.2) foram confirmadas na prática em várias pedreiras a nível mundial, aplicadas para situações diversificadas como é o caso de diferentes geometrias de escavação, várias alturas de bancadas, diversos diâmetros de furo, variedades litológicas e distintos tipos de explosivos. Por essa razão, considera-se que constituem excelentes aproximações iniciais, em relação aos diagramas de fogo considerados ideais (Dinis da Gama, 2013).

É de referir que a altura de bancada também está relacionada com outros parâmetros, tais como, a capacidade dos equipamentos de perfuração e carregamento, a produção pretendida, pelo que acaba por ser excluída do dimensionamento, tornando-se um pré-requisito do mesmo, desde que a empresa justifique a altura de bancada que pretende praticar. Portanto, a altura da bancada condiciona a fixação de todos os parâmetros geométricos, visto que está relacionada com o diâmetro do furo (Φ_f), que por sua vez, condiciona o cálculo do afastamento, e de todos os outros parâmetros (Bernardo, 2004).

3.4.2. Diâmetro da furação (Φ_f)

O diâmetro do furo é determinado pelo tipo de perfuradora. Em situações que não se tenha equipamento, o diâmetro é escolhido de acordo com a produção pretendido e adquire-se o equipamento necessário. Verifica-se na prática, de forma geral, que as empresas adotam grandes diâmetro do furo com o objetivo de maximizar a economia no desmonte (Góis *et al.*, 2012).

O diâmetro do furo está relacionado com a altura da bancada pela Equação 3.5. Ou seja, quanto mais alta for a bancada maior poderá ser o diâmetro do furo, para evitar a flexão das hastes de perfuração. O diâmetro está relacionado com a altura da bancada, através de uma relação, que varia entre 0,5 a 1,259% da altura de bancada (H_b) (Langefors e Kihlstrom, 1963).

$$\Phi f = (0,005 \text{ a } 0,01259) \times Hb \quad (\text{Equação 3.5})$$

Onde:

Φf – Diâmetro do furo (m)

Hb – Altura de bancada (m)

0,005 a 0,01259 - Coeficientes

Quanto mais elevado for o diâmetro do furo, maior vai ser a quantidade de explosivo a utilizar na fragmentação, mas a quantidade de furação a realizar vai diminuir. O diâmetro de perfuração pode variar entre 14 e 300 mm. A escolha do diâmetro é função de:

- ✓ Altura da bancada;
- ✓ Fragmentação desejada;
- ✓ Risco de projeção;
- ✓ Risco de ocorrência de fraturas quer na base quer no topo da bancada;
- ✓ Frequência de grandes blocos no mesmo tipo de rocha;
- ✓ Economia do desmonte.

Por sua vez, o maior diâmetro do furo apresenta vantagens e desvantagens:

Desvantagens

- ✓ Maior granulometria média dos produtos obtidos,
- ✓ Maior risco de blocos grandes,
- ✓ Maior risco de projeções,
- ✓ Maior facilidade de ocorrência de fraturas indesejadas

Vantagens

- ✓ Maior economia;
- ✓ Melhor adaptação a bancadas de altura média ou alta.

3.4.3. Afastamento (A)

Afastamento (A) é a distância entre a face livre e a primeira linha de furos paralelos à respectiva face (Figura 3.2), ou melhor, é a distância entre a crista da bancada e a primeira linha de furos paralela à face livre. O afastamento é calculado pela equação empírica da Tabela 3.2.

3.4.4. Espaçamento entre furos (E)

Entende-se por espaçamento (E) a distância entre dois furos consecutivos na mesma fila de furos (Figura 3.2). O espaçamento é definido e otimizado de modo a permitir a obtenção de bons resultados de fragmentação da rocha, por forma a minimizar ou mesmo eliminar a operação de desmonte secundário (taqueio). O valor de E é calculado através da equação da Tabela 3.2.

3.4.5. Ângulo de inclinação da furação (θ)

Os furos em bancadas apresentam geralmente uma determinada inclinação (Figura 3.2). A execução de furos com uma inclinação pretendida apresenta muitas vantagens. Delas podem-se destacar o elevado grau de segurança, a melhoria na fragmentação da rocha, verificando-se ainda uma diminuição do consumo de explosivo, maiores afastamentos e espaçamentos entre furos e também menores vibrações. As inclinações variam de local, podendo estar entre 10 e 30 graus (SPEL, 2011).

3.4.6. Subfuração (S)

O objetivo de se executar a subfuração (S) é de facilitar a execução da pega de fogo (Figura 3.2). No caso de não ser feita a subfuração, a base da bancada não será arrancada, o que conduz ao aparecimento de superfície irregular. No entanto, tornar-se-á necessário uma nova detonação, mas de dimensões mais reduzidas de modo a arrancá-la. A subfuração é determinada a partir da equação da Tabela 3.2. Para formações que apresentam uma tendência horizontal como é o caso de xistos ou camadas horizontais e sub-horizontais, o valor da subfuração pode ser pequeno ou nulo.

3.4.7. Comprimento do furo (L)

O comprimento do furo é calculado pela Equação 3.5.

$$L = \frac{Hb}{\text{Sen}\theta} + S \quad (\text{Equação 3.6})$$

Onde:

L – Comprimento do furo (m)

S – Subfuração

Hb - Altura da bancada (m)

θ – Ângulo de inclinação do furo

3.4.8. Carga total de um furo (Qt)

A carga total de um furo é composta pela carga de fundo (Qf) e carga de coluna (Qc). A distribuição ao longo do furo não é igual para ambas às cargas. Normalmente a carga de fundo deve ser composta por um explosivo mais potente. A carga total é determinada pela Equação 3.7.

$$Q_t = Q_f + Q_c \quad (\text{Equação 3.7})$$

Onde:

Qt – Carga total (kg)

Qf – Carga de fundo (kg)

Qc - Carga de coluna (kg)

O valor da carga de fundo (Figura 3.2) corresponde ao produto do comprimento da carga de fundo (LQf) pela concentração da carga de fundo (RLc), (Equação 3.8). O volume do furo expresso em metros cúbicos (m³) e a densidade do explosivo é expressa em quilograma por metro cúbico (kg.m⁻³).

A carga de fundo deve ter um comprimento entre 0,6 a 1,3 do afastamento, para que o seu centro de gravidade se situe por cima ou à mesma altura do piso da bancada (Jimeno, 2003).

$$Q_f = LQ_f \times RL_c \quad (\text{Equação 3.8})$$

Onde:

Qf – Carga de fundo (kg)

LQf – Comprimento da carga de fundo

RLc – Razão linear de carregamento

A carga de coluna (Figura 3.2) é o produto do comprimento da carga de coluna (LQ_c) pela concentração da carga de coluna (RL_c), como se pode verificar na Equação 3.9. O comprimento da carga de coluna corresponde ao comprimento do furo sem o comprimento da carga de fundo e sem o comprimento do atacamento expresso em metros.

Por seu lado a concentração da carga de coluna é igual a 45% da concentração da carga de fundo, igualmente expressa em quilograma por metro cúbico ($kg.m^{-3}$).

$$Q_c = LQ_c \times RL_c \quad (\text{Equação 3.9})$$

Onde:

Q_c – Carga de coluna

LQ_c – Comprimento da carga de coluna

3.4.9. Atacamento (T)

O atacamento (Figura 3.2) é parte superior do furo que não é preenchida pela carga explosiva que é usualmente preenchida por material de granulometria fina, correspondente aos detritos da perfuração da rocha durante a abertura de furo para alojar as cargas explosivas, ou seja, pó da furação, servindo de obstrutor para confinar os gases de explosão.

Quando o material não é adequado, pode ser feito com outro tipo de material (argila, areia, etc.). O comprimento não deve ultrapassar o valor do afastamento (Tabela 3.2), pois caso contrário podem resultar blocos de grandes dimensões na parte superior da bancada. Também não pode ter um valor muito inferior ao afastamento devido à possibilidade dos gases da explosão se escaparem e originarem projeções (IGM, 1999).

As constantes empíricas assumem valores de acordo com as particularidades dos elementos que intervêm no dimensionamento das pegas de fogos. As variações são estabelecidas conforme o apresentado na Tabela 3.3.

Tabela 3.2: Dimensionamento geométrico de diagramas de fogo segundo Ash (modificado por Dinis da Gama, 1998).

Parâmetros	Expressão	Constantes empíricas	Intervalos de variação das constantes	Características de aplicação
Afastamento	$A = K_A * \Phi f$	K_A	$25 \leq K_A \leq 40$	Densidade do explosivo e do maciço rochoso
Espaçamento	$E = K_E * A$	K_E	$1,25 \leq K_E \leq 5$	Simultaneidade do disparo
Altura da bancada	$H = K_H * A$	K_H	$1,5 \leq K_H \leq 4$	Produção (em volume)
Atacamento	$T = K_T * A$	K_T	$0,5 \leq K_T \leq 1$	Preocupação ambiental
Subfuração	$S = K_S * A$	K_S	$0,2 \leq K_S \leq 0,5$	Correção dos repés

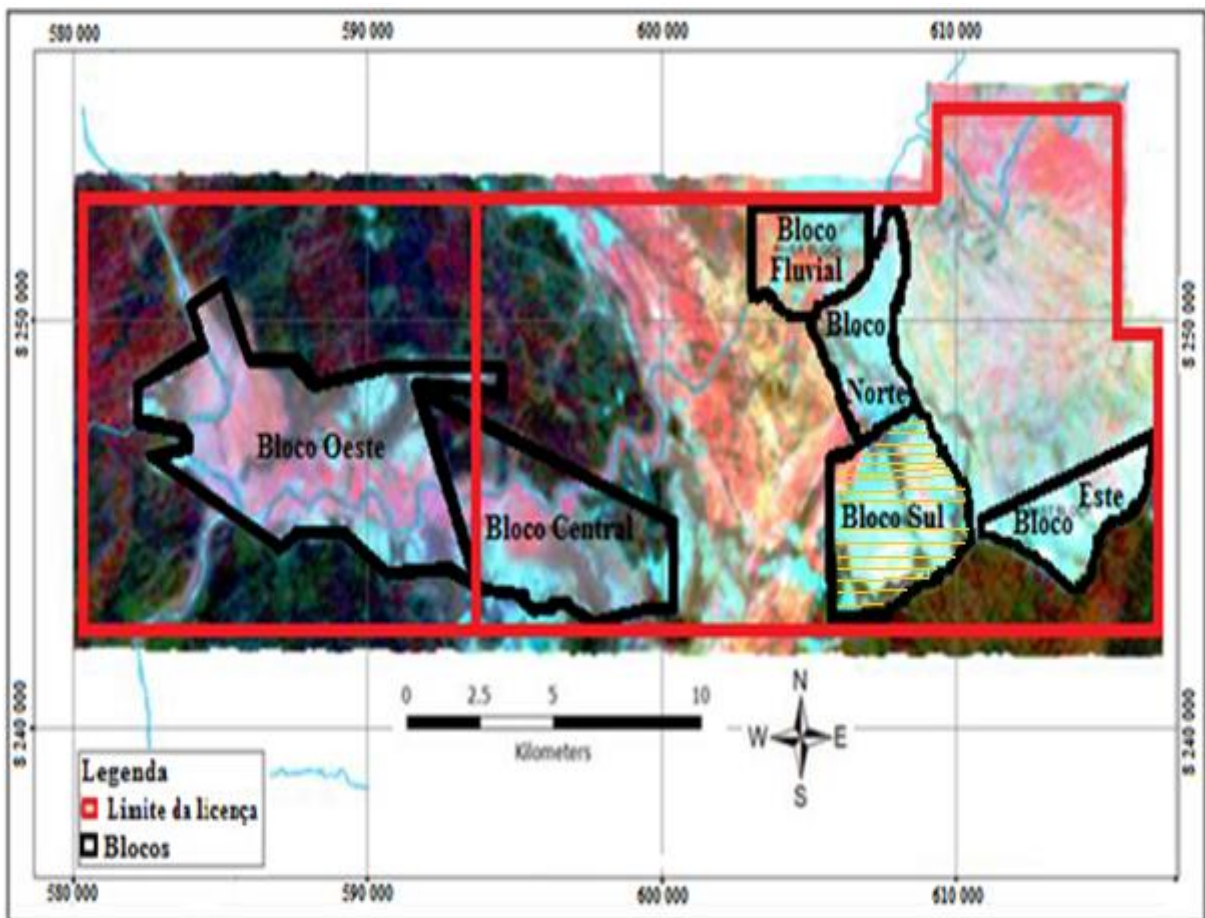
Tabela 3.3: Intervalos de variação dos parâmetros geométricos de acordo com as características do desmonte (modificado por Dinis da Gama, 1998).

Constantes empíricas	Intervalos de variação	Valores mais baixos	Valores mais altos
K_A	$25 \leq K_A \leq 40$	Para explosivo pouco denso $K_A = 25$ (rocha muito resistente) $K_A = 30$ (rocha pouco resistente)	Para explosivo muito denso $K_A = 35$ (rocha muito resistente) $K_A = 40$ (rocha pouco resistente)
K_E	$1,25 \leq K_E \leq 5$	$1,25 \leq K_E \leq 1,5$ para cargas retardadas dentro da mesma fiada	$4 \leq K_E \leq 5$ para disparo simultâneo
K_T	$0,5 \leq K_T \leq 1$	$K_T = 0,5$ se existe resistência apreciável na crista do talude	$K_T = 1$ para reduzir as projeções de blocos
K_S	$0,2 \leq K_S \leq 0,5$	$K_S = 0,2$ se existir estratificação sub-horizontal pronunciada	$0,4 \leq K_S \leq 0,5$ para eliminar as irregularidades

4. APRESENTAÇÃO PROJETO DA MINA A CÉU ABERTO DA EMPRESA NCONDEZI ENERGY MOÇAMBIQUE LDA

4.1. Generalidades do projeto

O presente trabalho de desmonte é referente ao projeto de mina a céu aberto de carvão da empresa Ncondezi Energia Moçambique Lda designado de agora em diante apenas por empresa Ncondezi. A área de concessão está dividida em seis blocos nomeadamente designados por: Norte, Sul, Oeste, Leste, Central e Fluvial conforme ilustra a Figura 4.1 (Ncondezi, 2012).



Figuro 4.1: Blocos da área de concessão do projeto Ncondezi (adaptado de Ncondezi, 2012).

4.2. Mina do bloco Sul

Este setor do projeto da mina da empresa Ncondezi constitui a área principal de exploração da mina nos primeiros anos da vida útil. Encontra-se localizada a sudeste da área de concessão (Figura 4.1). O bloco Sul foi dividido em duas áreas de exploração mineira, com a primeira fase no lado nordeste da cava da mina e a segunda fase no lado sudoeste (Figura

4.2). A primeira fase do bloco Sul tem aproximadamente 4 700 m de largura e 3 000 m de comprimento com uma profundidade máxima de exploração prevista de 185 m (Ncondezi, 2012).

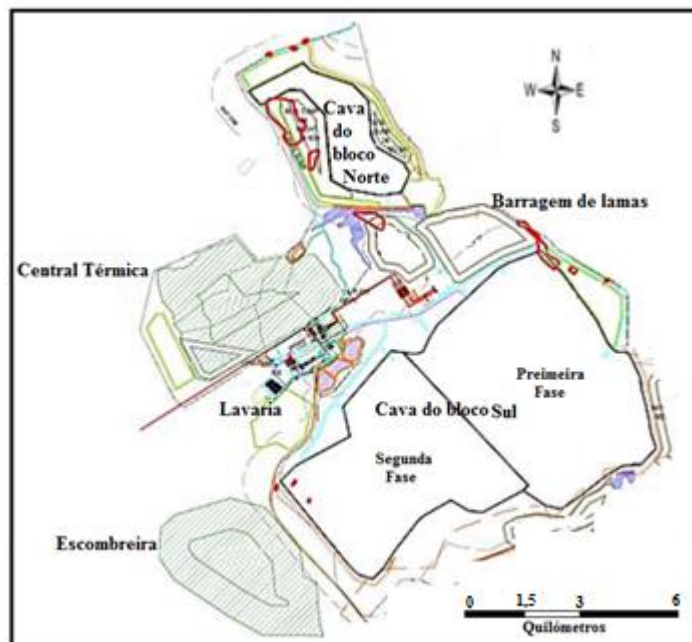


Figura 4.2: Área de exploração mineira do bloco Sul (adaptado de Ncondezi, 2012).

No presente trabalho iremos apenas estudar o bloco Sul, por ser neste que se vai desenvolver a primeira fase do projecto, onde foram identificadas cerca de 400 milhões de toneladas de carvão com uma relação estéril/minério que variará de 0,21 a 0,74 $\text{m}^3 \cdot \text{ton}^{-1}$ entre 2018 e 2023. Será nesta área que se realizará a exploração do carvão nos primeiros oito anos de vida útil da mina, prevista para um total de vinte e cinco anos (exploração dos blocos Norte e Sul). Se forem incluídos na vida útil da mina os blocos Leste, Central, Fluvial e Oeste, com recursos identificados no total de 3,3 mil milhões de toneladas de carvão *in situ* existe a possibilidade de aumentar a vida útil da mina (Ncondezi, 2012).

a) Altura das bancadas

Cada bloco de exploração foi dividido em secções cujas dimensões podem variar em função de cada caso. A exploração será efetuada em bancadas com altura de 15 m nas camadas de estéril (arenito/siltito e dolerito) e 6 m nas camadas de carvão. Assume-se que a exploração mineira será desenvolvida sobre taludes de altura e largura variáveis dependendo da espessura e da profundidade dos horizontes carboníferos (Ncondezi, 2012).

b) Dimensão da secção de exploração mineira

A dimensão da secção de exploração determinada para as cavas do bloco Norte e Sul é de 60 m de largura e 100 m de comprimento (Ncondezi, 2012).

O ângulo geral de inclinação da cava sul não vai exceder os 45° no total das bancadas para uma profundidade final de 185 m (Ncondezi, 2012).

c) Largura da Via de Transporte

Na área de exploração mineira as vias de transporte terão uma largura de 28 m, incluindo bermas de segurança e espaço suficiente para a circulação em dois sentidos. Seguindo a Equação 4.1 e considerando a largura do maior equipamento de transporte, que neste caso é o camião CAT 785 D com 6,64 m, mais cinco metros das bermas de segurança (Ncondezi, 2012).

$$L_v = 3,5 \times L_{et} + 5 \quad (\text{Equação 4.1})$$

L_v – Largura da via de transporte (m)

L_{et} – Largura do maior equipamento (m)

d) Inclinação das vias de acesso

As vias para transporte do material e equipamentos bem como para o acesso dos operários serão concebidas com uma inclinação não superior a 10 % (Ncondezi, 2012).

e) Considerações Geotécnicas

A massa rochosa da área do projeto Ncondezi (bloco Sul) é uma sequência sedimentar consolidada com camadas de pouca espessura na zona de carvão e de camadas de maior espessura no capeamento e camadas intercalares. Neste identificou-se quatro unidades litológicas compostas por camadas de solos, arenito/siltito, dolerito e camadas de carvão. As camadas de arenito e siltito são consideradas em conjunto por apresentarem valores próximos e serem do mesmo tipo. O maciço rochoso foi avaliado em relação à qualidade da rocha com base no valor de RQD e foi apurado que no bloco Sul os valores de RQD variavam entre 56 e 94% respetivamente de boa e muito boa qualidade (Tabela 4.1) (Ncondezi, 2012).

A resistência à compressão uniaxial dos materiais rochosos do bloco Sul (Tabela 4.1) apresentam valores de resistência baixa no caso do solo (com valor inferior a 10 MPa), as rochas sedimentares que compõem as camadas do capeamento e intercalares (arenito/siltito) são classificadas como sendo de resistência média a alta (167 MPa), dolerito como sendo uma rocha muito resistente (225 MPa) e o carvão como sendo rocha de resistência baixa a média (44MPa) (Ncondezi, 2012).

As formações rochosas da área de estudo apresentam distintos valores de densidades, sendo 1,7, 2,2 e 2,4 g.cm⁻³ para carvão, arenito/siltito e dolerito respetivamente. Os registos das velocidades de propagação das ondas sísmicas revelaram os seguintes valores: 4200, 4650 e 1400 m.s⁻¹ para arenito/siltito, dolerito e carvão respetivamente.

Tabela 4.1: Caracterização geotécnica das formações existentes na área do projeto (modificado da Ncondezi, 2012).

Tipo de material	Resistência a compressão uniaxial (MPa)	RQD (%)	Densidade (kg.m ⁻³)	Velocidade das ondas P (m.s ⁻¹)
Solo	>10	-----	-----	-----
Arenito/Siltitos	167	79	2 200	4 200
Dolerito	225	94	2 400	4 650
Carvão	44	56	1 700	1 400

A estratificação é o principal tipo de descontinuidade do maciço rochoso e tem uma grande influência na estabilidade de taludes, pois origina um maciço rochoso anisotrópico. O ângulo de inclinação de cada talude nas bancadas de estéril composto por arenito/siltito e dolerito húmidos poderá manter-se em 90°, mas no carvão deverá ser reduzido à 80° (Ncondezi, 2012).

O talude final da cava (Tabela 4.2) apresentará os ângulos gerais de inclinação que são suscetíveis às mudanças devido às variações do nível freático, fazendo variar os ângulos de inclinação entre os 45 ° e 58 ° em condições húmidas e secas respectivamente (Ncondezi, 2012).

Tabela 4.2: Resumo dos principais parâmetros da cava do bloco Sul do projeto Ncondezi (modificado da Ncondezi, 2012).

Parâmetros do Projeto	Solo	Substrato Rochoso	
		Carvão	Estéril (arenito/siltito e dolerito)
Altura da bancada Hb (m)	0,5 a 1,2	6,0	15,0
Ângulo de talude (°)	37	80	90
Ângulo geral dos taludes (°)	45		
Profundidade da Corta (m)	185		

5. PROJETO DE DESMONTE DE ESTÉRIL E DE CARVÃO

O desmonte do maciço rochoso da cava Sul do projeto de mina da empresa Ncondezi foi analisado atendendo às condições geotécnicas existentes no estudo definitivo de viabilidade, no qual as formações encontram-se divididas geotécnica e litologicamente em quatro categorias, nomeadamente: camada de solo, camada de arenito/siltitos, diques e soleiras de dolerito e camada de carvão.

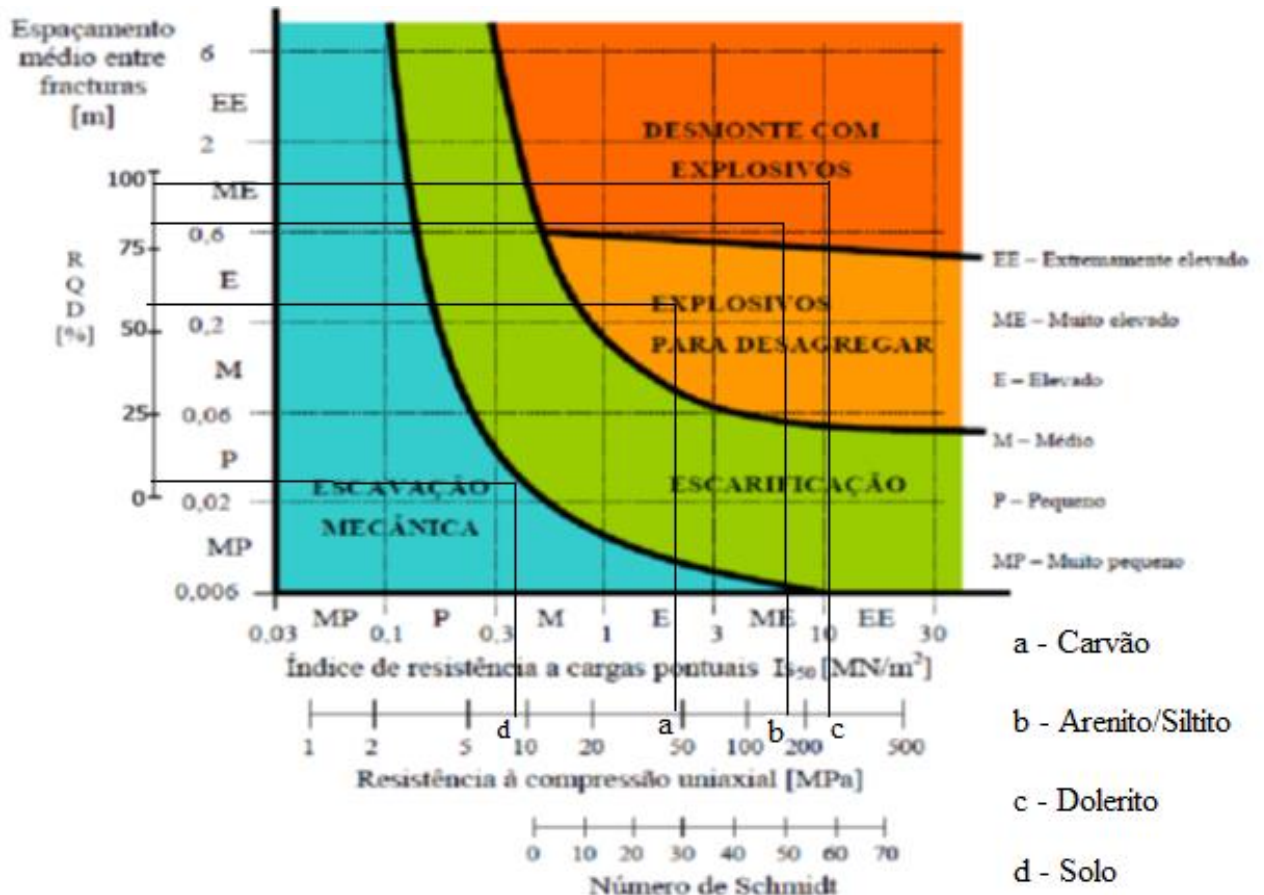


Figura 5.1: Determinação da escavabilidade do maciço da área de estudo usando o critério de Franklin (modificado de Bastos, 1998).

De acordo com as características geotécnicas dos maciços rochosos (Tabela 4.1) e tendo em consideração o critério de escavabilidade de maciço rochoso de Franklin (Figura 5.1), verificamos que:

- ✓ Na camada de solo superficial, por apresentar baixa resistência mecânica pode ser utilizado do método de desmonte mecânico.
- ✓ Nas restantes formações arenito/siltito, dolerito e carvão por serem mais competentes, recomenda-se que sejam desmontados por meio de explosivos.

Por conseguinte, torna-se necessário propor diagramas de fogo diferenciados para cada tipo de litologia, pois apresentam características distintas

5.1. Desmonte da camada de solo com recurso a métodos mecânicos

A camada de solo apresenta uma resistência baixa, tem pouca matéria orgânica e uma espessura que varia entre os 0,5m e os 1,2 m. Portanto, esta camada pode ser desmontada mecanicamente através da combinação de trator de lagartas e pá mecânica. Este último equipamento permite ainda carregamento em camiões que transportará o material. Uma parte desse material será utilizado para a construção e reabilitação das vias de acesso e outras estruturas na mina. O restante será depositado em escombreira de estéril provisória pois é necessário para a reposição ambiental que integra o plano de encerramento da mina.

5.2. Desmonte com recurso a explosivos

5.2.1. Perfuração da rocha

As características de cada tipo de litologia obrigam à utilização de alturas de bancadas diferenciadas, que pressupõe perfurar com diâmetros distintos e por isso os equipamentos de perfuração também serão.

Para a escolha da perfuradora, será necessário em primeiro lugar determinar o diâmetro de furação. De entre vários critérios de determinação do diâmetro de furação estabelecidos por diversos autores, escolheu-se para o presente trabalho o de Langefors & Kihlstrom (1963), dado pela Equação 3.5 no capítulo 3.

Uma vez estabelecidas as alturas das bancadas em $H_b = 15m$ e $H_b = 6m$ para estéril e carvão respetivamente (Ncondezi, 2012). Os diâmetros de furos serão determinados pela Equação 3.5. É recomendação geral que o diâmetro do furo a utilizar-se aproxime ao valor mais elevado disponível no mercado, de modo a minimizar os custos de perfuração. O cálculo dos diâmetros esta apresentado na Tabela 5.1.

Tabela 5.1: Cálculo dos diâmetros de furação para a escolha do equipamento de perfuração

Diâmetro para carvão	Diâmetro para estéril
$\Phi_f = (0,005 \text{ a } 0,0159) \times H_b \text{ (mm)}$	$\Phi_f = (0,005 \text{ a } 0,01259) \times H_b \text{ (mm)}$
$\Phi_f = 0,01259 \times 6000 \text{ mm} = 75,54\text{mm}$	$\Phi_f = 0,01259 \times 15000 \text{ m} = 188,85\text{mm}$
$\Phi_{fd} = 76 \text{ mm}$	$\Phi_{fd} = 200\text{mm}$

Φ_{fd} – Diâmetro de furação disponível

De acordo com os diâmetros de furação obtidos, escolheram-se os equipamentos de perfuração existentes no mercado que melhor se adequam aos diâmetros determinados e tendo em consideração os equipamentos usados nas minas da região (Tabela 5.2).

Tabela 5.2: Características técnicas das perfuradoras escolhidas (adaptado de Atlas Copco, 2014).

Especificação Técnica	Perfuradora ROC F7	Perfuradora DML-SP
Fabricante	Atlas Copco	Atlas Copco
Método de perfuração	Rotopercussivo	Rotopercussivo
Meio de locomoção	Lagartas	Lagartas
Sistema	Hidráulico	Hidraulico
Fonte principal de energia	Diesel	Diesel
Diâmetro do furo (mm)	76 a 115	152 a 251

5.2.2. Determinação dos diagramas de fogo para o estéril e para o carvão

Para o cálculo dos principais elementos dos diagramas de fogo propostos neste trabalho, recorreram-se as Equações das Tabelas 3.2 e 3.2 do capítulo 3.

5.2.2.1. Diagrama de fogo para a formação arenito/siltito (estéril)

a) Afastamento

$$A = K_A \times \Phi_f \quad 25 \leq K_A \leq 40$$

Uma vez que se trata de uma rocha resistente o valor de K_A adotado será de 35.

$$A = 35 \times 200 \text{ mm}$$

$$A = 7,0 \text{ m}$$

b) Subfuração

$$S = K_S \times A \quad 0,2 \leq K_S \leq 0,5$$

Para evitar o surgimento de irregularidades no piso utilizaremos o valor de $K_S = 0,3$.

$$S = 0,3 \times 7,0 \text{ m}$$

$$S = 2,1 \text{ m}$$

c) Comprimento do furo (L)

Este elemento do diagrama de fogo está intimamente relacionado com a altura da bancada e a subfuração (Equação 3.6).

$$L = Hb + S$$

$$L = 15\text{m} + 2,1\text{m}$$

$$L = 17,1\text{m}$$

d) Estimativa do desvio do furo por erro de perfuração

Em função do diâmetro (Φ_f) e do comprimento do furo (L) é possível determinar uma estimativa do erro de furação (F), que por sua vez, serve para determinar a distância à frente corrigida, dado pela Equação 5.1 (Oliveira, 2009).

$$F = \frac{\Phi_f}{1000} + 0,03 \times L \quad (\text{Equação 5.1})$$

Sendo:

F – Erro da Furação (m)

L – Comprimento do furo (m)

Φ_f – Diâmetro do furo (mm)

$$F = (200/1000) + (0,03 \times 17,1)$$

$$F = 1,05 \text{ m}$$

e) Afastamento corrigido

Uma vez determinado o erro da perfuração (F), é possível calcular o afastamento corrigida (A_c) (Equação 5.2) (Oliveira, 2009).

$$A_c = A - F \quad (\text{Equação 5.2})$$

Onde:

A_c – Afastamento corrigido (m)

A – Afastamento (m)

$$A_c = 7 - 1,05$$

$$A_c = 5,95 \text{ m}$$

f) Espaçamento

Tratando-se de maciço duro e cuja iniciação dos furos será com retardo, usando a mesma base da determinação do afastamento, o valor do coeficiente empírico K_E utilizado será 1,25.

$$E = K_E \times A_c \qquad 1,25 \leq K_E \leq 1,5$$

$$E = 1,25 \times 5,95$$

$$E = 7,44 \text{ m}$$

Portanto, a razão entre espaçamento e o afastamento (E/A) permite o uso de uma malha hexagonal.

g) Perfuração específica (Pf)

Conhecido o comprimento do furo, o afastamento, altura da bancada e o espaçamento, pode-se determinar a perfuração específica através da Equação 3.4.

$$Pf = L / (A_c \times E \times H_b)$$

$$Pf = 17,1 / (5,95 \times 7,44 \times 15)$$

$$Pf = 17,1 / 664,02$$

$$Pf = 0,03 \text{ m.m}^{-3}$$

h) Atacamento

Para evitar problemas relacionados com as projeções utilizar-se-á o valor do atacamento igual ao do afastamento corrigido, isto é considerando $K_T = 1$

$$T = K_T \times A_c \qquad 0,5 \leq K_T \leq 1$$

$$T = 1,0 \times 5,95$$

$$T = 5,95 \text{ m}$$

i) Impedância da rocha e do explosivo (I_r e I_e)

Para a escolha do tipo de explosivo a utilizar como carga de fundo, é necessário determinar a razão entre a impedância da rocha e do explosivo, sendo que é recomendada a utilização do explosivo cuja razão seja a mais próxima de um, isto é, o que apresentar o valor de impedância, mais aproximado do valor da impedância da rocha (Equação 5.3) (Dinis da Gama, 2013).

$$I_r = V_s \times \rho_r \quad (\text{Equação 5.3})$$

Onde:

I_r – Impedância da rocha ($\text{kg.m}^{-2}.\text{s}^{-1}$)

ρ_r - Densidade da rocha (kg.m^{-3})

V_s – Velocidade de propagação das ondas P (m.s^{-1})

A impedância do arenito/siltito será a seguinte:

$$I_r = 4200 \times 2\,200$$

$$I_r = 9\,240\,000 \text{ kg.m}^{-2}.\text{s}^{-1}$$

Na indústria mineira moçambicana são utilizados principalmente os seguintes explosivos:

1. *Anfo* – é um explosivo composto pelo nitrato de amónio e um combustível (diesel)
2. *Blend 50/50* – é um explosivo composto por uma emulsão explosiva e nitrato de amónio numa proporção de 50% para cada.
3. *Blend 70/30* - é um explosivo composto por uma emulsão explosiva e nitrato de amónio numa proporção de 70% de emulsão e 30% de nitrato de amónio.

A impedância de explosivos é determinada através da Equação 5.4, pelo produto da velocidade de detonação com a densidade do explosivo (Dinis da Gama, 2013).

$$I_e = \text{VOD} \times \rho_e \quad (\text{Equação 5.4})$$

4. Onde:

5. I_e – Impedância de explosivo ($\text{kg.m}^{-2}.\text{s}^{-1}$)

6. VOD – Velocidade de detonação (m.s^{-1})

7. ρ_e - Densidade de explosivo (kg.m^{-3})

Os parâmetros técnicos destes explosivos estão apresentados na Tabela 5.3.

Tabela 5.3: Parâmetros técnicos dos explosivos existentes no mercado moçambicano.

Parâmetros	Anfo	Blend 50/50	Blend 70/30
Densidade (kg.m ⁻³)	850	1 050 a 1 150	1 200
Energia de explosão (kJ.kg ⁻¹)	1,078	1,47	1,272
Peso da embalagem (kg)	25	-----	-----
Resistência	Muito Fraca	Excelente	Excelente
Velocidade de detonação m.s ⁻¹	3 700	5 400	5 900

Tabela 5.4: Cálculo das impedâncias dos explosivos.

Para <i>Anfo</i> :	Para <i>Blend 50/50</i>	Para <i>Blend 70/30</i>
$I_{e1} = 3700 \times 850$	$I_{e2} = 5400 \times 1150$	$I_{e3} = 5900 \times 1200$
$I_{e1} = 3\ 145\ 000\ \text{kg.m}^{-2}.\text{s}^{-1}$	$I_{e2} = 6\ 210\ 000\ \text{kg.m}^{-2}.\text{s}^{-1}$	$I_{e3} = 7\ 080\ 000\ \text{kg.m}^{-2}.\text{s}^{-1}$

Razão das impedâncias será dada pela Equação 5.5, a qua é o resultado do quociente entre as impedâncias da rocha e do explosivo (Dinis da Gama, 2013).

$$I = \frac{I_r}{I_e} \approx 1 \quad (\text{Equação 5.5})$$

Onde:

I – Razão das impedâncias da rocha e do explosivo

Tabela 5.5: Cálculo da razão entre as impedâncias do arenito/siltito e explosivos.

<i>Arenito/Anfo</i>	<i>Arenito/Blend 50/50</i>	<i>Arenito/Blend 70/30</i>
$I = 9\ 240\ 000/3\ 145\ 000$	$I = 9\ 240\ 000/6\ 210\ 000$	$I = 9\ 240\ 000/7\ 080\ 000$
$I = 2,94$	$I = 1,49$	$I = 1,30$

De acordo com o cálculo acima verifica-se que os valores mais próximo a um são correspondentes aos dos explosivos *Blend 50/50* e *Blend 70/30*. Utilizar-se-á o explosivo *Blend 50/50* por apresentar menores custos.

j) Razão linear de carregamento (RLc)

A razão linear do carregamento (Tabela 5.6) é a quantidade de explosivo necessária para preencher um metro (1m) de furo, e esta pode ser determinada pela Equação 5.6 (Silva, 2008).

$$RLc = \frac{\pi \phi_f^2}{4} \times \rho_e \quad \text{(Equação 5.6)}$$

Tabela 5.6: Determinação da razão linear de carregamento.

RLc <i>Anfo</i>	RLc <i>Blend 50/50</i>	RLc <i>Blend 70/30</i>
$\pi \times (0,2)^2 \times 850/4$	$\pi \times (0,2)^2 \times 1150/4$	$\pi \times (0,2)^2 \times 1200/4$
26,69 kg.m ⁻¹	36,11 kg.m ⁻¹	37,68 kg.m ⁻¹

k) Carga do fundo

Para a determinação da carga do fundo (Tabela 5.7), deve-se calcular primeiro a altura da carga do fundo que será dada pela Equação 5.7 (Daniel, 1999), onde *Ac* é o afastamento corrigido e 1,3 é um coeficiente utilizado para que o centro de gravidade da carga explosiva se situe próximo do piso da bancada.

$$LQ_f = 1,3 \times A_c \quad \text{(Equação 5.7)}$$

Onde:

LQ_f – Comprimento da carga do fundo

Logo:

$$LQ_f = 1,3 \times 5,95m$$

$$LQ_f = 9,1m$$

Portanto, a carga do fundo será determinada através da Equação 3.8.

Tabela 5.7: Cálculo da carga do fundo para os três tipos de explosivos.

$Q_f = LQ_f \times RLcAnfo$	$Q_f = LQ_f \times RLcBlend\ 50/50$	$Q_f = LQ_f \times RLcBlend\ 70/30$
$Q_f = 9,1 \times 26,69$	$Q_f = 9,1 \times 36,11$	$Q_f = 9,1 \times 37,68$
$Q_f = 242,88\ kg$	$Q_f = 328,60\ kg$	$Q_f = 342,89\ kg$

l) Carga de coluna

Com base no comprimento da carga de fundo e no atacamto efetua-se a determinação do comprimento da carga de coluna, bastando subtrair o comprimento total do furo, pela altura da carga do fundo e altura do atacamto, pode ser calculada (Equação 5.8).

$$LQ_c = L - (LQ_f + T) \quad (\text{Equação 5.8})$$

Onde:

L – Comprimento do furo

LQ_c – Comprimento da carga de coluna

T – Altura do atacamto

$$LQ_c = 17,1 - (9,1 + 5,95)$$

$$LQ_c = 2,05\ m$$

Para a determinação da carga de coluna recorrer-se-á a Equação 3.9, obtendo-se os valores da Tabela 5.8 para os distintos explosivos, bem como o consumo específico de explosivo.

Tabela 5.8: Cálculo da carga de coluna para diferentes explosivos e consumo específico de explosivos

$Q_c = LQ_c \times RLc\ Anfo$	$Q_c = LQ_c \times RLc\ Blend\ 50/50$	$Q_c = LQ_c \times RLc\ Blend\ 70/30$		
$2,05 \times 26,69$	$2,05 \times 36,11$	$2,05 \times 37,68$		
$54,7\ kg$	$74,0\ kg$	$77,2\ kg$		
Consumo específico				
Consumo específico	q (kg.m ⁻³)	$q = \frac{Q_t}{A \times E \times H_b}$	Anfo	0,45
			Blend 50/50	0,61
			Blend 70/30	0,63

5.2.2.2. Diagrama de fogo para a formação dolerito

Conforme referido anteriormente que a altura da bancada para o dolerito será de 15 m, valor obtido no Estudo Definitivo de Viabilidade (Ncondezi, 2012). Pelo que o diâmetro de furo a utilizar terá também o valor de 200 mm.

O cálculo dos principais parâmetros geométricos para o diagrama de fogo a utilizar no dolerito foram calculados de modo idêntico ao já apresentado para o arenito (Tabela 5.9).

Tabela 5.9: Cálculo dos principais parâmetros geométricos do diagrama de fogo do dolerito

Parâmetro geométrico	Símbolo	Fórmula	Valor	
Altura da bancada	Hb (m)	-----	15	
Afastamento	A (m)	$A = \varnothing_f \times 30$	6,0	
Subfuração	S (m)	$S = 0,3 \times A$	1,8	
Comprimento dos furos	L (m)	$L = Hb + S$	16,8	
Erros e desvio do furo	F (m)	$F = 0,15 \times A$	0,9	
Afastamento corrigido	Ac (m)	$Ac = A - F$	5,1	
Espaçamento entre furos	E (m)	$E = 1,25 \times Ac$	6,4	
Comprimento do Atacamento	T (m)	$T = 1 \times Ac$	5,1	
Comprimento da carga do fundo	LQ _f (m)	$LQ_f = 1,3 \times Ac$	7,8	
Comprimento da carga de coluna	LQ _c (m)	$LQ_c = l - (T + LQ_f)$	3,9	
Perfuração específica	Pf (m.m ⁻³)	$Pf = \frac{L}{A \times E \times Hb}$	0,034	
Consumo específico	q (kg.m ⁻³)	$q = \frac{Qt}{A \times E \times Hb}$	Anfo	0,64
			Blend 50/50	0,87
			Blend 70/30	0,90

Tratando-se dos mesmos explosivos referidos para o arenito/siltito, os valores das impedâncias dos explosivos serão iguais aos do caso. A razão das impedâncias está apresentada pela Tabela 5.10.

Tabela 5.10: Cálculo da razão entre as impedâncias do dolerito e explosivos.

Dolerito/ <i>Anfo</i>	Dolerito/ <i>Blend 50/50</i>	Dolerito/ <i>Blend 70/30</i>
$I = 11160000/3145000$	$I = 11160000/6210000$	$I = 11160000/7080000$
$I = 3,5$	$I = 1,8$	$I = 1,6$

De acordo com os cálculos, os explosivos *Blend 70/30* e o *Blend 50/50* têm os valores mais próximos a um. Sendo, no entanto, a escolha de um em detrimento de outro condicionado por uma análise económicas.

A razão linear de carregamento para o desmonte do dolerito apresenta valores idênticos à do arenito/siltito (Tabela 5.6).

O cálculo da carga de fundo utilizado para o desmonte do dolerito está apresentado na Tabela 5.11 e no caso da carga de coluna na Tabela 5.12.

Tabela 5.11: Cálculo da carga de fundo para distintos explosivos.

$Q_c = LQ_c \times RL_c \text{ Anfo}$	$Q_c = LQ_c \times RL_c \text{ Blend 50/50}$	$Q_c = LQ_c \times RL \text{ Blend 70/30}$
$7,8 \times 26,69$	$7,8 \times 36,11$	$7,8 \times 37,68$
208,18 kg	281,66 kg	293,90 kg

Carga de coluna

Tabela 5.12: Cálculo da carga de coluna para distintos explosivos.

$Q_c = LQ_c \times RL_c \text{ Anfo}$	$Q_c = LQ_c \times RL_c \text{ Blend 50/50}$	$Q_c = LQ_c \times RL \text{ Blend 70/30}$
$3,9 \times 26,69$	$3,9 \times 36,11$	$3,9 \times 37,68$
104 kg	141 kg	147 kg

5.2.2.3. Diagrama de Fogo para Carvão

A altura de bancada para o desmonte do carvão que foi estabelecido pelo Estudo Definitivo de Viabilidade é de 6m (Ncondezi, 2012). Os restantes parâmetros determinados segundo as equações apresentadas anteriormente estão calculados na Tabela 5.13.

Tabela 5.13: Determinação dos principais parâmetros geométricos do diagrama de fogo a utilizar no desmonte do carvão.

Parâmetro geométrico	Símbolo	Fórmula	Valor	
Altura da bancada	Hb (m)	----	6,0	
Diâmetro de furação	ϕ_f (mm)	$\phi_f = 12,59 \times Hb$	76,0	
Afastamento	A (m)	$A = \phi_f \times 30$	3,42	
Subfuração	S (m)	$S = 0,2 \times A$	0,68	
Comprimento dos furos	L (m)	$L = Hb + S$	6,68	
Erros e desvio do furo	F (m)	$F = 0,15 \times A$	0,51	
Afastamento corrigido	Ac (m)	$Ac = A - F$	2,91	
Espaçamento entre furos	E (m)	$E = 1,25 \times Ac$	3,63	
Comprimento do Atacamento	T (m)	$T = 1 \times Ac$	2,90	
Comprimento da carga do fundo	LQ _f (m)	$LQ_f = 0,9 \times Ac$	3,08	
Comprimento da carga de coluna	LQ _c (m)	$LQ_c = l - (T + LQ_f)$	0,70	
Perfuração específica	Pf (m/m ³)	$Pf = \frac{L}{A \times E \times Hb}$	0,11	
Consumo específico	q (kg.m ⁻³)	$q = \frac{Qt}{A \times E \times Hb}$	Anfo	0,23
			Blend 50/50	0,31
			Blend 70/30	0,32

O cálculo da razão entre a impedância do carvão e dos diferentes explosivos está apresentado na tabela 5.14, verificando-se que valor mais próximo a um é correspondente ao explosivo *Anfo*, porém devido as limitações técnicas destes como o caso de ter nenhuma resistência à água, para furos húmidos utilizaremos o explosivo *Blend 50/50*.

Tabela 5.14: Cálculo da razão entre as impedâncias do carvão e explosivos.

I = Carvão/Anfo	I = Carvão/Blend 50/50	I = Carvão/Blend 70/30
I = 2380000/3145000	I = 2380000/6210000	I = 2380000/7080000
I = 0,76	I = 0,38	I = 0,34

A determinação da razão linear de carregamento, da carga de fundo e de coluna estão apresentadas nas tabelas 5.15 a 5.17 respetivamente.

Razão linear de carregamento

Tabela 5.15: Determinação da razão linear de carregamento.

RLc <i>Anfo</i>	RLc <i>Blend 50/50</i>	RLc <i>Blend 70/30</i>
$\pi \times 0,076^2 \times 850/4$	$\pi \times 0,076^2 \times 1150/4$	$\pi \times 0,076^2 \times 1200/4$
3,9 kg.m ⁻¹	5,2 kg.m ⁻¹	5,4 kg.m ⁻¹

Carga do fundo

Tabela 5.16: Cálculo da carga do fundo para diferentes tipos de explosivos.

<i>Anfo</i>	<i>Blend 50/50</i>	<i>Blend 70/30</i>
$Q_f = LQ_f \times RLc \text{ Anfo}$	$Q_f = LQ_f \times RLc \text{ Blend 50/50}$	$Q_f = LQ_f \times RLc \text{ Blend 70/30}$
3,08 x 3,9	3,08 x 5,2	3,08 x 5,4
12,0 kg	16,0 kg	16,6kg

Carga de coluna

Tabela 5.17: Cálculo da carga de coluna para diferentes tipos de explosivos.

$Q_c = LQ_c \times RLc \text{ Anfo}$	$Q_c = LQ_c \times RLc \text{ Blend 50/50}$	$Q_c = LQ_c \times RLc \text{ Blend 70/30}$
0,7 x 3,9	0,7 x 5,2	0,7 x 5,4
2,73 kg	3,64 kg	3,78 kg

5.2.3. Acessórios de tiro

Os explosivos utilizados atualmente na indústria mineira apresentam geralmente uma baixa sensibilidade. Deste modo, para que ocorra a detonação, é necessário que a mesma seja deliberadamente ativada através da colocação de um detonador ou cordão detonante em contacto com um explosivo alto ou pelo emprego do conjunto composto por um detonador e um reforçador de fogo (*booster*). Estes sistemas quando detonados, transmitem a energia necessária a coluna explosiva iniciando a detonação da massa. Pelo fato dos explosivos

considerados para este projeto, *Anfo*, *Blend 50/50* e *Blend 70/30*, apresentarem baixa sensibilidade, propõe-se que seja utilizado o conjunto composto por *booster* e detonadores.

Os detonadores a utilizar serão não elétricos, colocando no fundo do furo o reforçador de fogo (*booster*). Este sistema de iniciação é composto ainda por dois tipos de temporizadores, um colocado do fundo do furo que geralmente está contido no detonador, e o outro colocado à superfície. Do fundo serve para evitar os curtos circuitos (*cut off*), ao passo que de superfície serve para a sequenciação das detonações.

A escolha deste sistema de iniciação é devido às grandes vantagens em relação ao sistema de iniciação elétrico no que concerne à segurança pelo facto de não ser sensível a qualquer tipo de corrente elétrica, sobretudo as correntes induzidas ou à eletricidade estática, podendo ainda ser usado em zonas húmidas ou submersas. Por outro lado apresenta custos mais baixos quando comparado com o sistema de iniciação eletrónico.

O detonador não elétrico (Figura 3.10) é principalmente constituído por uma pequena carga explosiva, um retardo (temporizador) pirotécnico e um sistema de iniciação da combustão por efeito da onda de choque, transmitida por um tubo oco normalmente com 3 mm de diâmetro, contendo este no seu interior uma substância reativa de 20 mg.m^{-1} que permite a transmissão de energia a uma velocidade de cerca de 2000 m.s^{-1} .

Para uma boa detonação é fundamental que exista o maior número possível de superfícies de reflexão das ondas de choque, razão pela qual os rebentamentos devem ser temporizados (Tabela 5.18) evitando ainda efeitos ambientalmente negativos como as vibrações, o ruído e uma onda de choque aérea, além de produzir uma fragmentação grosseira e ainda projeções dos fragmentos de rocha. Para a determinação dos tempos de detonação de cada coluna de explosivo nas pegas de fogo deste projeto, usaremos a Equação 5.9, apresentada por Bender (1999), a qual estabelece a temporização de fogos para sucessivos furos da mesma linha, paralela à face livre e ainda o mesmo autor estabelece que para furos de linha diferentes a temporização será o dobro ou triplo deste.

$$T_d = (03 \text{ a } 15) \times A_c$$

(Equação 5.9)

Onde:

T_d – Tempo de detonação por furo (ms)

A_c – Afastamento corrigido

03 a 10 e 10 a 20ms - Fatores utilizados para rocha dura e medianamente dura respetivamente.

Tabela 5.18: Tempos de retardos propostos para as formações em estudo no presente projeto de desmonte.

Tipo de formação litológica	Fator (ms)	Valor do afastamento corrigido (m)	Tempo de detonação por furo da mesma linha (ms)	Tempo de detonação por furo de linhas diferentes (ms)
Arenito/siltito	03 a 10	5,95	17,9 a 59,5	35,8 a 119
Dolerito		5,10	15,3 a 51,0	30,6 a 102
Carvão	10 a 20	2,91	29,1 a 58,2	58,2 a 116,4

5.2.4. Determinação do limite de vibração

Para a determinação do limite de vibração deste trabalho utilizou-se a Norma Portuguesa NP – 2074 *Controlo das vibrações provocadas pelo uso de explosivos*, que tem como base a norma DIN 4150 e os resultados experimentais obtidos na pedreira do Porto de Sines e na Barragem de Cahora Bassa em Moçambique. A norma estipula o valor limite da velocidade de vibração (VI), que é determinado para cada situação através seguinte equação:

$$VI = \alpha \times \beta \times \gamma \times 10^{-2}$$

(Equação 5.10)

Onde:

VI – Velocidade de vibração da partícula ($m.s^{-1}$)

α - Coeficiente tendo em conta as características de fundação

β - Coeficiente relativo ao tipo de construção

γ - Coeficiente relativo ao número médio de solicitações diárias

Os valores dos diferentes coeficientes encontram-se descritos nas tabelas seguintes.

Tabela 5.19: Valores do coeficiente α relacionados com a velocidade de propagação das ondas sísmicas longitudinais (V_p) (adaptado da Norma Portuguesa NP-2047).

Característica do terreno	Coeficiente α
Rochas e solos coerentes rijos $V_p > 2000 \text{ m. s}^{-1}$	2
Solos coerentes muito duros e de consistência média; Solos incoerentes compactos, areias e misturas areia-seixo bem graduados, areais uniformes ($1\ 000 < V_p < 2\ 000 \text{ m. s}^{-1}$).	1
Solos incoerentes soltos, areias e misturas areia-seixo bem graduado. Areias uniformes, solos coerentes moles e muito moles ($V_p < 1000 \text{ m. s}^{-1}$).	0,5

Tabela 5.20: Valores do coeficiente β (adaptado da Norma Portuguesa NP-2047).

Tipo de construção	Coeficiente β
Construções que exigem cuidados especiais (Ex.: monumentos históricos, hospitais, depósitos de água, chaminés).	0,5
Construções correntes	1
Construções reforçadas	3

Tabela 5.21: Valores do coeficiente β (adaptado da Norma Portuguesa NP-2047).

Número médio diário de solicitações	Coeficiente γ
< 3	1
> 3	0,7

De acordo com os dados geotécnicos referidos no capítulo 4 pressupõe-se que o maciço tenha características de rocha e solos coerentes rijos, as construções são consideradas reforçadas e com uma média de um (1) desmonte diário. Neste caso teremos: $\alpha = 2$; $\beta = 3$; $\gamma = 1$, logo:

$$\begin{aligned} VI &= 2 \times 3 \times 1 \times 10^{-2} \\ VI &= 0,06 \text{ m. s}^{-1} \\ &= 60 \text{ mm. s}^{-1} \end{aligned}$$

Portanto, as detonações na mina da empresa Ncondezi deverão gerar vibrações até o valor máximo de 60 mm.s^{-1} por dia. Caso o valor da vibração ultrapassar o acima determinado, poderá causar danos nas instalações vizinhas.

5.2.5. Carga explosiva por retardo

A carga explosiva teórica por retardo que se pode utilizar numa pega de fogo pode ser determinada com base na fórmula de Langefors. Esta carga deve ser ajustada na prática através das experiências no terreno na realização sucessiva dos planos de fogo e controlo de vibrações com auxílio de um sismógrafo. Através da fórmula de Langefors é possível determinar o valor da carga detonada no mesmo instante de tempo (Q), como se observa na equação seguinte (Langefors & Kihlstrom, 1963).

$$VI = k \times \sqrt{\left(\frac{Q}{R^2}\right)} \quad \text{(Equação 5.11)}$$

Onde:

VI – Velocidade de vibração da partícula (mm.s^{-1}).

Q – Carga detonada no mesmo tempo (kg).

R – Distância do rebentamento à edificação (m).

k – Constante do fator de transmissão que depende da qualidade/dureza da rocha.

Tabela 5.22: Valores para o coeficiente de transmissão consoante a qualidade/dureza da rocha (adaptado de Langefors & Kihlstrom, 1963).

Qualidade/dureza da rocha	Coefficiente k
Rocha sã/ Extremamente dura	400
Rocha pouco alterada/ Muito dura	300
Rocha moderadamente alterada/ Dura	250

Rocha alterada/ Moderadamente dura	200
------------------------------------	-----

Sendo, o valor máximo de vibração admitido de 60 mm.s^{-1} , com uma distância à infraestrutura mais próxima de aproximadamente 1900 m e coeficiente de transmissão igual a 300, a carga cooperante será a seguinte:

$$Q = \frac{V^2 \times R^3}{K^2}$$

$$Q = \frac{60^2 \times 1900^3}{300^2}$$

$$Q = 3\,313 \text{ kg}$$

Após o estudo das várias características do diagrama de fogo é possível passar à preparação da praça de perfuração.

A desmatção é a primeira atividade a ser realizada durante a preparação da praça e consiste na retirada da vegetação para que o terreno fique limpo. Portanto, para o presente trabalho propõe-se que seja realizada com ajuda de um trator de lagartas e uma pá mecânica, sendo que a área em causa apresenta uma cobertura vegetal densa.

Após a supressão vegetal seguir-se-á a remoção da camada de solo vegetal (*top soil*) por meio de um trator de lagartas (*bulldozer*), uma pá mecânica ou uma escavadeira e uma motoniveladora para o nivelamento da praça de perfuração.

A marcação de “minas” (pontos para abertura de furos) poderá ser feita de seguinte modo: após a determinação da malha (afastamento e espaçamento) pela secção de planeamento de fogo, seguir-se-á a demarcação da área pela topografia e por último com ajuda de uma fita métrica determinar-se-á os pontos e colocar-se-á uma pedra pintada com uma cor visível para facilitar a localização.

6. ANÁLISE E DISCUSSÃO DOS RESULTADOS

Na área de concessão da empresa Ncondezi, o carvão jaz em várias camadas próximas da superfície, que de acordo com a topografia permite a exploração utilizando o método a céu aberto que favorece uma elevada produção e oferece maior segurança em relação aos métodos subterrâneos. Este método permite maior flexibilidade podendo ser integradas concomitantemente várias frentes de produção em diversos locais da mina e com uma maior seletividade.

De acordo com o critério de escavabilidade dos maciços rochoso de Franklin, capítulo, e pelo facto da área de estudo apresentar características geotécnicas distintas, recomenda-se que o maciço seja explorado por métodos mecânicos (camada de solo) e com recurso a substâncias explosivas (arenito/siltito, dolerito e carvão).

Nos dois casos o material estéril é depositado numa escombreira temporária e depois de terminada a extração da camada de carvão o mesmo material é utilizado para preencher os espaços vazios facilitando a reabilitação ambiental das áreas degradadas e eliminando deste modo a necessidade da existência de escombreira permanentes durante a vida útil da mina como também permite uma reabilitação ambiental em simultâneo com a exploração do minério.

O presente trabalho consistiu na análise de informação geológica e geotécnica obtida no Estudo Definitivo de Viabilidade da empresa Ncondezi, visando a elaboração de um plano de desmonte para as diversas camadas de estéril e do carvão.

6.1. Desmonte com recurso a explosivo

A altura da bancada serviu de base para a determinação do diâmetro de furação e escolha do respetivo equipamento de perfuração correspondente à DML para o estéril e ROC F7 para o carvão, ambas da marca Altas Copco.

Os parâmetros geométricos dos diagramas de fogo obtidos para os dois tipos de estéril (arenito/siltito e dolerito) e para a camada de carvão estão representados na tabela 6.1.

Tabela 6.1: Principais parâmetros geométricos do diagrama de fogo para o arenito/siltito.

Parâmetro geométrico	Arenito/Siltito	Dolerito	Carvão
Hb (m)	15,0	15,0	6,0
\varnothing_f (mm)	200,0	200,0	76,0
A (m)	7,0	6,0	3,4
S (m)	2,1	1,8	0,7
L (m)	17,1	16,8	6,7
F (m)	1,1	0,9	0,5
Ac (m)	6,0	5,1	2,9
E (m)	7,4	6,4	3,6
T (m)	6,0	5,1	2,9
LQ _f (m)	9,1	7,8	3,1
LQ _c (m)	2,1	3,9	0,7
Pf (m.m ⁻³)	0,026	0,034	0,11
q (kg.m ⁻³) <i>Anfo</i>	0,45	0,64	0,23
q (kg.m ⁻³) <i>Blend 50/50</i>	0,61	0,87	0,31
q (kg.m ⁻³) <i>Blend 70/30</i>	0,63	0,90	0,32

Dos resultados dos cálculos dos parâmetros geométricos dos diagramas de para as diferentes formações, verifica-se que eles variam de acordo com a resistência da rocha bem como com a altura da bancada.

Verifica-se que o dolerito apresenta valores mais altos de consumo específico de explosivos e de perfuração específica.

6.2. Análise económica das diferentes alternativas de desmonte com recurso a explosivos

Para efeito de cálculo, estima-se que o volume anual explorado para as três formações em estudo (arenito/siltito, dolerito e carvão) seja idêntico. Nesta análise económica dar-se-á mais enfoque aos custos referentes ao uso das substâncias explosivas pelo facto do custo da perfuração ser igual para qualquer diâmetro de furação, isto é, o custo de um metro (1m) de furação de grande diâmetro é quase igual ao de pequeno diâmetro, embora o uso de

maiores diâmetros apresente grandes vantagens nos custos globais de desmonte devido ao menor valor de perfuração específica (metros de furação por metros cúbicos de rocha desmontada).

No projeto de mina alvo do presente trabalho, estima-se uma produção anual de 18 milhões de toneladas de material diverso (Ncondezi, 2012), pelo que se irá usar este valor para uma análise económica dos desmontes para diferentes alternativas de arranque do material. Para tal, é necessário determinar a estimativa da produção diária, que será dada através da Equação 6.1.

$$P_{di} = \frac{P_a}{365} \quad (\text{Equação 6.1})$$

Onde:

P_{di} – Produção diária (t)

P_a – Produção anual (t)

Logo:

$$P_{di} = \frac{18\,000\,000}{365}$$

$$P_{di} \approx 50\,000 \text{ t}$$

Portanto, para efeito de cálculos teremos 50 mil toneladas diárias para o desmonte de material diverso. Este valor da produção diária servirá de base para a determinação dos custos de desmonte de cada pega de fogo das diferentes formações litológicas referidas no presente estudo.

De acordo com os resultados dos diagramas de fogo determinados para estéril e carvão no capítulo anterior, verifica-se que, no tocante ao comprimento da carga total de explosivo no furo, o comprimento da carga de coluna apresenta um valor baixo de 18, 33 e 19% do comprimento total da carga para arenito/siltito, dolerito e carvão respetivamente (Tabela 6.1). Para a contenção de custos operacionais que resultariam da alocação de dois equipamentos de transporte, isto é um para cada tipo de explosivo, e ainda o correspondente aumento do tempo de carregamento das pegas de fogo, considera-se útil a utilização de uma carga única para (carregamento dos furos com um único tipo de explosivo).

Deste modo, os custos de desmonte (Tabela 6.2) com recurso ao explosivo *Anfo* apresentam valores significativamente mais baixos em relação à *Blend 50/50* e *Blend 70/30*.

A relação entre o tipo de explosivo, o número de furos, a quantidade de explosivos e o custo de explosivo por pega de fogo para o desmonte de 50 mil toneladas diárias de cada tipo de formação litológica, está representada na Tabela 6.2.

Tabela 6.2: Comparação dos custos dos três tipos de explosivos utilizados para o desmonte dos vários tipos de materiais.

Formação litológica	Tipo de explosivo	Número de furos por pega	Custo unitário de explosivo (\$·kg⁻¹)	Quantidade de explosivos por pega (kg)	Custo de explosivo por pega (\$)
Arenito/ Siltito	Anfo	34	1,38	10.189,1	14.060,9
	Blend 50/50		1,42	13.785,2	19.575,0
	Blend 70/30		1,50	14.384,6	21.576,9
Dolerito	Anfo	43	1,38	13.339,9	18.409,0
	Blend 50/50		1,42	18.048,1	25.628,2
	Blend 70/30		1,50	18.832,8	28.249,1
Carvão	Anfo	463	1,38	6.827,0	9.421,3
	Blend 50/50		1,42	9.102,7	12.925,8
	Blend 70/30		1,50	9.452,8	14.179,2

Portanto, considerando o comprimento da carga explosiva igual nos três tipos de explosivos usados na indústria mineira moçambicana (*Anfo*, *Blend 50/50* e *Blend 70/30*) para cada litologia, verifica-se que para os três tipos de formações nomeadamente arenito/siltito, dolerito e cavão, o desmonte com a substância explosiva *Anfo* apresenta custos relativamente mais baixos conforme ilustrado na Figuras 6.1. Assim sendo, este explosivo seria economicamente ideal, porém devido às limitações técnicas como é o caso dos valores das impedâncias elevadas para as formações arenito/siltito e dolerito e pela

fraca resistência à água, torna o *Anfo* inviável para estas duas formações. Todavia, este explosivo pode ser ideal para o carvão em furos sem água ou presença de humidade.

De acordo com os mesmos dados dos custos com os explosivos, observa-se que os custos tendem a subir à medida que a resistência da rocha a detonar aumenta, registrando-se os custos mais elevados para o desmonte de dolerito, seguindo o arenito/siltito e os custos mais baixos são para o desmonte do carvão.

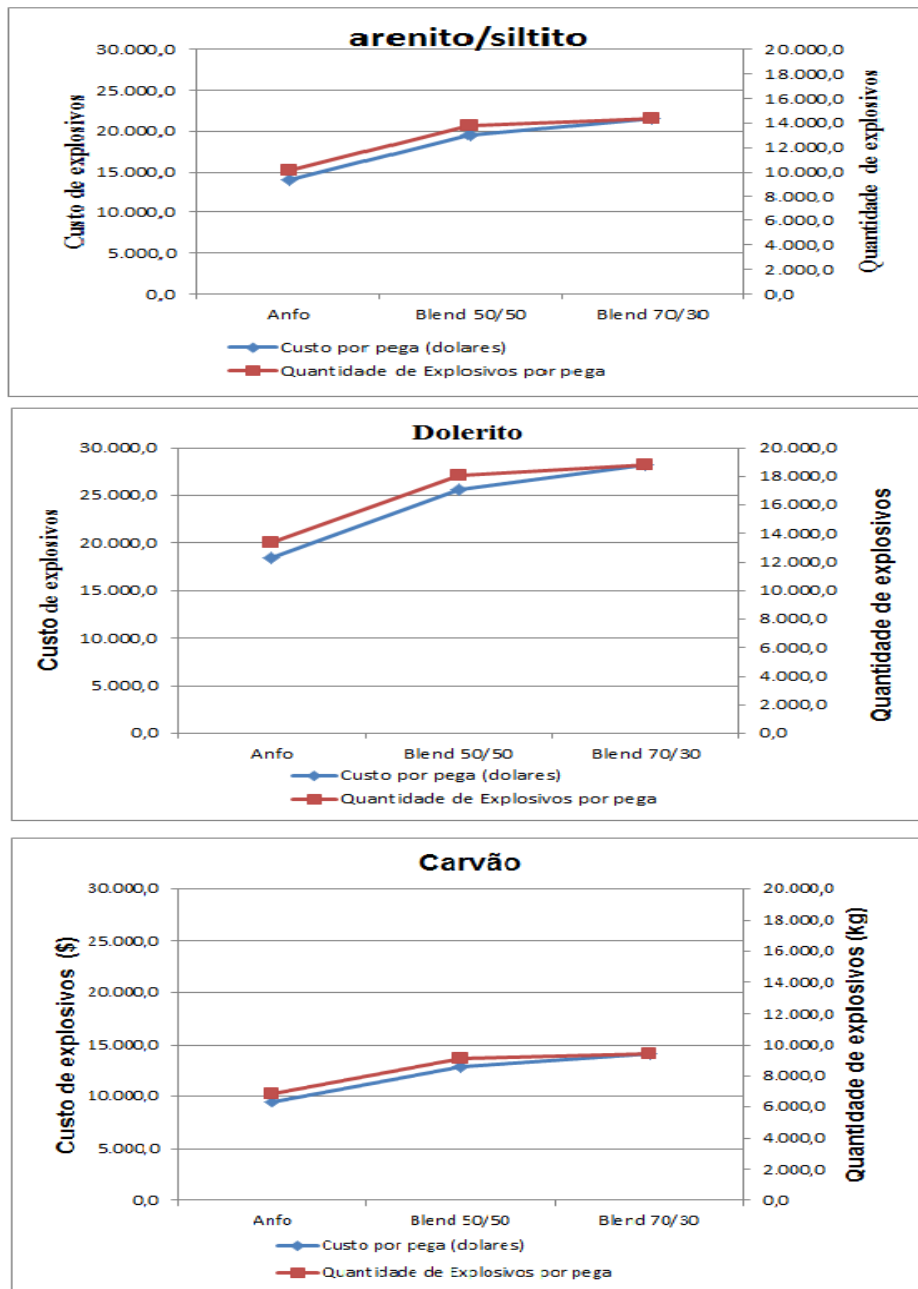


Figura 6.1: Custos dos três tipos de explosivos para o desmonte de a) arenito/siltito, b) dolerito e c) carvão.

6.3. Relação entre o diâmetro do furo e o comprimento das cargas de fundo e de coluna

Pretende-se neste ponto avaliar a influência do diâmetro de furação na minimização dos custos, através do uso de maiores diâmetros pois resulta no menor valor de perfuração específica.

No desmorte de rocha com explosivos em mina a céu aberto, a fragmentação adequada para o equipamento de carga, transporte e dimensão do britador primário é fundamental para a produtividade e controlo do custo de produção. Portanto, para uma melhor planificação e execução dos trabalhos reveste-se de suma importância o conhecimento das características do maciço, já que estas têm uma influência decisiva no mecanismo de perfuração e no desmorte do maciço. Este conhecimento, associado à experiência dos responsáveis e dos operadores pela execução das operações permitirá adequar os meios técnicos a fim de minimizar os custos globais de exploração.

Nesta análise pretende-se de modo geral discutir a relação entre o diâmetro do furo e os comprimentos das cargas de fundo e de coluna (Figura 6.2), através de gráficos de várias possibilidades nos parâmetros geométricos do diagrama de fogo para os desmontes de arenito/siltito, dolerito e carvão.

O comprimento da carga de fundo varia numa relação direta com o diâmetro do furo, podendo ser igual a zero quando o diâmetro for muito menor, ao passo que para diâmetros maiores, este pode assumir valores iguais ao comprimento total da carga explosiva no furo (Figura 6.2).

O comprimento da carga de coluna tem uma relação inversa ao diâmetro do furo, pelo que assume valor igual ao do comprimento total da carga explosiva no furo nos diâmetros menores e à medida que este aumenta o comprimento da carga de coluna toma valores até tender à zero (Figura 6.2).

Deste modo, os comprimentos das cargas de fundo e de coluna relacionam-se inversamente, cabendo ao responsável de desmorte, determinar a relação mais ideal depois de uma análise de todas as variáveis técnicas, económicas e ambientais.

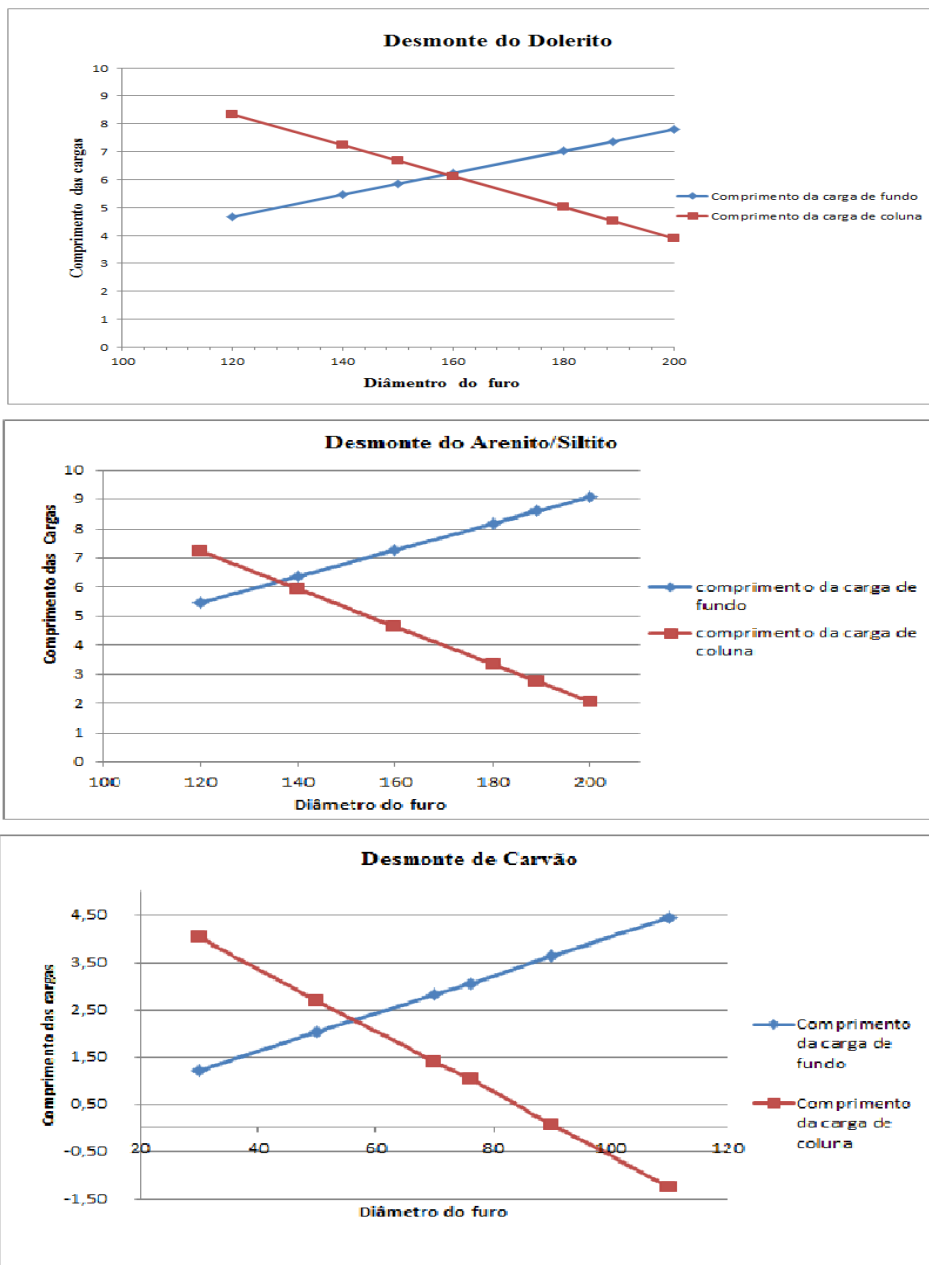


Figura 6.2: Relação entre o diâmetro do furo e o comprimento das cargas de fundo e de coluna.

Para o presente trabalho, os valores dos comprimentos das cargas de coluna assumem valores muito menores, o que leva a propor o uso de uma carga única, sendo o furo carregado por um único tipo de explosivo, escusando de usar a carga de coluna.

7. CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

7.1. Conclusões

Depois da análise dos dados que compõem este trabalho e tendo em conta os objetivos previamente definidos, chegou-se às seguintes conclusões:

O desmonte do maciço rochoso da área estudo deverá ser realizado de acordo com as características geológicas, geotécnicas e estruturais de cada formação litológica. Deste modo, considerando os dados disponíveis utilizar-se-á o método de desmonte mecânico para a camada de solo em virtude de esta apresentar uma baixa resistência. Para as restantes formações nomeadamente arenito/siltito, dolerito e carvão, usar-se-á o método de desmonte com recurso a explosivos.

A camada de solo, será desmontada pelo método os seguintes equipamentos: retroescavadeira, trator de lagartas (*bulldozer*) para escavar e desagregar o material respetivamente; uma pá mecânica para o carregamento e enchimento dos camiões de transporte.

O processo de perfuração utilizará equipamentos distintos: uma perfuradora modelo ROC F7 para o carvão e outra modelo DML-SP para o estéril (arenito/siltito e dolerito), ambas da marca Atlas Copco de sistema de perfuração roto-percussiva. As duas perfuradoras usam o método de perfuração roto-percussivo e utilizam o martelo de superfície. A escolha deste sistema de perfuração foi devido à altura das bancadas ser pequena (< 15 m), em que os erros e desvios de perfuração são baixos que é compensado pelo uso de maiores diâmetros. Os maiores diâmetros para além da vantagem referida permitem minimizar os custos totais de desmonte.

Através do cálculo dos diagramas de fogo para as formações do estéril e de carvão, verifica-se que a resistência das formações está numa relação direta com o valor da perfuração específica, tendo-se obtido os valores de 0,026 para arenito/siltito, 0,034 para o dolerito e $0,11\text{m}\cdot\text{m}^{-3}$ para o carvão e é inversamente proporcional ao diâmetro de furação bem com a altura da bancada.

Da relação entre o diâmetro do furo e comprimento das cargas de fundo e de coluna, verificou-se que existe um intervalo em que o diâmetro do furo estabelece uma relação ideal destes, em que o comprimento das cargas assume valores

aceitáveis. Verifica-se ainda que à medida que o diâmetro do furo aumenta, o valor do comprimento da carga coluna tende a diminuir até atingir valor nulo, ao passo que o comprimento da carga de fundo é diretamente proporcional ao diâmetro do furo chegando a atingir o valor da carga total. Devido ao pequeno comprimento da carga da coluna determinado em todos os diagramas de fogo, propõe-se o uso de carga única, composto por apenas um tipo de explosivo.

Atendendo que, o mercado moçambicano de substâncias explosivas, ainda não é diversificado, os explosivos usados nas principais minas são de três tipos: *Anfo*, *Blend 50/50* e *Blend 70/30*. Portanto, de acordo com o critério da escolha de explosivo e considerando a relação das impedâncias de rocha e do explosivo estabeleceu-se que para o desmonte do arenito/siltito e dolerito usar-se-á o explosivo *Blend 50/50* em detrimento do *Blend 70/30* por apresentar baixo custo operativo e para o desmonte de carvão recorrer-se-á ao *Anfo* para furos secos e *Blend 50/50* para furos húmidos e com água.

Da análise económica dos explosivos para o desmonte de 18 milhões de toneladas anuais dos três tipos de formações, verificou-se que o *Anfo* apresenta os menores custos o, ao passo que o *Blend 70/30* tem os maiores custos dos três explosivos no desmonte de todas as formações.

Para a iniciação da carga explosiva escolheu-se o sistema não elétrico devido às vantagens em termos de segurança em relação aos sistemas elétricos e pirotécnicos e por apresentar vantagens em termos de custos em relação aos sistemas eletrónicos.

Cada tiro na pega de fogo será composto por dois temporizadores, um no fundo do furo no detonador e outro à superfície nos ligadores. O uso deste último permitirá a redução de impactes ambiental decorrente das vibrações, bem como permitirá o aproveitamento eficiente da energia do explosivo, através da criação de faces livres sucessivas. A escolha da temporização dependerá de entres outros fatores da carga explosiva por retardo.

7.2. Recomendações

Após uma análise cuidadosa dos resultados tendo em conta os objetivos e de acordo com as conclusões, recomenda-se o seguinte:

No que concerne à caracterização do maciço rochoso, é necessário que se realize um trabalho pormenorizado em cada secção de exploração de modo a determinar com exatidão as características geotécnicas, geomecânicas e geoestruturais, pois apesar de serem parâmetros não controláveis no processo de desmonte, o seu conhecimento auxilia na previsão dos resultados e na determinação dos parâmetros controláveis, como o caso do cálculo dos elementos geométricos do diagrama de fogo. A camada de solo vegetal deverá ser retirada e armazenada atendendo os preceitos preconizados na legislação específica, para permitir a efetivação do processo de reabilitação ambiental das áreas exploradas.

No processo de perfuração de rocha para a detonação dever-se-á elaborar um protocolo que estabeleça as normas de boa prática, na qual se descreva detalhadamente os procedimentos a seguir antes, durante e depois da abertura dos furos. Recomenda-se ainda a utilização das tecnologias como *bore track* que servem para medir a direção e inclinação dos furos, o sistema *laser profile* que permite identificar o posicionamento e inclinação dos furos em relação à face livre o que ajuda no processo de carregamento dos furos com explosivos. A definição das malhas de perfuração de acordo com as características do maciço rochoso, tendo em consideração o princípio de melhoramento contínuo.

Que se realize um estudo comparativo detalhado sobre a possibilidade de introduzir o sistema de iniciação eletrónico em substituição do sistema não elétrico (*nonel*), devido às vantagens que este apresenta no tocante a maior precisão de temporização o que permite trabalhar com maior eficiência nas pegadas de fogo extensas (com muitos furos).

Determinar o calibre ótimo dos materiais do desmonte, tendo em conta as operações subsequentes de carregamento, transporte e britagem, por forma a evitar problemas relacionados com maiores tempos de ciclos de operações e a consequente baixa produtividade dos equipamentos de mina.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Afonso, R. S. (1976). *Notícia Explicativa da Carta Geológica de Moçambique a escala 1:2 000 000*. Direção dos Serviços de Geologia e Minas. Maputo. Nacional. Moçambique. p.175.

Afonso, R. S. & Marques, Marques, J. (1998). *Recursos Minerais da República de Moçambique*, 2ª Edição, DNG- Maputo. p. 67.

Arya, S. (2006), *Comparison of Blasting Performance Using Detonating Cord, Non-Electric Delay and Electronic Delay Detonator Systems*. Dissertação de Mestrado em Engenharia Mineral com Especialização em Explosivos, New México Institute of Mining and Technology. p.45.

Atlas Copco (2014). *Catálogo de Equipamentos de Perfuração*. Lisboa.

Bastos, M. J. N. (1998). *Geotecnia na Concepção, Projecto e Execução de Túneis em Maciços Rochosos*. Dissertação para obtenção do grau de Mestre em Geotecnia. I. S. T. – U. T. L.. Lisboa. p.143.

Bender, W. L. (1999). *The Fundamentals of Blast Design*. Golden West. p.31.

Bernardo, P. A. M. (2004). *Impactes Ambientais do Uso de Explosivos na Escavação de Rochas, com Ênfase nas Vibrações*. Tese para obtenção do grau de Doutor em Engenharia de Minas. I. S. T. – U. T. L. Lisboa.

Bernardo, P. A. M. (2009). *Parecer Sobre as Emissões de Gases Decorrentes da Detonação de Substâncias Explosivas (de uso civil)*, Sociedade de Explosivos Civis, SA. Lisboa. p.10.

Bernardo, P. A. M. (2013). *Escavação de Maciços Rochosos com Explosivos*. 9º Curso Sobre Explosivos para Responsáveis Técnicos de Pedreiras e Obras de Escavação. Organizado pela Ordem dos Engenheiros Região Centro (OERC) e Centro de Geotecnia do Instituto Superior. Técnico de Lisboa. na OERC. p.24.

Correia, C. A. A. (2011). *Desmonte de Rocha com Explosivos: Importância da Otimização*. Dissertação para obtenção do grau de Mestre em Engenharia Geotécnica e Geoambiental, I. S. E. P. Porto. p.168.

Crosby, W.A. (1998). *International Drilling, Blasting and Explosives Technology Course*. Britanite. Ouro Preto. p. 1-29.

Daniel, F. (1999). *Manual de Utilização de Explosivos, Em Exploração A Céu Aberto*. Instituto Geológico e Mineiro. Lisboa. p.104.

Dinis da Gama, C. & Jimeno, C. L. (1993). *Rock Fragmentation Control for Blasting Cost Optimization and Environmental Impact Abatement*. 4th International Symposium of Rock Fragmentation by Blasting. A. A. Balkema. Rotterdam. Viena. p. 23.

Dinis da Gama, C. (1998). *Ruídos e Vibrações Ligados à Utilização dos Explosivos e Equipamentos*. Comunicações do 1º Seminário de Auditorias Ambientais Internas. Divisão de Minas e Pedreiras do Instituto Geológico e Mineiro. Endereço electrónico:http://eeo.ineti.pt/edicoes_online/diversos/auditorias_amb/capitulo4.htm, acedido em Abril 2014.

Dinis da Gama, C. (2013). *Elementos de Dinâmica das Rochas*. 9º Curso Sobre Explosivos para Responsáveis Técnicos de Pedreiras e Obras de Escavação, organizado pela Ordem dos Engenheiros Região Centro (OERC) e Centro de Geotecnia do Instituto Superior Técnico de Lisboa. na Ordem de Engenheiros da Região Centro. p.27.

Góis, J.C., Vieira, A., Galiza, A.C., Bernardo, P., Gomes, C., Chaminé, H. I. (2012). *Manual do Operador de Produtos explosivos*. ANIET. p.56.

GTK Consortium (2006). *Notícia Explicativa da carta geológica de Moçambique a escala 1:250 000*. Folhas : Inhamambo (1430), Maluwera (1431), Chifunde (1432), Zumbo (1530), Fíngoè-Mágoè (1531), Songo (1532), Cazula (1533) e Zóbuè (1534). Direção Nacional De Geologia. Maputo. Moçambique. p.457;

Hustrulid, W. (1999). *Blasting principles for open pit mine*. A. A. Balkema. Rotterdam p.379

Instituto Geológico e Mineiro (IGM) (1999). *Regras de Boa Prática no Desmonte a Céu Aberto*. Endereço electrónico: http://egeo.ineti.pt/edicoes_online/diversos/boa_pratica/indice.htm, acedido em Março 2014.

Ingersoll-Rand (1999). *Down the hole drills and the hole story*. Brasil. p.108

Instituto Nacional de Estatística (INE) (2007). *III Recenseamento Geral da População e Habitação*, Província de Tete. Instituto Nacional de Estatística. Moçambique.

Jimeno, E. L. (1994). *Manual de perforacion y voladura de rocas*. Instituto Tecnológico Geominero de Espanã. 2ª edição. Espanha. p. 176.

Jimeno, E. L., Jimeno, C. L. & Bermudez, P. G. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. ITGE. 2ª Edição. Espanha;

Langefors, U. & Kihlstrom, B. (1963). *The Modern Techniques of Rock Blasting*, John Wiley & Sons Inc., Nova Iorque. E. U. A.; p.365.

Louro, A. F. F. C. (2009). *Novas formulações para leis de propagação de vibrações, em maciços rochosos, baseadas nas propriedades termodinâmicas dos explosivos*, Dissertação para obtenção do grau de Mestre em Engenharia de Minas. I. S. T. – U. T. L. Lisboa. p.68.

Ministério de Administração Estatal (MAE) (2005). *Perfil do distrito de Moatize*. Ministério de Administração Estatal. Moçambique. p.78.

Ministério de Recursos Minerais (MIREM) (2008). *Carta geológica de Moçambique a escala 1: 1 000 000, folha NW*. Maputo, Moçambique.

Mota, P. J. F. (2011). *Abordagem prática para execução de taludes em obras rodoviárias com recurso a pré-corte*. Tese para obtenção do grau de Mestre em Engenharia Geotécnica e Geoambiental, Instituto Superior de Engenharia do Porto. P 254

Ncondezi Coal Company Mozambique Lda (2012). *Estudo Definitivo de Viabilidade*, (versão não publicada). Tete, Moçambique. p. 93.

Oliveira, J. G. B. (2009). *Desmonte de rocha a céu aberto com recurso a explosivos*. Dissertação para obtenção do grau de Mestre em Engenharia Geológica e de Minas, Universidade de Coimbra, Coimbra. p 98.

Rolim, J. L. F. (2003). *Apostila de desmonte de rocha com recurso a explosivos*. Dornellas engenharia Lda.Pernambuco. Brasil. p 86.

Security, J. (1992). *Drilling productivity evaluation*. Queen`s University. Kingston.

Silva, V.S. (2008). *Apostila de desmonte e transporte de rocha*. UFOP, Ouro Preto, Brasil. p.234.

Sociedade Portuguesa de Explosivo. (1994). *Manual de explosivos e Suas Aplicações*. Sociedade Portuguesa de Explosivo, S.A. Lisboa. p.131.

Svedala Reedrill (1998). *Drilling sales training manual*. Suécia. p. 94.

Vale de Moçambique Lda (2011). *Plano de Agosto de 2011*. Versão não publicada. Tete. Moçambique. p59.

Vasconcelos, L. (1995). *Contribuição para o conhecimento dos carvões da Bacia Carbonífera de Moatize, Província de Tete, República de Moçambique*, Tese para obtenção do grau de Doutor em Geologia, Universidade do Porto. Porto. p.216.