

RENAN COLLANTES CANDIA

**Escavação de rochas com furos de grande diâmetro na mineração a
céu aberto**

Dissertação apresentada à Escola Politécnica da
Universidade de São Paulo para a obtenção do título
de Mestre em Engenharia

São Paulo
2006

RENAN COLLANTES CANDIA

**Escavação de rochas com furos de grande diâmetro na mineração
a céu aberto**

Dissertação apresentada à Escola Politécnica da
Universidade de São Paulo para a obtenção do
título de Mestre em Engenharia

Área de concentração: Engenharia de Minas e de
Petróleo

Orientador: Prof. Dr. Wildor Theodoro Hennies

São Paulo
2006

Este exemplar foi revisado e alterado em relação à versão original, sob responsabilidade única do autor e com a anuência de seu orientador.

São Paulo, 26 de julho de 2006.

Assinatura do autor _____

Assinatura do orientador _____

FICHA CATALOGRÁFICA

Collantes Candia, Renán

Escavação de rochas com furos de grande diâmetro na mineração a céu aberto / R. Collantes Candia. -- ed.rev. -- São Paulo, 2006.

140p.

Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo.

1.Escavação a céu aberto 2.Mineração a céu aberto I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo II.t.

AGRADECIMENTOS

À Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior - CAPES por possibilitar a realização desta pesquisa, através da concessão da bolsa de auxílio à pesquisa.

Ao Prof. Dr. Lineu Azuaga Ayres da Silva, pela orientação na primeira etapa do desenvolvimento desta dissertação, pelo estímulo e amizade, elementos importantes para o bom andamento desta pesquisa.

Ao amigo e orientador Prof. Dr. Wildor Theodoro Hennies, pela orientação, e ajuda para a consecução desta pesquisa.

Ao amigo Prof. Dr. Valdir Costa e Silva pelo auxílio bibliográfico concedido.

Aos meus pais Mario e Julia, meus irmãos Doris, Georgina, Álvaro e Nélida, agentes diretos de permanente incentivo, vital na condução deste trabalho.

A meu irmão Mario pela constante motivação e orientação dada durante a minha vida pessoal e acadêmica.

A meus amigos da pós-graduação, Carlos Carrasco, Carlos Mugruza, Reginaldo Braz, Ricardo Azevedo, entre outros pela convivência e intercâmbio de idéias no transcurso da execução deste trabalho.

À Maria Cristina Martinez Bonesio, nossa bibliotecária, pela paciência, dedicação e orientação.

A minha noiva Ildézia, pelo constante apoio e estímulo dado neste tempo.

À minha filha Margareth, pela compreensão e pelos anos de ausência.

RESUMO

Esta dissertação apresenta uma revisão bibliográfica dos principais aspectos envolvidos nas operações de escavação de rochas com furos de grande diâmetro na mineração a céu aberto. O trabalho expõe o método de perfuração rotativa por ser o mais utilizado na execução desta operação unitária de lavra. Faz-se também um estudo dos principais agentes de desmonte que contribuem no emprego de furos de grande diâmetro na indústria da mineração, especialmente na exploração de minérios metálicos. São analisadas as propriedades do maciço rochoso, na determinação da carga específica e sua influência nos resultados da escavação de rochas por explosivos. É realizada ainda uma análise da metodologia utilizada para o dimensionamento do plano de fogo, baseando-se na inter-relação existente entre seus diversos elementos geométricos. Apresenta-se também a teoria de crateras como uma metodologia alternativa para dimensionamento de plano de fogo. Finalmente mostram-se os principais impactos ambientais decorrentes da detonação de explosivos na escavação de rochas.

Palavras-chave: Escavação, Mecânica de Rochas, Furos de Mina, Mineração a Céu Aberto.

ABSTRACT

This dissertation presents a bibliographical review of the main aspects involved in the open pit blasting operation using large diameter blastholes. The work displays the method of rotary drilling, being the most frequent used in the execution of this mining unitary operation. Here is presented a study of the main blasting agents that contribute to the increasing application of large diameter blastholes in the mining industry, especially in the field of metallic ores. The properties of the rock mass are analysed, in the determination of the powder factor and its influence on the results of rock excavation by explosives. An analysis of the methodology used for the determination a shot plan is carried out based on the existing interrelation between diverse geometric elements involved. The crater theory is also presented as an alternative methodology for the same purpose. Finally, the main environmental impacts caused by blasting in the rock excavation are discussed.

Key-words: Blasting, Rock Mechanic, Blasthole, Open Pit Mining.

SUMÁRIO

1 INTRODUÇÃO.....	16
1.1 Aspectos gerais.....	16
1.2 Objetivos da dissertação.....	17
1.3 Justificativa.....	18
1.4 Estrutura da dissertação.....	19
2 PERFURAÇÃO ROTATIVA.....	21
2.1 Perfuratrizes rotativas.....	23
2.1.1 Montagem e sistemas de propulsão.....	24
2.1.2 Fontes de energia.....	25
2.1.3 Sistema de rotação.....	26
2.1.4 Sistema de empuxo e elevação.....	27
2.1.5 Torre e trocador de barras.....	28
2.1.6 Cabina do operador.....	29
2.1.7 Série de perfuração.....	29
2.2 Tricones.....	31
2.2.1 Tipos de tricones.....	32
2.3 Elementos auxiliares.....	34
2.3.1 Eliminação de poeira.....	34
2.3.2 Nivelamento.....	34
2.3.3 Injeção de óleo ou graxa.....	35
2.4 Variáveis de perfuração.....	35
2.4.1 Empuxo ou “pull down”.....	36
2.4.2 Velocidade de rotação.....	37
2.4.3 Desgaste de broca.....	39
2.4.4 Diâmetro de perfuração.....	40
2.4.5 Vazão de ar para limpeza de furo.....	40
3 AGENTES DE DESMONTE.....	45
3.1 Propriedades características dos agentes de desmonte.....	46
3.1.1 Energia específica.....	46

3.1.2	Velocidade de detonação.....	48
3.1.3	Densidade.....	50
3.1.4	Resistência à água.....	51
3.1.5	Tipos de gases.....	52
3.1.6	Pressão de detonação.....	53
3.1.7	Sensibilidade.....	54
3.1.8	Estabilidade.....	55
3.2	Principais agentes de desmonte utilizados na mineração a céu aberto.....	56
3.2.1	ANFO.....	57
3.2.2	Emulsões explosivas.....	61
3.2.3	Blendados.....	63
4	PROPRIEDADES DOS MACIÇOS ROCHOSOS NA ESCAVAÇÃO POR EXPLOSIVOS.....	66
4.1	Principais propriedades dos maciços rochosos considerados nos projetos de desmonte.....	67
4.1.1	Resistência.....	68
4.1.2	Propriedades mecânicas.....	68
4.1.3	Propriedades de absorção.....	69
4.1.4	Propriedades estruturais.....	70
4.2	Métodos empíricos de cálculo de carga específica para o desmonte de rocha a céu aberto.....	73
4.2.1	Cálculo da carga específica a partir da onda sísmica-P.....	73
4.2.2	Cálculo da carga específica a partir de dados de perfuração.....	76
4.2.3	Cálculo da carga específica baseado na transferência de energia.....	77
4.2.4	Cálculo da carga específica baseado no método Sueco.....	78
4.2.5	Cálculo da carga específica baseado nas propriedades do maciço rochoso.....	79
4.2.6	Cálculo da carga específica segundo o tipo de rocha, densidade de rocha e tamanho do bloco.....	81
4.3	Desmontabilidade de rochas por explosivos “blastability”.....	82
5	CONSIDERAÇÕES TEÓRICAS NO PROJETO DE PLANO DE FOGO COM FUROS DE GRANDE DIÂMETRO.....	88

5.1	Variáveis geométricas do plano de fogo.....	88
5.2	Principais relações entre as variáveis geométricas do plano de fogo.....	90
5.3	Análise das relações entre as variáveis geométricas do plano de fogo.....	96
5.3.1	Relação espaçamento – afastamento (K_S).....	97
5.3.2	Relação diâmetro – afastamento (K_B).....	98
5.3.3	Relação subfuração – afastamento (K_J).....	99
5.3.4	Relação tampão – afastamento (K_T).....	100
5.3.5	Relação altura de bancada – afastamento (K_H).....	100
5.4	A teoria de crateras nas escavações com furos de grande diâmetro.....	101
5.4.1	Desenvolvimento das equações utilizadas na teoria de crateras.....	102
5.4.2	Aplicação da teoria de crateras para o dimensionamento de plano de fogo.....	106
6	IMPACTOS AMBIENTAIS PROVOCADOS PELA ESCAVAÇÃO DE ROCHAS NA MINERAÇÃO A CEU ABERTO.....	110
6.1	Vibrações de terreno.....	110
6.1.1	Tipos de ondas sísmicas.....	112
6.1.2	Variáveis que influem nas características das vibrações.....	114
6.1.3	Efeitos da vibração de terreno.....	119
6.1.4	Controle da vibração.....	122
6.2	Sobre pressão atmosférica e ruído.....	123
6.2.1	Níveis de sobre-pressão e efeitos associados.....	124
6.2.2	Resposta humana às sobre-pressões.....	125
6.2.3	O controle da sobre-pressão atmosférica.....	126
6.3	Ultrançamento.....	127
6.3.1	Condições que favorecem o ultrançamento.....	128
6.3.2	O controle do ultrançamento.....	129
6.4	Geração de fumos e material particulado.....	130
6.4.1	Fumos.....	130
6.4.2	Material particulado.....	131
6.4.3	Medidas de mitigação de fumos e material particulado.....	132
7	CONSIDERAÇÕES E CONCLUSÕES	133
	REFERÊNCIAS	136

BIBLIOGRAFIA COMPLEMENTAR.....	139
--------------------------------	-----

LISTA DE FIGURAS

Figura 2.1	Operações unitárias de lavra.....	21
Figura 2.2	Campo de aplicação dos diversos métodos de perfuração em função do diâmetro de furo.....	23
Figura 2.3	Perfuratriz rotativa DM-M2 da Ingersoll Rand.....	24
Figura 2.4	Distribuição média da potencia instalada nas perfuratrizes rotativas.....	26
Figura 2.5	Sistema de rotação direta utilizada na execução de furos de desmonte..	27
Figura 2.6	Série de perfuração rotativa.....	30
Figura 2.7	Tricone utilizado na execução de furos de grande diâmetro.....	32
Figura 2.8	Efeito da velocidade de rotação sobre a velocidade de penetração.....	38
Figura 2.9	Efeito do desgaste da broca sobre o desempenho da penetração.....	40
Figura 2.10	Variação da velocidade de penetração em função do diâmetro.....	40
Figura 3.1	Processo de detonação de um explosivo.....	49
Figura 3.2	Processo de detonação de uma carga explosiva.....	53
Figura 3.3	Estrutura da emulsão.....	61
Figura 3.4	Composição básica de uma emulsão.....	63
Figura 3.5	Densidade, energia de detonação e potência por volume de misturas tipo ANFO-emulsão em função do conteúdo de emulsão.....	65
Figura 3.6	Volume de vazios a serem preenchidos pela emulsão.....	65
Figura 4.1	Fluxograma mostrando importância da caracterização do maciço rochoso para o desmonte por explosivos.....	66
Figura 4.2	Estruturas verticais ou fortemente mergulhantes.....	71
Figura 4.3	Estrutura horizontal.....	71
Figura 4.4	Estrutura inclinada contra mergulho.....	72
Figura 4.5	Estrutura que mergulha a favor da face.....	72
Figura 4.6	Estruturas intensamente fraturadas.....	72
Figura 4.7	Estrutura massiva.....	72
Figura 4.8	Relação entre o consumo específico de explosivo e a velocidade sísmica de propagação.....	75
Figura 4.9	Correlação entre o índice de desmontabilidade e a carga específica - fator de energia.....	84

Figura 4.10	Fator de desmontabilidade por explosivo K_v em função do índice equivalente de qualidade de rocha.....	87
Figura 5.1	Vista isométrica de uma bancada mostrando os elementos geométricos.....	89
Figura 5.2	Vista em perfil de uma carga cilíndrica com centro de gravidade ao nível inferior do tampão.....	94
Figura 5.3	Efeito da detonação de uma carga esférica a diferentes profundidades de enterramento.....	101
Figura 5.4	Relação existente entre o volume desmontado de rocha e a profundidade de enterramento da carga explosiva.....	102
Figura 5.5	Zona de influência para uma carga esférica enterrada a uma profundidade N	104
Figura 5.6	Volume de rocha desmontada em função da razão profundidade ótima – profundidade crítica.....	105
Figura 5.7	Vista isométrica de um furo carregado, mostrando as dimensões de enterramento respeito às três principais direções de liberação de energia na bancada.....	108
Figura 5.8	A curva clássica de crateramento.....	108
Figura 6.1	Efeitos das vibrações nas estruturas.....	111
Figura 6.2	Ondas sísmicas produzidas na detonação de um explosivo.....	113
Figura 6.3	Efeito da geologia nas vibrações.....	114
Figura 6.4	Efeito da distancia nas vibrações.....	116
Figura 6.5	Influência do fator de carga na intensidade de vibração.....	117
Figura 6.6	Resposta humana às vibrações.....	122
Figura 6.7	Fontes de sobre-pressão atmosférica.....	124

LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1	Valores limites de empuxo “pull down” em função do diâmetro de tricône.....	37
Tabela 2.2	Velocidades de rotação para diferentes tipos de rocha.....	38
Tabela 2.3	Velocidades ascensionais em função do tipo de rocha.....	42
Tabela 2.4	Combinação entre diâmetro de furo e diâmetro de tubulação de perfuração para três velocidades características.....	43
Tabela 3.1	Faixa de densidades para os agentes explosivos.....	51
Tabela 3.2	Influência da quantidade de óleo na energia do ANFO e na quantidade de moles de produtos gasosos.....	59
Tabela 3.3	Energia produzida pelas diversas emulsões em função do conteúdo de Al.....	63
Tabela 4.1	Correlação entre a velocidade de onda-P e a carga específica.....	74
Tabela 4.2	Constantes empíricas K e b utilizados para a determinação da carga específica.....	81
Tabela 4.3	Fator de correção segundo o tamanho de bloco.....	82
Tabela 4.4	Parâmetros de índice de desmontabilidade e suas respectivas avaliações.....	84
Tabela 4.5	Proposta de parâmetros e suas respectivas avaliações para a determinação do índice de desmontabilidade.....	85
Tabela 4.6	Fatores de ajuste para o índice de desmontabilidade.....	85
Tabela 4.7	Correlação entre o índice de desmontabilidade e o consumo específico de explosivo.....	86
Tabela 4.8	Índice de qualidade de rocha “RQD”.....	86
Tabela 4.9	Resistência das descontinuidades.....	86
Tabela 5.1	Principais indicadores estatísticos das razões entre os elementos geométricos de plano de fogo.....	97
Tabela 5.2	Valores típicos de K_J em função das condições do terreno.....	100
Tabela 5.3	Planilha de desmonte utilizando a teoria de crateras para o dimensionamento de plano de fogo.....	109
Tabela 6.1	Critérios de danos provocados pelas vibrações.....	121
Tabela 6.2	Níveis de velocidade de partícula associados a atividades	

	cotidianas.....	121
Tabela 6.3	Escala decibel de ruído para alguns eventos comuns.....	125
Tabela 6.4	Vibrações culturais e não culturais.....	126
Tabela 6.5	Avaliação de gases para o ANFO em função do balanço de oxigênio.....	131

LISTA DE NOTAÇÕES

p	Empuxo
RC	Resistência à compressão simples
VP	Velocidade de penetração
Nr	Velocidade rotacional
Va	Velocidade de evacuação de partícula.
Qa	Vazão de ar
A	Área
D	Diâmetro
ρ_r	Densidade da rocha
dp	Diâmetro de partícula
Ac	Área de coroa circular
API	American Petroleum Institute.
FP	Fator de potencia
AWS	Potencia absoluta em peso
ABS	Energia absoluta em volume
RWS	Energia relativa em peso
RBS	Energia relativa em volume
ρ_e	Densidade do explosivo
VOD	Velocidade de detonação
N	Fração volumétrica de explosivo
P	Pressão
$USCFR$	United States Code of Federal Regulations
$SIACESP$	Sindicato da Indústria de Adubos e Corretivos Agrícolas do Estado de São Paulo
$USBM$	United States Bureau of Mines
q	Carga específica
q^*	Carga específica para rocha intacta
RQI	Índice de qualidade de rocha
t	Tempo
L	Comprimento de furo
I_p	Índice de perfurabilidade
VP	Taxa de penetração

n_1	Fator de impedância
n_2	Fator de acoplamento
Z_e	Impedância do explosivo
Z_r	Impedância de rocha
n_3	Fator de ruptura de bancada
γ_s	Energia específica por unidade de superfície
d_o	Espaçamento médio entre descontinuidades
k_{100}	Tamanho máximo aceitável de fragmento de rocha
f	Índice de dureza de Protodiakonov
ϕ	Ângulo de atrito interno
i	Ângulo de rugosidade
f_c	Frequência de descontinuidades
BI	Índice de desmontabilidade por explosivo
RMD	Descrição de maciço rochoso
JPS	Espaçamento entre planos de juntas
JPO	Orientação dos planos de juntas
SGI	Influência do peso específico
SG	Gravidade específica
H	Dureza
$ERQD$	Índice equivalente de qualidade de rocha
B	Afastamento
S	Espaçamento
T	Tampão
J	Subperfuração
H	Altura de bancada
L	Comprimento de furo
ε	Energia
V	Volume
K	Constante de proporcionalidade
r	Raio
W	Peso
Y	Deslocamento de onda
ω	Frequência angular

φ	Ângulo de fase
V_{Cp}	Velocidade de propagação de ondas principais
V_{Cs}	Velocidade de propagação de ondas secundárias
E	Módulo de Young
ν	Coefficiente de Poisson
D	Distância
L_p	Nível de pressão sonora

1 INTRODUÇÃO

1.1 ASPECTOS GERAIS

O desmonte de rochas é considerado como uma das operações unitárias mais importantes do ciclo de lavra compreendido no processo produtivo de bens minerais. O sucesso dos estágios subseqüentes de produção como o carregamento, e transporte do material desmontado, assim como dos processos de cominuição e beneficiamento são decisivamente influenciados pelos resultados do desmonte primário.

A exaustão de jazidas com altos teores, ajudado pelo aparecimento de uma economia de escala, assim como o progresso tecnológico acontecido desde a segunda metade do século XX, permitiu o desenvolvimento e uso de equipamentos e técnicas especiais na indústria da mineração. Desta maneira, o uso de furos de grande diâmetro na mineração a céu aberto, principalmente metálica e do carvão, tornou-se uma prática comum, por oferecer significativas vantagens quando comparados com o uso de pequenos diâmetros.

Na literatura especializada, denominam-se furos de grande diâmetro, aqueles que têm dimensões acima de 180 mm, e que foram executados principalmente através de perfuratrizes rotativas dotadas de ferramentas de penetração denominados brocas tricônicas; as quais são utilizadas principalmente na lavra a céu aberto de grande porte (JIMENO et al, 1995). Não obstante, a maioria dos pesquisadores da área de desmonte considera, que esta denominação deve ser dada ao uso de diâmetros maiores que 125 mm (AYRES da SILVA, 2003). Neste tipo de desmonte os critérios de projeto desenvolveram-se a partir da teoria de crateras, proposta por Livingston (1963) apud Hustrulid (1999), na qual as cargas cilíndricas têm uma configuração tal que, a razão existente entre o

comprimento de carga e o diâmetro de furo é menor que 50.

O diâmetro adequado para um trabalho em particular depende das características do maciço rochoso a se fragmentar, do grau de fragmentação desejado, da altura da bancada, da economia da operação de desmonte e das dimensões dos equipamentos de carregamento e transporte.

O uso de furos de pequeno diâmetro tem a principal desvantagem de gerar altos custos de perfuração, escorvamento e iniciação, assim como eles precisam de maior tempo e mão de obra para as tarefas de carregamento com explosivos, tamponamento e conexão da rede de iniciação. Porém, a vantagem que oferecem é uma melhor distribuição do explosivo, o que se manifesta num baixo consumo específico (JIMENO et al, 1995). Quando os diâmetros de furo são grandes, a malha de perfuração é também mais extensa. Neste caso a granulometria obtida pode ser insatisfatória, principalmente quando a distância entre as descontinuidades estruturais é maior do que o espaçamento da malha da perfuração.

O incremento do diâmetro de furo geralmente tem como consequência o melhor aproveitamento da energia contida no explosivo, diminuição dos custos globais de perfuração e desmonte, possibilidade de mecanização de carregamento dos furos com explosivo, maior rendimento da perfuração por comprimento perfurado, entre outros.

1.2 OBJETIVOS DO DA DISSERTAÇÃO

O objetivo principal desta dissertação é estudar os principais aspectos envolvidos no desmonte de rochas através do uso de furos de grande diâmetro em operações de lavra a céu aberto, através de uma ampla revisão bibliográfica, visando organizar a informação existente no referente a esta importante técnica bastante utilizada na produção de bens minerais.

1.3 JUSTIFICATIVA

Volumes grandes de bens minerais estão sendo rapidamente extraídos de suas jazidas, o que pode levar à escassez ou mesmo à exaustão das mesmas. Cada vez é mais freqüente a exploração de jazidas de baixos teores e grandes volumes, o que se reflete principalmente na mineração a céu aberto. Esta mudança no comportamento da indústria mineira é favorecida pelo desenvolvimento tecnológico acontecido nas últimas décadas. Atualmente existem perfuratrizes de grande diâmetro e muito potentes com aplicações em rochas duras e abrasivas. Houve grande evolução dos explosivos a partir da descoberta da dinamite por Alfred Nobel em 1897 até a descoberta dos agentes de desmonte como o ANFO na década de 1950, as emulsões na década de 1970 e finalmente o ANFO pesado. A fabricação de espoletas eletrônicas de alta precisão e o desenvolvimento de grandes equipamentos de manuseio e carga de alta capacidade favoreceu também o crescimento do uso de furos de grande diâmetro na mineração a céu aberto. Paralelamente, o desenvolvimento da mecânica de rochas contribuiu para que seja possível projetar-se hoje cavas mais profundas e com ângulos de talude bastante inclinados, que favorecem a maior extração possível de minério no menor tempo e, com altos índices de segurança.

Uma aproximação sistemática do processo de otimização na detonação de rochas é fundamental na engenharia de minas. Um processo crítico na otimização da escavação por explosivos a céu aberto é a avaliação do seu desempenho quando comparado com aquele teoricamente planejado. É aqui que a experiência, reforçada pelo conhecimento das características locais do terreno, assim como os conhecimentos dos elementos envolvidos nas operações de detonação, têm muita importância e os trabalhos rotineiros de mina oferecem os melhores elementos para julgar e refinar os parâmetros de um plano de fogo, permitindo possíveis mudanças nas suas formulações e projetos que possibilitam uma

melhora contínua desta importante operação unitária de lavra.

É importante ressaltar que o estudo do projeto e dos fatores envolvidos nos desmonte com furos de grande diâmetro se encontram disseminados de forma irregular nos inúmeros trabalhos que tratam do assunto. De maneira geral não se encontram, na literatura internacional, trabalhos que tratem especificamente deste assunto. Apesar da grande diferença de comportamento e uso específico que se observa no caso da utilização de grandes diâmetros em furos de mina, o tema é visto como uma seqüência crescente de diâmetros, onde aqueles estão envolvidos. Precisa-se separar, com grande clareza, tais comportamentos e sua fundamentação teórica, para que se obtenham os melhores, mais econômicos e seguros resultados, em sua aplicação.

1.4 ESTRUTURA DA DISSERTAÇÃO

A estrutura desta pesquisa compreende os aspectos mais importantes envolvidos nos trabalhos de desmonte de rochas com furos de grande diâmetro em operações unitárias da lavra a céu aberto.

- O capítulo 2 trata especificamente da perfuração rotativa, por ser o método mais utilizado atualmente na maioria das operações a céu aberto de grande porte e nas quais utilizam-se furos de grande diâmetro. Faz-se uma descrição das perfuratrizes rotativas, assim como das ferramentas de penetração denominadas tricônes e finalmente se expõe aspectos relativos às variáveis de perfuração desta importante operação unitária de lavra.
- O capítulo 3 trata do estudo dos principais agentes de desmonte utilizados na mineração a céu aberto, assim como das propriedades características mais importantes. O conhecimento destes aspectos é importante por permitir fazer a

melhor escolha do explosivo procurando obter os melhores resultados em termos de custo-benefício.

- O capítulo 4 abrange aspectos relativos às propriedades do maciço rochoso que influem na determinação de carga específica em operações a céu aberto, mostrando varias formulações empíricas desenvolvidas por vários pesquisadores. Finalmente se expõe o conceito de desmontabilidade de rochas correlacionando-os com alguns parâmetros geomecânicos.
- O capítulo 5 faz uma análise dos principais elementos geométricos de plano de fogo em operações a céu aberto partindo da correlação existente entre eles. Apresenta-se a teoria de crateras como uma metodologia alternativa para o projeto de planos de fogo, que ajudam a melhorar os resultados obtidos através de metodologias mais ortodoxas.
- O capítulo 6 refere-se ao estudo dos principais impactos ambientais gerados na operação de desmonte, assim como aos efeitos que estes provocam no entorno dos empreendimentos mineiros. Explica a influência do diâmetro de furo nos níveis de impacto provocado, propondo algumas diretrizes para seu controle.
- Finalmente o capítulo 7 apresenta as conclusões às quais se chegou com base na pesquisa realizada.

2 PERFURAÇÃO ROTATIVA

A perfuração de rochas é o passo inicial de lavra de uma mina e tem por finalidade abrir furos no maciço rochoso, com uma distribuição e geometria adequada a fim de alojar a carga explosiva e os acessórios de detonação. Esta se desenvolve junto com a operação de desmonte, para assegurar a fragmentação adequada do material rochoso e, desse modo, permitir seu manuseio adequado nos estágios seguintes do processo extrativo e de beneficiamento de minérios. A perfuração é usualmente considerada como uma operação unitária importante dentro do ciclo de lavra por permitir o estabelecimento e controle do ritmo de produção como mostrado na Figura 2.1.

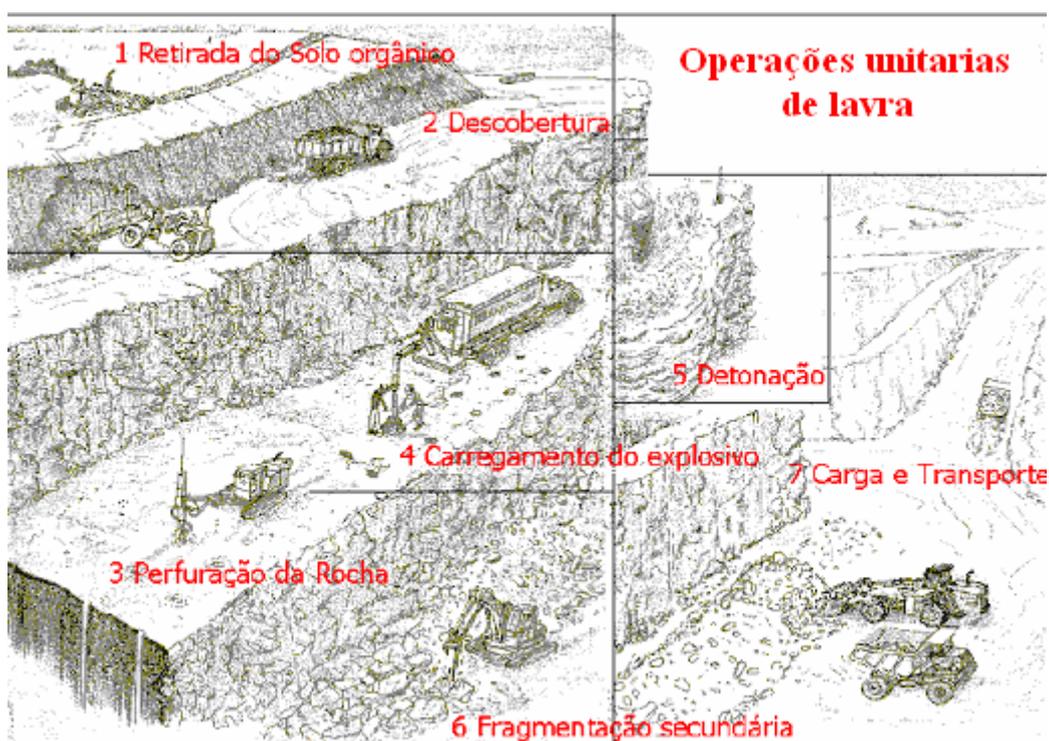


Figura 2.1 - Operações unitárias de lavra (adaptado de Almeida, 2004).

Até 1949, a maioria dos furos utilizados no desmonte era feitos por meio de perfuratrizes roto-percussivas, e só nas rochas brandas se utilizavam perfuratrizes rotativas com brocas tricônicas. A abertura nos Estados Unidos de grandes minas de carvão a céu

aberto, com espessuras de recobrimento que atingiam até 40 m, assim como a descoberta do ANFO, foram acontecimentos que motivaram a fabricação de perfuratrizes de grande porte, capazes de atingir grandes velocidades de penetração. Simultaneamente, começou-se a utilizar na mineração brocas de perfuração denominadas como tricônes, desenvolvidas no campo do petróleo desde 1907, e a aplicar-se o ar comprimido para a remoção dos detritos produzidos durante a perfuração. A Figura 2.2 mostra o campo de aplicação dos diversos métodos de perfuração em função do diâmetro de furo.

A perfuração rotativa atualmente é utilizada na maioria das operações a céu aberto para executar furos de grande diâmetro, compreendidos na faixa de 127 mm até 441 mm (5”até 17½”) atingindo algumas vezes profundidades de 40 até 70 m (TAMROCK, 1984).

Este método de perfuração é muito versátil, pois abrange uma ampla variedade de rochas, desde as brandas até as muito duras, substituindo inclusive outros métodos como a perfuração térmica “jet piercing”, bastante utilizada no passado nas taconitas.

Neste tipo de perfuração, a ferramenta de penetração é uma broca tricônica. A penetração é obtida pela aplicação de força “pull down” e torque sobre a broca, provocando deformação elástica, trituração, fraturamento com formação de lascas. A rotação faz com que os dentes se sucedam no contato com a rocha e o desenho dos cones é tal que os dentes não ocupam, a cada volta da boca, a mesma posição ocupada na volta anterior, mas uma posição próxima.

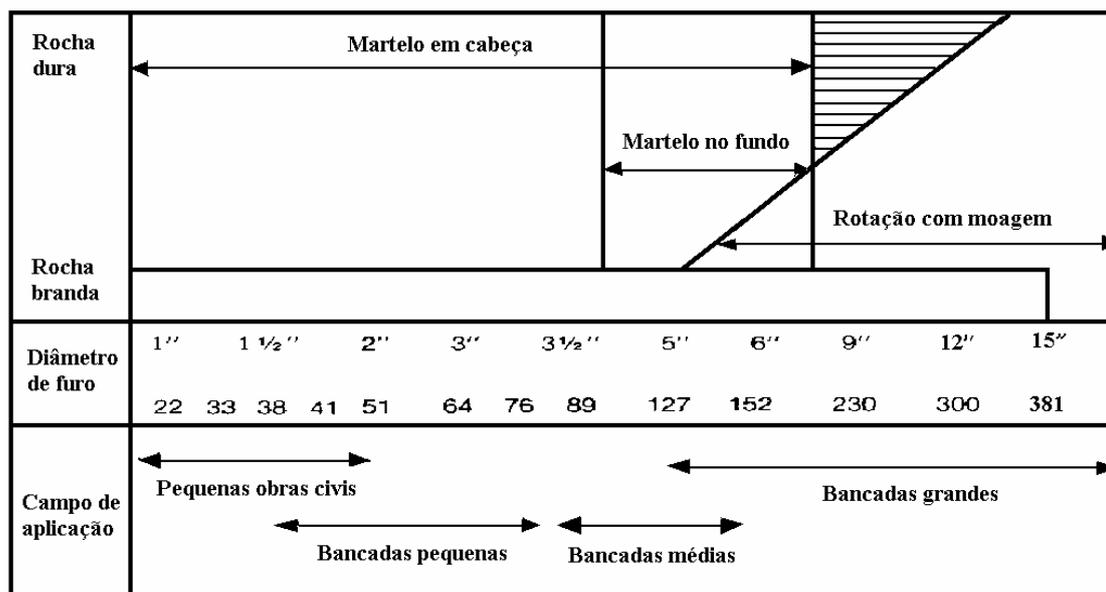


Figura 2.2 - Campo de aplicação dos diversos métodos de perfuração em função do diâmetro de furo (adaptado de Tamrock, 1984).

2.1 PERFURATRIZES ROTATIVAS

Desde que a broca tricônica foi introduzida como ferramenta de perfuração, seu uso vem tendo aceitação cada vez maior, a ponto de substituir quase completamente aos outros métodos de perfuração. O aperfeiçoamento de máquinas rotativas tem contribuído em larga escala para aumentar de forma significativa a eficácia das operações com explosivos na mineração a céu aberto.

As máquinas atuais podem fazer furos de diâmetros até 20, oferecendo vantagens, como menores custos, furos com paredes mais estáveis e lisas, e que por sua vez facilitam o carregamento de explosivos a granel (CHUCG, 1992). A Figura 2.3 mostra uma moderna perfuratriz rotativa utilizada na mineração a céu aberto de grande porte.

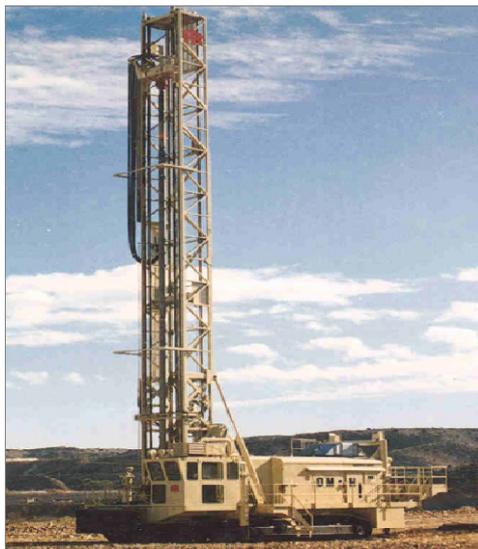


Figura 2.3 - Perfuratriz rotativa DM-M2 da Ingersoll Rand.

O contínuo avanço tecnológico e científico que o mundo está experimentando permite que as perfuratrizes rotativas de hoje sejam praticamente “máquinas inteligentes”, pois a incorporação de ferramentas computacionais faz com que o controle e monitoramento das diversas variáveis operacionais sejam cada vez mais precisos. A seguir descrevem-se os principais componentes das perfuratrizes rotativas.

2.1.1 Montagem e sistemas de propulsão

Os sistemas de montagem das perfuratrizes rotativas podem ser sobre esteiras ou sobre pneus. Os fatores que influem na seleção são as condições de terreno e o grau de mobilidade requerido. Quando a superfície do terreno apresenta fortes inclinações, desníveis e baixa capacidade de suporte, as perfuratrizes sobre esteiras oferecem maiores vantagens, pois estas proporcionam maior estabilidade, manobrabilidade e fluidez.

A maioria das perfuratrizes de grande porte estão construídas sobre esteiras planas, por suportar grandes cargas e transmitir menor pressão ao terreno durante sua movimentação. Quando os terrenos são difíceis e acidentados, como na construção de

rodovias as esteiras devem ser do tipo telha por oferecer maior aderência.

A principal desvantagem das perfuratrizes sobre esteiras é sua baixa velocidade de deslocamento, compreendido na faixa de 2 a 3 Km/h; por este motivo quando se precisa perfurar em diversas frentes, as perfuratrizes montadas sobre pneus oferecem maiores vantagens, pois as velocidades atingidas por estas últimas são aproximadamente 10 vezes maiores do que as montadas sobre esteiras. Os equipamentos mais ligeiros estão montados sobre caminhões, dotados de chassi com 2 ou 3 eixos, e só as de maior tamanho, com capacidade de empuxo maior do que 27216 kg (60000 libras) vão montadas sobre chassi de 4 eixos. Durante a perfuração, estes equipamentos ancoram-se sobre 3 ou 4 macacos hidráulicos que, além de suportar o próprio peso, servem para nivelar a estrutura toda.

2.1.2 Fontes de energia

As fontes primárias de energia podem ser: motores diesel ou elétricos. Nas perfuratrizes com diâmetros acima de 230 mm (9”), no geral, utiliza-se a energia elétrica de meia tensão, que é alimentada com corrente alternada através de cabos com 4 condutores protegidos com borracha. Já as perfuratrizes medianas e de pequeno porte, que estão montadas sobre caminhões, podem ser acionadas através de motores diesel.

Uma distribuição média da potência instalada nestas unidades para as diferentes operações e mecanismos está ilustrada na Figura 2.4.

Segundo Jimeno et al, (1995) os custos de manutenção das perfuratrizes elétricas são mais baixos do que os das acionadas por motores diesel, em aproximadamente 10 a 15%. Estas últimas são escolhidas quando ao redor do empreendimento, não se tem a adequada infra-estrutura para o fornecimento de energia elétrica.

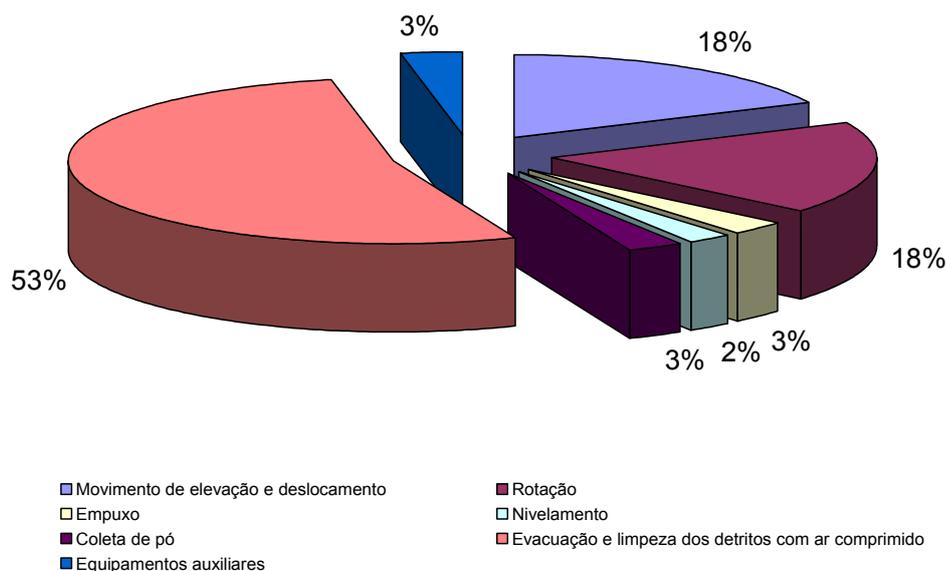


Figura 2.4 - Distribuição média da potência instalada nas perfuratrizes rotativas (adaptado de Jimeno et al, 1995).

2.1.3 Sistema de rotação

Denomina-se sistema de rotação ao mecanismo de rotação contínuo da série de perfuração no seu conjunto, o qual está montado na torre e que permite ao tricône trabalhar numa nova parte do furo que está sendo perfurado. Baseando-se no mecanismo utilizado para gerar a rotação da série, a perfuração rotativa pode-se classificar em três sistemas (JIMENO et al, 1995):

- sistema com mesa de rotação (“Kelly bar drive”);
- sistema de falsa barra Kelly (“false Kelly bar drive”); e
- sistema de rotação direta (“Top head drive”); utilizado na execução de furos de desmante e mostrada na Figura 2.5.

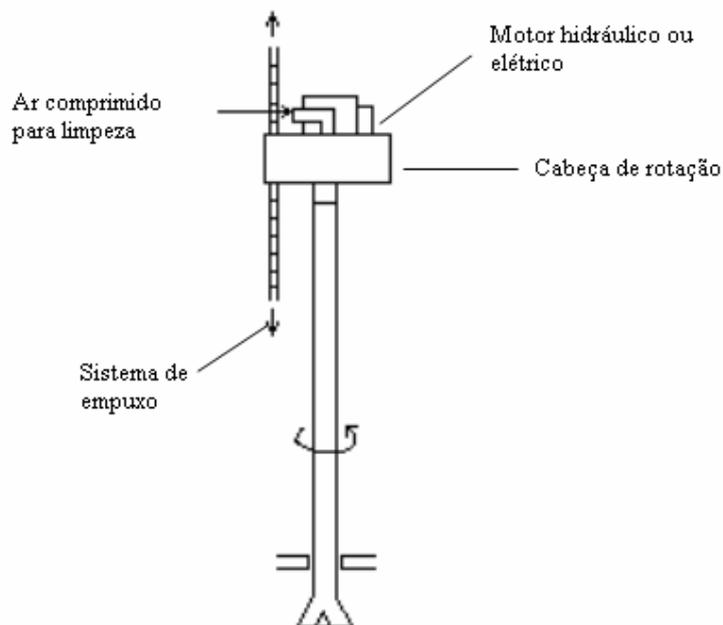


Figura 2.5 – Sistema de rotação direta utilizada na execução de furos de desmonte (adaptado de Jimeno et al, 1995).

2.1.4 Sistema de empuxo e elevação

Para se obter uma boa velocidade de penetração na rocha é preciso um determinado empuxo que depende da resistência da rocha à compressão e do diâmetro de furo a se perfurar. Como o peso das barras não é suficiente para obter a carga necessária se necessita aplicar forças adicionais, quase exclusivamente através da energia hidráulica. Existem basicamente quatro sistemas:

- cremalheira e pinhão direto;
- cadeia direta;
- cremalheira e pinhão com cadeia;
- sistema de empuxo por cilindro hidráulico.

Este último sistema é constituído por um ou dois cilindros hidráulicos, e oferece as seguintes vantagens: pouco peso, amortece impactos, indica o nível de desgaste ou fadiga e é de fácil substituição e ajuste.

Estes mecanismos de empuxo permitem também fornecer um esforço controlado, e

levantar a série de perfuração. O peso da perfuratriz no conjunto atua como uma reação contra o empuxo aplicado ao tricôno, de onde se deduz que o peso da perfuratriz deve ser superior e normalmente o dobro da carga máxima que se pretende atingir (JIMENO et al, 1995).

2.1.5 Torre e trocador de barras

A estrutura da torre que suporta as barras e a broca tricônica deve ser desenhada para resistir às flexões devidas ao peso, ao esforço de empuxo “pull down” e às tensões provocadas pela rotação. Na maioria das vezes a haste é basculante por meio de cilindros hidráulicos ou tubulações telescópicas, o que permite rebaixar o centro de gravidade da perfuratriz no seu conjunto, principalmente quando a perfuratriz necessita ser deslocada numa considerável distância.

A perfuração inclinada pode ser prejudicial por submeter a esforços de fadiga a torre e a haste no seu conjunto, além da diminuição da capacidade de empuxo e da dificuldade na evacuação dos detritos. Isto por sua vez se traduz na diminuição da eficiência de perfuração, que no caso de rochas duras pode atingir um patamar de até 20% (JIMENO et al, 1995).

Dependendo do comprimento de furo a se perfurar, este pode ser feito por meio de uma só passada “single pass”, conseqüentemente usando-se uma barra só, mas quando o comprimento de furo for maior do que o comprimento da barra se necessita dispor de mais de uma; as perfuratrizes dispõem de um conjunto de três ou quatro barras que serão acopladas através de luvas “joint tools” desde que seja necessário; no entanto, têm a desvantagem do incremento de tempos mortos, dano às roscas, entre outros.

2.1.6 Cabina do operador

As perfuratrizes modernas estão equipadas com cabinas de comando pressurizadas e climatizadas para dar boas condições ergonômicas ao manobrista; estão dotadas com todos os controles e instrumentos de comando da unidade durante a perfuração, sendo muitas delas computadorizadas e que permitem ter controle sobre:

- o motor principal e caixa de transferência;
- a elevação e descida da haste;
- os macacos hidráulicos de nivelamento;
- a velocidade de rotação;
- empuxo sobre o tricône “pull down”;
- a injeção de água;
- o posicionamento preciso para a perfuração mediante GPS; e,
- a pressão de óleo; entre outros.

Normalmente a cabina está localizada perto da torre, permitindo observar todos os movimentos realizados com as barras durante o trabalho.

2.1.7 Série de perfuração

A série de perfuração típica está composta pelo acoplamento de rotação, as barras ou tubulações, o estabilizador e o tricône como mostra a Figura 2.6.

- ***Acoplamento de rotação;*** este elemento transmite a rotação desde a cabeça até a série que se encontra na parte inferior.
- ***Amortecedores de choque da coluna;*** dispositivo que fica acoplado entre as hastes e o motor de rotação. Sua ação amortecedora protege o motor de rotação e toda a estrutura

da máquina, protege ainda a própria broca firmando-a com maior suavidade sobre o fundo do furo, diminuindo os choques.

- **Hastes ou barras;** o comprimento das hastes depende do comprimento de furo, estes elementos são úteis para transmitir o empuxo sobre o tricône e para canalizar por seu interior o ar comprimido necessário para a limpeza do furo, assim como a refrigeração dos rolamentos. Usualmente são construídos de aço com espessura de 25 mm (1”) e algumas vezes de até 38 mm (1 ½”). As roscas mais utilizadas nos acoplamentos são de tipo American Petroleum Institute (API).

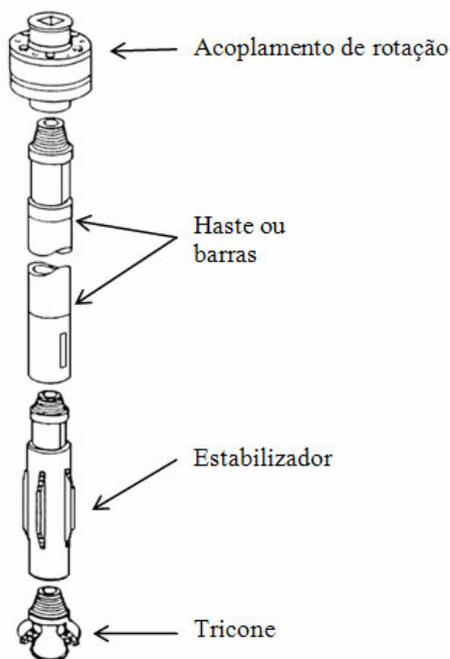


Figura 2.6 - Série de perfuração rotativa (Jimeno et al, 1995).

- **Estabilizador;** são pequenas seções tubulares, em tudo semelhantes às hastes, porém contendo 3 ou 4 aletas de material duro ou 3 roletes revestidos de insertos de carbeto de tungstenio. São acoplados logo acima das brocas; sua função é estabilizar a broca, forçando-a a girar sobre seu eixo, e evitando assim que um cone seja mais solicitado que os demais e ainda evitando o desgaste lateral dos ombros da broca. O corpo do estabilizador tem o diâmetro da haste e suas aletas ou seus roletes tem o diâmetro da broca

como mostrado na Figura 2.6.

Além de aumentar a vida da broca, o estabilizador aumenta a velocidade de penetração, pois permite usar maiores velocidades de rotação. É principalmente quando se utiliza a perfuração inclinada que se evidencia a influência do estabilizador ao evitar que os cones sejam mais solicitados ao passar pela posição mais baixa. De um modo geral, as vantagens da utilização de estabilizadores são:

- maior precisão na direção dos furos, principalmente quando são inclinados;
- maior duração do tricône e incremento da velocidade de penetração, devido ao melhor aproveitamento do empuxo;
- menor desgaste dos insertos periféricos do tricône, assim como dos rolamentos;
- maior estabilidade das paredes do furo, por evitar-se a flexão da serie de perfuração; e,
- melhora do carregamento no furo dos explosivos a granel.

2.2 TRICONES

São brocas que se utilizam na perfuração rotativa para a execução de furos de grande diâmetro. Estão formadas por três cones dotados de insertos ou dentes de metal duro como mostrado na figura 2.7. Ao girar o corpo do tricône com a haste de perfuração, os cones rodam no fundo do furo, possibilitando sua penetração.

O trabalho do tricône baseia-se na combinação de duas ações:

- **penetração;** os dentes ou insertos do tricône penetram na rocha devido ao empuxo sobre a broca de perfuração, permitindo a trituração da rocha; e,
- **corte;** os fragmentos de rochas originam-se devido ao movimento lateral de desgarre dos cones ao girar sobre o fundo do furo.



Figura 2.7 – Tricone utilizado na execução de furos de grande diâmetro.

Na realidade, a execução de furos em rochas é uma complexa combinação de trituração e corte; a trituração é uma importante ação, principalmente nas rochas duras; na medida que a dureza da rocha diminui, a ação de corte ganha mais importância.

Quando se está perfurando sobre rocha dura, os eixos do cone não passam pelo eixo de rotação da série de perfuração, gerando-se desse modo, um descentrado (“offset”) que faz que os dentes, além de rodar no fundo do furo, tenham um deslocamento, possibilitando o lascamento da rocha. Quando a rocha é dura, o descentrado “offset” é mínimo ou inexistente, o que faz com que a ruptura da rocha seja principalmente por impacto.

2.2.1 Tipos de tricones

Existem dois tipos de tricones: de dentes e de insertos. Os tricones de dentes têm a vantagem de serem consideravelmente mais baratos do que os de insertos, mas estes oferecem maiores vantagens operacionais como:

- manter praticamente constante a velocidade de penetração durante a vida do tricone;
- precisar de menor empuxo “pulldown” para conseguir uma determinada velocidade

de penetração;

- precisar de menor par de rotação, diminuindo desse modo as tensões sobre os motores de rotação;
- redução de vibrações, provocando menor fadiga na perfuratriz e na torre; e,
- melhora da vida útil dos estabilizadores.

Os tricônes de dentes por a sua vez podem ser classificados em três categorias, segundo o tipo de formação rochosa: branda, média e dura. Nas formações brandas como xistos, argilas, calcários utilizam-se tricônes com rolamentos pequenos, compatíveis com dentes compridos e pequenos empuxos sobre o tricône; os dentes estão separados e o descentrado “offset” é grande para produzir um efeito de desgarramento maior.

Os tricônes são utilizados em formações médias como os xistos duros, xistos argilosos, calcários duros, arenitos, entre outros. Os rolamentos são de tamanho médio, a separação entre dentes é relativamente menor do que nas rochas brandas.

Os tricônes para formações duras como calcários, dolomitas, arenitos estão dotados com rolamentos grandes, dentes curtos, resistentes e muito próximos uns dos outros, pequeno descentrado para incrementar o avanço por trituração, além de suportarem grandes empuxos.

Baseando-se no desenho, tamanho de insertos, espaçamento entre eles e a ação de corte, os tricônes de insertos classificam-se em quatro categorias.

- **Tipo I;** dotados de insertos de carbeto de tungstênio em forma de dentes compridos, apropriados para formações brandas com baixa resistência à compressão (< 40 MPa) e alta perfurabilidade (talco, xisto, argila gesso, etc).
- **Tipo II;** dotados de insertos de carbeto de tungstênio, com forma de dente de tamanho médio, adequado para formações médias e médio duras com resistência à

compressão entre 40 e 90 MPa (calcário, mármore, xistos, fluoritas, etc) e 90 a 170 MPa (dolomitas, feldspatos, granitos, gnaisses, etc), respectivamente.

- **Tipo III;** dotados de insertos de carbeto de tungstênio de forma cônica, apropriada para formações duras com resistência à compressão entre 230 e 320 MPa (quartzitos, piritas, basaltos, taconitas, etc).
- **Tipo IV;** dotados de insertos de carbeto de tungstênio na forma ovóide ou cônica, apropriada para formações muito duras com resistências à compressão superiores a 320 MPa (lava, topázio, coríndon, etc).

2.3 ELEMENTOS AUXILIARES

2.3.1 Eliminação de poeira

Durante a perfuração se gera uma grande quantidade de pó que pode afetar à saúde dos trabalhadores e abalar também a perfuratriz e por este motivo, deve-se reduzir a sua geração através da inclusão de uma pequena quantidade de água com ou sem espumante ao fluxo de ar utilizado para a evacuação dos detritos de perfuração. Esta forma de redução de pó tem a vantagem de ser simples, mas apresenta algumas desvantagens como: a redução da vida do tricone em aproximadamente 15% a 20% (JIMENO et al, 1995) e o desgaste da série de perfuração devido à formação de uma lama abrasiva, se há excesso de água. Outra forma de redução consiste na coleta de pó através de um conjunto de ciclones e filtros, que são muito eficientes e não afeta a vida dos tricônes.

2.3.2 Nivelamento

As perfuratrizes estão dotadas de 3 ou 4 macacos hidráulicos com a finalidade de

proporcionar a maior estabilidade possível durante a execução dos furos. A disposição de um macaco hidráulico em cada esquina da perfuratriz proporciona uma melhor distribuição de cargas, diminuindo-se os esforços de torção, as vibrações da haste, entre outros.

2.3.3 Injeção de óleo ou graxa

A injeção de óleo ou graxa ao ar utilizado para a evacuação de detritos ajuda na lubrificação suplementar dos rolamentos do tricône, incrementando a vida útil. Quando a quantidade de óleo no fluido de evacuação de detritos for excessiva podem-se provocar tamponamentos nos bicos de descarga do tricône (“nozzle”) provocando falhamento prematuros, assim como a formação de uma lama que pode impossibilitar a retirada dos detritos.

2.4 VARIÁVEIS DE OPERAÇÃO

São as variáveis que atuam sobre a broca e determinam a velocidade de penetração e sua a vida. Segundo Jimeno et al, (1995) as variáveis de perfuração podem-se classificar em duas categorias: as internas e externas. As variáveis internas são:

- empuxo ou “Pull down”;
 - velocidade de rotação;
 - desgaste de broca;
 - diâmetro de furo; e,
 - vazão de ar para a limpeza do furo.
- As variáveis externas são:
- características resistentes da formação rochosa; e,
 - eficiência do manobrista.

2.4.1 Empuxo ou “Pull down”

O empuxo aplicado sobre a broca “pull down” deve ser superior à resistência à compressão da rocha, mas não muito excessivo, evitando-se desse modo a quebra prematura das brocas.

A velocidade de penetração incrementa-se proporcionalmente com o empuxo, atingindo-se um ponto no qual se produz o travamento do tricône por efeito do enterramento dos dentes ou insertos, ou até que a alta velocidade de penetração e o grande volume de detritos produzidos não sejam adequadamente evacuados.

Nas formações duras um empuxo elevado sobre o tricône pode produzir rupturas nos insertos antes de apresentar-se o travamento da broca ou algum problema de limpeza e também se diminui a vida dos rolamentos.

Quando se está perfurando uma rocha, os tricônes podem trabalhar em três situações distintas: um empuxo insuficiente com a conseqüente baixa velocidade de penetração, um empuxo ótimo com velocidade de penetração adequada e finalmente o enterramento da broca por um excessivo empuxo, o que se manifesta numa baixa velocidade de penetração. Por esta razão é importante encontrar o ponto ótimo empuxo-velocidade de penetração visando atingir a máxima eficiência possível.

O empuxo mínimo por baixo do qual não se produz a perfuração pode-se estimar através da Equação (2.1).

$$p_{\min} = 28,5 \cdot RC \cdot D_f \quad (2.1)$$

Sendo p_{\min} o empuxo mínimo (libras), RC a resistência à compressão da rocha (MPa), e D_f o diâmetro do tricône (Pol).

O empuxo máximo, acima do qual se produz o enterramento do tricône, pode-se considerar como o dobro do empuxo mínimo.

$$p_{\max} = 2 \cdot p_{\min} \quad (2.2)$$

O empuxo limite que suporta um tricône é função do tamanho dos rolamentos como mostra a Tabela 2.1, que por a sua vez depende do diâmetro do tricône e está dado pela Equação (2.3).

$$p_l = 810 \cdot D_f^2 \quad (2.3)$$

Sendo p_l o empuxo limite do tricône (libras), e D_f o diâmetro do tricône (pol).

Tabela 2.1 - Valores limites de empuxo “pull down” em função do diâmetro de tricône (Tamrock, 1984).

Diâmetro de tricône (pol)	Empuxo limite (libras)
5 5/8	25 000
6 1/4	31 000
6 3/4	36 000
7 7/8	50 000
9	65 000
9 7/8	78 000
12 1/4	121 000

2.4.2 Velocidade de rotação

A velocidade de penetração depende de muitos fatores externos como: características geológicas, propriedades físicas da rocha, distribuição de tensões e estrutura interna, entre outros. A determinação da velocidade de penetração não é uma tarefa fácil, mas é importante; pois a decisão a ser tomada influirá nos resultados globais da operação.

A velocidade de penetração, como mostra a Figura 2.8, incrementa-se com a velocidade de rotação numa proporção algo menor do que a unidade, até um limite estabelecido pela remoção dos detritos.

A velocidade de rotação varia desde 60 a 120 rpm para tricônes com dentes de aço; e de 50 a 80 rpm para os de insertos de carbetto de tungstênio. A Tabela 2.2 indica as velocidades de rotação adequadas para diferentes tipos de rochas.

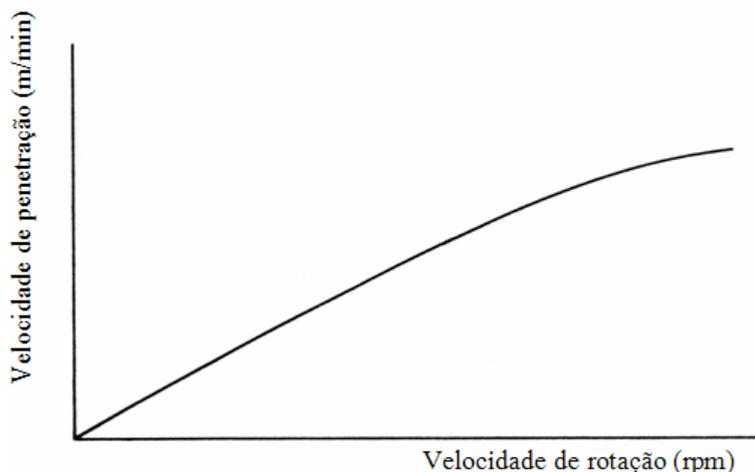


Figura 2.8 - Efeito da velocidade de rotação sobre a velocidade de penetração (Jimeno et al, 1995).

O limite da velocidade de rotação está determinado pelo desgaste dos rolamentos, que a sua vez depende do empuxo, da limpeza do furo e da temperatura; e pela ruptura dos insertos que é provocada pelo impacto do tricône contra a rocha.

Tabela 2.2 - Velocidades de rotação para diferentes tipos de rocha (adaptado de Tamrock, 1988).

Tipo de rocha	Velocidade de rotação (rpm)
Brandia	75 – 160
Média	60 – 80
Dura	35 – 70

Para a determinação da velocidade de penetração, utilizam-se formulações matemáticas, a maioria delas determinadas empiricamente, considerando variáveis como: diâmetro de perfuração, empuxo sobre o tricône, velocidade de rotação e resistência à compressão simples. Esta última é uma variável desconhecida, mas facilmente estimada a partir da resistência sob carga pontual.

A velocidade de penetração pode-se estimar através da Equação (2.4) (BAUER; CALDER, 1967 apud JIMENO et al, 1995).

$$\text{Log} \frac{VP}{6} = K \cdot \text{Log} \left(\frac{P}{\left(\frac{RC}{12} \right)} \right) \quad (2.4)$$

Sendo VP a velocidade de penetração (pés/h), K fator de rocha que varia entre 1,4 e

1,75 para rochas com resistência à compressão compreendidas na faixa de 15000 e 50000 psi e p o empuxo (psi).

A fórmula anterior foi modificada para incluir como variável a velocidade de rotação, propondo-se a Equação (2.5) (BAUER, 1971, apud JIMENO et al, 1995).

$$VP = [61 - 28 \cdot \text{Log}_{10} RC] \cdot \left(\frac{p}{D_f} \right) \cdot \left(\frac{N_r}{300} \right) \quad (2.5)$$

Sendo VP a velocidade de penetração (pés/h), RC a resistência à compressão simples (Kpsi), p/D_f o empuxo unitário (Kpsi) e N_r a velocidade de rotação (rpm).

A Equação (2.5) deu bons resultados para resistências à compressão simples na faixa antes indicada.

Prillet et al, (1978) apud Jimeno et al, (1995) propuseram a Equação (2.6).

$$VP = \frac{63,9 \cdot p \cdot N_r}{RC^2 \cdot D_f^{0,9}} \quad (2.6)$$

Sendo VP a velocidade de penetração (m/h), p o empuxo (Kg), N_r a velocidade de rotação (rpm), RC a resistência à compressão simples (MPa) e D_f o diâmetro do tricône (mm).

Esta formulação oferece uma maior confiança numa faixa mais ampla de resistências à compressão simples, além de permitir a avaliação deste parâmetro geomecânico numa operação em andamento.

2.4.3 Desgaste de broca

Quando se utilizam tricônes de dentes, o desempenho da penetração diminui consideravelmente na medida em que o desgaste da broca aumenta. A Figura 2.6 mostra a redução da velocidade de penetração de uma broca a médio uso (50 a 75%), quando

comparada com um tricône novo.

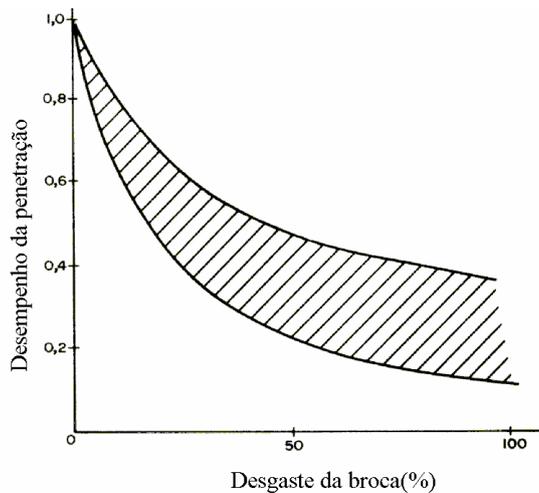


Figura 2.9 - Efeito do desgaste da broca sobre o desempenho da penetração (Jimeno et al, 1995).

2.4.4 Diâmetro de perfuração

A velocidade de penetração obtida com empuxo e velocidade de rotação constantes é proporcional ao inverso do diâmetro de perfuração ao quadrado, como mostra a Figura 2.7.

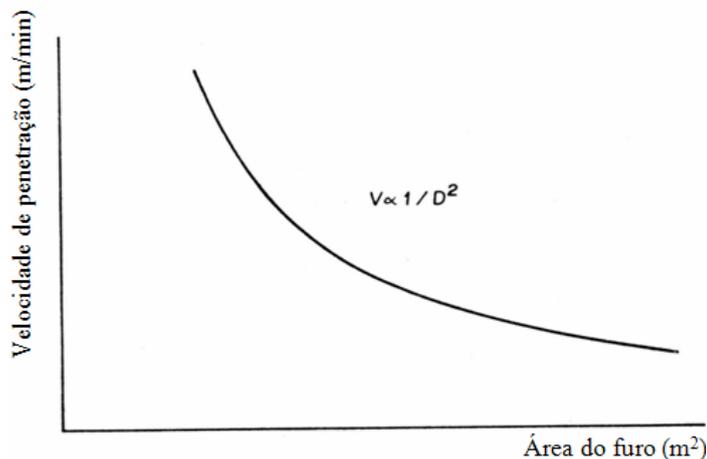


Figura 2.10 - Variação da velocidade de penetração em função do diâmetro (Jimeno et al, 1995).

2.4.5 Vazão de ar para limpeza de furo

Os detritos produzidos na perfuração são removidos pelo ar comprimido. O ar circula por meio de uma tubulação flexível desde o compressor até a cabeça de rotação, de

onde passa ao interior da barra de perfuração que o conduz até o tricône, saindo entre os cones para remover os detritos e evacuá-los para a superfície. Uma parcela aproximada de 10% do ar comprimido é destinada para refrigerar os rolamentos do tricône (TAMROCK, 1984).

Se as partículas são grandes e a vazão de ar insuficiente, as partículas voltam a cair no fundo, produzindo-se sua re-moagem até atingir o tamanho adequado para ser evacuado. Assim, a falta de ar produz um gasto de energia não necessário, diminui a velocidade de penetração e provoca um maior desgaste do tricône. Pelo contrário, se a velocidade ascensional for muito alta, o desgaste do centralizador e das barras de perfuração incrementam-se.

Para a determinação da velocidade de evacuação das partículas, Chucg (1992) parte da equação da continuidade, propondo a Equação (2.7).

$$V_a = \frac{144 \cdot Q_a}{A_f - A_t} \quad (2.7)$$

Sendo Q_a a vazão de ar (pes^3/min), A_f a área do furo (pol^2) e A_t a área da tubulação (pol^2).

A formula anterior pode ser expressa de uma forma tal que possa-se utilizar as unidades do Sistema Internacional, através da Equação (2.8).

$$V_a = \frac{2 \cdot Q_a}{\pi \cdot (D_f^2 - D_t^2)} \quad (2.8)$$

Sendo Q_a a vazão de ar (m^3/min), D_f o diâmetro de furo (mm) e D_t o diâmetro da tubulação (mm).

Quando se conhece a densidade da rocha e o diâmetro de partícula, podem ser aplicadas as Equações (2.9) e (2.10) para determinar a velocidade de remoção de partícula (JIMENO et al, 1995).

$$V_a = 573 \cdot \left(\frac{\rho_r}{\rho_r + 1} \right) \cdot d_p^{0,6} \quad (2.9)$$

$$V_a = 250 \cdot \sqrt{\rho_r \cdot d_p} \quad (2.10)$$

Sendo V_a a velocidade de remoção de partícula (m/min), ρ_r a densidade da rocha (g/cm^3) e d_p o diâmetro de partícula (mm).

A vazão de ar pode ser calculada pela Equação. (2.11), que é a equação de continuidade.

$$Q_a = A_c \cdot V_a = \frac{\pi}{4} \cdot V_a \cdot (D_f^2 - D_t^2) \quad (2.11)$$

Sendo Q_a a vazão de ar necessário (m^3/min), A_c a área da coroa circular entre a parede do furo e a barra de perfuração (m^2), V_a a velocidade ascensional de partícula (m/min), D_f o diâmetro de furo (m) e D_t o diâmetro da barra de perfuração (m).

Além da equação anterior pode-se utilizar a Equação (2.12) para a determinação da vazão de ar.

$$Q_a = 224 \cdot D_f^{3/2} \quad (2.12)$$

Sendo Q_a a vazão de ar (m^3/min) e D_f o diâmetro de furo (m).

As velocidades ascensionais recomendadas, em geral, são função do tipo da rocha, como mostra a Tabela 2.3.

Tabela 2.3 - Velocidades ascensionais em função ao tipo de rocha (adaptado de Jimeno et al, 1995).

Tipo de rocha	Velocidade mínima (m/min)	Velocidade máxima (m/min)
Branda	1200	1800
Meia	1500	2100
Dura	1800	2400

Quanto mais branda é a rocha, a área da coroa circular será maior, pois neste tipo de formações as partículas geradas são maiores do que nas formações duras. Quando a resistência à compressão da rocha é menor que 100 MPa, a alta velocidade de penetração

atingida faz com que os detritos não sejam facilmente removidos do furo, precisando-se ter uma área circular maior; por esta razão recomenda-se que a área do furo seja o dobro da área da coroa circular (JIMENO et al, 1995).

A existência no mercado mundial de várias firmas especializadas na fabricação de equipamentos perfuratrizes faz que cada uma destas tenha suas próprias especificações técnicas de funcionamento. A Tabela 2.4 mostra a combinação entre o diâmetro de furo e o diâmetro de barra de perfuração, assim como a área da coroa circular para três velocidades características de remoção de partícula.

O volume e a pressão de ar normalmente são constantes para uma dada máquina em função do compressor escolhido. O ar de limpeza ao atravessar a broca é repartido em duas parcelas: uma passa através dos rolamentos para mantê-los limpos e resfriá-los e outra é dirigida ao fundo do furo, para limpeza, através de orifícios especialmente desenhados com esta finalidade.

Tabela 2.4 - Combinação entre diâmetro de furo e diâmetro de tubulação de perfuração para três velocidades características (Tamrock, 1984).

Diâmetro de furo (pol)	Diâmetro de barra (pol)	Área da coroa circular (cm ²)	Requerimento de vazão de ar (m ³ /min)		
			20 m/s	30m/s	45 m/s
7 7/8	6 1/4	116	14,0	20,9	31,4
9	7 3/4	106	12,7	19,1	28,6
9 7/8	8 5/8	117	14,1	21,1	31,6
10 5/8	8 5/8	195	23,4	35,1	52,7
12 1/4	10 3/4	175	21,0	31,5	47,2
15	12 3/4	316	38,0	56,9	85,4
17 1/2	13 3/4	594	71,3	116,9	160,3
17 1/2	15	412	49,4	74,1	111,2

De um modo geral, quando a perfuração de faz com menos ar que o necessário para limpar eficientemente o furo, se produzem os seguintes efeitos negativos:

- diminuição da velocidade de penetração;
- maior requerimento de empuxo;

- reajuste do cronograma de manutenção preventiva das perfuratrizes, devido ao acontecimento de falhas pela maior solicitação de par de rotação para fazer girar a broca; e,
- incremento do desgaste do estabilizador.

3 AGENTES DE DESMONTE

O objetivo fundamental da utilização de um explosivo no desmonte de rochas consiste em dispor de uma energia concentrada quimicamente, situada no lugar apropriado e numa quantidade suficiente que, libertada de uma forma controlada no tempo e no espaço, possa-se conseguir a fragmentação do maciço rochoso.

Um explosivo é um composto químico ou uma mistura de compostos que se encontra em estado metaestável, susceptível de se transformar muito rapidamente, total ou parcialmente, num grande volume de gases a alta temperatura, sob ação de uma causa térmica ou mecânica, libertando uma considerável quantidade de calor (AYRES da SILVA, 2003). Assim, o processo da rápida expansão dos gases num volume muito maior que o inicial, de até 18000 vezes acompanhado de efeitos mecânicos violentos, denomina-se explosão. Já os agentes de desmonte são aqueles compostos explosivos cujos componentes, isoladamente, não são explosivos, e que não são iniciados por uma espoleta de número 8 em estado não confinado.

A reação química de um explosivo é de tipo redução - oxidação (“redox”), fenômeno que acontece num curto intervalo de tempo. O explosivo é composto pela mistura de um agente oxidante e um combustível. Um dos agentes de desmonte amplamente utilizados na mineração é a combinação de nitrato de amônio (“Amonium Nitrate”) NA e óleo diesel (“Fuel Oil”) FO, chamada ANFO. A reação química ideal está dada pela Equação (3.1).



Neste caso, o NA é o oxidante e o óleo diesel é o combustível. O óleo diesel é oxidado e o nitrato de amônio é reduzido.

3.1 PROPRIEDADES CARACTERÍSTICAS DOS AGENTES DE DESMONTE

Os explosivos convencionais e os agentes de desmonte têm diferentes propriedades que os caracterizam e que se podem aproveitar para a sua correta seleção, atendendo o tipo de desmonte a se realizar e as condições geológicas nas quais vai se fazer o fogo. As propriedades de cada grupo de explosivos permitem também antecipar quais serão os possíveis resultados de fragmentação, deslocamento e vibrações mais prováveis.

Segundo Dinis da Gama (2004) as propriedades mais importantes dos explosivos são:

- energia específica;
- velocidade de detonação;
- densidade;
- resistência à água;
- tipos de gases;
- pressão de detonação;
- sensibilidade; e
- estabilidade.

3.1.1 Energia específica

A energia específica refere-se ao conteúdo de energia de um explosivo e indica a potência desenvolvível e a capacidade de realizar trabalho (DUPONT, 1977). Esta propriedade depende fundamentalmente da composição do explosivo, podendo-se otimizar com uma adequação técnica ao desmonte.

Existem diferentes métodos para avaliar a energia específica de um explosivo. Evidentemente esta depende do tipo de explosivo. Entre os meios mais empregados para a

avaliação da energia específica contida nos agentes de desmonte empregados em furos de grande diâmetro se tem, aquele que sugere comparar os explosivos por meio do fator de potência definido pela Equação (3.2). (PADDOCK, 1987 apud JIMENO et al, 1995).

$$FP = AWS \cdot VOD \cdot \rho_e \quad (3.2)$$

Sendo *AWS* a potência ou energia absoluta por massa de um explosivo (cal/g), *VOD* a velocidade de detonação (m/s) e ρ_e a densidade do explosivo (g/cm³).

Scott (1996) expressa a energia dos explosivos em termos de massa ou volume que se definem como segue.

- **Energia Absoluta em Massa** (“Absolute Weight Strenght”, AWS); definida como a energia de reação disponível em cada unidade de massa do explosivo (cal/g).
- **Energia Absoluta em Volume** (“Absolute Bulk Strenght”, ABS); definida como a energia de reação disponível em cada centímetro cúbico de explosivo (cal/cm³). Pode-se calcular através da multiplicação da energia absoluta em massa pela densidade do explosivo, como mostra a Equação (3.3).

$$ABS = AWS \cdot \rho_e \quad (3.3)$$

- **Energia Relativa em Massa** (“Relative Weight Strenght”, RWS); definida como a energia de reação por unidade de massa de um explosivo “x” comparado com uma quantidade igual de explosivo padrão, usualmente o ANFO. Calcula-se através das Equações (3.4) ou (3.5).

$$RWS_x = \left(\frac{AWS_x}{AWS_{ANFO}} \right) \cdot 100\% \quad (3.4)$$

ou

$$RWS_x = \left(\frac{\rho_{ex} \cdot VOD_x^2}{\rho_{ANFO} \cdot VOD_{ANFO}^2} \right)^{1/3} \quad (3.5)$$

- **Energia Relativa por Volume** (“Relative Bulk Strength”, RBS); definida como a energia de reação por unidade de volume de um explosivo “x” comparada com um volume igual de um explosivo padrão, que é o ANFO. Determina-se por meio da Equação (3.6).

$$RBS_x = \left(\frac{ABS_x}{ABS_{ANFO}} \right) \cdot 100\% \quad (3.6)$$

3.1.2 Velocidade de detonação

A velocidade de detonação (VOD) é a medida da rapidez com que a onda de detonação se propaga através da coluna de explosivo, o que equivale a dizer que é um parâmetro indicativo da taxa de liberação da energia contida pelo explosivo. A VOD da maioria dos explosivos comerciais está na faixa de 1600 a 8000 m/s.

Quanto maior a VOD de um explosivo, maior será a parcela de energia contida na forma de onda de choque, e menor na forma de energia de gases. Explosivos com alta VOD são adequados para rochas massivas e duras. Rochas brandas, ou enfraquecidas pela presença de descontinuidades estruturais muito próximas são escavados de melhor forma com explosivos de baixa VOD.

A VOD também oferece uma indicação de quanto o explosivo reage quimicamente durante a detonação. Isto é obtido pela comparação do valor medido com a VOD teórica da carga explosiva. Segundo Bauer; Cook (1974) apud Moraes (2004) a fração volumétrica do explosivo que reage na frente de detonação é definida pela Equação (3.7).

$$N = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n} \right)^2 \quad (3.7)$$

Sendo N a fração volumétrica de explosivo que reage durante a detonação, VOD_e a

velocidade de detonação efetiva do explosivo (m/s) e VOD_n a velocidade de detonação nominal ou termo-hidrodinâmica teórica (m/s).

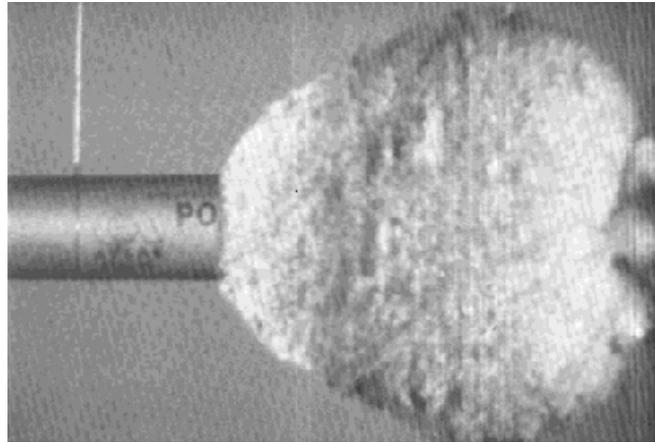


Figura 3.1 - Processo de detonação de um explosivo (Atlas Powder Company, 1987).

A VOD dos explosivos não atinge o valor termo-hidrodinamico teórico, devido a que os explosivos comerciais não se comportam como explosivos ideais. Segundo Crosby (1988) a VOD de um explosivo depende de:

- composição química do explosivo;
- diâmetro de carga explosiva;
- confinamento e diâmetro das partículas do explosivo;
- grau de homogeneização da mistura;
- densidade do explosivo;
- umidade do explosivo; e
- tipo e gramatura da iniciação.

Dos fatores acima indicados podem-se considerar como críticos: a densidade do explosivo, o diâmetro de carga explosiva, o confinamento e a iniciação. Para os três primeiros, conforme se incrementam esses parâmetros, a VOD cresce significativamente. Quando a iniciação é deficiente pode haver uma baixa taxa de liberação de energia e conseqüentemente, uma VOD lenta (ASH, 1977 apud JIMENO et al,1995).

3.1.3 Densidade

Definida como a relação entre a massa do explosivo e seu volume, medida em g/cm^3 . Para agentes de desmonte pode-se salientar que a densidade de carga é a relação do explosivo e o volume que este ocupa no furo (SCOTT, 1996).

A energia fornecida pelo explosivo é uma função de sua densidade; assim altas densidades proporcionam alta energia para um volume dado de explosivo do que os explosivos de baixa densidade. A adição de material inerte como: poliestireno expandido, pó de serragem de madeira, casca de arroz, entre outros, possibilita a mudança da densidade do explosivo, fato que permite concentrar ou distribuir a energia dentro do volume de rocha conforme aos requerimentos desejados.

A densidade é um parâmetro importante para o carregamento dos agentes de desmonte. Assim, quando o maciço rochoso a se desmontar apresenta água no fundo do furo, recomenda-se utilizar um explosivo com uma densidade superior a $1,1\text{g}/\text{cm}^3$, pois a presença de sólidos suspensos faz com que a densidade da água seja maior de $1,0\text{g}/\text{cm}^3$, o que provoca que os explosivos com densidade menor flutuem, dificultando o preenchimento do furo.

A densidade do explosivo influi também na sensibilidade, velocidade de detonação e desempenho energético. Para a maioria dos agentes de desmonte, a sensibilidade decresce conforme a velocidade cresce, melhorando também o desempenho conforme a densidade do explosivo aumenta. Deste modo, este parâmetro é um aspecto a ter-se presente, pois o fato de um agente de desmonte ter uma baixa densidade faz que este possa ser iniciado só pelo cordel detonante, antes de ser iniciado pelo “primer”. Por outro lado, quando a densidade é muito alta, pode-se tornar insensível e não detonar. Essa densidade limite é denominada densidade de morte (“Dead packed”).

Em geral, no fundo do furo precisa-se de uma maior concentração de energia para o arranque da rocha, o que equivale a dizer que se necessita de explosivos mais densos, como são as gomas, hidrogéis e emulsões. Já na carga de coluna se utilizam agentes explosivos menos densos como o ANFO. Na Tabela 3.1 apresenta-se a faixa de densidades para alguns dos agentes de desmonte.

Tabela 3.1- Faixa de densidades para os agentes explosivos (Scott, 1996).

Agente de desmonte	Faixa de densidades (g/cm ³)
ANFO no estado solto	0,75 – 0,85
ANFO carregado pneumáticamente	0,80 – 1,10
ANFO de baixa densidade	0,20 – 0,75
Emulsões	1,10 – 1,30
Blendados	1,00 – 1,35
Hidrogéis e slurries	1,00 – 1,30

3.1.4 Resistência à água

É a capacidade do explosivo para resistir a uma prolongada exposição à água, mantendo suas propriedades inalteradas. Varia conforme a composição do explosivo e geralmente está correlacionada à proporção de nitroglicerina ou aditivos especiais que contenham. Assim, as gelatinas, hidrogéis e emulsões resistem perfeitamente à água e, conseqüentemente, permitem sua utilização em furos com presença de água no seu interior.

No caso de se utilizar um agente de desmonte em condições de presença de água, deve-se ter presente que, além de não se dissolver, deverá manter sua sensibilidade de iniciação e propagação nestas condições. Já quando os furos apresentem só umidade pode-se utilizar praticamente todos os tipos de explosivos, desde que sejam detonados logo depois de serem carregados.

Os fornecedores de agentes de desmonte indicam a resistência à água em termos qualitativos, como: nula, pobre, satisfatória, boa e muito boa (SCOTT, 1996). O melhor

indicador da resistência à água de um explosivo é o tempo que este pode ficar num furo sob condições úmidas sem mudar as suas propriedades (“sleep time”), o que pode ser testado carregando-se uma série de furos e depois se detonando estes em intervalos de tempo regulares (a partir de uma semana). A deterioração do explosivo pode ser avaliada por meio da observação de como o desempenho de cada fogo muda devido à influência da água e do tempo.

3.1.5 Tipos de gases

Os gases resultantes da detonação dos explosivos são principalmente dióxido de carbono (CO_2), nitrogênio (N_2) e vapor de água que, na aceção comum, não são tóxicos. Além desses produtos, pode-se encontrar gases venenosos como monóxido de carbono (CO) e óxidos nitrosos (NO_x).

Os explosivos comerciais utilizados na indústria da mineração devem ter um balanço de oxigênio nulo. Isto significa que no balanço estequiométrico o oxigênio não deve ser deficiente nem excessivo desde que as condições sejam ideais, mas na realidade não é assim, gerando-se desse modo gases nocivos. Segundo Ayres da Silva (2003) as causas prováveis de geração de gases podem ser:

- formulação deficiente do explosivo;
- iniciação deficiente;
- resistência deficiente do explosivo à água;
- falta de confinamento;
- reação entre a rocha e o explosivo; e
- diâmetro insuficiente de carga.

Embora nos trabalhos a céu aberto os gases geralmente não apresentem problemas,

em trabalhos subterrâneos exige-se uma consideração toda especial na escolha do explosivo, na quantidade a ser utilizada, nas condições de detonação e, sobretudo, de ventilação. Agentes de desmonte como o ANFO, são mais tóxicos que as dinamites, pois gera maior quantidade de óxidos de nitrogênio. Segundo algumas pesquisas, a toxicidade de NO₂ pode ser até 6,5 vezes maior do que o CO para uma concentração molar dada (JIMENO et al, 1995).

3.1.6 Pressão de detonação

A pressão de detonação de um explosivo é função da densidade e da velocidade de detonação. Estes dois parâmetros podem ser utilizados para determinar a pressão de detonação no plano Chapman Jouguet (C-J) através da Equação (3.8), para densidades compreendidas na faixa de 1,0 a 1,8 cm³.

$$P = \frac{\rho_e \cdot VOD^2}{4} \quad (3.8)$$

Sendo P a pressão de detonação (GPa), ρ_e a densidade do explosivo (g/ cm³) e VOD a velocidade de detonação (Km/s).

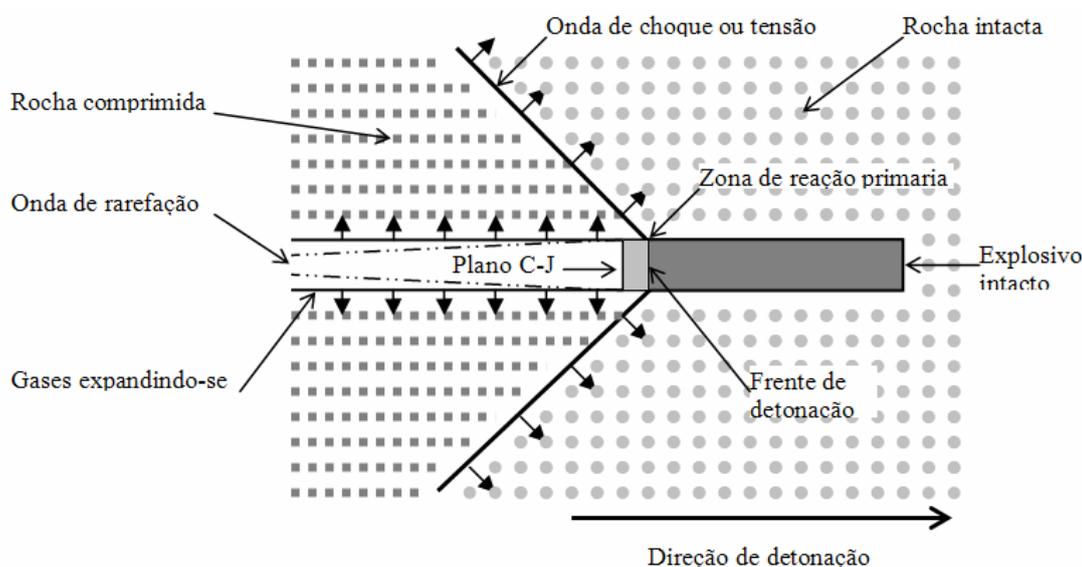


Figura 3.2 - Processo de detonação de uma carga explosiva (adaptado de Hopler, 2003).

A pressão de detonação, além de ser uma função da densidade do explosivo e da velocidade de detonação, depende dos ingredientes dos quais estão compostos os explosivos. Por esta razão se sugere a Equação (3.9) (JIMENO et al, 1995).

$$P = 432 \cdot 10^{-6} \cdot \rho_e \cdot \left(\frac{VOD^2}{1 + 0,8 \cdot \rho_e} \right) \quad (3.9)$$

Sendo P a pressão de detonação (MPa), ρ_e a densidade do explosivo (g/cm^3) e VOD a velocidade de detonação (m/s).

A maioria dos explosivos comerciais tem uma pressão de detonação que varia na faixa de 500 a 1500 MPa. Em geral, nas rochas duras a fragmentação se efetua mais facilmente com explosivos de alta pressão de detonação, por existir uma relação direta entre esta propriedade e os mecanismos de ruptura no maciço rochoso.

3.1.7 Sensibilidade

A sensibilidade de um explosivo define-se como o maior ou menor grau de energia que este precisa para ser iniciado, o que equivale a dizer que a sensibilidade de um explosivo é a medida da facilidade com a qual um explosivo pode ser detonado por um estímulo externo (calor, faísca, fricção, impacto ou choque).

Os explosivos devem ser sensíveis para ser detonados por meio de um “iniciador” adequado. Assim, para a maioria dos explosivos gelatinosos, se empregam espoletas. No entanto, os agentes de desmonte precisam ser sensibilizados através de escorvas (“primers”) que têm maiores pressões e velocidades de detonação. Usualmente os explosivos classificam-se como sensíveis à espoleta nº 8 (“cap sensitives”) e os não sensíveis à espoleta nº 8 (“non cap sensitives”) (PERSSON et al, 1994).

Nos agentes de desmonte, para se manter constante o regime de detonação, gera-se

pontos quentes (“hot spots”) através da adição de bolhas de gás ou micro-esferas de vidro, os quais servem para concentrar calor, atuando como uma fonte local de sensibilidade da massa explosiva. Quando o agente de desmonte é colocado numa considerável profundidade do furo, o volume das bolhas de gás se reduzirá na medida em que uma pressão estática (hidrostática) se incrementa, chegando inclusive ao ponto no qual o explosivo pode se tornar insensível. Fenômeno similar acontece na insensibilização devido a pressões dinâmicas exercidas pela detonação de um furo adjacente num tempo imediatamente anterior a outro, entre os quais existe um espaçamento temporal longo (da ordem de milisegundos). Para superar este inconveniente é freqüente a adição de partículas de alumínio ou outras substâncias de alto conteúdo energético, como o perclorato de amônio, por terem propriedades fortemente oxidantes e que melhoram a sensibilidade do explosivo. (SCOTT, 1996).

3.1.8 Estabilidade

É a capacidade do agente de desmonte para permanecer no estado meta-estável, permitindo ao explosivo conservar suas características de desempenho e segurança quando colocado no furo ou submetido a períodos de armazenamento prolongado (AYRES da SILVA, 2003).

Quando o maciço rochoso a se desmontar mostra uma reatividade exotérmica em presença do agente de desmonte, principalmente pela presença de sulfetos como a pirita, considerações especiais deverão ser levadas em conta. O maciço a se desmontar pode apresentar sulfetos que podem estar parcialmente oxidados, criando um domínio químico que reage com o nitrato de amônio contido no agente de desmonte (GOUR, 2004).

Quando o maciço rochoso a se desmontar apresenta sulfetos na sua estrutura mineralógica, a probabilidade de acontecer explosões espontâneas está latente. Como

indicado antes, a pirita é o mais freqüente, devido à sua relativa abundância na maioria das rochas. O mecanismo comumente aceito de uma combustão espontânea é que minérios com conteúdo de sulfetos são submetidos a um processo de oxidação lento quando expostos à umidade e temperatura ambiente. O resultado deste processo de reação é a emissão de calor e uma mistura de gases, quando o calor gerado não é dissipado e o acréscimo de temperatura no maciço rochoso causa o incremento na taxa de oxidação, gerando-se uma situação de risco evidente (WU et al, 2001 apud GOUR, 2004).

Para mitigar o risco, recomenda-se utilizar agentes de desmonte que tenham aditivos inibidores como ingredientes na composição do explosivo, tais como uréia, que oferecem estabilidade térmica, assim como boratos para fazer frente à reatividade do terreno. Alternativamente pode-se substituir o ANFO por emulsões, por terem estas últimas menor intensidade e temperatura de flama.

3.2 PRINCIPAIS AGENTES DE DESMONTE UTILIZADOS NA MINERAÇÃO A CÉU ABERTO

Denomina-se agente de desmonte qualquer material ou mistura que consiste de combustível e oxidante para uso em desmonte, cujos ingredientes isoladamente não são classificados como explosivos e que podem ser misturados e empacotados para uso ou transporte sem serem detonados por uma espoleta de número 8 em ambiente não confinado (USCFR, 2001)

Devido ao baixo custo de preparação, alto desempenho e segurança para desmontar rochas, o consumo e a popularidade dos agentes de desmonte baseados no ANFO aumentaram significativamente. A produção total internacional de nitrato de amônio (exceto países asiáticos) é de pelo menos 12×10^6 t/ano. Somente nos EUA é aproximadamente de $2,5 \times 10^6$ t/ano, sendo 98% material explosivo a base de nitrato de

amônio na proporção 80% ANFO e 20% emulsão (KRAMER, 2003). No Brasil, não existem estatísticas oficiais disponíveis que mostrem o consumo de explosivos. Baseando-se nas estimativas da indústria brasileira, do Sindicato da Indústria de Adubos e Corretivos Agrícolas do Estado de São Paulo (SIACESP), o consumo de NA exclusivamente para desmonte é da ordem de 130000 t/ano (MUNARETTI; et al, 2004). A seguir se expõem os aspectos mais importantes dos agentes de desmonte principalmente utilizados na mineração a céu aberto, particularmente em furos de grande diâmetro.

3.2.1 ANFO

Em 1953, Robert Akre, em uma mina dos EUA, experimentou misturas de 95% de nitrato de amônio e 5 % de carvão vegetal moído ou negro de fumo, chamando a mistura de "Akremite", embalada em sacos de polietileno de 104 mm. A partir dessa época, as principais mineradoras e pedreiras começaram a fazer suas próprias misturas óleo /nitrato de amônio, denominando-as genericamente como ANFO. No estado atual da arte da ciência dos explosivos, denomina-se ANFO aquela mistura de nitrato de amônio ("Ammonium Nitrate", AN) com óleo combustível ("Fuel Oil", FO) numa proporção ideal de 5,7% de óleo combustível mineral e 94,3 % em peso de nitrato de amônio na forma de grânulos ou pérolas ("prills").

As misturas de óleo e NA têm grandes vantagens: custo, facilidade no carregamento dos furos e boa estabilidade. O NA não é tóxico ou vasodilatador como a nitroglicerina e é considerado como o responsável pela competitividade da maioria das grandes mineradoras atuais, muitas das quais não existiriam nos dias de hoje se ainda estivessem utilizando explosivos nitroglicerinados.

Contudo, existe uma desvantagem do NA: a baixa resistência à água. Por ser um sal, o NA tem propriedades higroscópicas. Nos casos em que os furos apresentam umidade

ou água em pequena quantidade, recomenda-se evacuar a água do furo antes do seu carregamento ou utilizar envoltórios plásticos para proteger o ANFO. A umidade elevada no “prill” pode causar dissolução do NA, inibir a capacidade de absorver óleo, reduzir a sensibilidade e velocidade de detonação até acontecer a falha completa em torno dos 8 % de água (PILAR QUIMICA, 2004).

O ANFO não é considerado um explosivo ideal, segundo padrões científicos de geração de energia. Suas características de detonação são função de suas propriedades físicas e químicas, das condições de preparo e estocagem, assim como do ambiente exterior em que reage. Apesar da relativa complexidade, o ANFO oferece, quando usado corretamente excelente fragmentação e o menor custo, pois não é por acaso que o ANFO está presente na maior parte dos grandes desmontes do mundo de hoje.

Para se obter o máximo desempenho do ANFO, a mistura deve estar corretamente balanceada, como mostra a reação química (3.10), evitando-se desse modo a formação de gases nocivos.



Da análise estequiométrica da reação anterior, pode-se inferir que a máxima energia é obtida com 5,7 % de óleo mineral. Abaixo desse percentual gera-se óxido nitroso (NO_x), gás de cor laranja-amarelado, com calor de formação negativa, que se traduz na redução da energia desprendida para fragmentar e mover a rocha. Quantidades de óleo mineral acima de 5,7% provocam o aparecimento de gases escuros (CO), com calor de formação negativa e o conseqüente decréscimo da energia disponível. A Tabela 3.2 evidencia a influência da quantidade de óleo na energia do ANFO.

Pequenos diâmetros de partícula aumentam a densidade e, conseqüentemente, a velocidade de detonação e a sensibilidade do ANFO, devido ao aumento na área superficial. Somando-se a isso, as teorias atualmente mais aceitas afirmam que os

chamados “hot-spots” ou vazios internos do “prill” servem como local onde a onda de choque gerada na detonação comprime o ar gerando alta temperatura e desse modo mantendo a reação estável.

Tabela 3.2 - Influência da quantidade de óleo na energia do ANFO e na quantidade de moles de produtos gasosos (Crosby, 1998).

% óleo por massa	Energia termo-química (cal/g)	Produtos gasosos de reação (mol/Kg)						
		H ₂ O	CO ₂	N ₂	CO	H ₂	CH ₄	NH ₃
2	552	25,9	1,4	12,2	-	-	-	-
4	751	26,8	2,9	12,0	-	-	-	-
5	851	27,3	3,6	11,9	-	-	-	-
6	883	27,2	3,8	11,7	0,5	0,6	-	-
7	849	26,4	3,6	11,6	1,3	1,5	0,1	0,1
8	840	26,5	3,3	11,4	1,3	1,7	0,2	0,1
10	829	27,2	2,7	11,2	1,1	1,9	0,2	0,1
15	799	28,6	1,3	10,5	0,6	2,4	0,3	0,02
25	717	27,9	0,1	9,1	0,1	4,1	1,8	0,06

O acoplamento é a porcentagem do diâmetro do furo preenchido com o explosivo. O ANFO carregado a granel é acoplado completamente, o que aumenta a eficiência desse tipo de carregamento quando comparado ao carregamento com cartuchos, que não preenchem totalmente o furo.

A densidade do ANFO não deve ultrapassar o limite de 1,1 g/cm³, sob pena da mistura se tornar insensível. A densidade aumenta até o limite aproximado de 1,25 g/cm³, quando não existem “hot spots” suficientes para sustentar uma reação estável. Essa informação é importante para furos muito profundos. O ANFO produzido pela maioria dos fabricantes apresenta densidade próxima de 0,85 g/cm³, servindo para a maioria das aplicações, tanto em rocha dura como em rocha branda.

Desde que a energia de detonação está constituída de energia de choque e energia de gás, é importante salientar que, quanto menor a densidade, menor a energia de choque gerada. Assim, quando a rocha requer energia explosiva relativamente baixa para sua fragmentação, é possível adicionar material inerte na composição do agente de desmonte,

como borracha, serragem ou resíduos vegetais, reduzindo-se desse modo a densidade e, conseqüentemente, a velocidade de detonação. No caso contrário, quando a rocha a se desmontar é massiva e dura, freqüentemente adiciona-se partículas de alumínio numa parcela de 13 a 15%, de modo que se possa incrementar a densidade, o que se traduz numa maior energia em forma de onda de choque. Porcentagens superiores a 25% fazem com que a eficiência energética diminua (JIMENO et al, 1995).

Mudanças de temperatura provocam a expansão e encolhimento do NA, provocando mudança de estados de cristalização e, conseqüentemente, da sua densidade. Esse processo acarreta uma quebra contínua do “prill”, que tende a diminuir os “hot spots” e assim aumentar a densidade, tornando-o insensível por pressão de morte (“dead pressing”).

Por ser pouco sensível, o ANFO não deve ser iniciado com espoleta; desse modo, um explosivo de alta *VOD* é necessário como “primer”. Um “primer” ou iniciador é um explosivo detonado por uma espoleta comum que inicia por sua vez um explosivo menos sensível como o ANFO e que pode ser uma emulsão de alta velocidade ou explosivo a base de PETN e TNT. O ANFO deve ser iniciado de baixo para cima. Desta maneira, a espoleta precisa ser sempre orientada no sentido de detonação do furo. Quando não é feito dessa forma, a eficiência da detonação é comprometida, podendo inclusive ocorrer perda de furo. Quando se usa um cartucho de explosivo como uma escorva, a espoleta deve estar dirigida no sentido da boca do furo.

Não se deve utilizar cordel detonante ao longo de uma coluna de ANFO, pois a detonação do cordel esmaga as pérolas causando a pressão de morte, diminuindo a eficiência do desmonte. Outra consideração importante é a função do tampão no desmonte com ANFO; o cordel detonante pode destruir o tampão, perdendo sua função de retenção dos gases, pois a energia de gás gerada na detonação escapa pela boca do furo, sendo

pouco utilizada na fragmentação da rocha. Recomenda-se utilizar iniciadores do tipo pontual, como o tubo de transmissão de onda de choque, espoleta elétrica ou eletrônica, com a finalidade de evitar esses inconvenientes na iniciação do ANFO.

3.2.2 Emulsões explosivas

As primeiras emulsões explosivas foram introduzidas em 1968 pela Atlas Powder Co, mas somente no meio da década do 70, estiveram realmente disponíveis para uso em escala industrial.

As emulsões explosivas são soluções aquosas, compostas por gotas finamente divididas e separadas de uma solução de nitrato de amônio e outros sais oxidantes, as quais encontram-se dispersas numa fase contínua de óleo mineral ou graxa. Dessa forma, o oxidante é uma solução aquosa que se comporta como uma fase dispersa interna e o óleo ou graxa como uma fase contínua externa, as quais são imiscíveis (“water in oil”). As gotas finamente divididas de uma emulsão refinada têm aproximadamente 0,001 mm, envolvidas por finíssimas camadas de óleo com espessura de aproximadamente 0,0001 mm (BALL, 1989) que, quando observadas através de microscópio, assemelham-se a um favo de mel, como mostra a Figura 3.3.

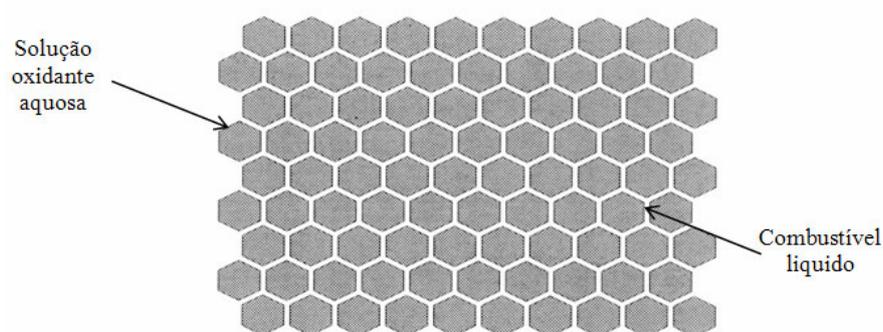


Figura 3.3 - Estrutura da emulsão (Hopler, 2003).

Para se formar a emulsão, é importante a presença de agentes emulsificantes como

os oleatos de sódio ou estereatos de sódio, que são reagentes encarregados de rebaixar a tensão superficial existente entre os dois líquidos imiscíveis, evitando-se desse modo a formação de coágulos de grandes gotas de solução de nitrato de amônio, assim como a cristalização dos sais.

Para se obter uma adequada sensibilidade das emulsões, adicionam-se esferas de ar que, ao serem comprimidas adiabaticamente, geram pontos quentes (“hot spots”) os quais favorecem a iniciação e a propagação da detonação. É freqüente também a inclusão de agentes gaseificantes e alguns aditivos com a finalidade de se obter emulsões apropriadas para cada situação em particular (“customized emulsions”). Entre os agentes gaseificantes se tem: micro-bolhas de vidro, cerâmica ou resina, mas partículas de poliestireno expandido são os mais utilizados. O tamanho típico destas partículas está na faixa de 0,01 mm a 0,07 mm, influenciando na densidade da emulsão e, conseqüentemente, nas suas propriedades (BALL, 1989). A Figura 3.4 mostra a composição básica de uma emulsão.

As vantagens do emprego de emulsões nas operações de desmonte são:

- menor preço quando comparadas com as lamas explosivas, por não precisarem de agentes gelatinizantes, como gomas e féculas, na sua fabricação, e que tem alto custo;
- excelente resistência à água;
- possibilidade de conseguir diversas densidades (1,0 a 1,45 g/cm³) conforme as necessidades do desmonte;
- elevadas velocidades de detonação (4000 a 5000 m/s);
- boa segurança na sua fabricação e manuseio; e
- possibilidade de mecanização de carregamento de furos.

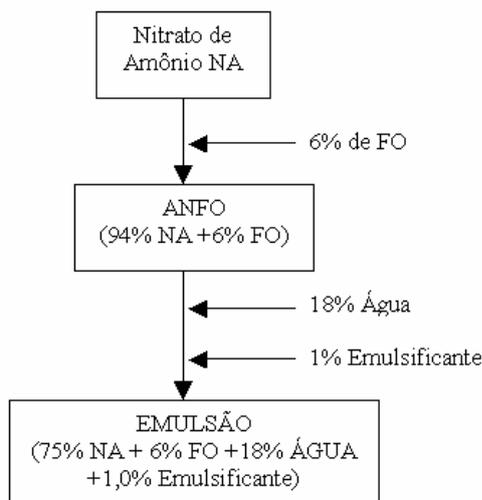


Figura 3.4 - Composição básica de uma emulsão (Jimeno et al, 1995).

A Tabela 3.3 mostra os valores teóricos de energia produzidos pelas emulsões, baseando-se na suposição que estas reagem totalmente e que a energia é liberada completamente na onda de detonação. Pode-se apreciar que o conteúdo energético incrementa-se conforme o faz a quantidade de alumínio, o que de fato significa o aumento de custo. O nitrato de amônio pode ser também adicionado na emulsão, reduzindo-se o percentual de água e aumentando sua energia, com custos inferiores à utilização de alumínio pulverizado (MORAIS, 2004).

Tabela 3. 3- Energia produzida pelas diversas emulsões em função ao conteúdo de Al (Morais, 2004).

Composição	Densidade (g/cm ³)	VOD (m/s)	Energia total (cal/g)
Emulsão 0% Al	1,20	6440	684
Emulsão + 5%Al	1,32	6560	862
Emulsão + 7% Al	1,33	6600	948
Emulsão + 10%Al	1,34	6600	1016
Emulsão + 14% Al	1,35	6500	1150

3.2.3 Blendados

Pérolas de nitrato de amônio são adicionadas às emulsões explosivas para melhorar suas propriedades. A adição destes sólidos reduz a fluidez do agente de desmonte, ao passo

que faz a mistura oxidante – combustível mais intensa. Baixas proporções de NA sólido possibilitam que a emulsão crie uma barreira, tornando-o resistente à água. Porém o incremento da quantidade de “prills” faz com que a energia por unidade de volume diminua, como mostra a Figura 3.5.

Embora, a maioria dos blendados comerciais apresentem emulsão explosiva na faixa de 50 a 70%, observa-se que, conforme a percentagem de emulsão supera o patamar de 50%, a densidade cresce e a energia diminui, ao tempo que sua sensibilidade também é menor devido à redução de pontos quentes (“hot spots”), precisando-se desse modo de iniciadores de maior peso. Assim, para densidades de $1,33 \text{ g/cm}^3$, necessita-se de um “primer” de PETN de 450 g (JIMENO et al, 1995).

Quando a concentração de ANFO no blendado supera 50%, o que equivale a dizer que o componente sólido é predominante, denomina-se como ANFO pesado (“heavy ANFO”). O componente aquoso (emulsão explosiva) de alguns ANFOs pesados não são sensíveis por si mesmos, principalmente pela falta de pontos quentes, atuando mais como “combustíveis de alta energia” que, quando misturados com uma proporção adequada de ANFO, poderão detonar. A vantagens destes “combustíveis de alta energia” sobre as emulsões explosivas é que não são classificados como explosivos para propósitos de transporte e estocagem (SCOTT, 1996).

A distribuição de tamanhos das perolas de NA de grau ANFO faz com que, após o preparo do ANFO, este tenha um volume de vazios de aproximadamente 50%, como mostra a Figura 3.6, que, ao ser preenchido pela emulsão ou “combustível de alta energia”, no começo se produza um incremento de peso, mas não de volume, incrementando-se desta forma a densidade do agente de desmonte.

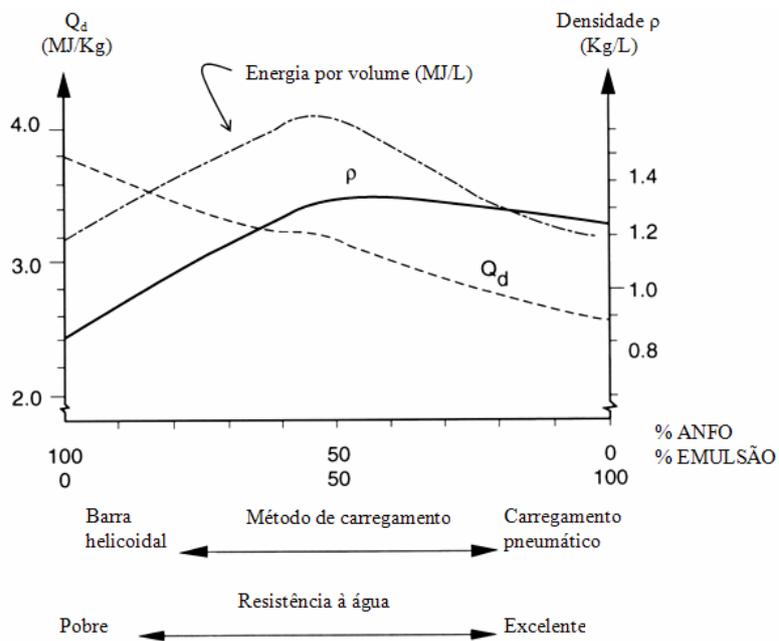


Figura 3.5 - Densidade, energia de detonação e potência por volume de misturas tipo ANFO/emulsão em função do conteúdo de emulsão (Persson et al, 1994).

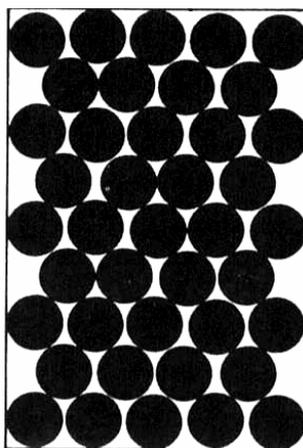


Figura 3.6 - Volume de vazios a serem preenchidos pela emulsão (Hopler, 2003).

4 PROPRIEDADES DOS MACIÇOS ROCHOSOS NA ESCAVAÇÃO POR EXPLOSIVOS

As propriedades dos maciços rochosos como a presença de águas subterrâneas, propriedades de rocha intacta, descontinuidades estruturais, entre outros, são determinadas por fatores geológicos, como sendo incontrolláveis, ao contrário do que as fraturas provocadas por ultraquebra de fogos precedentes.

A maioria das pesquisas desenvolvidas pelas empresas mineradoras e fabricantes de explosivos está focada para aqueles parâmetros controláveis visando otimizar a operação de desmonte. Assim a importância dos fatores geológicos, de longe, são reconhecidos como importantes na estabilidade de taludes, fundações, túneis, modelagem de fluxos de fluidos e outros projetos de engenharia em rocha, só nas últimas décadas do século passado a caracterização de maciços rochosos para desmonte de rochas ganhou importância na determinação da desmontabilidade por explosivos.

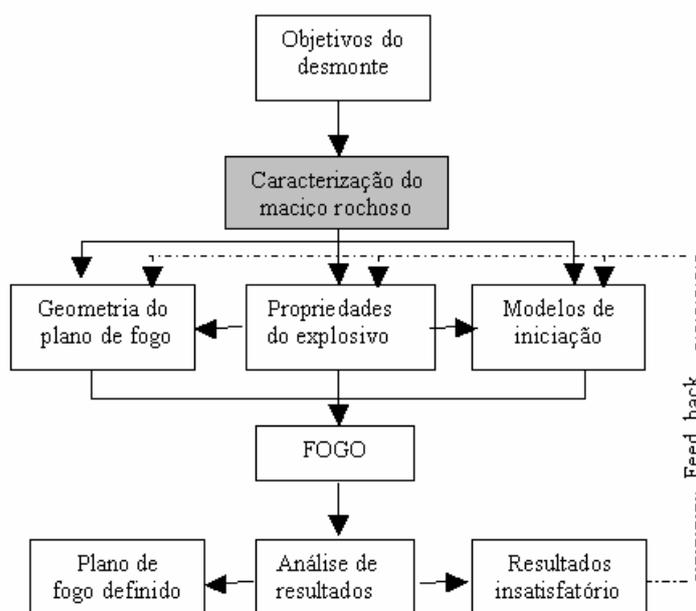


Figura 4.1- Importância da caracterização do maciço rochoso para o desmonte por explosivos (Candia et al, 2004).

A necessidade de melhoras metodológicas de caracterização é imperativa, principalmente quando na atualidade se podem utilizar as potencialidades oferecidas por diversas ferramentas computacionais de elaboração de planos de fogo, visando desse modo a sua racionalização, de forma a melhorar o aproveitamento da energia contida pelo explosivo na realização de trabalho útil. Desta maneira, é necessário conhecer quais propriedades do maciço rochoso influenciam no desempenho do desmonte e decidir as mudanças no plano de fogo, de modo a adequá-las às diferentes condições geo-estruturais existentes. A Figura 4.1 ilustra a importância da caracterização de maciços rochosos no processo de desmonte por explosivos.

4.1 PRINCIPAIS PROPRIEDADES DOS MACIÇOS ROCHOSOS CONSIDERADOS NOS PROJETOS DE DESMONTE

Entre as propriedades dos maciços rochosos que influem de maneira mais evidente no projeto de desmonte por explosivos tem-se: resistência, propriedades mecânicas, propriedades de absorção e propriedades estruturais (SCOTT, 1996). A determinação destas propriedades por métodos diretos, ou de laboratório, resulta muito difícil e onerosa, já que os corpos testados não incluem as descontinuidades nem as mudanças litológicas do maciço rochoso do qual provêm. Para obter-se uma amostra representativa é necessário que esta tenha dimensões compatíveis com a escala de estudo do maciço (AYRES da SILVA, 1992). Por outra parte, afirma-se que estas dimensões sejam dez vezes maiores do que a meia distância entre as descontinuidades (JIMENO et al, 1995). Não obstante, constituem um complemento na caracterização dos maciços rochosos a fragmentar-se.

4.1.1 Resistência

As resistências estáticas à compressão e tração foram inicialmente utilizadas como parâmetros indicativos do comportamento da rocha nas detonações. Assim, definiu-se o índice de desmontabilidade por explosivos em função destes dois parâmetros (HINO, 1959 apud JIMENO et al, 1995). O tratamento racional dos problemas reais exige considerar as resistências dinâmicas, já que estas se incrementam com o índice de carga, podendo atingir valores entre 5 e 13 vezes superiores às resistências estáticas. As rochas enfraquecidas, de um modo geral, mostram uma maior dependência do índice de deformação do que as rochas mais resistentes. Isto significa que os valores apropriados das resistências para as análises das detonações são diferentes daqueles considerados pelos métodos clássicos de determinação das resistências estáticas.

A resistência dinâmica à compressão é consideravelmente superior à resistência dinâmica à tração, daqui que o fraturamento por tração é um mecanismo de fragmentação muito importante nas rochas massivas e duras. Para o desenvolvimento de fraturas radiais no maciço rochoso a se desmontar, a resistência dinâmica à tração deverá ser superada pelo esforço de tração tangencial gerada pela pressão de detonação, já para a fragmentação propriamente dita pelo mecanismo de lascamento, a resistência dinâmica a tração devera ser superada pelo esforço de tração resultante da reflexão da onda de choque na face livre.

4.1.2 Propriedades mecânicas

As propriedades do módulo de Young e o coeficiente de Poisson controlam o comportamento da rocha sob condições de carga. O módulo de Young relaciona a tensão aplicada e a correspondente deformação da rocha na zona de deformação elástica. O coeficiente de Poisson é o valor absoluto da relação entre a deformação transversal e a

correspondente deformação axial da rocha quando submetida a um esforço uniaxial.

Para a maioria das rochas o coeficiente de Poisson está na faixa de 0,2 e 0,3. Quando este decresce, a velocidade de detonação e a pressão máxima de furo devem ser incrementadas para se obter uma melhor fragmentação. O incremento da velocidade de detonação permite incrementar a energia de deformação para promover uma fragmentação por meio de uma rápida propagação das fraturas. O coeficiente de Poisson tem um comportamento anisotrópico, mesmo quando a rocha é relativamente homogênea, devido à presença de micro e macro fissuras, pela influência da alteração da rocha devido a processos intempéricos ou pelo estado de tensão existente no maciço rochoso.

O módulo de Young depende, de um modo geral, do estado de tensão na rocha, da quantidade de carga e da heterogeneidade estrutural, como verificável na estratificação, xistosidade e microestruturas.

4.1.3 Propriedades de absorção

A capacidade do maciço rochoso para transmitir ou absorver a energia de detonação influi na seleção do explosivo, sua distribuição espacial, assim como o espaçamento temporal do fogo (“timing”). A amplitude dos pulsos gerados pela onda de choque diminui quando esta se propaga no maciço rochoso como consequência de dois mecanismos: a expansão geométrica da onda, que se traduz numa diminuição da energia contida por volume unitário de rocha, porém sem nenhuma perda total de energia; e o atrito interno, que é um mecanismo de transformação da energia que pode estar armazenada localmente no material ou ser dissipada na forma de calor. Nos maciços rochosos onde a dissipação da energia de detonação por meio do atrito interno é intenso, o processo de fraturamento pode ser comprometido.

4.1.4 Propriedades estruturais

As descontinuidades estruturais tipicamente presentes nos maciços rochosos podem ser juntas, falhas, planos de estratificação, diaclases e xistosidade. As descontinuidades que estão favoravelmente orientadas com respeito ao furo serão preferencialmente estendidas pela onda de choque. As superfícies destas descontinuidades pre-existentes atuam como faces livres parciais das quais uma quantidade significativa de ondas de reflexão e refração surgirão favorecendo a fragmentação.

As estruturas abertas ou estendidas pela onda de choque atuam de modo que permitam o escape dos gases de explosão e o incremento de volume aberto dentro do maciço rochoso antecede à redução na pressão de gás confinado e limita o trabalho desenvolvido na fase de expansão dos gases. Descontinuidades estruturais abertas no maciço também dificultam o controle do carregamento de explosivos a granel, especialmente os aquosos contribuindo ao vazamento de material.

A presença de uma grande quantidade de descontinuidades reduz o esforço requerido para fragmentar a rocha, porém, sua ausência faz com que os resultados do desmonte sejam mais previsíveis. A presença de fraturas espaçadas numa distância aproximada do afastamento e espaçamento, ou a presença de matacões de rocha dura numa matriz de rocha macia usualmente encabeçam os problemas relacionados à fragmentação.

As Figuras 4.2 a 4.7 ilustram a forma como as descontinuidades estruturais influem no desmonte de rochas por explosivos. Planos de descontinuidade horizontais, em geral, são favoráveis para o desmonte, por possibilitar a adequada fragmentação no pé da bancada, assim como por permitir a conformação de um piso mais uniforme o que melhora o desempenho dos equipamentos carregadores. As descontinuidades verticais com direção paralela à face livre podem provocar uma fragmentação deficiente, principalmente quando

a malha de perfuração é sobre-dimensionada em comparação com a distância média entre descontinuidades. Quando juntas sub-verticais mergulham dentro da face, a fragmentação no pé da bancada é deficiente, criando uma superfície não uniforme, o que diminui o desempenho dos equipamentos carregadores. Contrariamente, juntas sub-verticais mergulhando para fora da face facilitam a fragmentação do pé, incrementando-se a possibilidade de acontecer uma sobre-ruptura “Back break” devido à formação de cunhas nas paredes da bancada remanescente. Estruturas rochosas massivas e homogêneas são caracterizadas pela ausência de descontinuidades visíveis e, assim os resultados na fragmentação não são influenciados pela direção de saída do fogo.

A falta de preenchimento de fraturas pré-existentes pode controlar a fragmentação do maciço. Fraturas perfeitamente preenchidas e re-cimentadas podem ser invisíveis em alguns tipos de rochas e as micro-fraturas controlam a resistência dinâmica e as características de fragmentação da rocha.



Figura 4.2 - Estruturas verticais ou fortemente mergulhantes (Scott, 1996).

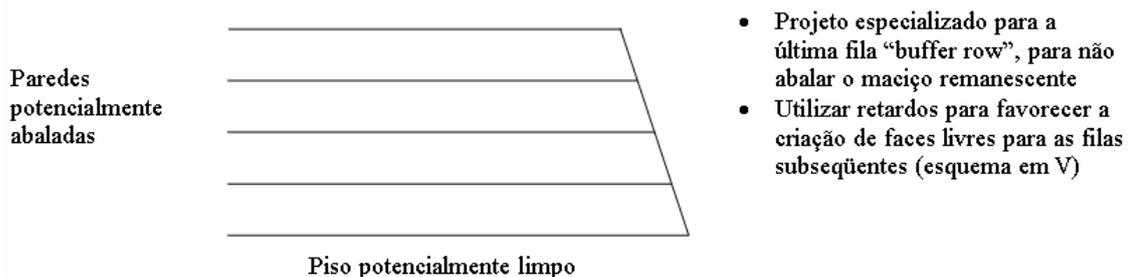
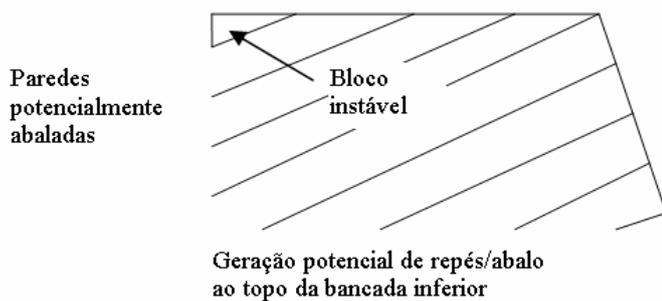
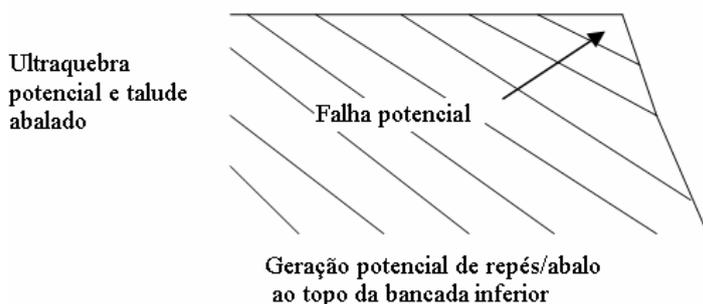


Figura 4.3 - Estrutura horizontal (Scott, 1996).



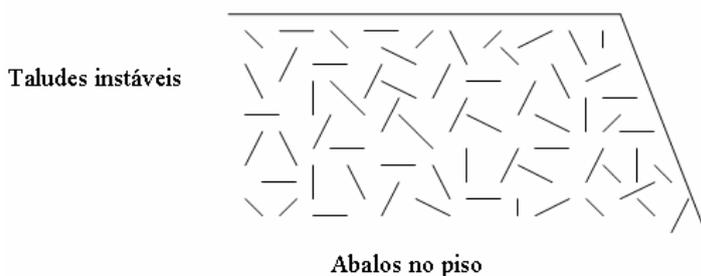
- Projeto especializado para a última fila "buffer row"
- Diminuir malha quando a fragmentação é deficiente
- Reduzir subfuração/factor de carga quando perceber-se abalos ao maciço

Figura 4.4 - Estrutura inclinada contra mergulho (Scott,1996).



- Igual à figura 4.3
- Quando a estrutura é fortemente mergulhante ($>70^\circ$) alternativamente os furos podem se fazer paralelo às estruturas.

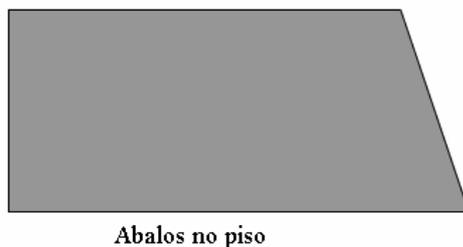
Figura 4.5 - Estrutura que mergulha a favor da face (Scott, 1996)



- Programa de desmonte especializado como pré-corte, "trimblast".
- Uso de retardos para deslocar a rocha desmontada a partir do pré-corte.
- Provavelmente um baixo fator de carga é adequado.
- Uso de explosivo de baixa energia de choque e alta energia de gases.

Figura 4.6 - Estruturas intensamente fraturadas (Scott, 1996).

Taludes potencialmente estáveis. Potenciais matacões entre furos.



QUANDO DURO

Explosivo de alta energia de choque, alto fator de carga, reduzir o intervalo de retardo.

QUANDO BRANDO

Explosivos com alta energia de gases, incrementar o tempo de retardo.

Figura 4.7: Estrutura massiva (Scott, 1996).

4.2 MÉTODOS EMPÍRICOS DE CÁLCULO DE CARGA ESPECÍFICA PARA O DESMONTE DE ROCHA A CÉU ABERTO

A carga específica, denominada também fator de carga, é a quantidade de explosivo requerido para fragmentar um volume determinado de massa rochosa, considerando a massa de explosivo em quilogramas e a quantidade de rocha em m^3 ou toneladas. Para operações de desmonte superficial, a carga específica pode variar desde 0,15 a 1,2 kg/m^3 . Um baixo valor de carga específica pode liderar uma fragmentação deficiente, com a conseqüente necessidade de desmonte secundário. Por outro lado, um alto valor de carga específica pode resultar num excessivo lançamento da rocha fragmentada e até ultralancamento, abalo à rocha remanescente, geração de finos e um incremento inútil de despesas por consumo de explosivos. É por isso que a determinação aprimorada da carga específica tem muita importância.

A escavação de rochas por explosivos, sendo uma operação repetitiva, permite a determinação da carga específica para um determinado local, como sendo conseqüência de uma série de ensaios e erros e a avaliação de uma série de fogos de produção tem sido a forma mais confiável e utilizada para a determinação desse importante parâmetro do plano de fogo. Porém, baseando-se na caracterização de maciços rochosos através de levantamento de dados em campo e ensaios de laboratório, desenvolveu-se uma série de métodos empíricos para o cálculo deste parâmetro.

4.2.1 Cálculo de carga específica a partir da onda sísmica-P

As características sísmicas do maciço rochoso podem ser determinadas usando perfis sísmicos dos furos “Crosshole seismic profiling”, permitindo fazer a avaliação direta das condições do maciço rochoso desde a face livre exposta, determinando a forma das

ondas, assim como dados de caráter numérico, os quais podem ser analisados e utilizados para a determinação da carga específica.

A velocidade das ondas principais ou longitudinais no maciço rochoso é amplamente influenciada por fatores como a resistência mecânica, descontinuidades estruturais e grau de alteração da rocha. Assim, correlacionou-se a velocidade in situ das ondas-P e a carga específica para uma mina de minério de cobre, estimando valores de carga específica como se mostra na Tabela 4.1 (BROADBENT, 1974 apud ADHIKARI, 2000).

Por outra parte, baseando-se em extensos trabalhos feitos numa mina de cobre nos Estados Unidos, correlacionou-se a velocidade in situ das ondas-P e a carga específica requerida para atingir uma adequada fragmentação em vários tipos de rocha. Rochas com uma velocidade de onda-P menor do que 600 m/s poderiam ser desmontadas sem perfuração e detonação e para rochas com alta velocidade de onda-P, nas quais precisava-se do desmonte por explosivos, permitiu-se otimizar o plano de fogo (HEINEN; DIMOCK, 1976 apud ADHIKARI, 2000).

Tabela 4.1 - Correlação entre a velocidade de onda-P e a carga específica (Broadbent, 1974 apud Adhikari, 2000).

Velocidade de onda-P (m/s)	Carga específica
1200	0,3
1800	0,5
2400	0,6
3000	0,7

A partir de trabalhos realizados numa mina de carvão na Turquia fez-se uma série de medições da velocidade de onda-P, permitindo estabelecer uma correlação entre a velocidade de onda-P e a carga específica através da Equação (4.1). Para furos encontrados na faixa de 152 a 229 mm, a faixa da carga específica era de 0,13 a 0,33 kg/m³

(MUFTUOGLU et al, 1991 apud ADHIKARI, 2000) .

$$q = -0,13 + 0,00017 \cdot VC_p \quad (4.1)$$

Sendo q a carga específica (Kg/m³) e VC_p a velocidade de onda-P (m/s).

Dos casos apresentados acima se pode inferir que a carga específica incrementa-se conforme o faz a velocidade de onda-P. Não obstante, a partir da ampla diferença encontrada na faixa de cargas específicas estabelecidas a partir dos estudos realizados pelos autores antes indicados, pode-se dizer que só a velocidade de onda-P, não é suficiente para estimar a carga específica. A Figura 4.8 ilustra de melhor forma o antes indicado. Observa-se que, conforme a velocidade sísmica aumenta, precisa-se de uma carga específica maior para uma fragmentação satisfatória. Segundo Jimeno et al (1995) a determinação de cargas específicas, a partir da velocidade sísmica de onda-P, teve muito êxito em varias minas, permitindo reduzir os custos de perfuração e desmonte em aproximadamente 15%.

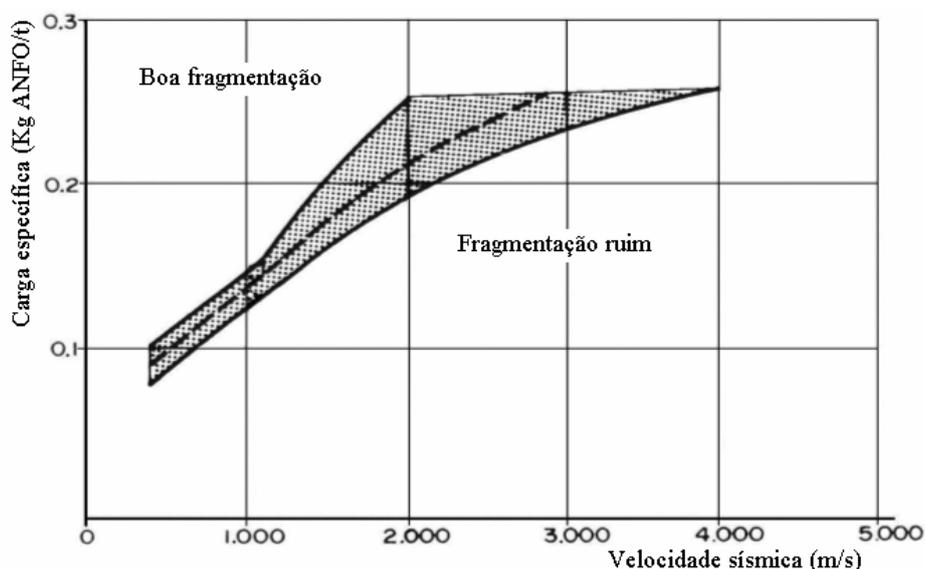


Figura 4.8 - Relação entre o consumo específico de explosivo e a velocidade sísmica de propagação (Jimeno et al, 1995).

4.2.2 Cálculo de carga específica a partir de dados de perfuração

Leighton et al, (1982) apud Jimeno et al, (1995) utilizou a informação obtida na execução de furos para estabelecer um índice de perfuração com a finalidade de determinar a carga específica para um desmonte de contorno numa mina do Canadá. Este índice foi denominado como Índice de Qualidade de Rocha “RQI”, a mesma que é obtida através da Equação (4.2).

$$RQI = \frac{p \cdot t}{60 \cdot L} \quad (4.2)$$

Sendo p o “pull down” (KN), t o tempo de perfuração por furo (s), e L o comprimento de furo (m).

Este índice possibilitou determinar a carga específica através da Equação matemática (4.3). O explosivo utilizado foi o ANFO e a perfuração foi feita com uma máquina Bucyrus Erie 40-R com diâmetro de broca de 230 mm.

$$\ln(q) = \frac{RQI - 25000}{7200} \quad (4.3)$$

A carga específica para o desmonte de contorno estava compreendida na faixa de 0,04 até 0,08 Kg/t, a qual é muito menor do que a carga específica para desmonte de produção convencional.

Por outro lado Moftuoglu et al, (1991) apud Adhikari, (2000) utilizou uma metodologia similar para algumas minas de carvão na Turquia. Ele monitorou perfurações feitas com brocas tricônicas de 229 mm, a velocidade de penetração foi medida para um empuxo variável, porém, para uma velocidade rotacional constante de 120 rpm, permitindo-lhe estabelecer a equação (4.4).

$$q = 0,0255 \cdot (RQI)^{0,466} \quad (4.4)$$

A Equação (4,2) não considera o diâmetro da broca nem a velocidade de rotação, desta maneira, Jimeno; Muniz, (1987) apud Jimeno et al, (1995) estabeleceram um Índice de Perfurabilidade de rocha “ I_p ”, a mesma que é expressa através da Equação (4.5):

$$I_p = \frac{VP}{\frac{p \cdot N_r}{D_b^2}} \quad (4.5)$$

Sendo VP a taxa de penetração (m/h), p o empuxo na broca (quilo libras), N_r a velocidade rotacional da broca tricônica (rpm) e D_b o diâmetro da broca (pol). A partir deste Índice de Perfurabilidade determina-se a carga específica através da Equação matemática (4.6). Esta metodologia foi utilizada em várias minas da Espanha para otimizar planos de fogo onde o uso de ANFO e a presença de rochas brandas como duras foi predominante.

$$q = 1,124 \cdot e^{-0,57 \cdot I_p} \quad (4.6)$$

O monitoramento contínuo e automático de variáveis de perfuração para caracterizar as condições do terreno com a finalidade de estabelecer a carga específica é uma área relativamente nova, mas promete muito.

4.2.3 Cálculo de carga específica baseada na transferência de energia

Segundo Berta, (1990) apud Adikhari, (2000) aproximadamente 15% da energia produzida no processo de detonação é transferida ao maciço rochoso para sua fragmentação. A eficiência de transferência da energia depende do fator de impedância (n_1) e do fator de acoplamento (n_2), os quais dependem das características do explosivo e da rocha, as mesmas que são expressas através das Equações (4.7) e (4.8):

$$n_1 = 1 - \frac{(Z_e - Z_r)^2}{(Z_e + Z_r)^2} \quad (4.7)$$

$$n_2 = \frac{1}{e^{D_f/D_c} - (e-1)} \quad (4.8)$$

Sendo Z_e a impedância do explosivo ($\text{Kg/m}^2.\text{s}$), Z_r a impedância da rocha ($\text{Kg/m}^2.\text{s}$), D_f diâmetro de furo (m) e D_c o diâmetro de carga (m).

A impedância de um explosivo é definida como o produto da sua densidade e a velocidade de detonação; analogamente, a impedância da rocha é definida como o produto da sua densidade e a velocidade de propagação da onda-P. A energia transferida é máxima quando $Z_e = Z_r$ e $D_f = D_c$.

A carga específica é determinada através da expressão matemática (4.9):

$$q = \frac{S_s \cdot \gamma_s}{n_1 \cdot n_2 \cdot n_3 \cdot \varepsilon_e} \quad (4.9)$$

Sendo q a carga específica (kg/m^3), n_3 o fator de ruptura (para desmonte em bancadas $n_3 = 0,15$), ε_e a energia do explosivo por unidade de massa (MJ/Kg), S_s a nova superfície formada por volume unitário (m^2/m^3) que é igual a $64/k_{100}$, k_{100} a máxima dimensão obtida no desmonte (m) e γ_s a energia específica por unidade de superfície (10^{-3} MJ/m^2).

Da Equação (4.9), pode-se inferir que quando todos os valores dos parâmetros considerados são constantes, a carga específica incrementa-se na medida em que o grau de fragmentação desejado é maior, desta maneira, para uma maior fragmentação, a carga específica é inversamente proporcional à eficiência de transferência de energia ao maciço rochoso.

4.2.4 Cálculo de carga específica baseada no método sueco

Segundo Langefors; Kihlstrom, (1971) a relação entre a quantidade de explosivo q e o encargo B pode ser dada como uma série expressa através da Equação (4.10):

$$q = a_2 \cdot B^2 + a_3 \cdot B^3 + a_4 \cdot B^4 \quad (4.10)$$

Sendo a_2 e a_3 constantes que dependem das propriedades elastoplásticas da rocha e a_4 é uma constante que é função do peso da rocha a ser desmontada. É evidente que a carga específica depende do afastamento; desta forma, para um grau de fragmentação desejado na medida em que o afastamento cresce, a carga específica também se incrementa, devido ao aumento do volume de influência de cada furo, precisando-se cada vez de maior energia para desenvolver a fragmentação e deslocamento do material.

4.2.5 Cálculo de carga específica baseada nas propriedades do maciço rochoso

Diversos foram os trabalhos feitos para a determinação da carga explosiva baseados nas propriedades do maciço rochoso. Kutusov; Varenichev, (1977) apud Adhikari, (2000) propuseram uma metodologia para a determinação da carga específica partindo das propriedades da rocha intacta, a mesma que está expressa através da Equação (4.11):

$$q = q^* \cdot (0,6 + 0,0033 \cdot d_o \cdot D_f) \cdot \left(\frac{0,5}{k_{100}} \right)^{0,4} \quad (4.11)$$

Sendo q a carga específica (Kg/m^3), q^* a carga específica para rocha intacta (kg/m^3), d_o o espaçamento médio entre juntas (m), D_f o diâmetro de furo (mm) e k_{100} o tamanho máximo aceitável de fragmento de rocha (m). Por sua vez, q^* é dada através da equação (4.12):

$$q^* = 0,13 \cdot \rho_r \cdot \sqrt[4]{f} \quad (4.12)$$

Sendo ρ_r a densidade de rocha (t/m^3) e f o índice de dureza de Protodiakonov.

Por outro lado, Ashby, (1981) apud Adhikari, (2000) propôs uma relação empírica para a determinação da carga específica baseada nas propriedades do maciço rochoso, a mesma que foi desenvolvida nas minas de cobre de Bougainville, utilizando como

explosivo o ANFO, e está dada através da equação (4.13):

$$q = \frac{0,56 \cdot \rho_r \cdot \text{Sen}(\phi + i)}{\sqrt[3]{f_c}} \quad (4.13)$$

Sendo q a carga específica (kg/m^3), ρ_r a densidade in situ da rocha (t/m^3), ϕ o ângulo de atrito, i o ângulo de rugosidade e f_c a frequência de fraturas por metro.

Posteriormente Schoeman, (1986) apud Adhikari, (2000) testou esta metodologia na mina de ferro de Sishen, na África do Sul, permitindo sua modificação como mostrado pela Equação (4.14):

$$q = \frac{0,56 \cdot \rho_r \cdot \text{Sen}(\phi + i)}{\sqrt[3]{f_c}} \quad (4.13)$$

Para o desenvolvimento da Equação (4.14) foram utilizados 5 tipos de rochas (calcários, quartzitos, arenitos foliados, minério laminado e minério massivo de ferro), dois tamanhos de diâmetros de furo (310 mm em formações médias a duras e 380 mm em formações brandas e médias) e a altura da bancada de 12,5 m, padronizando-se o esquema de perfuração para cada diâmetro de furo. Aproximadamente 70% dos explosivos utilizados foram lamas explosivas e os restantes 30% foram ANFO - ALANFO. Para as mesmas condições do local de desmonte, a Equação (4.14) dá como resultado uma carga específica menor do que a fórmula (4.12).

Pode-se inferir das Equações (4.13) e (4.14) que a carga específica é diretamente proporcional à densidade da rocha e inversamente proporcional à frequência de descontinuidades no maciço rochoso.

$$q = \frac{0,82 \cdot \rho_r \cdot \text{sen}(\phi + i)}{2 \cdot \pi \cdot \sqrt[3]{f_c}} \quad (4.14)$$

4.2.6 Cálculo da carga específica segundo o tipo de rocha, densidade de rocha e tamanho do bloco

Neste método, a carga específica é primeiramente calculada para uma rocha intacta, que depende do tipo de rocha e da sua densidade, utilizando-se a Equação (4.15) (ADHIKARI, 2000).

$$q^* = K + b \cdot \rho_r \quad (4.15)$$

Sendo q^* a carga específica para rocha intacta (Kg/m^3), K e b constantes empíricas e ρ_r é densidade de rocha (t/m^3). A Tabela 4.2 mostra os valores das constante K e b para carvão, xistos, arenitos, calcários, assim como granito e basalto com densidades próximas a $3,0 \text{ t/m}^3$.

Tabela 4.2 - Constantes empíricas K e b utilizadas para a determinação da carga específica (Adhikari, 2000).

Tipo de rocha	K	b
Carvao	-0,4	0,5
Arenito	-0,47	0,41
Xisto	-1,043	0,67
Calcario	-0,733	0,4
Granito e basalto	-1,066	0,666

Rochas semelhantes ao granito com densidades de $2,5$ a $2,7 \text{ t/m}^3$ requerem o dobro de carga específica do que calcários com uma densidade igual, evidenciando a influência do tipo de rocha (ADHIKARI, 2000).

Como a carga específica é significativamente influenciada pelas descontinuidades estruturais, introduziu-se um fator de correção. O mesmo está baseado no fato de que a carga específica necessária para atingir um determinado grau de fragmentação numa rocha com alta frequência de descontinuidades (blocos in situ de tamanho menor) é menor do que para um maciço com baixa frequência de descontinuidades (blocos in situ de tamanho maior). A carga específica corrigida está dada através da Fórmula matemática (4.16):

$$q = \frac{q^*}{j} \quad (4.16)$$

Sendo q a carga específica corrigida (kg/m^3), q^* a carga específica para rocha intacta e j o fator de correção dependente do tamanho de bloco.

Tabela 4.3 - Fator de correção segundo o tamanho de bloco (Adhikari, 2000).

Número de descontinuidades por metro cúbico	Tamanho de bloco	Fator de correção (j)
<3	grande	0,9
3 – 10	médio	1,0
>10	pequeno	1,1

A carga específica calculada a partir da Equação (4.16) deve ser incrementada em alguns casos em até 1,5 vezes, principalmente onde o diâmetro de furo é muito grande quando comparado com aquele diâmetro aceitável para uma determinada altura de bancada (ADHIKARI, 2000).

Este método é simples por não precisar de testes elaborados para a determinação das propriedades do maciço rochoso, mas é restrito para rochas indicadas na tabela 4.2, tendo limitações para rochas com densidades maiores de $3,0 \text{ Kg/m}^3$.

4.3 DESMONTABILIDADE DE ROCHAS POR EXPLOSIVOS “BLASTABILITY”

A desmontabilidade de rochas por explosivos é definida como o grau de resistência oferecida pela rocha à fragmentação. Como a desmontabilidade de rochas por explosivos é uma função de algumas variáveis, como aquela proposta em função da constante de rocha “c” (LANGEFORS; KIHLLSTROM, 1971) ou aquela definida como a razão entre a resistência estática à compressão e a resistência estática à tração (HINO, 1959 apud JIMENO et al, 1995), ela não é apropriada para a maioria dos planos de fogo, por estarem estas aproximações baseadas em observações sobre um tipo específico de rocha ou mesmo

considerando-as como materiais homogêneos. Desse modo, foi necessário o desenvolvimento de novos conceitos de desmontabilidade para serem utilizados como ferramentas práticas no projeto de planos de fogo.

A desmontabilidade por explosivo não pode ser analisada só considerando as propriedades da rocha, precisa-se também considerar as propriedades do explosivo, pois os resultados do desmonte dependerão da combinação destes parâmetros. Deste modo apresentam-se, de uma forma concisa, aquelas teorias de desmontabilidade de rochas propostas nas últimas décadas do século passado, e que no estado atual da arte têm mais aplicação na elaboração de planos de fogo.

Segundo Lilly, (1986) apud Jimeno et al, (1995) o índice de desmontabilidade por explosivos “BI” pode ser expresso como a somatória da avaliação de cinco parâmetros geomecânicos, os mesmos que se mostram na Tabela 4.4. Este índice foi desenvolvido numa mina de ferro na Austrália e é expresso através da Equação (4.17).

$$BI = \frac{1}{2} \cdot (RMD + JPS + JPO + SGI + H) \quad (4.17)$$

Sendo *RMD* descrição do maciço rochoso, *JPS* espaçamento entre planos, *JPO* orientação dos planos de juntas, *SGI* influência do peso específico e *H* a dureza da rocha segundo a escala de Mosh. A Figura 4.9 mostra a relação empírica entre a carga específica em Kg/t e o índice de desmontabilidade para uma operação de desmonte na qual se utilizou como explosivo principalmente o ANFO; a mesma figura mostra o fator de energia para qualquer outro explosivo.

Tabela 4.4 - Parâmetros para a determinação do índice de desmontabilidade (Lilly, 1986 apud Jimeno et al, 1995).

Parâmetro geomecânico	Avaliação
Descrição do Maciço Rochoso ("Rock Mass Description", RMD).	
Friável/ pouco consolidado	10
Diaclassado em blocos	20
Totalmente massivo	50
Espaçamento entre Planos ("Joint Plain spacing", JPS).	
Pequeno (<0,1 m)	10
Médio (0,1 até 1 m.)	20
Grande (> 1m)	50
Orientação dos Planos de Juntas ("Joint Plane Orientation", JPO).	
Horizontal	10
Mergulhando para fora da face	20
Direção normal à face	30
Mergulhando para o interior da face	40
Influência do Peso Específico ("Specific Gravity Influence", SGI).	SGI = 25.SG - 50 Sendo SG a densidade da rocha em t/m ³ .
Dureza ("Hardness", H).	Escala de Mosh

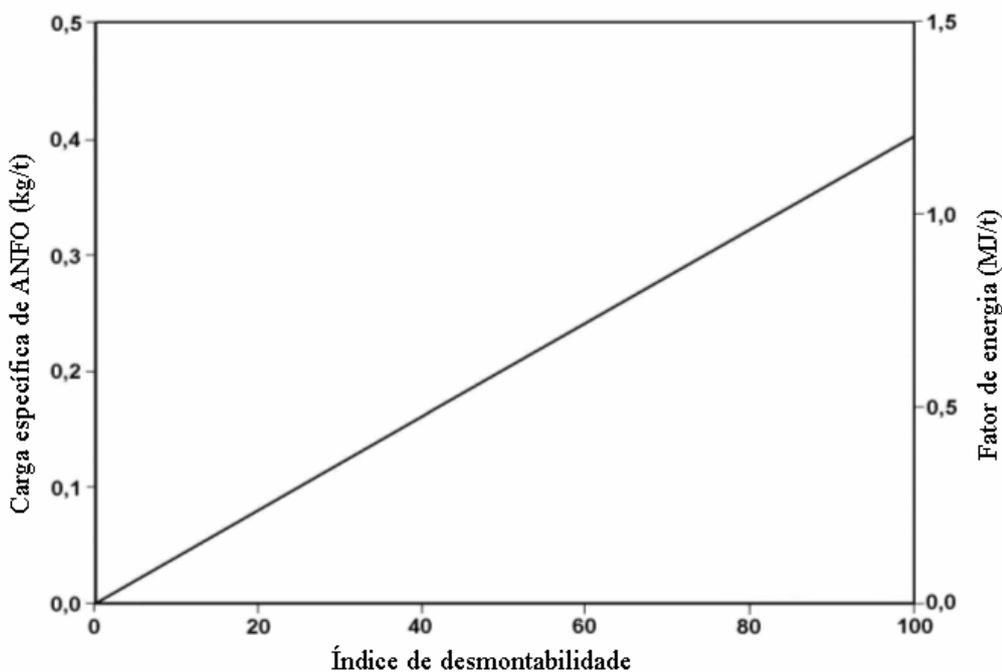


Figura 4.9 - Correlação entre o índice de desmontabilidade e a carga específica - fator de energia (Lilly, 1986 apud Adhikari, 2000).

Existe outra proposta de índice de desmontabilidade por explosivo baseado em quatro parâmetros geomecânicos (GHOSE, 1988 apud JIMENO et al, 1995). Os parâmetros com suas respectivas avaliações estão mostrados na Tabela 4.5.

Tabela 4.5 - Proposta de parâmetros e suas respectivas avaliações para a determinação do índice de desmontabilidade (Ghose 1988 apud Jimeno et al, 1995).

Parâmetro	Faixa de valores				
Densidade	1,3 – 1,6	1,6 – 2,0	2,0 – 2,3	2,3 – 2,5	>2,5
Avaliação	20	15	12	6	4
Espaçamento entre descontinuidades (m)	<0,2	0,2 – 0,4	0,4 – 0,6	0,6 – 2,0	>2,0
Avaliação	35	25	20	12	8
Índice de resistência sob carga pontual (Mpa)	<1	1 – 2	2 – 4	4 – 6	6
Avaliação	25	20	15	8	5
Orientação dos planos de descontinuidades	Mergulhando para interior da face	Direção de ângulo agudo à face	Direção normal à face	Mergulhando para fora da face	Horizontal
Avaliação	20	12	12	10	6

Tabela 4.6 - Fatores de ajuste para o índice de desmontabilidade (Ghose, 1988 apud Jimeno et al, 1995).

Fatores de ajuste	Valor
Grau de confinamento	
Muito confinada	5
Razoavelmente livre	0
Razão comprimento de furo/afastamento	
Comprimento de furo/afastamento >2	0
Comprimento de furo/afastamento <1,5	-5
Comprimento de furo/afastamento 1,5-2	-2

O índice de desmontabilidade é obtido a partir da somatória dos quatro parâmetros geomecânicos e depois é ajustado para levar em conta as condições nas quais a detonação é realizada, segundo a Tabela 4.6. Baseando-se na experiência em doze minas a céu aberto, estabeleceu-se uma correlação entre o índice de desmontabilidade por explosivos e a carga específica, a mesma que está apresentada na Tabela 4.7, correlação que foi obtida

utilizando-se lamas explosivas.

Tabela 4.7 - Correlação entre o índice de desmontabilidade e o consumo específico de explosivo (Ghose, 1988 apud Adhikari, 2000).

Índice de desmontabilidade por explosivo "BI"	Consumo específico de explosivo (Kg/m ³)
80 – 85	0,2 – 0,3
60 – 70	0,3 – 0,5
50 – 60	0,5 – 0,6
40 – 50	0,6 – 0,7
30 - 40	0,7 – 0,8

Baseando-se na sua experiência Borquez (1981) apud Jimeno et al (1995) propôs a equação (4.18) para determinar o índice de desmontabilidade por explosivo " K_v ", correlacionando-o com o índice equivalente de qualidade de rocha " $ERQD$ ".

$$K_v = 1,96 - Ln(ERQD) \quad (4.18)$$

Este índice equivalente de qualidade de rocha é resultado do produto do RQD obtido nas sondagens e avaliado segundo a Tabela 4.8, por um fator de correção, o qual depende das propriedades de resistência das descontinuidades, que a sua vez estão em função à abertura e ao tipo de preenchimento, como mostra a Tabela 4.9 e a Figura 4.10.

Tabela 4.8 - Índice de qualidade de rocha "RQD" (Deere, 1967 apud Ayres da Silva, 1993).

RQD (%)	Qualidade de rocha
<25	Muito pobre
25-50	Pobre
50-75	Regular
75-90	Boa
90-100	Excelente

Tabela 4.9 - Resistência das descontinuidades (Borquez, 1981 apud Jimeno et al, 1995).

Resistência das descontinuidades	Fator de correção
Alta	1,0
Meia	0,9
Baixa	0,8
Muito baixa	0,7

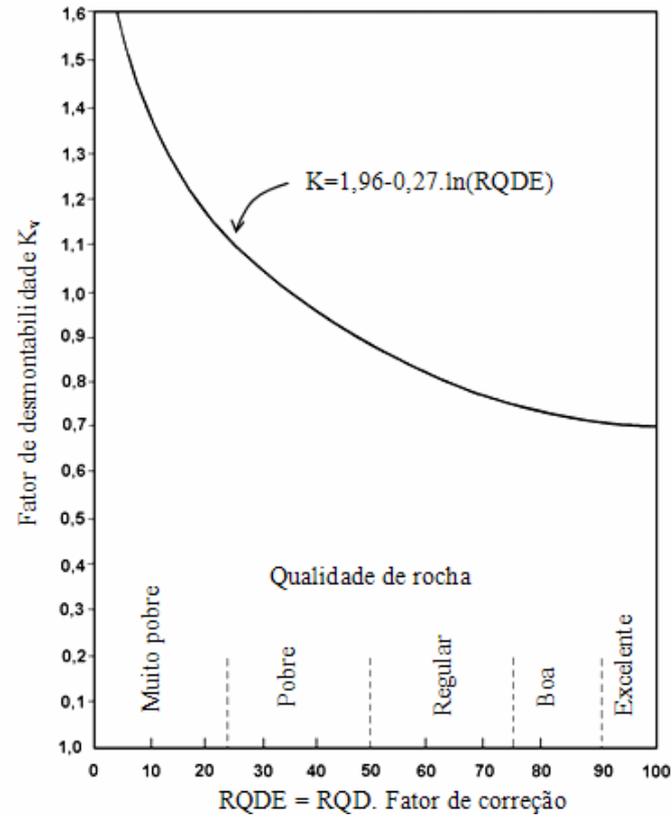


Figura 4.10 - Fator de desmontabilidade por explosivo K_v em função do índice equivalente de qualidade de rocha (adaptado de Jimeno et al, 1995).

5 CONSIDERAÇÕES TEÓRICAS NO PROJETO DE PLANO DE FOGO COM FUROS DE GRANDE DIÂMETRO

A maioria das minerações tem por objetivo a fragmentação adequada do maciço rochoso no local da lavra, através do desmonte por explosivos, por esta ter influência direta nas operações subseqüentes assim como nos processos de beneficiamento e, conseqüentemente, nos custos globais. A implantação de um plano de fogo é fortemente influenciada pelas condições do local de detonação. As variáveis envolvidas não são arbitrárias, pois estão correlacionadas entre si, permitindo estabelecer formulações matemáticas gerais que servem para implantar um plano de fogo inicial, que será ajustado posteriormente até estabelecer um plano de fogo ótimo que permita obter bons resultados em termos de fragmentação, empolamento, deslocamento, entre outros.

O presente capítulo faz uma análise dos principais elementos geométricos de plano de fogo em operações lavra a céu aberto, partindo da correlação existente entre eles. Apresenta-se a teoria de crateras como uma metodologia alternativa para o projeto de planos de fogo que ajudaria a melhorar os resultados obtidos através de metodologias mais ortodoxas, mostrando suas aplicações e possibilidade de uso como ferramenta de melhora contínua na operação de escavação de rochas com furos de grande diâmetro.

5.1 VARIÁVEIS GEOMÉTRICAS DO PLANO DE FOGO

Considere-se a Figura 5.1 na qual se mostra uma bancada com os elementos do plano de fogo descritos a seguir.

- **Afastamento (*B*)**; definido como a distância mínima existente entre o eixo do furo e a face livre da bancada. Quando a face da bancada não é vertical, o afastamento varia da crista para o pé; esta é uma grande desvantagem nas detonações com furos de grande

diâmetro, onde os furos são predominantemente verticais.

- **Espaçamento (S);** denomina-se assim à distância existente entre furos adjacentes de uma mesma fila.
- **Tampão (T);** denomina-se assim a distância existente entre a boca do furo e a parte superior da carga explosiva, a qual é preenchida por material inerte.

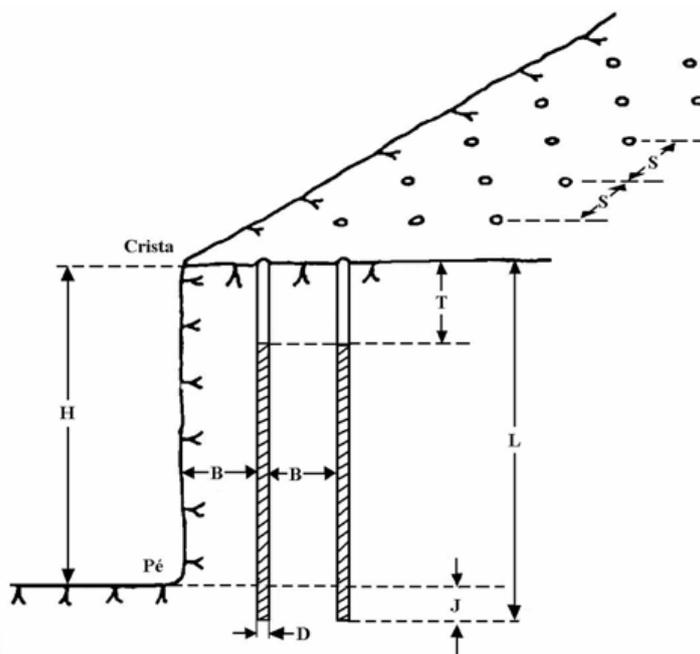


Figura 5.1 - Vista isométrica de uma bancada mostrando os elementos geométricos (Hustrulid, 1999).

- **Subfuração (J);** geralmente os furos são perfurados até uma profundidade maior que o nível do pé da bancada, esta distância adicional é denominada como subfuração.
- **Altura de bancada (H);** é a distância perpendicular existente entre a crista e o nível do pé da bancada.
- **Comprimento de furo (L);** é a distância existente entre a boca e o fundo do furo. Quando a perfuração é vertical é igual à somatória da altura da bancada mais a subfuração. Para furos inclinados se faz a correção necessária por métodos trigonométricos.

5.2 PRINCIPAIS RELAÇÕES ENTRE AS VARIÁVEIS GEOMÉTRICAS DO PLANO DE FOGO

Para o estabelecimento da maioria das formulações empíricas onde se desenvolvem trabalhos de desmonte a céu aberto, parte-se da premissa de que o espaçamento e o afastamento estão relacionados linearmente como mostrados pela Equação (5.1) (HUSTRULID, 1999).

$$S = K_S \cdot B \quad (5.1)$$

A área de influência A_R de cada furo considera-se como sendo o produto do afastamento pelo espaçamento, como mostra a Equação (5.2).

$$A_R = B \cdot S \quad (5.2)$$

O volume fragmentado V_R por comprimento unitário de furo será dado pela Equação (5.3).

$$V_R = B \cdot S \cdot 1 \quad (5.3)$$

Para fragmentar satisfatoriamente um determinado volume de rocha, será necessária uma determinada quantidade de energia de explosivo ϵ_V ; desta forma, a energia total requerida ϵ_R será dada pela Equação (5.4).

$$\epsilon_R = V_R \cdot \epsilon_V = B \cdot S \cdot \epsilon_V \quad (5.4)$$

Das Equações (5.1) e (5.2) infere-se que a energia total requerida é determinada através da Equação (5.5).

$$\epsilon_R = K_S \cdot B^2 \cdot \epsilon_V \quad (5.5)$$

A energia requerida para a fragmentação é diretamente proporcional ao quadrado do afastamento como mostra a Equação (5.6).

$$\varepsilon_R \propto B_2 \quad (5.6)$$

A quantidade de energia explosiva disponível ε_A é determinada pelo volume de explosivo V_e num comprimento unitário de furo como mostra a Equação (5.7).

$$V_e = \frac{\pi}{4} \cdot D_c^2 \cdot 1 \quad (5.7)$$

Sendo D_c o diâmetro da carga explosiva, o mesmo que, multiplicado pela potência volumétrica do explosivo expressado como energia por unidade de volume, ε_V dará a Equação (5.8).

$$\varepsilon_A = \frac{\pi}{4} \cdot D_c^2 \cdot \varepsilon_V \quad (5.8)$$

Quando se utilizam explosivos empacotados, o diâmetro de carga D_c geralmente é menor do que o diâmetro de furo D_f . Não obstante, nos desmontes de produção com furos de grande diâmetro usualmente se utilizam agentes de desmonte a granel, onde o diâmetro de furo D_f é igual ao diâmetro de carga D_c . Infere-se que a energia explosiva disponível é proporcional ao quadrado do diâmetro de furo, como mostra a equação (5.9).

$$\varepsilon_A \propto D_f^2 \quad (5.9)$$

Das proporções matemáticas (5.6) e (5.9) conclui-se que o afastamento S é proporcional ao diâmetro de furo D_f e, desse modo infere-se a proporção matemática (5.10).

$$B \propto D_f \quad (5.10)$$

Introduzindo-se uma constante de proporcionalidade K_B , a Equação (5.10) pode ser expressa como a Equação (5.11).

$$B = K_B \cdot D_f \quad (5.11)$$

Sendo K_B uma constante que relaciona o afastamento com o diâmetro de furo. A

relação anterior sugere um incremento linear no afastamento com o diâmetro de furo, obviamente desde que se utilize o mesmo explosivo. O valor de K_B para a maioria das minerações a céu aberto está entre 25 e 35 vezes o diâmetro do furo (HUSTRULID, 1999).

A região do pé da bancada é altamente confinada e uma energia explosiva adicional deve ser aplicada para garantir sua fragmentação. Esta energia adicional geralmente é suprida pelo alongamento do furo em baixo do nível do pé da bancada, o qual deverá ser preenchido, na maioria das vezes, com explosivo de maior potência. Para fragmentar o pé da bancada, que é uma zona confinada, a pressão de furo deve ser a mais alta possível. Além disso, a pressão de detonação na parede do furo é proporcional ao quadrado da velocidade de detonação, como mostra a Equação (5.12).

$$P_d \propto (VOD)_2 \quad (5.12)$$

A altura do furo na qual a velocidade de detonação atinge um estado estável não deve ser maior do que a altura de subfuração. Sendo conservativo, a distância em que a velocidade de detonação atinge um estado estável, deve ser igual a 6 vezes o diâmetro de furo (HUSTRULID, 1999).

Por outro lado, o iniciador da carga explosiva (“Primer”) dificilmente é colocado no fundo do furo, devido à presença de detritos de rocha ou à presença de água. A compensação normal que se faz está na ordem de duas vezes o diâmetro de furo a partir do fundo do furo. Conseqüentemente, o comprimento total da subfuração está dado pela seguinte equivalência.

$$J \approx 8 \cdot D_f \quad (5.13)$$

Como mostrado na equação (5.10) existe uma proporcionalidade entre o encargo e o diâmetro de furo e dessa forma a subfuração pode ser expressa através da Equação (5.14).

$$J = K_J \cdot B \quad (5.14)$$

Sendo K_J uma constante que relaciona o comprimento de subfuração e o afastamento. Considerando que o valor de K_B , para a maioria das minerações de grande porte está entre 25 a 35 vezes o diâmetro do furo, infere-se que o valor de K_J está na faixa de 0,23 a 0,32. Um valor típico utilizado para a maioria dos planos de fogo é 0,3 (LANGFORS; KIHSTRÖM, 1971).

As formulações clássicas de planos de fogo normalmente consideram o comprimento de tampão como sendo igual ao afastamento (OLOFSSON, 1990). Mas nas detonações de grande diâmetro a probabilidade de se produzir matacões é alta. Este problema pode ser resolvido colocando-se uma carga esférica na região do tampão (HUSTRULID, 1999); (SILVA et al, 2002), alternativa que dá como resultado a melhoria na fragmentação no topo da bancada.

Para efeitos de dimensionamento de tampão pode-se considerar o efeito equivalente de fragmentação que teriam uma carga cilíndrica e uma esférica. Na Figura 5.2 uma carga esférica foi substituída por uma carga cilíndrica de comprimento T_C . Evidentemente o grau de equivalência das cargas vai depender da proximidade da carga à face livre.

Uma primeira aproximação que se faz é assumir que existe uma correlação linear entre o comprimento da carga e o afastamento, estabelecendo-se a Equação (5.15).

$$T_C = K_{TC} \cdot B \quad (5.15)$$

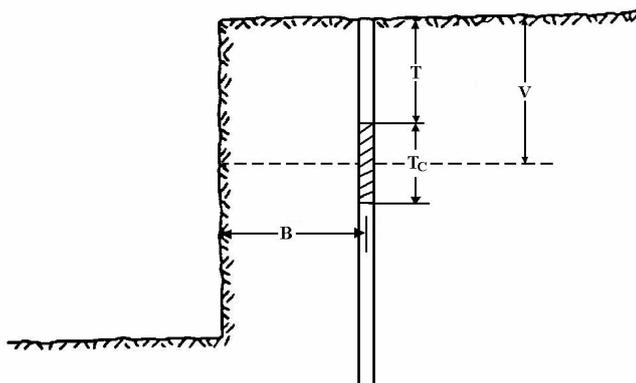


Figura 5.2 - Vista em perfil de uma carga cilíndrica com centro de gravidade ao nível inferior do tampão (Hustrulid, 1999).

Para um comprimento maior do afastamento, corresponde também um comprimento maior de T_C e vice-versa. Desta forma pode-se estabelecer uma expressão geral para a zona não carregada T , que pode ser expressa através da Equação (5.16).

$$T = V - \frac{T_C}{2} \quad (5.16)$$

Considerando que $B = V$, das Equações (5.15) e (5.16) infere-se a Equação (5.17).

$$T = B - \frac{K_{TC} \cdot B}{2} = \left(1 - \frac{K_{TC}}{2}\right) \cdot B \quad (5.17)$$

A Equação (5.17) pode ser simplificada, adotando a forma da Equação (5.18).

$$T = K_T \cdot B \quad (5.18)$$

Sendo:

$$K_T = 1 - \frac{K_{TC}}{2} \quad (5.19)$$

Baseando-se num estudo comparativo da fragmentação entre uma carga esférica e outra cilíndrica na região do nível do pé de bancada, se sugere a Equação (5.20) para a determinação do valor de K_{TC} (LANGFORS; KIHLMSTROM, 1971).

$$T_C \leq 0,6 \cdot B \quad (5.20)$$

Comparando as Equações (5.15) e (5.20) pode se determinar que:

$$K_{TC} \leq 0,6 \quad (5.21)$$

Substituindo este valor na Equação (5.19) se determina que:

$$K_T \geq 0,7 \quad (5.22)$$

Na presente análise não se leva em consideração a altura da bancada. Conforme o diâmetro de furo aumenta, o centro de gravidade da carga se aprofunda mais no furo. A condição limite é quando esta atinge o nível do pé da bancada (HUSTRULID, 1999); isto acontece para um diâmetro de furo no qual o afastamento é precisamente igual à altura da bancada. Assim estabelece-se a Equação matemática (5.23).

$$H = K_H \cdot B \quad (5.23)$$

Sendo K_H a constante que relaciona a altura da bancada e o afastamento. O valor de K_H é determinado pela Inequação (5.24).

$$K_H \geq 1 \quad (5.24)$$

Para a maioria das operações de lavra a céu aberto de grande porte, o valor de K_H está na faixa de 1,5 a 2. Combinando as Equações (5.23) e (5.24) e (5.11) pode-se estabelecer a Inequação matemática (5.25).

$$H \geq K_B \cdot D_f \quad (5.25)$$

Re-arranjando a equação anterior estabelece-se que:

$$D_f \leq \frac{H}{K_B} \quad (5.26)$$

5.3 ANÁLISE DAS RELAÇÕES ENTRE AS VARIÁVEIS GEOMÉTRICAS DO PLANO DE FOGO

As Equações (5.1), (5.11), (5.14), (5.18) e (5.23) são as equações mais importantes que relacionam as variáveis geométricas e que constituem pontos de partida para o projeto de um plano de fogo.

Ash, (1963) apud Hustrulid, (1999), analisou, no seu livro “The Mechanism of Rock Blasting”, as relações existentes entre as variáveis geométricas do plano de fogo, partindo de observações feitas num grande número de operações de desmonte, em diversas condições, entre as quais se consideram:

- vários tipos de desmontes superficiais;
- profundidades de furo de 1,5 até 80 metros;
- diâmetros de furo de 29 até 270 mm; e
- explosivos de diversas potências.

A nomenclatura que utilizou é a mesma utilizada na análise feita no item anterior, com uma única exceção: ele utilizou a razão K_{H^*} = profundidade de furo/diâmetro de furo em lugar de K_H = altura de bancada/diâmetro de furo.

Todos os furos por ele observados foram verticais; os valores das razões K_B , K_{H^*} , K_J e K_T foram calculados a partir de dados coletados nas diferentes detonações, permitindo-lhe calcular os principais indicadores estatísticos que se mostram na Tabela 5.1.

Tabela 5.1 - Principais indicadores estatísticos das razões entre os principais elementos geométricos de plano de fogo (Ash, 1963 apud Hustrulid, 1999).

Razão	Número de observações	Intervalo	Média	Moda	Mediana
K_B	284	14 - 49	30	38	29
K_{H^*}	284	1,0 - 12,9	4	2,6	3,4
K_J	121	0,00 - 0,79	0,28	0,24	0,27
K_T	152	0,20 - 1,59	0,74	0,65	0,67

5.3.1 Relação espaçamento – afastamento (K_S)

A razão entre o espaçamento e o afastamento está baseada, de um modo geral, na cobertura energética que exerce a carga explosiva na bancada. Para uma malha retangular, a melhor cobertura energética é atingida para valores de $K_S = 1$, embora não sejam percebidas diferenças significativas quando K_S varia entre 1,0 e 1,5. Para uma malha de perfuração estagiada, a melhor cobertura energética se dá para $K_S = 1,15$ (Blast Dynamics inc. ©, 1998).

De um modo geral pode-se dizer que a eficiência da cobertura energética não muda substancialmente para valores compreendidos entre de 1,0 e 1,5. Uma malha de perfuração estagiada dá uma melhor cobertura energética do que uma quadrada (CROSBY, 1998).

Os desmontes de produção são feitos com muitos furos, desta forma é necessário conhecer os efeitos mútuos provocados pela detonação de cada um deles. Quando cargas adjacentes são iniciadas separadamente (em seqüência) com intervalos suficientes de tempo para permitir a ação da detonação de cada carga, não acontecerá interferência energética entre elas. Não obstante, quando o intervalo de tempo entre elas é curto, resultarão complexas interações.

A forma como a rocha existente entre furos da mesma fila é fragmentada, depende não só do sistema de iniciação utilizado, mas também da dimensão do espaçamento. Para cargas iniciadas simultaneamente, o maior aproveitamento energético se dá para valores de

espaçamento aproximadamente iguais ao dobro do afastamento. Para intervalos longos de retardo, o espaçamento deveria ser igual ao afastamento ($K_S = 1$). Para intervalos curtos de retardo, o valor de K_S varia entre 1 e 2, dependendo, de um modo geral, do intervalo de retardo utilizado (HUSTRULID, 1999).

5.3.2 Relação diâmetro – afastamento (K_B)

O afastamento é considerado como um elemento crítico de plano de fogo. Para ser corretamente definido deve-se cumprir dois requisitos: o afastamento deve ser considerado como a distância existente entre o eixo da carga explosiva e a face livre, medida na direção perpendicular à direção das filas e na direção na qual provavelmente vai-se deslocar o material desmontado.

Atualmente existem muitas formulações matemáticas que incluem diversas variáveis, como as propriedades do maciço rochoso, o explosivo utilizado, resistências à tensão da rocha, pressões de detonação, entre outros, e que fazem complexa sua determinação. Porém, uma forma conveniente de determinação do afastamento é através da razão diâmetro - afastamento.

O valor de K_B varia na faixa de 25 até 35 vezes o diâmetro do furo, dependendo fundamentalmente das propriedades da rocha e dos explosivos utilizados (JIMENO et al, 1995). Para valores de $K_B = 30$, podem-se esperar resultados satisfatórios para as condições médias de terreno. Quando se procura um deslocamento maior e uma fragmentação mais fina do material desmontado, o valor de K_B deve ser menor que 30. Explosivos pouco densos, como o ANFO, necessariamente precisam do uso de valores menores de K_B , compreendidos entre 20 e 25. Já explosivos mais densos, como as emulsões, permitem o uso de valores de K_B próximos a 40. O valor final escolhido deve ser o resultado de permanentes ajustes feitos não somente em função da densidade do explosivo, porém

também das características do material a se desmontar, grau de fragmentação e o deslocamento requerido. De um modo geral, pode-se ter em consideração o seguinte (HUSTRULID, 1999):

- para explosivos pouco densos em rochas muito densas $K_B = 20$;
- para explosivos densos em rochas pouco densas $K_B = 40$;
- para explosivos pouco densos em rocha de densidade média $K_B = 25$; e
- para explosivos densos em rocha de densidade média $K_B = 35$.

Assim, o valor de K_B quando se utiliza o ANFO ($\rho_e = 0,80 \text{ g/cm}^3$) em rocha de densidade média ($\rho_r = 2,65 \text{ g/cm}^3$) é 25. Para uma emulsão ($\rho_e = 1.2 \text{ g/cm}^3$) na mesma rocha, o valor adotado por K_B será igual a 32.

5.3.3 Relação subfuração – afastamento (K_J)

A principal razão da subfuração é garantir uma boa fragmentação no pé da bancada, evitando-se desse modo repés, que por sua vez geram problemas nas detonações seguintes, assim como nas operações de carregamento e transporte.

A subfuração necessária depende de um modo geral, das condições estruturais do maciço, da densidade da rocha e da direção de perfuração. Em algumas formações sedimentares, com planos de estratificação horizontal, pode-se prescindir da subfuração. Não obstante, na medida em que a dureza da rocha seja maior, deve-se considerar o uso de explosivos de alta potência, principalmente para vencer a resistência de confinamento que oferece a rocha no nível do pé de bancada.

A Tabela 5.2 mostra os valores típicos de K_J que dependem das condições do terreno (JIMENO et al, 1995).

Tabela 5.2 - Valores típicos de K_J em função das condições do terreno (Jimeno et al, 1995).

Condições de terreno	K_J
Planos de descontinuidade no pé da bancada. Rocha estratificada horizontal	0
Repés pouco prováveis. Rocha branda	0,1 – 0,2
Repés normais. Rocha de dureza média	0,3
Repés difíceis. Rocha dura	0,4 – 0,5

Uma subfuração excessiva tem como consequência:

- incremento de custos de perfuração e desmonte;
- incremento nos níveis de vibração; e
- fragmentação excessiva no topo da bancada inferior, que provocará problemas na perfuração.

5.3.4 Relação tampão – afastamento (K_T)

O tampão cumpre a principal função de reter os gases de explosão, por um tempo suficientemente necessário, permitindo desse modo o desenvolvimento da fragmentação antes que a movimentação e ejeção do tampão aconteçam.

O valor mínimo recomendado para K_T em operações superficiais com furos de grande diâmetro é 0,7; alguns especialistas sugerem um valor igual a 1. Colocar a carga explosiva demasiadamente perto da boca do furo pode resultar em ultraquebra, ultralançamento e perda antecipada dos gases de explosão que finalmente podem-se traduzir numa fragmentação deficiente.

5.3.5 Relação altura de bancada – afastamento (K_H)

Na maioria das operações de lavra a céu aberto o valor de K_H está na ordem de 1,5 ou mais. Em algumas operações o afastamento é igual à altura da bancada ($K_H = 1$), o qual significa que a detonação é similar a um crateramento com duas faces livres.

5.4 A TEORIA DE CRATERAS NAS ESCAVAÇÕES COM FUROS DE GRANDE DIÂMETRO

O crateramento foi primeiramente utilizado pelos militares para o estudo da ação de vários tipos de bombas e grandes granadas de guerra. Acredita-se que a aplicação do crateramento ao desmonte na mineração é devido a Livingston (1956) apud Hustrulid (1999), quem publicou suas idéias no seu livro “Fundamental of Rock Failure”. O conceito e suas aproximações descritas são referidos como a “Teoria de Crateras” por autores posteriores a ele (GRANT, 1964, 1965; BAUER, 1961, 1965; LANG, 1976, 1978, 1982; SPERRY, 1979, 1984 apud HUSTRULID, 1999).

Para aplicações no desmonte a céu aberto, o desenvolvimento das bases do método aconteceu em 20 anos, no período compreendido entre 1955 e 1975. Isto foi o resultado do interesse de poucas pessoas e companhias mineiras. Hoje dificilmente se encontra referencias sobre crateramento na literatura de desmonte a céu aberto. A maior razão para isto é que as cargas utilizadas na mineração a céu aberto não se enquadram no conceito de cargas esféricas, pois geralmente a razão comprimento de furo/diâmetro está entre 30 e 50, ou mais.

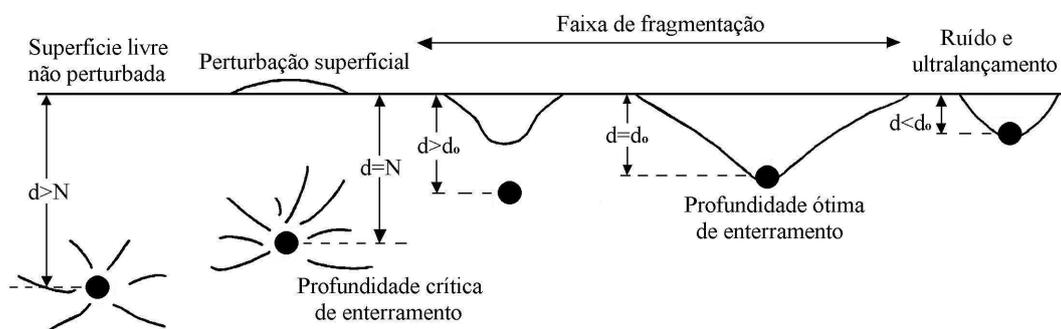


Figura 5.3 - Efeito da detonação de uma carga esférica a diferentes profundidades de enterramento.

A Figura 5.3 ilustra o efeito da detonação de uma carga esférica de peso unitário a diferentes profundidades de enterramento no terreno. Quando a profundidade de

enterramento é demasiado grande ($d = \infty$) só acontecerá uma pulverização da rocha ao redor da carga, mas a superfície não será perturbada. Conforme a carga é elevada progressivamente para a superfície do furo, não vai acontecer a perturbação da superfície até que $d = N$. A esta distância denomina-se profundidade crítica. Na medida em que se eleva mais a carga, o volume desmontado se incrementa, chegando-se a um ponto ótimo, no qual o volume é máximo para $d = d_o$, como mostrado na Figura 5.4. Não obstante, se continuarmos elevando a carga, o volume desmontado de rocha vai diminuindo, a fragmentação excessiva é evidente, assim como a intensidade do ruído e o ultralancamento se incrementam consideravelmente (CROSBY, 1998).

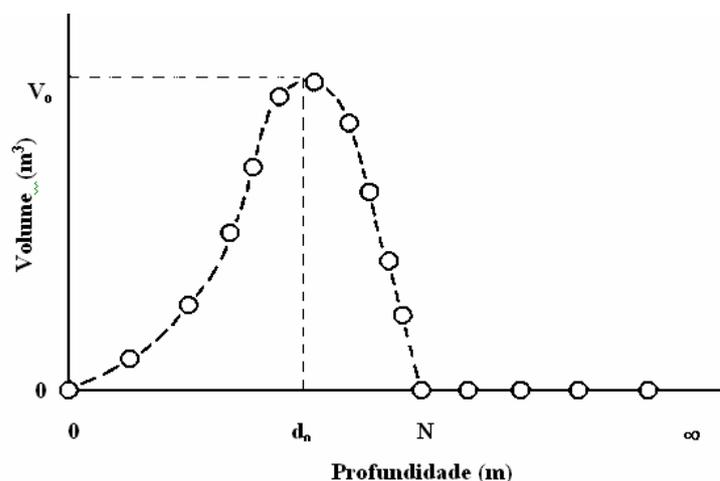


Figura 5.4 - Relação existente entre o volume desmontado de rocha e a profundidade de enterramento da carga explosiva (Hustrulid, 1999).

5.4.1 Desenvolvimento das equações utilizadas na teoria de crateras

Considere-se uma carga esférica de raio r_c , volume V_c , densidade ρ_e e peso W_c . O volume e peso podem ser expressos através das Equações (5.27) e (5.28) respectivamente.

$$V_c = \frac{4 \cdot \pi \cdot r_c^3}{3} \quad (5.27)$$

$$W_c = \frac{4 \cdot \pi \cdot \rho_e \cdot r_c^3}{3} \quad (5.28)$$

A energia do explosivo contida por unidade de peso é assumida como sendo ε_w e desta forma a energia total da carga ε_T está dada através da Equação (5.29):

$$\varepsilon_T = \frac{4 \cdot \pi \cdot \rho_e \cdot r_c^3 \cdot \varepsilon_w}{3} = W_c \cdot \varepsilon_w \quad (5.29)$$

Como a energia por unidade de volume ε_v da carga explosiva está dada pela Equação (5.30).

$$\varepsilon_v = \rho_e \cdot \varepsilon_w \quad (5.30)$$

A energia total da carga pode também ser expressa como:

$$\varepsilon_T = \frac{4 \cdot \pi \cdot r_c^3 \cdot \varepsilon_v}{3} \quad (5.31)$$

Considere-se agora a situação mostrada na Figura 5.5, na qual a carga esférica é detonada a uma profundidade N , o que equivale a dizer que $d = N$.

A esfera de raio N tem como volume:

$$V_R = \frac{4 \cdot \pi \cdot N^3}{3} \quad (5.32)$$

Que representa a influência máxima da detonação de uma carga de raio r_c , volume V_c e peso W_c no material rochoso.

Uma forma de avaliar a eficiência do processo de detonação é através da razão entre a energia total requerida ε_T e o volume de rocha desmontada V_R . No caso analisado, a rocha não está fragmentada, mas perturbada. A Equação (5.33) mostra o antes indicado.

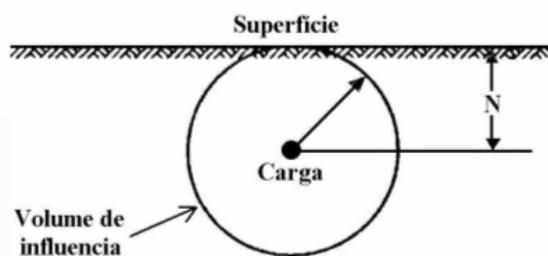


Figura 5.5 - Zona de influência para uma carga esférica enterrada a uma profundidade N .

$$\varepsilon_{se} = \frac{\mathcal{E}_T}{V_R} \quad (5.33)$$

Substituindo as Equações (5.29) e (5.32) na equação (5.33) se tem:

$$\varepsilon_{se} = \frac{W_c \cdot \varepsilon_w}{\frac{4 \cdot \pi \cdot N^3}{3}} = \frac{K \cdot W_c}{N^3} \quad (5.34)$$

Sendo:

$$K = \frac{3 \cdot E_w}{4 \cdot \pi} \quad (5.35)$$

O valor de K é constante para um determinado explosivo. A Equação (5.34) pode ser escrita como:

$$N^3 = \frac{K \cdot W_c}{\varepsilon_{se}} = \varepsilon^3 \cdot W_c \quad (5.36)$$

Sendo:

$$\varepsilon^3 = \frac{K}{\varepsilon_{se}} \quad (5.37)$$

Tirando a raiz cúbica de ambos os lados da Equação (5.36) se tem:

$$N = \varepsilon \cdot W_c^{1/3} \quad (5.38)$$

A equação (5.38) foi desenvolvida como equação de deformação-energia (“Strain-Energy Equation”) (LIVINGSTON, 1981 apud HUSTRULID, 1999) e relaciona a profundidade crítica N para uma carga W_c . No sistema Inglês as unidades dos fatores

envolvidos nesta equação são: N , profundidade crítica (pés); W_c , peso do explosivo (lbs) e ε , fator de deformação-energia (Pés/lbs^{1/3}).

Da Equação (5.39) pode-se inferir também que:

$$\varepsilon = \left(\frac{W_c}{N^3} \right)^{-1/3} \quad (5.39)$$

O termo W_c/N^3 tem unidades de peso de explosivo/volume de rocha, que é o fator de carga. Desta forma, o fator de deformação-energia pode ser relacionado a um tipo especial de “fator de carga”.

Na prática, para determinar ε se faz uma série de ensaios usando um determinado peso de carga explosiva, encontrando-se desse modo a profundidade crítica N para a qual a superfície é apenas perturbada. Assim, utilizando a Equação (5.40) se determina o valor de ε para um determinado tipo de explosivo e uma dada classe de rocha.

$$\varepsilon = \frac{N}{W_c^{1/3}} \quad (5.40)$$

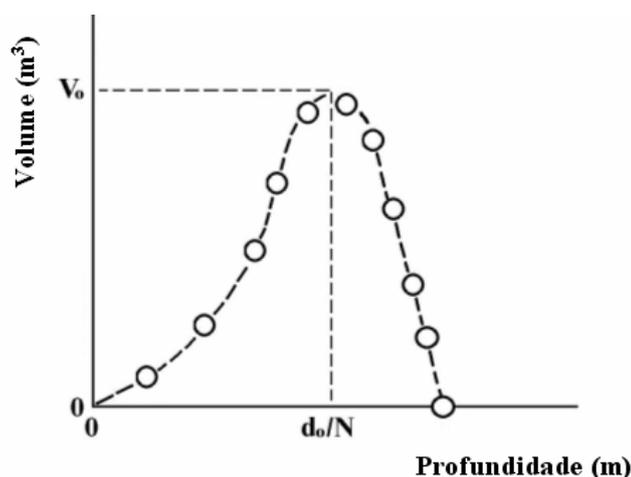


Figura 5.6 - Volume de rocha desmontada em função da razão profundidade ótima – profundidade crítica (Hustrulid, 1999).

A informação obtida de uma série de experimentos de crateramento pode ser marcada na forma de volume da cratera como função da profundidade de enterramento da carga. O valor de $d=N$, é determinado quando os primeiros efeitos de perturbação são

percebidos na superfície do terreno, pelo qual sua determinação é importante.

Assumindo que N é conhecido, o eixo X pode ser expresso como a razão d/N , como mostrado na Figura 5.6, a mesma que está dada pela Equação (5.41).

$$\Delta = \frac{d}{N} \quad (5.41)$$

O valor de Δ está compreendido na faixa de 0 até 1. A profundidade d_o , denominada como profundidade ótima, é aquela para a qual o volume de material desmontado é máximo, tendo-se:

$$\Delta_0 = \frac{d_0}{N} \quad (5.42)$$

A profundidade ótima agora pode ser expressa como:

$$d_0 = \Delta_0 \cdot N \quad (5.43)$$

Substituindo a Equação (5.43) em (5.38) pode-se determinar que:

$$d_0 = \Delta_0 \cdot \varepsilon \cdot W_c^{1/3} \quad (5.44)$$

5.4.2 Aplicação da teoria de crateras para o dimensionamento de plano de fogo

A teoria de crateras pode ser utilizada para o dimensionamento dos principais elementos geométricos de um plano de fogo, como demonstrado por alguns pesquisadores. Assim, Selleck (1962) e Grant (1965) apud Hustrulid (1999) utilizaram esta metodologia para o dimensionamento do plano de fogo na Iron Ore of Canada's Carolike Mine e na Down Chemical Company, respectivamente.

Para a aplicação desta metodologia, primeiramente se faz uma série de ensaios de campo para determinar a profundidade ótima de enterramento de um determinado peso de explosivo com características conhecidas, utilizando-se um fator de energia-deformação ε

que pode ser obtido a partir de experiências feitas em outras minas para rochas de características similares. Considerando-se que nos desmontes de produção existem duas ou três faces livres para o deslocamento de material fragmentado, a liberação de energia de detonação será tridimensional, e não numa direção só, como se apresenta num crateramento puro, devendo-se fazer a análise por meio da Equação (5.44) para cada uma das faces livres, o que permitirá a determinação dos principais elementos geométricos do plano de fogo.

O valor d_o , determinado através da Equação (5.44) é aquele para o qual o volume de rocha desmontada é máximo para uma quantidade dada de explosivo, o que equivale a dizer que o fator de carga deve ser mínimo. Precisamente na otimização de um plano de fogo procura-se isso. Deste modo o valor de Δ_o corresponde a um mínimo fator de carga.

Para a análise considera-se o peso da carga explosiva concentrada no centro de gravidade da coluna de explosivo, determinando-se dessa forma a posição relativa da carga com respeito às faces livres da bancada, conforme mostrado na Figura 5.7, o que por sua vez possibilita estabelecer a razão existente entre a profundidade ótima de enterramento com respeito a cada face livre. Na figura, Δ_H é a razão de enterramento com respeito ao afastamento, Δ_V é a razão de enterramento com respeito à face horizontal e Δ_S é a razão de enterramento na direção do espaçamento.

Segundo Selleck, (1962) apud Hustrulid, (1999) na presente análise as razões de enterramento correspondentes a cada face devem estar compreendidas nos pontos próximos daquele considerado como ótimo na faixa de fragmentação da Figura 5.8. Além disso, deve-se ter em consideração que o valor de Δ_H é ligeiramente menor do que Δ_o , o valor de Δ_V é igual a Δ_o e o valor de Δ_S ligeiramente maior do que Δ_o . substituindo os valores escolhidos na Equação (5.44) para cada face livre podem-se determinar as dimensões do afastamento, espaçamento e altura de bancada como se mostra na Tabela 5.3.

De fato os valores determinados através desta metodologia são valores iniciais que deverão ser otimizados em função do ensaio e erro até se atingirem valores ótimos, que estarão condicionados por vários fatores como, a geologia do local, seqüência de saída, tempo de retardo entre furos, entre outros.

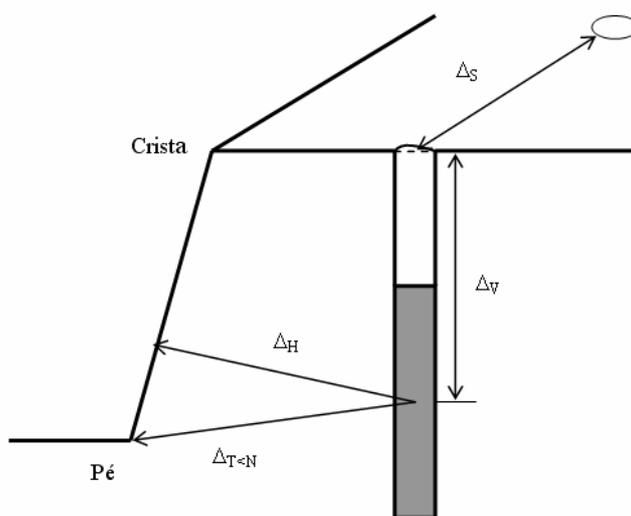


Figura 5.7 - Vista isométrica de um furo carregado, mostrando as dimensões de enterramento com respeito às três principais direções de liberação de energia na bancada.

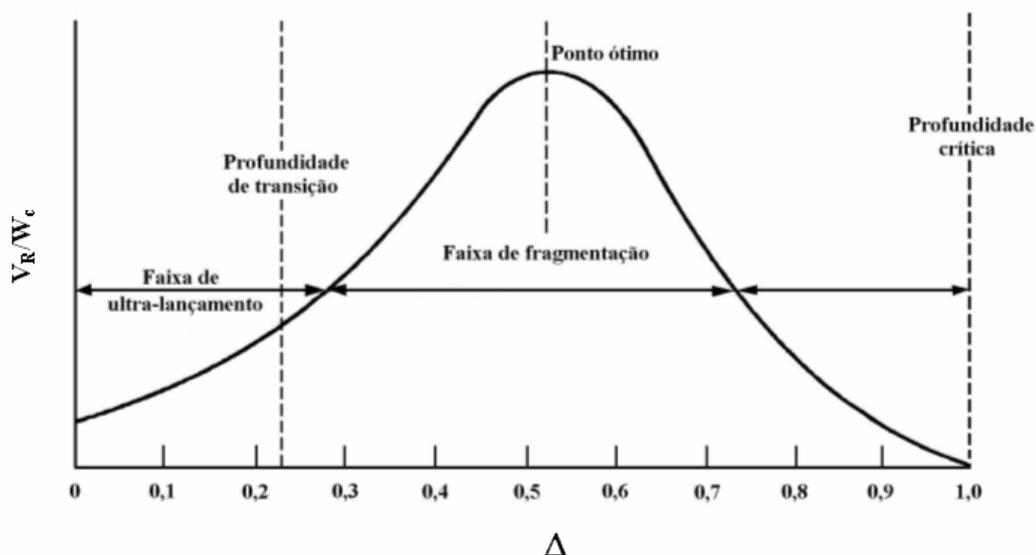


Figura 5.8 - A curva clássica de crateramento (Selleck, 1962 apud Hustrulid, 1999).

Tabela 5.3 - Planilha de desmonte utilizando a teoria de crateras para o dimensionamento de plano de fogo (Selleck, 1962 apud Hustrulid, 1999).

Iron Ore Company of Canada						Material: Formação metálica ferrífera "Cherty"					
Blasting research			Mine = Ferriman			Explosivo = Hidromex					
$\Delta = 4,3$		$\Delta O = 0,55$	$\Delta H = 0,50$	$\Delta V = 0,60$	$\Delta S = 0,70$	Diâmetro de furo = 9-7/8"		subperfuração = 4'			
Afastamento (pés)	W (lbs)	Comprimento de carga L (pés)	Profundidade do centro de grav. dv (pés)	Prof.undidade do furo H (pes)	Comprimento de tampão T (pés)	Prof. crit. de enterramento N (pés)	Altura de banco H (pés)	Espaçamento (pés)	Material desm.por furo (yd3)	Fator de carga (lbs/yd3)	vol. desm/pé perfurado (yd3/pé)
14	276	6,06	16,80	19,83	13,77	28,00	15,83	19,60	160,89	1,72	8,11
15	340	7,46	18,00	21,73	14,27	30,00	17,73	21,00	206,82	1,64	9,52
16	412	9,05	19,20	23,72	14,68	32,00	19,72	22,40	261,82	1,57	11,04
17	494	10,85	20,40	25,83	14,97	34,00	21,83	23,80	327,08	1,51	12,66
18	587	12,88	21,60	28,04	15,16	36,00	24,04	25,20	403,90	1,45	14,40
19	690	15,15	22,80	30,38	15,22	38,00	26,38	26,60	493,72	1,40	16,25
20	805	17,67	24,00	32,84	15,16	40,00	28,84	28,00	598,09	1,35	18,21
21	932	20,46	25,20	35,43	14,97	42,00	31,43	29,40	718,68	1,30	20,28
22	1071	23,52	26,40	38,16	14,64	44,00	34,16	30,80	857,32	1,25	22,47
23	1224	26,88	27,60	41,04	14,16	46,00	37,04	32,20	1015,97	1,21	24,76

6 IMPACTOS AMBIENTAIS PROVOCADOS PELA ESCAVAÇÃO DE ROCHAS NA MINERAÇÃO A CÉU ABERTO

A lavra de minas tanto em áreas rurais como em áreas urbanas, tem sido causa de inúmeros conflitos em vários países, envolvendo, via de regra, os moradores do entorno do empreendimento. A escavação de rochas por explosivos constitui uma operação unitária do ciclo de lavra considerada por muitos como sendo crítico, por determinar a eficiência dos estágios subsequentes da produção de bens minerais, porém também por constituir uma atividade geradora de efeitos negativos denominados tipicamente como impactos ambientais; entre os quais tem-se:

- vibrações de terreno;
- sobre-pressão atmosférica e ruído;
- ultralancamento ou “Fly Rock”; e
- fumos, vapores e poeira.

Desde que a carga utilizada por furo é diretamente proporcional ao diâmetro de furo, a intensidade de impactos ambientais está fortemente influenciada por esse parâmetro do plano de fogo. O presente capítulo está referido ao estudo dos efeitos indesejados decorrentes do desmonte de rochas.

6.1 VIBRAÇÕES DE TERRENO

As vibrações de terreno constituem uma parte integrante e inevitável da operação de desmonte. A rápida aceleração da rocha pela pressão exercida pelo gás atua nas paredes dos furos induzindo esforços dinâmicos no maciço circundante; por sua vez isto gera uma onda semelhante à aquela provocada pelo lançamento de uma pedra num poço de água

calma; esta onda se propaga concentricamente no maciço rochoso a partir do lugar de detonação até dissipar-se numa certa distância. Uma simplificação que se faz para o estudo das vibrações geradas pela detonação de rochas é considerá-las como um movimento harmônico simples, cujo deslocamento para qualquer instante é dado pela Equação (6.1); a velocidade e aceleração de partícula estão dadas pela primeira e segunda derivada respectivamente.

$$Y = A \cdot \text{Sen} \cdot (\omega \cdot t + \varphi) \quad (6.1)$$

Sendo Y o deslocamento, A a amplitude, ω a frequência angular, t o período e φ o ângulo de fase.

Estas vibrações podem causar abalos às estruturas feitas pelo homem, principalmente nas zonas próximas à detonação, quando as resistências dinâmicas das estruturas são superadas pelos esforços induzidos, da mesma forma que acontece com as rochas alvo de fragmentação. A Figura 6.1 mostra os esforços e efeitos aos quais são submetidos as estruturas como consequência das vibrações.

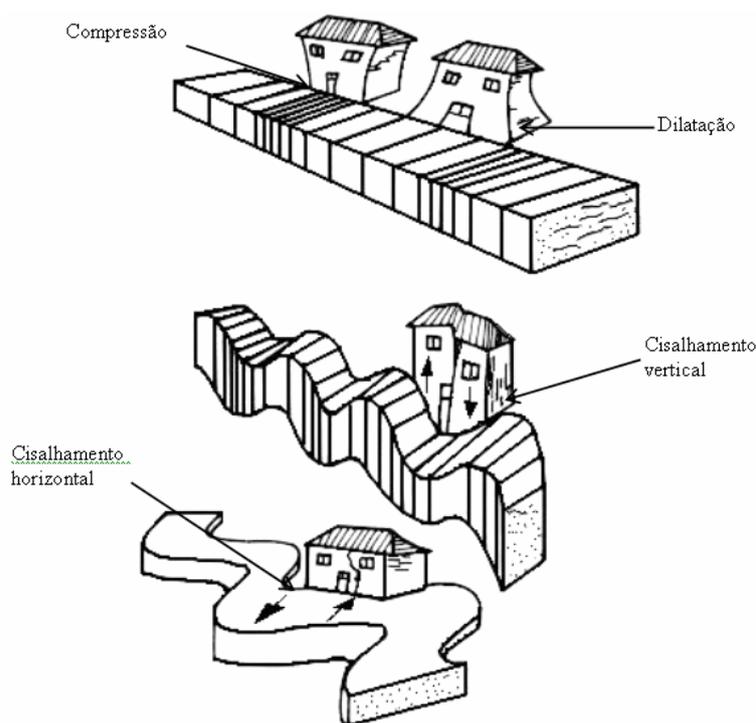


Figura 6.1 - Efeitos das vibrações nas estruturas (Tamrock, 1984).

6.1.1 Tipos de ondas sísmicas

A rápida liberação de uma grande quantidade de energia química contida pelo explosivo induz a esforços dinâmicos no maciço rochoso circundante. Este campo de esforços produz uma deformação elástica que se propaga para os redores da detonação na forma de ondas sísmicas. Para o caso de uma fonte esférica de onda num meio elástico, homogêneo e isotrópico, o único tipo de movimento gerado vai ser o compressivo na sua natureza, com oscilações das partículas do material na direção da onda de propagação. Porém, a propagação da onda de detonação nem sempre é esférica e o meio através do qual se propagam as ondas não é contínua, homogênea e isotrópica. Os principais tipos de ondas gerados na detonação de explosivos são descritos a seguir.

- **Ondas principais - P** ; denominados também como longitudinais, têm uma natureza compressiva, onde o deslocamento da partícula é na direção de propagação das ondas. A densidade do material muda, quando é atravessado pela onda - P .
- **Ondas secundárias - S** ; denominadas também como transversais ou de cisalhamento; as partículas movimentam-se ortogonalmente à direção de propagação, são menos velozes do que as ondas- P . As ondas - S mudam a forma do material que atravessam mas não a densidade.
- **Ondas Rayleigh - R** ; são ondas superficiais que se dissipam rapidamente com a profundidade, se propagam mais lentamente do que as ondas P e S e as partículas movimentam-se elipticamente num plano vertical com sentido contrário à direção da propagação das ondas.
- **Ondas Love - Q** ; acontecem também junto à superfície, na interfase terreno - atmosfera, e estão associadas a vibrações de baixa frequência; o deslocamento das

partículas ocorre num plano horizontal, com a propagação da onda numa certa profundidade da superfície. A Figura 6.2 mostra os principais tipos de ondas sísmicas geradas na detonação de um explosivo.

As ondas P e S são denominadas como ondas volumétricas, pois se propagam no espaço tridimensional; suas velocidades podem ser calculadas partindo-se das características elásticas dos materiais, por meio das Equações (6.2) e (6.3).

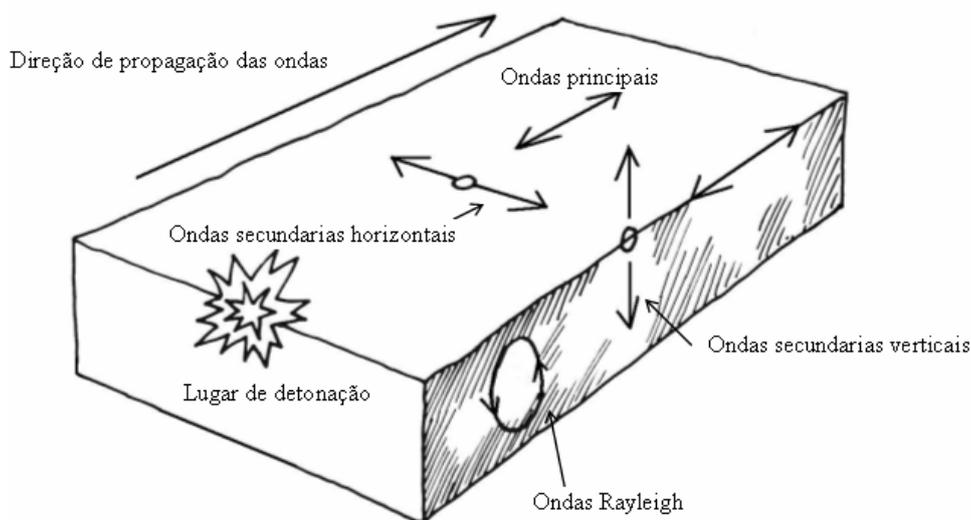


Figura 6.2 - Ondas sísmicas produzidas na detonação de um explosivo (adaptado de Olofsson, 1990).

$$VC_p = \sqrt{\frac{E \cdot (1 - \nu)}{\rho_r \cdot (1 - 2\nu) \cdot (1 + \nu)}} \quad (6.2)$$

$$VC_s = \sqrt{\frac{E}{2 \cdot \rho_r \cdot (1 + \nu)}} \quad (6.3)$$

Sendo ρ_r a densidade da rocha, ν o coeficiente de Poisson, E o módulo de Young VC_p e VC_s as velocidades de propagação das ondas primárias e secundárias, respectivamente. Além das ondas R e Q , que são tipicamente denominadas como ondas superficiais, existem outras denominadas como ondas Canal e Stonelly, que não são muito importantes devido a pouca informação que fornecem para propósitos de monitoramento sísmográfico por detonação de explosivos.

6.1.2 Variáveis que influem nas características das vibrações

- **Geologia local e características das rochas;** a geologia local e as características geomecânicas da rocha influem sobre as vibrações. Nos maciços rochosos homogêneos e massivos as vibrações propagam-se em todas as direções, mas nas estruturas geológicas complexas a propagação das ondas pode variar com a direção, apresentando diferentes índices de atenuação e propagação.

A presença de materiais não consolidados sobre o substrato rochoso afeta geralmente a intensidade e frequência das vibrações por terem diferentes módulos de elasticidade e, conseqüentemente, velocidades de propagação diferentes. Sempre que as espessuras das camadas aumentam, a frequência de vibração diminui e a amplitude cresce (JIMENO et al, 1995).

A intensidade das vibrações a grandes distâncias decresce rapidamente, desde que exista material de recobrimento, pois uma alta taxa de energia é gasta ao vencer o atrito entre as partículas.

Nos pontos próximos ao lugar de detonação, as características das vibrações estão afetadas principalmente pelas variáveis de plano de fogo. Já para zonas mais distantes, estas são menos críticas quando comparadas com as características dos meios rochosos através dos quais se propagam.

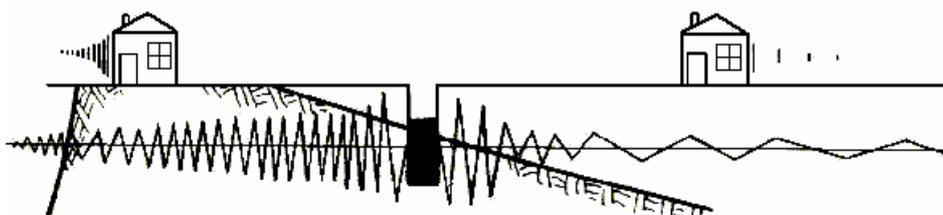


Figura 6.3 - Efeito da geologia nas vibrações (Tamrock, 1984).

- **Carga operante;** a intensidade das vibrações terrestres e aéreas num determinado

ponto varia segundo a carga de explosivo que é detonada e a distância de dito ponto ao lugar de detonação. Nas detonações onde se utiliza mais de um número de espoleta, é a maior carga por espera a que influi diretamente na intensidade das vibrações, mas não a carga total empregada na detonação, sempre que o intervalo de retardo seja suficientemente grande para não existir cooperação entre as ondas geradas pelos distintos grupos de furos.

Quando num desmonte existem vários furos com espoletas que têm o mesmo tempo de retardo nominal, a carga máxima por espera é menor que a carga total, devido principalmente à dispersão nos tempos de saída das espoletas empregadas. Por esta razão, para determinar dita carga operante, estima-se uma fração do número total de cargas iniciadas por espoletas do mesmo retardo nominal.

Segundo o USBM (1984) apud Jimeno et al, (1995) o peso da carga operante é o fator individual mais importante que afeta a geração das vibrações. A velocidade de partícula é diretamente proporcional à carga, elevada a uma potência a , como mostra a Equação (6.4), na qual o valor de a é aproximadamente igual a 0,8.

$$V_p \propto q^a \quad (6.4)$$

- ***Distância ao ponto de detonação;*** além da carga operante, a distância existente entre o lugar de detonação e o ponto de monitoramento influi muito nos níveis de vibração percebidos. Na medida em que a distância se incrementa, a intensidade diminui, conforme mostra a Equação (6.5) e o valor adotado por b é aproximadamente igual a 1,6 (USBM, 1980 apud JIMENO et al, 1995).

$$V_p \propto \frac{1}{d^b} \quad (6.5)$$

Sendo V_p a velocidade de partícula (mm/s), d a distância do ponto de desmonte ao de monitoramento (m) e q é a carga de explosivo (Kg).

Outra consequência da distância é referida à atenuação dos componentes da onda de alta frequência, pois o terreno atua como um filtro “passa – baixa”. Assim, a grandes distâncias das detonações, as vibrações de terreno terão mais energia na faixa de frequências menores.

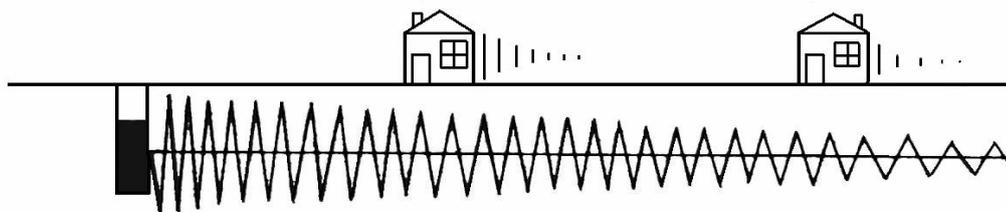


Figura 6.4 - Efeito da distancia nas vibrações (Tamrock, 1984).

- **Consumo específico de explosivos;** uma aparente solução do problema das vibrações seria a redução de carga específica, mas infelizmente não é completamente certa. Rebaixando-se o consumo específico de explosivo em 20 % com relação à quantidade ótima, as velocidades de vibração incrementaram-se em até 2 a 3 vezes, favorecidas pelo confinamento e má distribuição do explosivo no furo, o que provoca a falta de energia para fragmentar e deslocar a rocha (JIMENO et al, 1995). A Figura 6.5 mostra a influência do consumo específico nos níveis de vibração.
- **Tipos de explosivos;** existe uma correlação entre a velocidade de partícula e as tensões induzidas nas rochas, denominada de “impedância” do meio rochoso. A primeira consequência prática é que aqueles explosivos que geram pressões de furo mais baixas provocarão níveis de vibração inferiores. Estes explosivos são de baixa densidade e baixa velocidade de detonação. Por exemplo, quando comparamos uma mesma quantidade de ANFO com hidrogel comum ou hidrogel aluminizado, o nível de vibrações gerado pelo primeiro é de 2 até 2,4 vezes menores respectivamente. (HAGAN; KENNEDY, 1981; MATHEU, 1984 apud JIMENO et al, 1995).

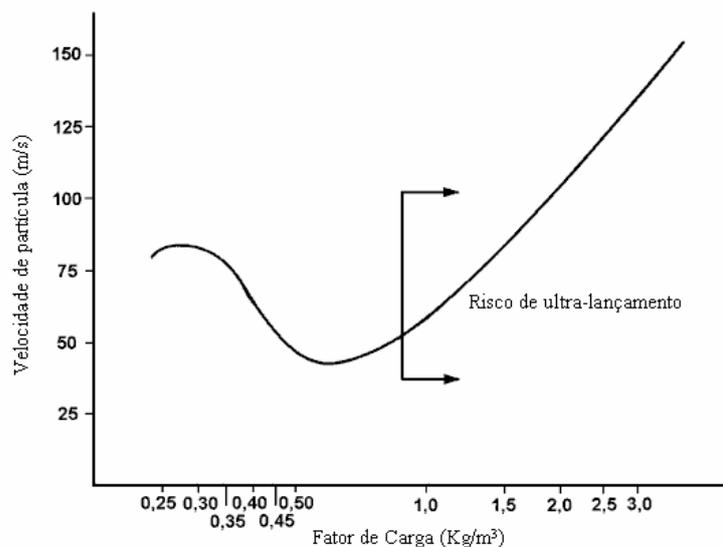


Figura 6.5 - Influência do fator de carga na intensidade de vibração (Jimeno et al, 1995).

Normalmente nos estudos vibrográficos utilizam-se explosivos de potências diversas e as cargas devem ser normalizadas a um explosivo padrão de potência conhecida. Usualmente o ANFO é escolhido como explosivo de referência.

- **Tempos de retardo;** o intervalo de retardo entre as detonações de furos pode-se referir ao tempo de retardo nominal ou ao tempo de retardo efetivo. O primeiro é a diferença entre os tempos nominais de iniciação; o segundo refere-se à diferença dos tempos de chegada dos pulsos gerados pela detonação dos furos disparados com períodos consecutivos.

No referente ao tempo mínimo de retardo para eliminar as interferências construtivas ou com efeitos somatórios nos primeiros estudos realizados, propunham-se intervalos de 8 ms e 9 ms, calculados a partir de experiências em pedreiras de calcários (DUVALL, 1963 apud JIMENO et al, 1995). Langefors; Kihlström (1971) referem que com intervalos maiores do que 3 vezes o período de vibração, pode-se supor como inexistente a cooperação entre furos adjacentes detonados seqüencialmente, devido ao amortecimento dos sinais do pulso. Wiss; Linehan (1978) apud Jimeno et al, (1995),

sugerem um tempo de retardo nominal entre períodos de retardo sucessivo de 17 ms para eliminar o efeito somatório das vibrações.

- ***Variáveis geométricas de planos de fogo;*** maioria das variáveis geométricas do plano de fogo tem marcadas influências nos níveis de vibrações gerados.

O aumento de diâmetro de perfuração do ponto de vista ambiental é negativo, pois a quantidade de explosivo por furo é proporcional ao quadrado do diâmetro, resultando algumas vezes numa elevada carga por espera.

Altura de bancada; deve-se tentar manter uma relação altura de bancada - afastamento $> 1,5$ para obter uma boa fragmentação e eliminar os problemas de repés, ao mesmo tempo que permitem reduzir os níveis de vibrações por estarem as cargas menos confinadas.

Quando o afastamento é excessivo, os gases da explosão encontram dificuldades para fragmentar e deslocar a rocha, pois parte da energia libertada pelo explosivo transforma-se em energia sísmica, incrementando-se as vibrações. Quando a dimensão do afastamento é reduzida, os gases se libertam e expandem para frente em alta velocidade, projetando os fragmentos de rocha de uma forma descontrolada. Além disso, há incremento da onda aérea e do ruído. A influencia do espaçamento é similar ao afastamento, pois o primeiro é geralmente dependente do segundo.

Quando se utilizam comprimentos de subfuração maiores do que o necessário, uma quantidade cada vez menor da energia é aproveitada para favorecer o cisalhamento e a movimentação da rocha no fundo da bancada e, conseqüentemente, uma parcela importante da energia transforma-se em vibrações de terreno, além de gerar-se uma despesa adicional em perfuração e explosivos.

Quando o comprimento do tampão é grande, além de apresentarem-se problemas de

fragmentação, principalmente no topo da bancada, normalmente se incrementa o confinamento do explosivo, contribuindo com o incremento do nível de vibração.

Furos inclinados diminuem a porcentagem de desmonte secundário em aproximadamente 2 a 10 vezes (JIMENO et al, 1995), assim como o consumo específico e a intensidade de vibração.

A dimensão das detonações está determinada principalmente pelo ritmo de produção e pelas cargas por espera, determinadas por meio de estudos vibrográficos a partir de leis de propagação, tipos de estrutura a proteger e parâmetros característicos dos fenômenos perturbadores.

6.1.3 Efeitos da vibração de terreno

- ***Danos estruturais;*** as reclamações mais freqüentes da população, referentes às detonações, principalmente em zonas urbanas ou residenciais, estão referidas à probabilidade de provocar abalos às estruturas, como edifícios, pontes, entre outras estruturas existentes no redor da mina. O tipo de trinca gerado mais freqüentemente é aquele de tipo “X”, principalmente em paredes e revestimentos, pois ao deformarem-se as estruturas pelo movimento relativo às bases, provocam-se esforços de tração nas diagonais dos paralelogramos que favorecem o desenvolvimento de abalos ao superarem-se as resistências dos materiais. Os danos aparecidos numa estrutura sob ação vibratória externa dependem da resposta dinâmica conjunta do edifício que por sua vez está condicionada por vários fatores como:

- tipo e características das vibrações, duração, freqüência e energia transmitida;
- tipo de terreno sobre o qual está a estrutura; e
- características vibratórias estruturais e não estruturais do edifício visto como um

conjunto, assim como os fatores modificadores das mesmas.

Um parâmetro importante para controlar os abalos potenciais das vibrações é a frequência dominante destas. Quando as frequências naturais das estruturas são muito próximas ou iguais às frequências dominantes provocadas pela detonação, se produz um fenômeno de ressonância com efeitos amplificadores (JIMENO et al, 1995).

Segundo Eston (1998), dos diversos trabalhos desenvolvidos por vários pesquisadores pode-se observar que o valor de velocidade da partícula de 50 mm/s parece ser o patamar abaixo do qual as vibrações não ocasionarão danos estruturais, como mostra a Tabela 6.1. Este valor foi utilizado pelo USBM para casos de frequência não desfavorável, e no caso de frequências próximas à de ressonância do edifício os limites indicados por vários organismos baixaram para inicialmente 25 mm/s e depois 19 mm/s. Para frequências bem baixas (menos que 5 Hz) os limites podem ser ainda mais baixos. Estes limites podem ser mais restritos também em função do tipo de edificação, como museus e edifícios considerados de alto valor cultural ou histórico. A ABNT por meio da NBR – 9653/86 preconiza o valor máximo de 15 mm/s para a velocidade de vibração de partícula.

- ***Efeito das vibrações sobre as pessoas;*** um dos fatores a se considerar na execução das detonações é o efeito fisiológico nas pessoas, já que com níveis inferiores aos máximos permissíveis para não produzir abalos estruturais pode-se obter um índice de percepção que pode fazer as pessoas acreditar em potenciais danos. Vibrações de terreno da ordem de 0,08 mm/s podem ser detectadas e normalmente são subjetivamente estimadas como 100 vezes maiores (MURRAY, 1967; WALTER, 1979 apud ESTON, 1998).

Os níveis de percepção humana são difíceis de determinar, pois são subjetivos e variam de acordo com fatores como a idade, saúde da pessoa assim como do tempo na qual

é feita a observação; dependem, portanto, de uma mistura de fatores fisiológicos, psicológicos e circunstanciais. A Figura 6.6 mostra a resposta humana às vibrações; por outra parte, a Tabela 6.2 mostra os níveis de vibração associados com atividades cotidianas como caminhar, pular, entre outros.

Tabela 6.1 - Critérios de danos provocados pelas vibrações (Morhard, 1987 apud Eston, 1998).

Velocidade de partícula (mm/s)	Efeitos	Autor
< 71 ~ 109 ~ 160 ~ 231	Não perceptível Pequenas fissuras, queda de reboco Fissuramento de paredes de alvenaria Sérias fraturas nas edificações	Langefors, Kihlstrom, Westerberg - 1957
< 51 51 a 102 > 102	Sem dano, situação segura Cuidado, precaução Danos sensíveis	Edwards, Northwood 1959
< 51 51 a 102 102 a 178 178	Sem dano Fissuramento de reboco Danos menores Severos danos	Nicholls, Duvall, USBM - 1971
~ 12,7 ~ 51 ~ 203 ~ 381 ~ 1016 ~ 1524	Disjuntores rígidos podem ser deslocados Fissuramento de reboco Fraturas em blocos de concreto de casas novas Desarranjo de furos com revestimento Desalinhamento de poços usados com bombas, compressores, etc. Fraturas em sapatas de concreto de prédios, edificações são giradas e distorcidas.	Cannet, Bauer, Calder

Tabela 6.2 - Níveis de velocidade de partícula associados a atividades cotidianas (Scott, 1996).

Atividade	Nível vibratório equivalente (mm/s)
Caminhar	0,8
Pular suavemente	0,8
Saltar	7,1
Bater portas	12,7
Pregar pregos	22,4
Mudanças ambientais diárias	30 até 76

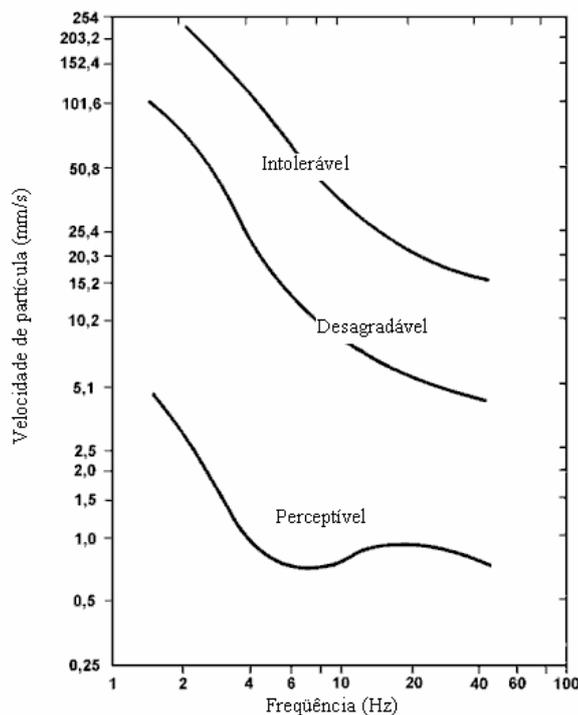


Figura 6.6 - Resposta humana às vibrações (Goldman, 1948 apud Jimeno et al, 1995).

6.1.4 Controle da vibração

Para controlar os níveis de vibração é necessário limitar a carga de explosivos detonada de furo a furo e de fila a fila por meio do uso de retardos e da seqüência correta, assim como garantir que cada furo ou linha de furo faça o lançamento na direção de pelo menos uma face livre.

Segundo Iramina (1997) deve-se adequar a quantidade de explosivo colocado no furo, evitando exceder-se aquela determinada como necessária ou utilizar cargas divididas em duas partes por meio de algum tipo de material inerte e cada carga de modo que seja detonada espaçada no tempo com respeito à outra. Recomenda-se também que o intervalo de retardo entre os furos seja de 15 a 20 ms, de modo que se possa assegurar que não existirá interferência vibratória gerada por furos vizinhos.

Salienta-se a importância da caracterização do maciço rochoso como ferramenta de planejamento de fogo, a fim de maximizar os efeitos desejáveis e minimizar os

indesejáveis, como a vibração, sobre pressão, ruído, entre outros.

Outra medida eficiente para mitigar os efeitos fisiológicos e psicológicos na população circunvizinha é a comunicação dos dias e horários programados para as detonações.

6.2 SOBRE-PRESSÃO ATMOSFÉRICA E RUÍDO

A sobre pressão atmosférica é a onda de pressão que aparece associada à detonação de uma carga explosiva. A parcela compreendida na faixa de 20 Hz até 20 KHz é audível e se denomina som; as porções abaixo de 20 Hz e acima de 20 KHz são denominadas como infra-sons e ultra-sons respectivamente. As ondas aéreas são vibrações no ar de baixa frequência com valores em geral mais baixos do que 20 Hz.

Segundo Wiss; Linehan (1978) apud Jimeno et al, (1995) as fontes destas perturbações são as seguintes, as mesmas que se mostram na Figura 6.7:

- deslocamento do terreno provocado pela detonação (1);
- escape dos gases pela boca do furo ao projetar-se o tampão (2);
- escape dos gases através das fendas originadas na face da bancada (3);
- detonações de cordel detonante sem a cobertura de material inerte (4);
- deslocamento da frente da bancada ao desenvolver-se o desmonte (5) e
- choque entre os fragmentos projetados (6).

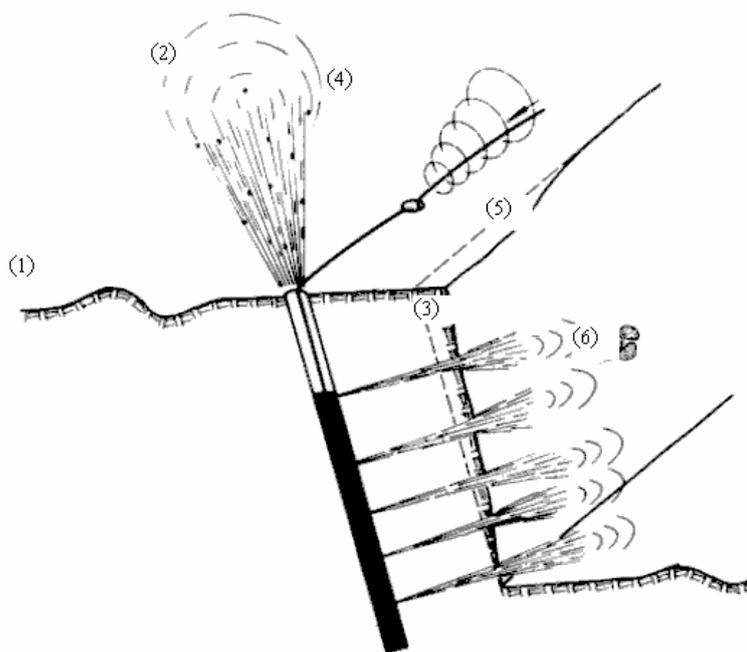


Figura 6.7 - Fontes de sobre-pressão atmosférica (Wiss; Linehan, 1978 apud Jimeno et al, 1995).

6.2.1 Níveis de sobre-pressão e efeitos associados

A sobre-pressão é medida em Pascals (N/m^2) e apresenta uma ampla variação na faixa de valores; como a sensibilidade do ouvido humano é aproximadamente logarítmica, usualmente o nível de ruído pode ser medido em decibéis através da Equação (6.6).

$$L_p = 20 \text{Log} \left(\frac{P}{P_0} \right) \quad (6.6)$$

Sendo L_p o nível de pressão sonora, (dB), P a pressão acima da atmosférica; (Pa) e P_0 a pressão de referência determinada experimentalmente para o limiar de audição de uma pessoa jovem para 1000 Hz. A Tabela 6.3 mostra os níveis de ruído associado a algumas atividades cotidianas mais freqüentes, incluídos aqueles provocados por desmonte com explosivos.

Tabela 6.3 - Escala decibel de ruído para alguns eventos comuns (Eston, 1998).

L_p (dB)	Evento/observação
180	Danos estruturais sérios
170	Danos em reboco, maioria das janelas quebram
150	Algumas janelas e vidraças quebram
130	Motor de jato próximo
120	Limite superior de dor
110	Vibrações de janelas e utensílios de cozinha
100	Reclamações bem prováveis de acontecer, motor barulhento
80	Bater portas
70	Conversa alta
60	Motor silencioso
50	Conversa baixa
40	Rua quieta
20	Quarto silencioso
0	Limiar auditivo silencioso

6.2.2 Resposta humana às sobre-pressões

A maioria dos estudos da resposta humana frente aos sons utilizou fontes audíveis estacionárias e de longa duração. As detonações de explosivos nos empreendimentos mineiros não se enquadram dentro dessa categoria, pois estas têm curta duração, apresentam uma grande parcela de infra-sons e são fortemente influenciadas pelas condições do clima.

Deste modo, as pesquisas desenvolvidas para determinar a resposta humana frente aos ruídos utilizando fontes de detonação, não são as mais adequadas, desde que a sobre-pressão caracteriza-se por ser um fenômeno transitório, tendendo mais a espantar e alarmar as pessoas do que interferir nas conversações, trabalho, lazer e sono.

As fontes de vibrações podem ser classificadas em duas categorias, como mostra a Tabela 6.4: as culturais, com as quais as pessoas estão acostumadas e as não culturais, que não constituem parte da vida diária (KONYA, 1995).

O problema da quantificação da resposta humana para as sobre-pressões geradas por detonações é complicado, principalmente por ser um fenômeno que aparece associado às vibrações; aliás, efeitos similares são causados por veículos pesados, aviões e atividades

típicas de construção civil.

Segundo Eston (1998), a quebra dos vidros de janelas e vidraças acontece a níveis muito menores de sobre-pressão do que os níveis que causariam danos estruturais. Além disso, as normas para sobre-pressão quanto ao dano, baseiam-se em grande parte na quebra de vidros de janelas.

Tabela 6.4 - Vibrações culturais e não culturais (Konya, 1995).

Vibrações culturais	Vibrações não culturais
Automóveis	Detonações, tiros
Trens e metrô	Batimento de estacas
Equipamentos de uso doméstico	Marteletes
Usinas, escritórios e indústrias	Máquinas de impacto
Aviões, helicópteros	

Os principais trabalhos do USBM propunham o limite de 164 dB como limite seguro para evitar a quebra de vidros, observando-se que qualquer detonação que gerasse vibrações de terreno inferiores a 51 mm/s automaticamente manteria a sobre-pressão de ar abaixo desse valor. Estudos posteriores foram mais restritivos, estabelecendo um limite de 128 dB como seguro, de 128 dB até 136 dB como zona de precaução. A ABNT através da norma NBR 9653/86, indica o valor de 134 dB como limite para a sobre-pressão associada a detonações com explosivos, o que corresponde a uma pressão acústica de pico de 100 Pa.

6.2.3 O controle da sobre-pressão atmosférica

Segundo Iramina (1997) a sobre-pressão atmosférica que acontece na zona próxima à área de detonação do empreendimento mineiro pode ser controlada por meio de:

- evitar a detonação de explosivos não confinados corretamente;
- evitar o excesso de carga;
- usar o tamponamento correto;
- uso adequado de retardos;

- cobrir adequadamente a rede de conexão de cordéis detonantes;
- otimizar a fragmentação no desmonte primário, evitando-se desse modo a detonação secundária (“fogachos”);
- comunicar à população circunvizinha sobre os horários e dias a se realizar a detonação;
- evitar detonações quando as condições climáticas estiverem adversas (inversões térmicas, presença de nuvens baixas, ventos em direção desfavorável, etc.); e
- uso de coberturas de plantas ao redor do empreendimento mineiro.

6.3 ULTRALANÇAMENTO

Denomina-se como ultralançamento aquela projeção incontrolada de fragmentos de rocha que se produzem nas detonações e que constituem um problema muito sério, desde que esta arte foi inventada alguns séculos atrás. Homens mortos, edifícios, equipamentos e materiais destruídos eram acontecimentos freqüentes no passado; este risco é grande principalmente em áreas urbanas devido à presença de empreendimentos mineiros, como pedreiras.

Na maioria das operações a céu aberto de minérios tipicamente denominados como metálicos e de carvão, utilizam-se furos de grande diâmetro, com uso de grandes cargas por espera e disparo, incrementando-se a probabilidade de provocar ultralançamento.

Além do risco evidente para ocasionar abalos aos prédios circundantes e equipamentos da própria empresa, o ultralançamento constitui uma séria ameaça de dano à propriedade privada e até perda de vida de pessoas que não tenham nenhum vínculo empregatício com a empresa mineradora.

6.3.1 Condições que favorecem o ultralancamento

- **Estrutura do maciço rochoso;** a caracterização do maciço rochoso é uma importante ferramenta para o controle dos efeitos indesejáveis associados ao desmonte de rochas por explosivo, pois as características do maciço rochoso não são uniformes em toda a sua extensão, variando de ponto a ponto (CANDIA et al, 2004).

Rochas superficiais apresentam maior anisotropia estrutural do que as rochas que ficam no interior; em geral estas últimas precisam de uma quantidade maior de energia para ser fragmentada adequadamente; conseqüentemente existe uma maior probabilidade de geração de ultra-lançamento.

- **Projeto do plano de fogo;** um adequado plano de fogo permite manter dentro dos limites toleráveis o ultralancamento. Um elemento do plano de fogo muito importante é o tampão, pois este deve ser adequadamente dimensionado, para se ter um controle sobre o ultra-lançamento.

Nas detonações múltiplas, além da checagem do estado da frente do disparo e o correto dimensionamento dos seus elementos, é importante a adequada eleição dos tempos de retardo. Deve-se evitar intervalos de tempo maiores a 100 ms entre furos adjacentes (PERSSON et al, 1994). Quando os intervalos de tempo são longos acontecerá o confinamento entre furos adjacentes, provocando-se o ultralancamento principalmente pela boca do furo; intervalos de tempo curto possibilitam menos esforço nos furos imediatos posteriores.

- **O explosivo e sua distribuição;** os explosivos que têm alta energia de gases, como o ANFO, produzem maiores lançamentos de rocha do que outros com maior componente de energia de tensão ou choque, como as emulsões.

No que se refere à distribuição do explosivo, é necessário comprovar que as variáveis geométricas do fogo sejam as mesmas do que as consideradas no plano, especialmente nas seguintes situações:

- quando o topo da bancada está fraturado como consequência de uma subperfuração excessiva da bancada do nível anterior ou não se dispõe de um tamponamento suficiente para eliminar o risco de lançamento de rocha na boca do furo; e
- quando a frente de disparo é muito irregular e existem zonas ao longo da coluna de explosivo com um afastamento reduzido.

6.3.2 O controle do ultralancamento

O controle do ultralancamento começa com um projeto apropriado do plano de fogo. Na prática, o controle total deste fenômeno é difícil, mesmo se o desmonte for projetado com as dimensões de tamponamento e afastamento apropriados. Portanto, nas áreas onde existe a possibilidade de dano às estruturas, medidas de proteção devem ser tomadas para seu controle. Os sistemas de proteção, de forma geral, devem ter as seguintes características:

- peso reduzido e alta resistência;
- facilidade de união dos seus elementos constituintes;
- permeabilidade dos gases;
- facilidade de colocação e retirada;
- economia e reutilização para outros disparos; e
- alta capacidade para cobrir grandes áreas.

As proteções freqüentemente utilizadas estão constituídas por pneus amarrados ou malhas de tiras de correias transportadoras ou mesmo telas de aço ou lonas, que em

condições extremas devem ser cobertos por terra ou areia.

6.4 GERAÇÃO DE FUMOS E MATERIAL PARTICULADO

6.4.1 Fumos

O volume resultante de gases da reação de um produto explosivo é inofensivo desde que esta seja feita em condições ideais. Porém, pode-se gerar pequenas quantidades de produtos tóxicos como resultado de uma mudança no balanço de oxigênio, de uma reação incompleta, ou devido a reações secundárias com o oxigênio atmosférico. Este fato é menos crítico nas operações a céu aberto do que nas operações subterrâneas, pois nas primeiras as taxas de diluição natural dos gases nocivos são mais rápidas.

Numa detonação ideal, um explosivo com adequado balanço de oxigênio só produz gases como o dióxido de carbono (CO_2), vapor de água (H_2O) e nitrogênio (N_2). Na realidade, as condições nas quais se desenvolvem as detonações não são as teoricamente supostas como ideais, produzindo-se gases de natureza tóxica como o monóxido de carbono (CO), óxido nitroso (NO) e óxido nítrico, denominados estes dois últimos como gases nitrosos (NO_x). A Tabela 6.5 mostra a influência do balanço de oxigênio no explosivo na geração de gases.

Segundo Persson et al, (1994) a quantidade de produtos não ideais produzidos depende de uma série de fatores como:

- a composição química do explosivo e a sua homogeneidade;
- resistência do explosivo à água;
- a velocidade de detonação do explosivo;
- o diâmetro e densidade de carga;
- tipo de iniciação;

- tipo de envoltório do explosivo; e
- confinamento do explosivo.

Tabela 6.5 - Avaliação de gases para o ANFO em função do balanço de oxigênio (Adaptada de Persson et al, 1994).

Razão NA/FO	Balanço Oxigênio	Produtos de detonação (mol/Kg)						
		H ₂ O	CO ₂	N ₂	CO	H ₂	O ₂	CH ₄
92/8	-9,41	26,46	2,42	11,49	3,19	2,58	-	0,03
94/6	-2,06	27,99	3,42	11,74	0,81	0,48	-	-
94,56/5,44	0	27,78	3,83	11,81	-	-	-	-
95/5	1,61	27,55	3,52	11,87	-	-	0,5	-
96/4	5,29	27,04	2,82	11,99	-	-	1,65	-

A formação de fumos tóxicos nitrosos (NO_x) é muito influenciada pelo confinamento da carga explosiva, pois altas taxas de NO_x são encontradas quando se detonam explosivos em furos não confinados. A tendência para a formação de CO é semelhante, porém menos influenciada que a geração de gases nitrosos.

6.4.2 Material particulado

A perfuração primária e a secundária podem provocar o aumento da quantidade de partículas sólidas em suspensão e comprometer localmente a qualidade do ar nas operações a céu aberto, ao tempo que alguns fatores como ventos e falta de umidade podem contribuir para se constituírem em sério incômodo, principalmente aos trabalhadores do empreendimento mineiro. Este problema deve ser tratado cuidadosamente, tornando-se mais crítico em minerações de amianto, onde todos os cuidados possíveis e especiais devem ser tomados para controlar a qualidade de ar respirado, pois constitui um sério risco a saúde ocupacional, além da ameaça às populações circunvizinhas.

Hoje em dia a maioria das perfuratrizes está dotada de cabinas pressurizadas e ar condicionado, o que possibilita que o manobrista trabalhe em boas condições de conforto e com a menor fadiga física e psicológica possível, além de estar dotada de uma série de

acessórios como ciclones, filtros, mangas coletoras, entre outros que minimizam a níveis aceitáveis a geração de material particulado.

Para a poeira gerada na detonação não existem medidas eficientes de controle (ESTON, 1998). O umedecimento da superfície do volume a ser desmontado tem pouca utilidade, visto que a maior parte da poeira é gerada durante a criação de novas superfícies decorrentes da fragmentação e abrasão de blocos. A melhor opção é detonar apenas quando os ventos diminuïrem o potencial de incômodo aos vizinhos.

6.4.3 Medidas de mitigação de fumos e material particulado

De um modo geral, um adequado projeto e implementação de plano de fogo possibilita a minimização deste efeito indesejado, através da correta seleção de explosivo que se adapte às condições existentes no lugar a se realizar o desmonte, além de utilizá-lo adequadamente procurando-se que tenha o balanço de oxigênio certo, o que será possível por meio de um apropriado procedimento de carregamento e iniciação ao tempo que se cuide da sua estocagem e utilização, segundo o estabelecido pelos fornecedores.

Quanto ao controle da emissão de material particulado gerado, particularmente a partir de operações de perfuração, a tecnologia disponível neste momento, no que se refere aos equipamentos, permite mantê-los dentro dos limites permissíveis. No desmonte, este deveria ser feito quando as condições climáticas sejam favoráveis, mas questões de programação e planejamento de produção impossibilitam esta última sugestão tornando seu controle difícil.

7 CONSIDERAÇÕES E CONCLUSÕES

- As operações de perfuração e desmonte são consideradas como estratégicas na maioria das minas, pois historicamente sempre foram alvos de melhoras contínuas com a finalidade de minimizar os custos de lavra, por terem influência direta na eficiência das operações subsequentes como o transporte, britagem e beneficiamento.
- O uso de furos de grande diâmetro quando comparado com a utilização de furos de pequeno diâmetro permite a exploração de jazidas com teores relativamente baixos, garantindo a competitividade da operação através da redução de custos, assim como permitindo a exploração da mina, num tempo mais curto, devido à possibilidade de movimentar um maior volume de material.
- A maioria das minas a céu aberto de grande porte com capacidade de produção maior a 30000 t/dia usam furos de grande diâmetro acima de 152 mm (6"); já as minas de médio porte com capacidade de produção entre 3000 e 30000 t/dia, assim como as de pequeno porte com capacidade de produção inferior a 3000 t/dia utilizam furos de pequeno diâmetro, inferiores a 152 mm (6"), predominando os diâmetros de 102 e 64 mm (4" e 2 ½").
- O uso de furos de grande diâmetro permite a expansão da malha de perfuração, com a conseqüente redução de metros perfurados por fogo, porem o incremento do tamanho de furo pode gerar uma fragmentação mais grossa que por sua vez pode-se traduzir em altos custos de carregamento, transporte e britagem. Assim, o incremento do tamanho de furo e seus efeitos nos custos das operações e processos subsequentes devem ser tratados cuidadosamente a fim de minimizar os custos globais de lavra.

- O desenvolvimento de explosivos à base de nitrato de amônio com boas características de desempenho energético tem contribuído e estimulado o uso de diâmetros de furo cada vez maiores. A tecnologia existente na fabricação destes agentes permite manipular suas propriedades adequando-as às diversas condições existentes nos locais de desmonte.
- A geologia do local, principalmente as propriedades estruturais do maciço rochoso limitam o uso de furos de grande diâmetro, desta forma, as dimensões dos planos de fogo têm que ser compatíveis com a distancia média existente entre descontinuidades e do número de famílias existentes no local.
- Embora existam muitas formulações matemáticas para a determinação do afastamento, elemento geométrico de plano de fogo crítico, a metodologia utilizada predominantemente para o desenho de plano de fogo está baseada na formulação proposta por Ash (1963).
- A teoria de crateras constitui uma importante ferramenta para o desenvolvimento de uma metodologia de projeto de plano de fogo a partir da avaliação entre o explosivo e a rocha numa escala mediana. Desafortunadamente a maior parte da literatura existente não demonstra a aplicabilidade desta teoria para o desmonte de rochas por explosivos. Esta técnica deveria ter seus estudos aprofundados, em virtude das vantagens oferecidas.
- Do ponto de vista ambiental, o uso de furos de grande diâmetro em proximidades de cidades não é recomendável, devido à intensidade dos impactos ambientais provocados, ficando restrito seu uso só para áreas afastadas de centros urbanos.
- Por serem os impactos ambientais resultados indesejados decorrentes da detonação de rochas, esta deve de ser prevista, monitorada e controlada como parte do processo de otimização, visando a minimização dos custos globais de lavra.

- Embora, o uso de furos de grande diâmetro são bastante utilizados na mineração de grande porte, principalmente para a produção de bens minerais metálicos, o uso de furos de pequeno diâmetro em regiões metropolitanas é bastante difundido, principalmente para a lavra de agregados, e por estarem as pedreiras em zonas próximas a centros urbanos.

REFERÊNCIAS

- ADHIKARI, G.R. **Empirical methods for the calculation of the specific charge for surface blast design.** Fragblast, Rotterdam. V-4, No 1. p 19-33, 2000.
- ALMEIDA, A. S. **Engenharia da qualidade na mineração: modelo de controle estatístico de processo para brita e areia industrial.** 2004. 270 p. Tese (Doutorado) – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Minas e de Petróleo. São Paulo, 2004.
- ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS. **Minerações em áreas urbanas com uso de explosivos: Redução de riscos.** Rio de Janeiro, ABNT, 1986. (NBR 9653).
- ATLAS POWDER COMPANY. **Explosive and rock blasting.** Dallas: Atlas Powder Co, 1987. 622p.
- AYRES da SILVA, L.A. **Proposta de metodologia para a determinação da resistência a compressão de maciços rochosos, a partir de ensaios de laboratório.** 1992. 225p. Tese (Livre docência) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São Paulo, 1992.
- AYRES da SILVA, L.A. **Explosivos industriais.** Apostilas de perfuração e Desmonte de Rochas – PMI – EPUSP, 2003.
- BALL, M.J. **Emulsion explosives.** Explosive Engineering, United Kingston, n. 4, p.15 – 17, October 1989.
- BRITANITE S.A. **Noções básicas sobre aplicação de explosivos.** Brasil, 1982. 44p.
- CANDIA, R. C., et al. **O controle estrutural do maciço no desmonte por explosivo.** In: Semana Ibero-Americana de Engenheiros de Minas, I.,-São Paulo, 9 – 13 de agosto 2004. Anais, São Paulo: EPUSP, 2004. p.153 – 157.
- CHUCG, C.P. **High technology in drilling and exploration.** Rotterdam: Balkema, 1992. 781p.
- CROSBY, W. **International drilling, blasting and explosive technology course.** Ouro Preto, 1998.
- DINIS da GAMA, C. **Emulsões explosivas de baixa densidade.** In: Semana Ibero-Americana de Engenheiros de Minas, I.,-São Paulo, 9 – 13 de agosto 2004. Anais, São Paulo: EPUSP, 2004. p.135 – 146.
- DUPONT DO BRASIL. **Manual Du Pont para uso de explosivos.** São Paulo, 1977.
- ESTON, S.M. **Uma análise dos níveis de vibração associados a detonações.** 1998. 125p. Tese (Livre Docência) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São Paulo,

1998.

GOUR, C.S. **Safe blast in hazardous rock**. Explosive Engineering, United Kingston. p.4–7,. March, 2004.

HOPLER, R.B. **Blasters' Handbook™**. 17th Edition. Ohio: International Society of Explosives Engineers, 2003. 743p.

HUSTRULID, W. **Blasting principles for open pit mining**. Rotterdam: balkema, 1999. vol. 1 e 2. 1013p.

IRAMINA, W.S. **Desmonte de rochas e controle ambiental**. 1997. 128p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de são Paulo. São Paulo, 1997.

JIMENO, L.C., et al. **Drilling and blasting of rocks**. Rotterdam: Balkema, 1995. 391p.

KONYA. C. J. **Blast Design**. Ohio: Intercontinental development, 1995.

KRAMER, D. A. **Mineral industry surveys (2003): Apparent consumption of industrial explosives and blasting agents in the United States**. U.S. government publication, 2004. 5p.

LANGEFORS, U; KIHSTRÖM, B. **Voladura de rocas**. Bilbao: Urmo, 1971. 425p.

LEME, A. O. **Desmonte de minério de Ferro na C.V.R.D**. São Paulo, Cia. Vale do Rio Doce – Departamento de Minas, 1972. 54p. 1972.

MORAIS, J.L. **Simulação da fragmentação dos desmontes de rochas por explosivos**. 2004. 165p. Tese (Doutorado) – Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, 2004.

MUNARETTI, E., et al. **Desenvolvimento e avaliação de desempenho de misturas a base de nitrato de amônio e óleo combustível na mina de Recreio, Butiá-RS**. In: Semana Ibero-Americana de Engenheiros de Minas, I.,-São Paulo, 9 – 13 de agosto 2004. Anais, São Paulo: EPUSP, 2004. p.167 – 179.

OLOFSSON, S.O. **Applied explosives technology for construction and mining**. 2 edition. Ärla: APPEX, 1990. 304p.

PERSSON. P.A. et al. **Rock blasting and explosives engineering**. Boca raton: CRS Press, Inc., 1994. 540p.

PILAR QUIMICA DO BRASIL LTDA. **Nitrato de amônio Pilar para uso no ANFO: Manual Técnico**. São Paulo, 2004. 20p.

SCOTT, A. **Open pit blast design: Analysis and Optimization**. Queensland: Hall & Jones Pty Ltd., 1996. 341p.

SILVA, V.C., et al. **Blasting with a spherical charge at serra geral mine**. In: 28th annual conference on explosives & blasting technique. Las Vegas, 2002. Proceeding of the 28 th annual conference on explosives & blasting technique. Cleveland: ISEE, 2002.

TAMROCK. **Handbook on surface drilling and blasting.** Finland: Painofaktorit, 1984. 479p.

TAMROCK. **Surface drilling and blasting.** Finland; Painofaktorit, 1988. 479p.

UNITED STATES CODE OF FEDERAL REGULATIONS (USCFR). **Explosives and blasting agents, title 27, part 55.** Washington: The U S Government Printing Office, 2001. 20p.

BIBLIOGRAFIA COMPLEMENTAR

- AGREDA, T.C; TEVES, R.A. **Curso de modelización matemática de la voladura de rocas**. Lima: Sociedad Peruana de Perforacion y Voladura de Rocas. 1993. 92p.
- ALMEIDA, A. **Contribuição ao estudo dos explosivos permissíveis**. 1988. 205p. Dissertação (Mestrado) – Escola politécnica, universidade de São Paulo. São Paulo. 1988.
- AYRES da SILVA, L.A. **Mecânica de rochas aplicada à mineração: Apostilas de aula**. EPUSP, 1993.
- BRITANITE S.A. **Noções básicas sobre aplicação de explosivos**. Brasil, 1982. 44p.
- CHIAPETA, F. **New blasting technique to eliminate subgrade drilling, improve fragmentation, reduce explosive consumption and lower ground vibration**. Explosive Engineering, United Kingston, volume 21, n.1. p.10 – 18,. Janaury/Februry 2004.
- COOPER, P.W. **Explosives engineering**. New York: Wiley-VCH, Inc, 1996. 460p.
- DICK, R.A., et al. **Explosives and blasting procedures manual**. Bureau of Mines Circular, 8925. United States of the Interior- USA, 1983. 105p.
- DINIS da GAMA, C. **A dynamic method for the calculation of blasting patterns**. 2nd. Engineering symposium of the Portuguese overseas provinces, 1969.
- DINIS da GAMA, C. **II curso de Engenharia de rochas, conceitos , investigações e projetos**. Instituto de pesquisas tecnológicas IPT. São Paulo, 2003.
- EXSA SA. **Manual práctico de voladura**. 3ra edición. Lima 1996. 357p.
- FRAKLIN, J.A & MAERZ, N.H. **Empirical design and rock mass characterization**. In: Measurement of blast fragmentation. Ontario, 23 – 24 August 1996. Rotterdam, 1996. p. 193 – 201.
- GERMANI, D. **A mineração no Brasil – Relatório final**. Rio de Janeiro: PNUD, 2002. 59p.
- GOUR, C.S. **Blasting technology for mining and civil engineers**. Sydney: UNSW Press., 1995. 146p.
- HAGAN, T.N.; DUVAL, M.V. **The importance of some performance properties of bulk explosives in rock blasting**. In: Rock fragmentation by blasting, Rotterdam, 1993. p.387–393.
- HARRIES, G.; GRIBLE, D.P. **The development of a low shock energy explosive–ANRUB**. In: Rock Fragmentation by Blasting, Rotterdam, 1993. p.379–386.
- HERRMANN, C. **Manual de Perfuração de Rochas**. São Paulo: Polígono, 1968. 362p.

HODGINGS, B.L. **A drilling approach for the 21st century.** In: Mine planning and Equipment Selection – Istanbul, 18 – 20 october 1994. Anais, Rotterdam. 1994. p. 199 – 207.

IRAMINA, W.S. **O mapa de isso-velocidades como ferramenta de controle ambiental.** 2002. 223p. Tese (Doutorado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo. São Paulo, 2002.

KENNEDY, B.A. **Surface mining.** 2nd edition. Baltimore: Port City Press, Inc., 1990. 1194p.

MORHARD, R.C. **Explosives and rock blasting.** Dallas, Atlas powder company, 1987.

NAVALKAR, C. B. **Drilling and blasting technology – Past and present trends.** In: Mine planning and Equipment Selection – Istanbul, 18 – 20 october 1994. Anais, Rotterdam. 1994. p. 643 – 649.

OTAÑO.N.J. **Fragmentación de Rocas con Explosivos.** Edit. Pueblo y educación, Cuba, 1980. 175p.

PAULING, L. **General chemistry.** 2nd edition. San Francisco: W.H. Freeman and company, 1953. 710p

PERSSON, P.A. **Recent developments in explosives an accessories.** Explosive Engineering, United Kingston, p.9–20,. July, 1992

PUY, J.H. **Procedimientos de sondeos: Teoría, práctica y aplicaciones.** Madrid: Edit. J.E.N, 1977. 553p.

SILVA, V.C. **Variáveis que interferem nos problemas ambientais gerados durante os desmontes de rochas.** 1998. 135p. Tese (Doutorado) – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. São Paulo, 1998.

SILVA, V.C. **Desmonte de rochas com explosivos.** Belo Horizonte: Ietec, 1998. 126p.

UNION ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS, S.A.(UEE). **Manual de empleo de explosivos.** Madrid, 2002. 233p.