

Universidade Federal do Pará
Campus Universitário de Marabá
Faculdade de Engenharia de Minas e Meio Ambiente

Jarley Deylon Siqueira

Desmonte Controlado e Suas Variáveis

Marabá
2010

Universidade Federal do Pará
Campus Universitário de Marabá
Faculdade de Engenharia de Minas e Meio Ambiente

Jarley Deylon Siqueira

Desmonte Controlado e Suas Variáveis

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado à Faculdade de Engenharia de Minas e Meio Ambiente da Universidade Federal do Pará – UFPA, em cumprimento às exigências para obtenção do grau de Bacharel em Engenharia de Minas.

Área de Concentração: Desmonte de rochas e estabilidade de taludes.

Orientador: Prof. Msc. Marinésio Pinheiro de Lima

Marabá
2010

Dados Internacionais de Catalogação-na-Publicação (CIP)
Biblioteca II do CAMAR/UFPA, Marabá, PA

Siqueira, Jarley Deylon

Desmonte controlado e suas variáveis / Jarley Deylon Siqueira
; orientador, Marinésio Pinheiro de Lima. — 2010.

Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação) - Universidade
Federal do Pará, Campus Universitário de Marabá, Faculdade de
Engenharia de Minas e Meio Ambiente, Marabá, 2010.

1. Mineração a céu aberto. 2. Taludes (Mecânica do solo). 3.
Rochas - Minas e mineração. I. Lima, Marinésio Pinheiro de, orient.
II. Título.

CDD: 21. ed.: 622.292

Jarley Deylon Siqueira

Desmonte Controlado e Suas Variáveis

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado à Faculdade de Engenharia de Minas e Meio Ambiente da Universidade Federal do Pará – UFPA, em cumprimento às exigências para obtenção do grau de Bacharel em Engenharia de Minas.

Área de Concentração: Desmonte de rochas e estabilidade de taludes.

Orientador: Prof. Msc. Marinésio Pinheiro de Lima

Data de Aprovação:

Banca Examinadora:

_____ - Orientador

Marinésio Pinheiro de Lima
Mestre
Universidade Federal do Pará

_____ - Membro

Alexandre J. B. de Macêdo
Mestre
Universidade Federal do Pará

_____ - Membro

Diego Raniere Nunes Lima
Engenheiro de Minas
Universidade Federal do Pará

AGRADECIMENTOS

À Deus, primeiramente, por todas as bênçãos derramadas em minha vida e por me dar forças para ter superado as dificuldades nesses anos de universidade e, por permitir que hoje eu esteja nessa condição de concluinte deste curso.

À minha família, em especial a meu Pai, por sempre me apoiar e dar o suporte necessário para que eu concluísse todas as etapas desta caminhada. À todos aqueles que de alguma forma ajudaram e contribuíram para o meu êxito.

Aos professores do Campus Sul e Sudeste do Pará, em especial aos da Faculdade de Engenharia de Minas e Meio Ambiente, pelos conhecimentos transmitidos.

“O segredo do sucesso é a constância do propósito”.

Benjamin Disraeli

SUMÁRIO

RESUMO	07
ABSTRACT	08
LISTA DE FIGURAS	09
LISTA DE TABELAS	11
LISTA DE SÍMBOLOS	12
1. INTRODUÇÃO	13
2. JUSTIFICATIVA	14
3. OBJETIVOS	17
4. METODOLOGIA	18
5. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	18
5.1 EXPLOSIVOS	18
5.1.1 Velocidade De Detonação (VOD)	20
5.1.2 Densidade	21
5.1.3 Energia Dos Explosivos	22
5.1.4 Balanço De Oxigênio	23
5.1.5 Pressão De Detonação e Pressão Do Furo	24
5.2 SISTEMAS E ACESSÓRIOS DE INICIAÇÃO	25
5.3 PRINCIPAIS ACESSÓRIOS TRANSMISSORES DE ENERGIA	27
5.3.1 Estopim de segurança	27
5.3.2 Espoleta simples	27
5.3.3 Espoletas elétricas	28
5.3.4 Cordel detonante	28
5.3.5 Retardo bidirecional não elétrico para cordel detonante	29
5.3.6 Sistema Não Elétrico Com Linha Silenciosa	30
5.3.7 Detonador eletrônico	30
5.4 MECANISMOS DE RUPTURA DA ROCHA	31
5.4.1 Fase dinâmica	31
5.4.2 Fase semi-estática	33
5.5 ELEMENTOS DO PLANO DE FOGO	34
5.5.1 Diâmetro De Perfuração	35
5.5.2 Subperfuração	36

5.5.3 Tampão	37
5.5.4 Malha de Perfuração: Afastamento e Espaçamento	37
5.5.5 Razão de Carga	39
5.6 TÉCNICAS DE DESMONTE CONTROLADO	39
5.6.1 Pré-corte – <i>Presplitting</i>	39
5.6.2 Pós Corte - <i>Smooth Blasting</i>	41
5.6.3 Desmonte Amortecido - <i>Buffer Blasting</i>	42
5.6.4 Perfuração em Linha - <i>Line Drilling</i>	43
6. VARIÁVEIS CONTROLÁVEIS	43
6.1 TIPO DE EXPLOSIVO.	44
6.2 DESACOPLAMENTO E <i>DECKING</i> .	46
6.3 DIÂMETRO DO FURO.	47
6.4 AFASTAMENTO E ESPAÇAMENTO.	48
6.5 RETARDOS E SEQUENCIAMENTO.	49
6.6 COLAR E SUBPERFURAÇÃO.	50
7. INFLUÊNCIA DAS CONDIÇÕES LOCAIS	51
8. EXEMPLOS QUE ILUSTRAM AS VARIÁVEIS CONTROLÁVEIS	54
8.1 MINA DE FERRO SYDVARANGER	54
8.2 MINA DE DIAMANTE EKATI	56
8.3 MINA DE COBRE DO SOSSEGO	56
9. CONSIDERAÇÕES FINAIS	60
REFERÊNCIAS	61

RESUMO

O trabalho aborda a relevância da aplicação de técnicas de desmonte controlado em minerações a céu aberto, mostrando as características das técnicas mais usadas e os resultados que a sua correta aplicação pode oferecer, no que diz respeito primordialmente ao incremento na estabilidade dos taludes nos limites finais da cava e ao fator de segurança operacional adicionado, bem como ainda a sua influência em parâmetros econômicos, características essas essenciais para a continuidade dos trabalhos de lavra ao longo do projeto e, principalmente, apresentar o aporte de ferramentas que a equipe responsável pelo desmonte tem a sua disposição para desenhar e projetar esses tipos de desmonte. Tais ferramentas são as variáveis controláveis que podem ser ajustadas de acordo com as diferenciadas condições encontradas em campo, e nessa pesquisa elas serão estudadas e analisadas quanto a sua influência nos resultados, evidenciando as feições que cada uma delas imprime nas características do maciço rochoso nos limites finais da cava.

Palavras-chave: Mineração a céu aberto. Desmonte controlado. Estabilidade de taludes. Variáveis controláveis.

ABSTRACT

The paper addresses the relevance of application of controlled blasting techniques in open pit mining, showing the characteristics of the most used techniques and results that the correct implementation can offer, with respect primarily to the increase in the stability of slopes in the final pit limits and operational safety factor added, and yet their influence on economic parameters, these characteristics are essential for the continuity of the mining works throughout the project and, principally, presents the tools that the team responsible for blasting has at its disposal to draw and design these types of quarry. Such tools are the controllable variables that can be adjusted according to the different conditions encountered in the field, and this research they will be studied and analyzed for their influence on the results, highlighting the features that each print in the characteristics of the rock mass in the final pit limits.

Keywords: Open pit mining. Controlled Blasting. Slope stability. Controllable variables.

LISTA DE FIGURAS

Figura 01 – Desmoronamento em uma mina à céu aberto.	15
Figura 02 – Desmoronamento em mina a céu aberto.	16
Figura 03 – Rede de proteção contra desmoronamento.	16
Figura 04 – Velocidade de detonação de alguns explosivos em função do diâmetro da carga.	21
Figura 05 – Adensamento da emulsão em furos de 250 mm.	22
Figura 06 – Cordel detonante.	29
Figura 07 – Retardos.	30
Figura 08 – Efeitos da onda de choque no maciço rochoso.	32
Figura 09 - Principais mecanismos de ruptura da rocha.	33
Figura 10 - Bloco diagrama com os parâmetros geométricos de um plano de fogo.	35
Figura 11 - Afastamento e espaçamento efetivos para uma malha de perfuração.	39
Figura 12 – Pré-Corte.	40
Figura 13 – Exemplo de Pós-Corte.	41
Figura 14 – Exemplo de Desmonte amortecido.	42
Figura 15 – Raio de Ruptura versus Diâmetro do furo para cargas cilíndricas de alguns explosivos.	45
Figura 16 – Velocidade de detonação versus diâmetro da carga para diferentes curvas de densidade do ANFO.	46
Figura 17 – Efeito do espaçamento no raio de fraturamento do furo.	48
Figura 18 – Efeito do espaçamento na face do talude.	49
Figura 19 – Efeito do uso de sucessivos retardos no pico da velocidade de partícula.	50
Figura 20 – Influência da subperfuração e do colar do furo no fraturamento da crista de taludes e das bermas.	51
Figura 21 – Influencia da orientação das discontinuidades na face do talude.	52
Figura 22 - Influencia dos planos de discontinuidades na face do talude.	53
Figura 23: Plano de fogo de produção e amortecimento na primeira bancada.	54
Figura 24: Plano de fogo de produção e amortecimento na bancada inferior.	55
Figura 25: Linha de pós-corte.	55

Figura 26: Plano de fogo com pré-corte.	56
Figura 27: Plano de fogo com linha de pré-corte inclinada.	57
Figura 28: Plano de fogo com linha de pré-corte vertical.	58

LISTA DE TABELAS

Tabela 01 - Composição química de um explosivo tipo emulsão.	19
Tabela 02 - Algumas propriedades dos explosivos industriais.	25
Tabela 03 - Pressão do furo para diferentes razões de acoplamento.	47

LISTA DE SÍMBOLOS

A/B – Afastamento

AWS - Absolute Weight Strength

ANFO - Ammonium Nitrate - Fuel Oil

ABS - Absolute Bulk Strength

C – Porcentagem da coluna de explosivo que é carregada

C.R. – Taxa ou razão de acoplamento

D/Φ – Diâmetro do furo

De – Diâmetro do explosivo

VOD/VD – Velocidade da Onda de Detonação

Pd – Pressão de detonação

Pe/PF – Pressão do furo

E/S – Espaçamento do furo

GPa – Giga Pascal

H – Altura do banco

MPa – Mega Pascal

ms - Milissegundo

PETN – Tetranitrato de pentaeritritol

ρ_e/ρ – Densidade do explosivo

ρ_r – Densidade da rocha

Qe – Massa de explosivo por furo

RC – Raio da carga

RH – Raio do furo

RWS - Relative Weight Strength

RBS – Relative Bulk Strength

T – Tampão

TNT - Tri- Nitro-Tolueno

1. INTRODUÇÃO

A grande evolução das operações em minas a céu aberto ocorrida nos últimos anos tem resultado principalmente em um aumento na sua eficiência, o que tem sido muito benéfico para a indústria mineral. O uso de bancadas altas, grandes diâmetros dos furos, e explosivos mais potentes tem iniciado uma importante parte da redução de custos de mineração. Estas medidas têm também resultado, no entanto, em um aumento da concentração de energia na área de desmonte, o que pode resultar em problemas severos de *backbreak*, entre outros danos nas estruturas vizinhas à área de detonação, danos esses que comprometem a estabilidade dos taludes e a competência do maciço e são muito indesejáveis, devendo ser efetivamente controlados, principalmente quando o avanço se aproxima dos limites finais da cava.

Se o *backbreak* não é controlado, sua existência pode gerar instabilidades e fragilizar fortemente a competência do maciço rochoso. Outro problema advindo da ausência de controle de *backbreaks* é a geração da necessidade de diminuir o ângulo de talude global, com principal conseqüência econômica situada na diminuição das reservas recuperáveis de minério e no aumento da relação estéril/minério. Grandes volumes de rochas soltas na face serão produzidos, gerando a necessidade de se fazer a limpeza desses blocos na face e na crista desses taludes, aumentando o grau de risco para qualquer operação nessas áreas, e bermas de segurança planejadas podem ser menos efetivas ou não existentes. A falta de se fazer um controle efetivo de *backbreaks* e outros danos, principalmente nos taludes finais, resulta de forma geral em perigosas condições de trabalho.

Neste contexto, os desmontes controlados são planejados para fragmentar e liberar a rocha próxima ou junta a esses limites finais da cava, chamado de “*pit*” final, de modo a causar um dano mínimo à rocha fora deste limite. Pode-se também fazer alterações no plano de desmonte principal para auxiliar nesse controle de danos ocasionados pelo desmonte. Contudo, a inserção de uma técnica de desmonte controlado em uma cava a céu aberto, ou mesmo modificações feitas nos desmontes de produção para reduzir danos, de forma geral tornam o custo de desmonte mais oneroso.

Deve-se então, buscar a melhor relação custo-benefício entre o uso de grandes desmontes e a manutenção da qualidade e integridade dos taludes do *pit*, agregando aos mesmos um fator de segurança fundamental para a continuidade das operações de lavra. Uma medida muito adequada e aplicada em muitos projetos mineiros a céu aberto é controlar os efeitos do desmonte de tal forma que a resistência inerente dos taludes não seja destruída. Medidas como essas são conhecidas como “técnicas de desmonte controlado”.

Há basicamente quatro tipos de técnicas de desmonte controlado em minerações a céu aberto: “*presplitting*” (“pré-corte”), “*smooth blasting*” (“pós-corte” ou “recorte”), “*buffer blasting*” (“desmonte amortecido”) e “*line drilling*” (“perfuração em linha”). Estas técnicas são programadas para criar uma diminuição da concentração de energia do explosivo por unidade de área do talude no perímetro da cava. Esta atenuação na concentração de energia do explosivo pode ser obtida por desacoplamento de cargas, cargas descontínuas, usando explosivos menos potentes, diminuindo o diâmetro dos furos, e fazendo mudanças no afastamento e espaçamento. Furos inclinados são preferíveis aos verticais nesses limites, pois a energia do explosivo é mais bem utilizada na fragmentação e movimentação da rocha para frente livre. A análise dos efeitos provocados pelas mudanças dessas variáveis controláveis é o objeto principal dessa pesquisa e será mostrada mais a diante.

As propriedades da rocha que está sendo desmontada, e do maciço rochoso como um todo, também influencia o sucesso do desmonte controlado. Como estas propriedades não podem ser controladas, elas devem ser conhecidas o quanto for possível, para que a técnica de desmonte controlado que for aplicada possa adequar-se a estas condições locais, na busca por planos de fogo melhorados e otimização de resultados.

2. JUSTIFICATIVA

A preocupação com a segurança operacional necessária a continuidade das operações de lavra em uma mina a céu aberto tem ganhado cada vez mais importância no cenário de grandes empreendimentos mineiros, fundamentada na

estabilidade de taludes dos limites finais da cava, de acordo com o avanço da lavra e aumento da profundidade da escavação.

Acidentes envolvendo deslizamentos de taludes e grandes massas de rocha podem, dependendo de sua amplitude e localização na mina e, dos prejuízos advindos do mesmo em termos de máquinas e equipamentos, inviabilizar a continuidade de uma lavra.



Figura 01 – Desmoronamento em uma mina à céu aberto.

Fonte: Hoek (2006).



Figura 02 – Desmoronamento em mina a céu aberto.

Fonte: Sandvik (2009).

Medidas corretivas para abranger grandes áreas e o uso de telas ou outro suporte artificial são muito caras e difíceis de implementar.



Figura 03 – Rede de proteção contra desmoronamento.

Fonte: Hoek (2006).

O uso dessas telas de proteção é ineficiente para movimentos mássicos, tendo sua aplicabilidade somente no controle de riscos de projeções de blocos instáveis. Nesse contexto, uma medida muito útil e eficiente para a prevenção desses eventos, é a inserção de planos de desmonte modificados próximo ou junto aos limites finais da mina, com o intuito de proteger as estruturas remanescentes fora desses limites, manter a estabilidade dos taludes gerados e ainda, controlar o ângulo de inclinação destes. Tais planos de desmonte modificados são conhecidos como “desmontes controlados”, também chamados de “desmontes de contorno”.

A aplicação eficaz de uma técnica de desmonte controlado apresenta vantagens e benefícios no que diz respeito à segurança e economicidade de uma lavra a céu aberto. Quanto à sua influência econômica, por permitir o aumento do ângulo de talude global, aumenta as reservas recuperáveis de minério e diminui a relação estéril/minério. No que diz respeito à segurança, seu uso previne instabilidades nos taludes e no maciço remanescente, e com isso, diminui os riscos de desmoronamentos de volumes de rocha e também diminui o risco de queda de blocos soltos da face dos taludes.

Por fim, um estudo sobre a aplicação das técnicas de desmonte controlado usadas e uma análise sobre suas variáveis, encontra-se profundamente respaldada quando se trata da concepção de segurança necessária à continuidade dos trabalhos de lavra e também aos custos associados a ela.

3. OBJETIVOS

Fazer uma abordagem sobre as técnicas de desmonte controlado mais usadas na mineração a céu aberto, expondo os benefícios que uma aplicação bem sucedida de alguma delas pode trazer aos trabalhos e operações que envolvem a lavra e a conformação final da cava, em termos de segurança e também econômicos, e principalmente, analisar as variáveis que podem ser ajustadas e rearranjadas nesses tipos de desmonte de acordo com as características do maciço rochoso que está sendo desmontado e dos resultados esperados, chamadas de variáveis controláveis, evidenciando os efeitos que cada uma delas imprime nos resultados do desmonte, no que diz respeito à qualidade e estabilidade dos taludes finais da escavação.

4. METODOLOGIA

Fez-se uma revisão bibliográfica sobre obras na área de desmonte de rochas de forma geral, para dar o embasamento teórico necessário para um estudo sobre as técnicas de desmonte controlado e suas variáveis.

Em seguida, foram observados trabalhos e obras sobre a aplicação do desmonte controlado propriamente dito, baseados fundamentalmente em experiências de campo, evidenciando o respaldo das informações e a relevância do estudo, o que permitiu definir as diferentes técnicas usualmente aplicadas e quais variáveis que influem diretamente no sucesso desse tipo de desmonte, bem como, a maneira como essas técnicas funcionam e os resultados que elas dão, em função dos ajustes e modificações feitas em suas variáveis controláveis.

5. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

5.1 EXPLOSIVOS

Os explosivos seguros e eficientes encontrados no mercado atualmente são o resultado de um processo gradual de evolução que se iniciou há mais de 600 anos e que ainda continua. Em Atlas Powder (1987), fontes literárias apresentam controvérsia e afirmam ser a pólvora negra o primeiro explosivo utilizado pelo homem em operações industriais. Em 1847, o italiano Ascanio Sobreno terminou a descoberta da nitroglicerina, produto tão explosivo quanto inseguro ao manuseio e transporte. Depois disso, duas colisões acidentais envolvendo carregamentos contendo nitrato de amônio e óleo diesel levou os peritos a concluírem que estes produtos, quando em contato, poderiam se comportar como ingredientes de misturas explosivas devido à grande explosão ocorrida.

Segundo Cook (1958), explosivos ou misturas explosivas, são substâncias que devidamente estimuladas por um agente externo, são capazes de reagirem exotermicamente e produzirem consideráveis volumes de gases sob condições de alta temperatura e pressão, num intervalo de tempo curto produzindo uma explosão e gerando produtos gasosos estáveis cujo volume chega a ser 10.000 vezes o volume do furo. Estes estímulos podem ser devido a agentes mecânicos (impacto,

atrito, pressão, vibração etc.), agentes decorrentes do calor (aquecimento, faísca, chama etc.) ou através da ação de outros explosivos (boosters, espoletas, cordéis etc.). São deflagrantes aqueles que se decompõem segundo taxas de até 1000 m/s e utilizam oxigênio do ambiente na reação; são detonantes aqueles que se decompõem a taxas superiores a 1.500 m/s e utilizam exclusivamente o oxigênio molecular da substância para decomposição. As detonações são caracterizadas por altas taxas de reação e altas pressões, de 200 GPa ou 200.000 atm (Crosby, 1998). Os explosivos usados correntemente como ANFO, emulsão, ALANFO etc., constituem-se de uma mistura de substâncias oxidantes e combustíveis cujos principais ingredientes (nitrato de amônia (NH₄NO₃), óleo diesel (C_nH_n,) etc.) não são intrinsecamente explosivos. As proporções entre os ingredientes para a formação da mistura explosiva de ANFO são 94,3% de nitrato de amônia e 5,7% de óleo diesel em massa.

Em 1958, foram testadas nos USA as lamas explosivas (misturas à base de nitrato de amônio, água, óleo diesel, pó de alumínio, nitrato de sódio etc.) que geravam muito mais energia para a realização de trabalho útil como quebra de rochas (Crosby, 1998).

A Tabela abaixo mostra a composição básica de Emulsão e ANFO.

Tabela 1: Composição química de Explosivos tipo ANFO e Emulsão.

Produtos	ANFO	Emulsão
Ingredientes	% em peso	% em peso
Nitrato de Amônio	95,3 %	77,3 %
Água	0 %	16,7 %
Óleo diesel	5,7 %	4,9 %
Oleato de sódio ou Monoleato de ezorbitol	0 %	1,1 %
Total	100 %	100 %

Fonte: Silva, 1998.

A composição química básica das substâncias explosivas modernas é Carbono (C), Nitrogênio (N), Hidrogênio (H) e Oxigênio (O). A reação ideal de decomposição do ANFO (nitrato de amônio [N₂H₄O₃] e óleo diesel [CH₂] pode ser: 3 NH₄NO₃ + CH₂ → CO₂ + 7 H₂O + 3 N₂ e Δ = -904 cal/g. O ANFO produz 970 litros de gás por cada kg de mistura sólida (Kohler, 1993). Neste caso, o Nitrato de

Amônio é o oxidante (ele contém o oxigênio) e o óleo diesel é o combustível. O óleo diesel é oxidado e o nitrato de amônio reduzido, em um curto intervalo de tempo (Hustrulid, 1999).

Os explosivos industriais utilizados na mineração apresentam propriedades que os diferenciam e o qualificam para a correta seleção para cada tipo de desmonte com suas particularidades em termos de fragmentação, lançamento, razão de carregamento, dureza de rocha, malha adotada, restrições ao nível de vibrações, presença de água e clima etc. As principais propriedades são: densidade, velocidade de detonação, resistência à água, volume de gases liberados, toxicidade, RBS, RWS.

5.1.1 Velocidade De Detonação (VOD)

É a velocidade em que ocorre a reação de decomposição da carga explosiva em gases ao longo da coluna de explosivo no furo, sendo um parâmetro direto que controla o ritmo de liberação de energia.

A VOD controla a taxa em que a energia do explosivo é liberada e, por conseqüência, a proporção da energia de choque em relação às parcelas que compõem a energia total. Um explosivo com uma VOD relativamente baixa libera sua energia total a uma taxa mais lenta e a maior parte da energia total, normalmente, se dá em forma de pressão de gás. Já um explosivo de alta velocidade é considerado de alta energia de choque ou brisância. Quanto mais alta a VOD, maior é a capacidade do explosivo de quebrar a rocha (Cameron & Hagan, 1996).

Segundo Crosby (1998), a VOD depende de fatores tais como: (1) composição química do explosivo; (2) densidade; (3) confinamento da carga; (4) diâmetro da carga; (5) presença de água; (6) percentagem de combustível na mistura, (7) iniciação etc. A Figura 04 mostra a VOD de vários explosivos em função do diâmetro da carga confinada.

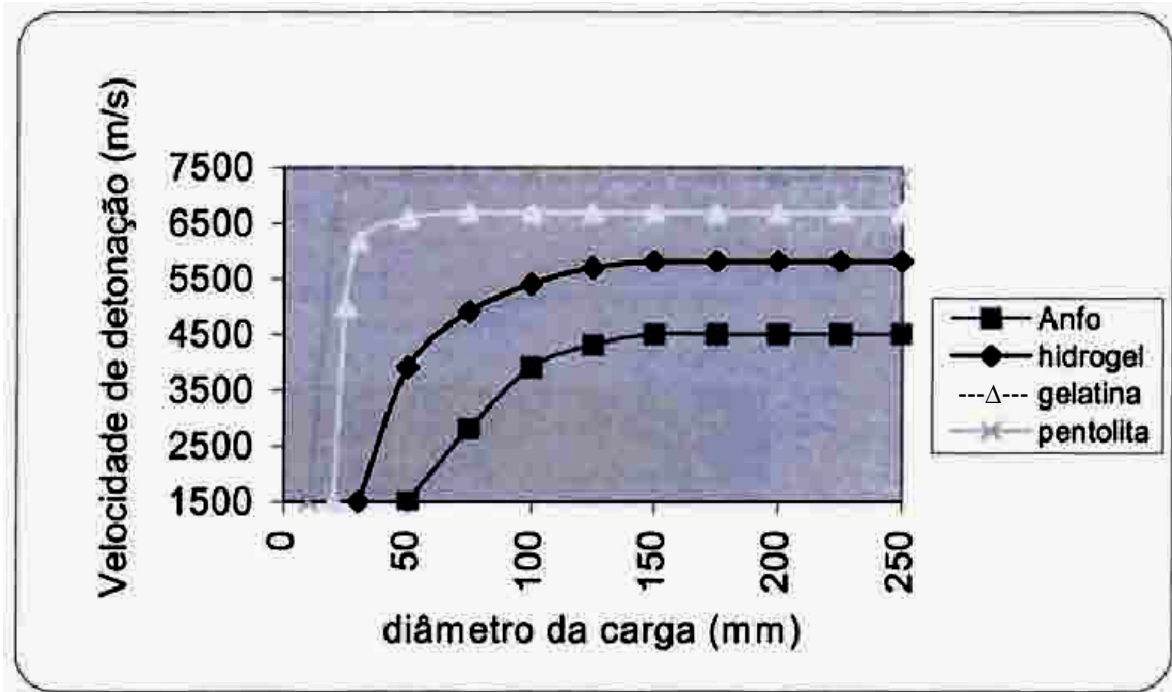


Figura 04: Velocidade de detonação de alguns explosivos em função do diâmetro da carga.

Fonte: Adaptado de Crosby, 1998.

5.1.2 Densidade

É definida como o peso específico do explosivo e é a relação entre a massa e o volume dessa massa, medida em g/cm^3 . A densidade dos explosivos comerciais varia de 0,60 a 1,45 g/cm^3 e é determinada por sua composição, tamanho de grão e a densidade dos componentes (Clark, 1980).

Explosivos muito densos requerem dispositivos especiais de iniciação, mas liberam muita energia, da mesma forma, explosivos de baixa densidade liberam menos energia por unidade de volume. Assim, explosivos mais densos devem ser colocados onde há necessidade de altas quantidades de energia. Em furos de grande profundidade ocorrem variações na densidade real do explosivo dentro do furo devido à pressão estática decorrente do próprio peso do explosivo. A Figura 05 mostra este fenômeno na emulsão, com densidade encartuchada de 1,02 g/cm^3 e diâmetro do furo é de 250 mm.

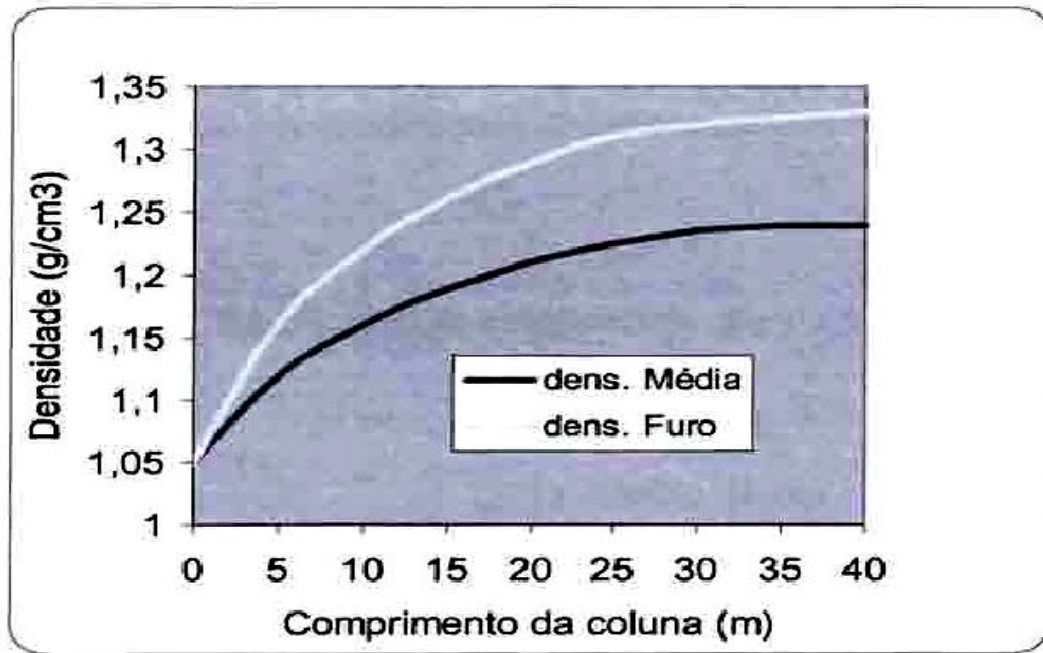


Figura 05: Adensamento da emulsão em furos de 250 mm.

Fonte: Adaptado de Jimeno (1994)

5.1.3 Energia Dos Explosivos

A energia liberada pelos explosivos após a detonação encontra-se, inicialmente, armazenada como energia química. A utilização desta energia é controlada pelas leis de conservação de energia e massa. No processo de detonação nem toda energia dos explosivos é disponibilizada para a realização de trabalho útil (Hustrulid, 1999). Em desmonte de rochas, a energia dos explosivos é responsável pela geração de novas fraturas, extensão de fraturas pré-existentes, deslocamento da massa rochosa e ainda, nos efeitos indesejáveis como ultralancamento, vibração do solo, sobrepressão atmosférica, ruído e calor.

A distribuição de energia para atuar nestes diferentes mecanismos depende do explosivo, das propriedades e do comportamento dinâmico do maciço rochoso e da geometria do desmonte.

A energia dos explosivos, segundo Scott et. al. (1996), é expressa em termos de massa ou volume e é definida como se segue:

- **energia absoluta por massa** (“Absolute Weight Strenght”, AWS): é a medida da quantia absoluta de energia disponível em cada unidade de massa do

explosivo. Geralmente, é expressa em cal/g. Ex.: AWS do ANFO = 900 cal/g (energia termoquímica).

- **energia absoluta por volume** (“Absolute Bulk Strenght”, ABS): é a quantia absoluta de energia disponível por unidade de volume de explosivo. É geralmente expressa em cal/cm³. Pode ser calculada pela multiplicação da AWS pela densidade do explosivo.
- **energia relativa por massa** (“Relative Weight Strenght”, RWS): é a medida da energia disponível por unidade de massa de um explosivo, comparada a um explosivo padrão. Para aplicações comerciais, o explosivo padrão é normalmente o ANFO, enquanto que para os explosivos militares, é o tri-nitro-tolueno (TNT). A RWS é calculada pela divisão do AWS do explosivo pela AWS do explosivo padrão, multiplicando o resultado por 100.
- **energia relativa por volume** (“Relative Bulk Strenght”, RBS): é definida como a energia contida em uma unidade de volume de explosivo, comparada a um igual volume de um explosivo padrão (ANFO ou TNT). A RBS pode ser calculada pela razão entre a RWS do explosivo e do ANFO multiplicada pela corresponde razão das densidades.

É conveniente usar o desempenho do ANFO como base de comparação com outros explosivos por ser amplamente usado, simples de fazer e com um desempenho consistente.

5.1.4 Balanço De Oxigênio

O balanço de oxigênio é definido como a concentração de oxigênio suficiente para oxidar completamente todos os combustíveis de uma mistura (óleo diesel, serragem, carvão, palha de arroz etc.) presentes na reação. Enquanto o excesso de oxigênio permite a reação com o nitrogênio da mistura para formação de NO e NO₂, a sua falta possibilita a geração de CO. Além de altamente tóxicos para o ser humano, esses gases reduzem a temperatura da reação e, conseqüentemente, diminuem o potencial energético e a eficiência do explosivo.

Teoricamente, os gases produzidos na detonação com balanço zero de oxigênio são: CO₂, H₂O e N₂. Na realidade pequenas quantidades de NO, CO, NH₂ e outros gases são produzidos. Nos explosivos comerciais, o balanço de oxigênio

deve ser o mais próximo de zero para minimizar a produção de gases tóxicos, tais como CO e NOx.

5.1.5 Pressão De Detonação e Pressão Do Furo

A pressão de detonação é a pressão dentro da frente de detonação, ou seja, é a pressão da onda de detonação durante a viagem ao longo da carga explosiva. Esta pressão é a principal responsável pela geração de uma onda de choque na rocha que circunda a carga explosiva. A magnitude desta onda reflete a energia de choque do explosivo e é o seu efeito que causa a fratura da rocha (Cameron & Hagan, 1996).

A pressão de detonação é uma função da densidade do explosivo e da velocidade de detonação. Uma fórmula usualmente aceita para o cálculo da pressão de detonação (P_d), em MPa, é dada por Bjarnholt (1980):

Equação 01:
$$P_d = 0,25 \times p \times (VOD)^2$$

onde p é a densidade do explosivo, em kg/m^3 , e VOD é a velocidade de detonação do explosivo, em km/s.

A pressão do furo (P_e) é a pressão exercida na rocha que circunda a carga explosiva pela expansão dos gases gerados na detonação (Atlas Powder Company, 1987). A pressão exercida pelos gases e o intervalo de tempo no qual isto ocorre é uma medida da energia do gás do explosivo. Esta energia é normalmente conhecida como energia de lançamento ou deslocamento.

A intensidade da pressão do furo é uma função do confinamento da carga explosiva e da temperatura do gás gerado. A pressão do furo é normalmente expressa como uma porcentagem da pressão de detonação. Este valor pode variar de 30% a 70% para diferentes tipos de explosivos e condições de carga, mas a média é de aproximadamente 50% (Atlas Powder Company, 1987).

A energia total liberada pela detonação de um explosivo é a soma da energia de choque e da energia de lançamento ou deslocamento.

Tabela 02 - Algumas propriedades dos explosivos industriais.

Produto	Velocidade de Detonação (m/s)	Densidade (g/cm ³)	Energia da Explosão (cal/g)	Pressão de Detonação (Kbar)	Volume de Gases (l/kg)
Dinamites especiais	2700 - 5700	1,40	935	25 – 144	-
Dinamite amoniacal	4700	1,25	664	69	821
Gelatina	7500 - 7800	1,50	1430	225	740
Gelatina amoniacal	5000	1,32	1125	83	900
Semi-gelatina	4900 - 5100	1,24 – 1,30	890 – 950	74 – 85	800 – 810
ANFO (($\phi=6''$))	3500	0,85	900	28	1050
ANFO + Al 2 12%	4500 - 4700	0,86 – 0,90	960 – 1360	43 – 47	900 – 1030
Lama	3300 - 5400	1,05 – 1,15	700 – 1400	28 – 80	-
Emulsão (1 a 2'')	5100 - 5800	1,10 – 1,18	710 – 750	72 – 79	900 – 1000
ANFO Pesado	3620 - 4130	1,34 – 1,37	630 - 865	44 - 56	1045 - 1120

Fonte: (Silva, 2007).

5.2 SISTEMAS E ACESSÓRIOS DE INICIAÇÃO

Os sistemas e acessórios de iniciação são projetados para ativar as cargas explosivas nas seguintes situações:

- A uma distância segura;
- Em um tempo pré-determinado;
- Em uma seqüência pré-determinada;
- Com intervalos de tempos pré-determinados entre detonações sucessivas.

Os sistemas de iniciação atuais compõem-se de explosivos e componentes inertes que transmitem sinais para as cargas explosivas através de meios elétricos e não-elétricos. Eles são total ou parcialmente consumidos na detonação. Pequenas quantidades de tubos plásticos ou fios permanecem na pilha de material desmontado.

Os sistemas de iniciação não-elétrica utilizam reações químicas, que podem variar de uma pequena queima a uma detonação rápida e violenta, para iniciar as cargas explosivas diretamente ou via detonadores não-elétricos. Os sistemas de iniciação elétrica necessitam de acessórios que possam gerar ou armazenar energia elétrica; esta energia é transmitida para os detonadores elétricos por um circuito de condutores isolados eletricamente. Em alguns casos, a combinação de sistemas de iniciação elétrica e não-elétrica é utilizada para iniciar os desmontes, mas existe uma tendência global que aponta para os sistemas de iniciação não-elétrica.

Atualmente dispõe-se de uma gama de sistemas de iniciação. A diversidade de produtos se faz necessária devido a grande variação de condições de aplicação e operação. Selecionar o sistema mais correto para uma determinada aplicação requer a consideração de fatores na qual se incluem:

- Tipo de explosivo e método de carregamento;
- Comprimento, inclinação e diâmetro do furo;
- Necessidade de “*decking*”, material e tipo de tampão;
- Propriedades do maciço rochoso e temperatura do furo;
- Resultados do desmontes desejados (em termos de fragmentação, liberação, perfil da pilha de material desmontado, *overbreak* etc.);
- Limitações ambientais, incluindo limites de sobrepressão atmosférica e vibração do terreno;
- Tamanho do desmonte de rocha e número de retardos necessários;
- Duração do carregamento ou período de permanência da carga no furo antes da detonação;
- Presença de lençol freático e pressões hidrostáticas.

Se o acessório iniciador não transmitir a energia de ativação satisfatória para ocasionar uma iniciação desejável, pode resultar, simplesmente, na queima dos explosivos, sem detoná-lo. A eficiência da explosão está intimamente ligada ao

modo pelo qual foi iniciada, pois, sabemos que, se a energia desenvolvida for inferior a energia inicial de ativação, a reação não se propagará.

5.3 PRINCIPAIS ACESSÓRIOS TRANSMISSORES DE ENERGIA

5.3.1 Estopim de Segurança

O estopim de segurança, ou estopim, conduz chama com velocidade uniforme a um tempo de queima constante de 140 s (± 10 s) por metro, para ignição direta de uma carga de pólvora ou detonação de uma espoleta simples. Constituída de um núcleo de pólvora negra, envolvida por materiais têxteis que, por sua vez, são envolvidos por material plástico ou outro, visando sua proteção e impermeabilização. Para se iniciar o estopim, poder-se-á usar palitos de fósforos comuns e isqueiros.

5.3.2 Espoleta Simples

Alfred Nobel, conhecedor do poder da nitroglicerina, por vários anos tentou criar uma carga de iniciação que pudesse detonar este explosivo. Após várias tentativas fracassadas, utilizando-se de uma mistura de pólvora negra e nitroglicerina, observou que a nitroglicerina molhava a pólvora negra reduzindo assim a capacidade de queima. Então, no ano de 1863 ele desenvolveu o que seria chamado do primeiro protótipo da espoleta simples.

A espoleta simples consta de um tubo, de alumínio ou cobre, com uma extremidade aberta e outra fechada, contendo em seu interior uma carga detonante constituída por uma carga chama primária, ou de ignição, cujo explosivo é a azida de chumbo, e uma carga básica de PETN - Tetranitrato de pentaeritritol ($C_2H_4N_2O_6$). A razão destas duas cargas é devido ao fato de que a azida de chumbo é um explosivo fulminante que pode ser iniciado à custa de uma fagulha. A azida de chumbo, uma vez iniciada pela faísca do estopim, faz detonar a carga de PETN.

A cápsula de cobre só é usada para casos particulares, porque a presença de umidade contendo gás carbônico, a azida de chumbo pode se transformar em azida de cobre, que é muito mais sensível e, portanto, mais perigosa.

5.3.3 Espoletas Elétricas

As exigências do mercado com relação à necessidade de um acessório que oferecesse um maior controle da detonação levaram H. Julius Smith a inventar a espoleta elétrica em 1876. A grande idéia que este cientista teve foi a de utilizar o conceito da lâmpada e da espoleta simples, para criar a espoleta elétrica. Esta novidade, que poderia ser chamada de cruzamento entre os dois acessórios, tinha como princípio de funcionamento uma fonte de energia elétrica que gerava um aquecimento pelo efeito *joule*, em uma ponte de fio altamente resistente, incandescente, capaz de desencadear a detonação da carga explosiva de ignição da cápsula, formada por uma pequena substância pirotécnica.

A espoleta elétrica é um iniciador ativado por corrente elétrica. O tipo instantâneo funciona em tempo extremamente curto quando a corrente circula pela ponte elétrica.

O tipo retardo, por ação de um elemento de retardo, proporciona um tempo de espera controlado entre suas iniciações e a detonação da espoleta propriamente dita. As espoletas elétricas são empregadas em trabalhos cuja iniciação deva ser controlada com rigor ou em condições onde não seja possível o uso do cordel detonante. Por questão de segurança, devido a possibilidade de interferência na iniciação por ondas de radiofrequência, seu uso é restringido.

5.3.4 Cordel Detonante

O cordel detonante é um acessório de detonação consistindo, essencialmente, de um tubo de plástico com um núcleo de explosivo de alta velocidade - nitropenta ($C_5H_8N_4O_{12}$) - e de materiais diversos que lhe dão confinamento e resistência mecânica.

O cordel detonante é usado para iniciar cargas explosivas simultaneamente, ou com retardos em lavra a céu aberto e/ou subsolo. Os cordéis desenvolvidos para tarefas específicas contêm cargas centrais que variam de 1,5 g/m a 85 g/m, recobertos por proteções apropriadas. Muito embora a alta velocidade e violência de explosão, o cordel detonante é muito seguro no manuseio e impermeável. Vantagens do cordel detonante em relação às espoletas elétricas:

a) as correntes elétricas não o afetam;

- b) permite o carregamento das minas em regime descontínuo, com o uso de espaçadores;
- c) é muito seguro, pois, não detona por atrito, calor, choques naturais ou faíscas;
- d) detona todos os cartuchos, ao longo dos quais está em contato.

A iniciação do cordel se faz com espoletas simples ou instantâneas, firmemente fixadas ao lado do cordel detonante com fita adesiva, e com sua parte ativa, isto é, o fundo, voltado para a direção de detonação. A Figura 06 mostra alguns tubos de cordel detonante.



Figura 06 – Cordel detonante.

Fonte: Britanite, 2008.

5.3.5 Retardo Bidirecional não elétrico para Cordel Detonante

O retardo de cordel é um tubo metálico, revestido de plástico, iniciado em um dos extremos pelo cordel, ao passar pelo dispositivo, sofre uma queda de velocidade, enquanto queima o misto de retardo. Terminada esta queima, ele detona o cordel na sua extremidade. Os retardos são utilizados para seccionar a detonação das cargas do desmonte e seqüenciá-las, a fim de se melhorar a eficiência do desmonte e reduzir os níveis de vibração gerados pela detonação. Os retardos de cordel, denominados “osso de cachorro”, são fabricados com os seguintes tempos de retardos: 5 ms, 10 ms, 20 ms, 30 ms, 50 ms, 75 ms, 100 ms, 200 e 300 ms. A figura 07 apresenta exemplos desses retardos.



Figura 07 – Retardos.

Fonte: Britanite, 2008.

5.3.6 Sistema Não Elétrico Com Linha Silenciosa

O sistema não elétrico de iniciação, com linha silenciosa, foi desenvolvido por P. A. Person, nos laboratórios da empresa Nitro Nobel, na Suécia, entre 1967 e 1968. Consiste basicamente de uma espoleta comum, não elétrica, conectada a um tubo de plástico transparente, altamente resistente, com diâmetro externo e interno de 3 mm e 1,5 mm, respectivamente. O tubo plástico contém, em média, uma película de PETN pulverizada de 20 mg/m de tubo, que, ao ser iniciada, gera uma onda de choque, causada pelo calor e expansão dos gases dentro do tubo, que se propaga com uma velocidade, aproximadamente, de 2000 m/s. Essa reduzida carga explosiva, geradora da onda de choque, que se desloca, não chega a afetar o lado externo do tubo, porém, inicia a espoleta instantânea ou o retardo. O sistema oferece inúmeras vantagens quando comparado a outros acessórios. Entre elas, baixo ruído, é insensível à corrente elétricas e parasitas, não destrói parte da coluna de explosivo dentro do furo, diferentemente do cordel, seu tubo não detona nenhum tipo de explosivo comercial, permite a iniciação pontual, contribuindo para diminuir a carga por espera.

5.3.7 Detonador Eletrônico

Acompanhando a evolução tecnológica, a indústria desenvolveu o Sistema de Retardo Eletrônico, que consiste de uma espoleta de retardo eletrônico, fácil de

usar, programável, para todo tipo de desmorte civil, podendo ser usado tanto em obras a céu aberto como subterrâneas.

O detonador eletrônico apresenta o mesmo layout e diâmetro de uma espoleta elétrica de retardo convencional. A grande diferença reside em que cada espoleta pode ter seu tempo de retardo programado individualmente. Contém, em média, 790 mg de PETN (Tetra Nitrato de Penta Eritritol), como carga de base, e 90 mg de azida de chumbo, como carga primária, ponte de fio de alta resistência (inflamador) e um circuito eletrônico que contém um microchip inteligente e dois capacitores eletrônicos - um para assegurar a autonomia do detonador e o segundo para iniciar o inflamador. Ideal para uso nos altos explosivos comerciais sensíveis à espoleta, podendo também, ser usado para a detonação de boosters.

5.4 MECANISMOS DE RUPTURA DA ROCHA

A interação entre explosivo e maciço rochoso circundante é função das propriedades de detonação do explosivo e das propriedades físicas e dinâmicas do maciço rochoso adjacente. As teorias de fragmentação da rocha e os mecanismos de formação da pilha de fragmentos (“muckpile”) estão baseadas na interação do explosivo detonante com a rocha circundante. Um entendimento do mecanismo de fragmentação da rocha por explosivos possibilita que o responsável pelo desmorte consiga uma fragmentação econômica do maciço rochoso, ao mesmo tempo em que também minimiza os efeitos adversos da detonação fora do perímetro da escavação.

A finalidade de qualquer desmorte por explosivo é de converter a rocha em vários fragmentos menores para que possam ser escavados, transportados e britados pelos equipamentos disponíveis. Para isso, são necessários 4 fatores: i) fragmentação suficiente; ii) deslocamento, movimentação e lançamento da pilha ; iii) redução dos problemas ambientais; iv) mínimo de dano ao maciço remanescente .

5.4.1 Fase Dinâmica

A fase dinâmica é o início do processo de fragmentação e corresponde a ação das ondas de choque. Inicia pela deflagração da reação química do explosivo, termodinamicamente instável. Nos primeiros instantes da detonação, a energia é transmitida para o maciço rochoso vizinho, na forma de uma onda de compressão,

exercendo uma pressão que atinge valores acima de 18.000 atm, superando a resistência dinâmica à compressão da rocha, causando trituração e/ou pulverização de parte da rocha imediatamente adjacente às paredes do furo.

Para SCOTT (1996), a fase dinâmica corresponde à fase de choque representada pelas ondas de tensão P (compressão) e S (cisalhamento) associadas à rápida aceleração da explosão da parede do furo. As primeiras fraturas na rocha se originam em frações de mili-segundos após a detonação. A frente de uma onda de choque se propaga a uma velocidade muito maior que as fendas radiais (Langefors, 1973).

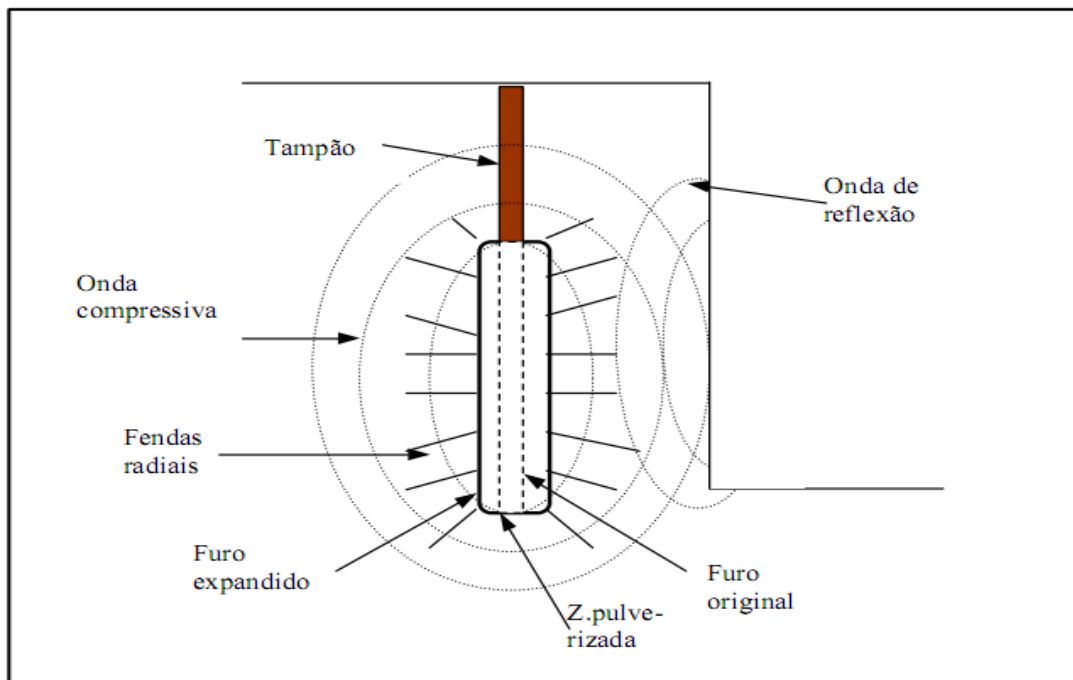


Figura 08: Efeitos da onda de choque no maciço rochoso.

Fonte: Sarma, 1994.

Quando a frente da onda de tensão se propaga, um volume cilíndrico de rocha ao redor do furo é submetido a uma intensa compressão radial, desenvolvendo-se esforços de tração tangenciais. Se essas tensões superam a resistência dinâmica à tração da rocha, forma-se uma zona com alta densidade de fraturas radiais. Esta zona termina de forma brusca a uma distância em que a tensão tangencial da onda já não é capaz de criar novas fissuras (Jimeno et al., 1994).

A fase dinâmica finda com o surgimento gradativo das fraturas tangenciais a partir das faces livres. Quando a onda de choque compressiva possui energia

suficiente para alcançar a face livre e retornar refletida com amplitude de tensão superior à resistência de tração do maciço rochoso, resulta em fragmentação adequada. A resistência a tração nas rochas é cerca de 10 a 15 vezes menor que a resistência a compressão.

5.4.2 Fase Semi-Estática

Esta fase corresponde à ação da pressão dos gases de detonação. Trata-se do trabalho mecânico realizado durante o processo de expansão ou descompressão dos gases da detonação. Ao percorrem pelas fendas e pelas microfissuras resultantes da fase dinâmica, os gases gerados da detonação agem através da ação de cunhas, propagando fendas e fraturas. Assim, separam parte do maciço rochoso em fragmentos de rochas. Na medida em que os gases são liberados, ocorre o lançamento dos blocos, consumando-se o desmonte de rocha propriamente dito (Magno, 2001). A figura 09 representa um resumo dos mecanismos de ruptura da rocha.

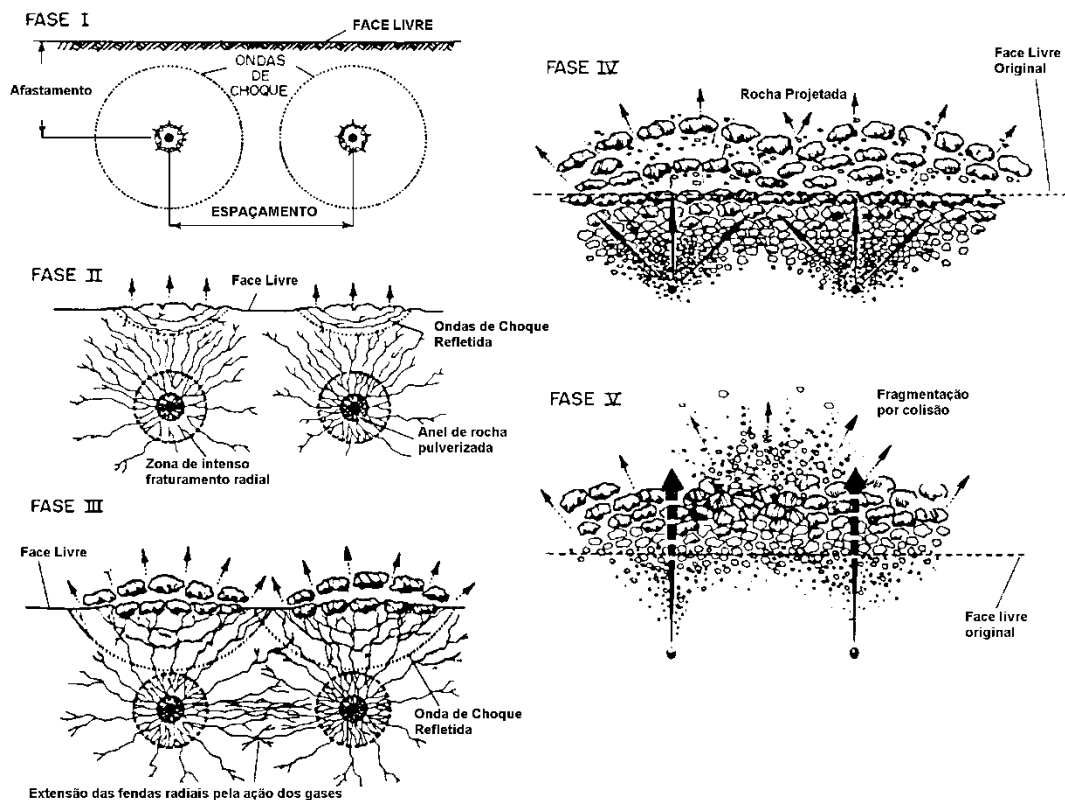


Figura 09 – Principais mecanismos de ruptura da rocha.

Fonte: Silva, 2007.

5.5 ELEMENTOS DO PLANO DE FOGO

A elaboração de um plano de fogo inclui a determinação de alguns parâmetros geométricos, cruciais para a qualidade do desmonte, sendo muito importante o correto dimensionamento destes em uma análise individual e mais ainda quando são observados a partir de uma ótica global do processo, em função da forma dinâmica e complexa de interação de uns com os outros, e destes com o maciço rochoso, para que se possam alcançar os resultados esperados de um desmonte.

Não obstante, devido a grande heterogeneidade das rochas e das características geomecânicas dos maciços rochosos, o método de cálculo do plano de fogo deve basear-se em um processo contínuo de ensaios e análises que constituem o ajuste por tentativa até se obter a fragmentação desejada e, um controle estrutural e ambiental satisfatórios.

A figura 10 ilustra os principais parâmetros geométricos de um plano de fogo em bancada de mina a céu aberto. Estes parâmetros são: H: altura do banco; D: diâmetro do furo; L: comprimento do furo; d: diâmetro da carga; B: afastamento; S: espaçamento; Be: afastamento efetivo; Se: espaçamento efetivo; LV: comprimento do desmonte; AV: largura do desmonte; T: tampão; s: subperfuração; l: comprimento da carga; α : ângulo de saída; 1: repé; 2: meia cana do furo; 3: rocha saliente; 4: sobreescavação; 5: fenda de tração; 6: fraturas do maciço; 7: cratera e 8: carga desacoplada.

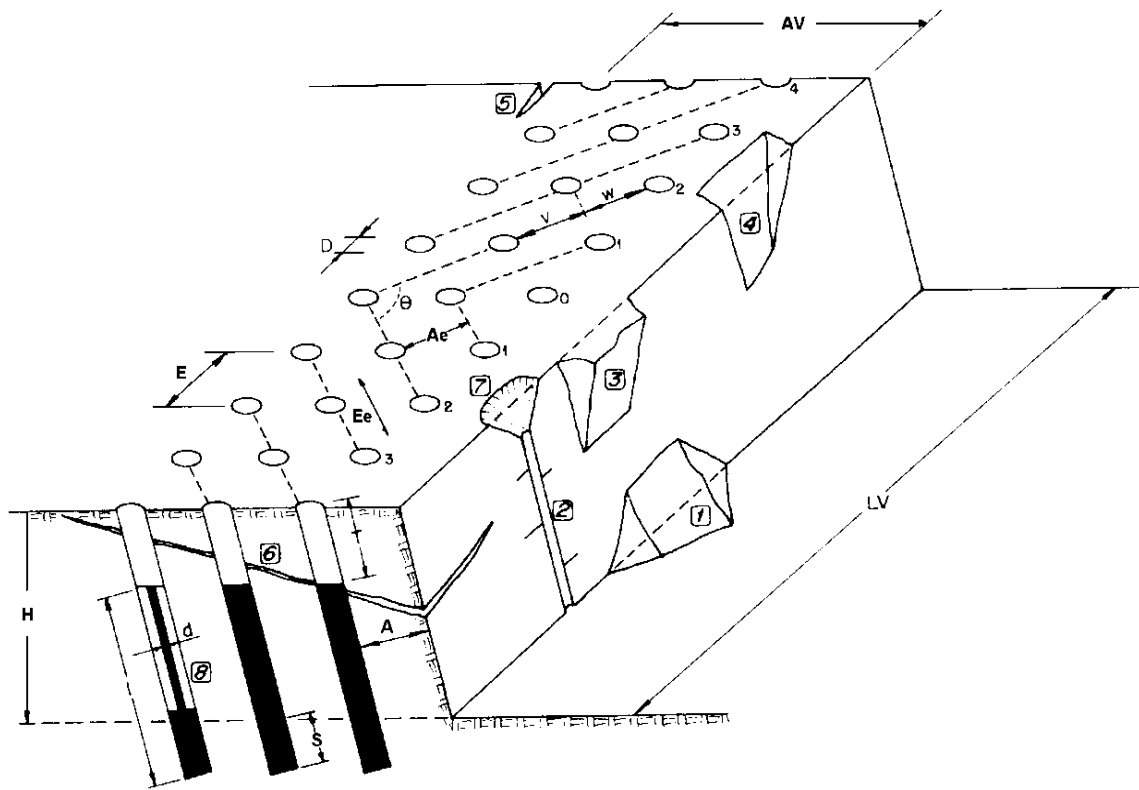


Figura 10: Bloco diagrama com os parâmetros geométricos de um plano de fogo.
Fonte: Hustrulid, 1999.

5.5.1 Diâmetro De Perfuração

Em furos para detonações, há vários fatores que influem na escolha do diâmetro, por exemplo, o tamanho desejado dos fragmentos, após a detonação; o tipo de explosivo a ser utilizado, a vibração admissível do terreno durante a detonação etc. Em grandes pedreiras e outras minerações a céu aberto, furos de grande diâmetro apresentam menores custos de perfuração e detonação por m^3 ou tonelada de rocha escavada. A seleção do diâmetro de perfuração depende, também, da produção requerida, do ritmo de escavação, da altura da bancada e das características da rocha (Silva, 1998).

Nas operações em mineração a céu aberto e pedreiras, os diâmetros dos furos geralmente variam de 75 mm (3"), para perfuratrizes a percussão, a furos de grande diâmetro, como 381mm (15"), para grandes perfuratrizes rotativas (Cameron & Hagan, 1996).

Quando a rocha é muito resistente e de difícil fragmentação, furos de diâmetro menor têm a vantagem de distribuir melhor a energia do explosivo em todo o maciço a ser detonado, conferindo melhores resultados ao desmonte. Quando o espaçamento entre as descontinuidades é grande e divide o maciço rochoso em grandes blocos, uma fragmentação satisfatória é freqüentemente obtida quando cada bloco é interceptado por um furo. Isto usualmente requer o uso de furos de diâmetro menor e malha de perfuração mais adensada. Em rochas com descontinuidades pouco espaçadas, a fragmentação tende a ser controlada estruturalmente. Por esta razão, o aumento do diâmetro do furo pode ser conveniente (Cameron & Hagan, 1996).

5.5.2 Subperfuração

A subperfuração corresponde ao comprimento perfurado abaixo do nível do piso da bancada ou do “grade” a ser atingido pela detonação. As operações de escavação eficientes requerem que a fragmentação no piso da bancada seja tal que permita uma fácil escavação. As condições de fragmentação do pé da bancada são muito influenciadas pelo comprimento de subperfuração utilizado (Silva, 1996).

A subperfuração ótima varia com as propriedades do maciço rochoso, o tipo de carga de fundo, o diâmetro e a inclinação do furo e com a localização das escorvas na carga explosiva (Atlas Powder, 1987)

A necessidade da subperfuração decorre do engasgamento da rocha no pé da bancada. Caso não seja observada esta subperfuração, a base não será arrancada segundo um ângulo de 90° e o pé da bancada não permanecerá horizontal, mas formará o que é conhecido como “repé”. O repé exigirá perfurações secundárias de acabamento, grandemente onerosa e de altos riscos para os operários e os equipamentos (Silva, 1996).

Em maciços rochosos resistentes, uma subperfuração efetiva de 8 x D (oito vezes o diâmetro do furo) é normalmente satisfatória (Cameron e Hagan, 1996).

5.5.3 Tampão

É a parte superior do furo que não é carregada com explosivos, mas sim com terra, areia ou outro material inerte bem socado a fim de confinar os gases do explosivo. O material do tampão deve ser angular para funcionar apropriadamente. Detritos de perfuração devem ser evitados.

O adequado confinamento é necessário para que a carga do explosivo funcione adequadamente e emita a máxima de energia para o maciço rochoso, bem como para o controle da sobrepressão atmosférica e o ultralançamento dos fragmentos rochosos. Quando o comprimento do tamponamento aumenta de seu valor ótimo, mais trabalho efetivo é realizado na rocha ao longo de cada carga explosiva, mas a fragmentação acima do topo da carga torna-se mais grosseira.

5.5.4 Malha de Perfuração: Afastamento e Espaçamento

A malha dos furos varia enormemente e depende do diâmetro do furo, das propriedades da rocha, das propriedades dos explosivos, do grau de fragmentação e deslocamento requeridos, e da altura da bancada.

Os resultados de modelagem de desmonte confirmados e a considerável experiência de operação têm mostrado que a fragmentação e a produtividade são geralmente maiores nas malhas escalonadas do que nas outras geometrias retangulares ou quadradas. A diferença entre estes dois tipos de malha aumenta com o espaçamento médio das fissuras e com a resistência da rocha (Cameron e Hagan, 1996).

O afastamento é definido como a distância entre a face livre da bancada e a primeira linha do fogo ou a distância entre as linhas da detonação. O valor do afastamento (B) é função do diâmetro do furo, das características da rocha e do tipo de explosivo utilizado. A experiência tem mostrado que a carga explosiva é mais eficiente onde o afastamento é aproximadamente igual a 25 a 35 vezes o diâmetro do furo. Uma fórmula empírica útil no cálculo do afastamento é expressa por (Silva, 1998):

Equação 02:
$$B = 0,0123 \times \left[2 \times \left(\frac{\rho_e}{\rho_r} \right) + 1,5 \right] \times D_e$$

onde B é o afastamento (m); ρ_e e ρ_r são as densidades do explosivo e da rocha (g/cm³), respectivamente, e D_e é o diâmetro do explosivo (mm).

Se o afastamento estiver muito pequeno, a rocha irá ser projetada a uma considerável distancia da face. Os níveis de pulso de ar são altos e a fragmentação poderá ser excessivamente fina. Por outro lado, se estiver excessivamente grande, resultará em grande emissão de gases dos furos contribuindo para um ultralaçamento dos fragmentos rochosos a grandes distancias, crateras verticais, alto nível de onda aérea e vibração do terreno. A fragmentação da rocha pode ser extremamente grosseira e problemas no pé da bancada podem ocorrer.

O espaçamento é definido como a distância entre os furos de uma mesma linha do fogo. A seguinte expressão empírica pode ser usada para calcular o valor do espaçamento (Silva, 1998):

Equação 03:
$$S = 0,23 \times (H + 2B)$$

onde S é espaçamento (m); B é o afastamento (m) e H é a altura do banco (m).

O afastamento efetivo (B_e) e o espaçamento efetivo (S_e) não dependem somente da geometria dos furos, mas também da seqüência de iniciação. Como ilustrado na Figura 11, uma malha quadrada que é detonada linha por linha, resulta em um afastamento efetivo igual ao afastamento entre linhas sucessivas. Por outro lado, uma malha idêntica pode ser detonada de forma estagiada, resultando em afastamentos e espaçamentos completamente diferentes (Cameron & Hagan, 1996).

É importante verificar a relação entre o espaçamento e o afastamento (razão S/B). Malhas de perfuração com razões S/B demasiadamente altas podem levar a uma má fragmentação na linha média dos espaçamentos. Em rochas duras com resistência à compressão superior a 100MPa, recomenda-se uma relação S/B = 1,15 a 1,30. Em rochas friáveis, pode-se adotar as malhas alongadas com razão S/B superior a 1,75 (Silva, 1998).

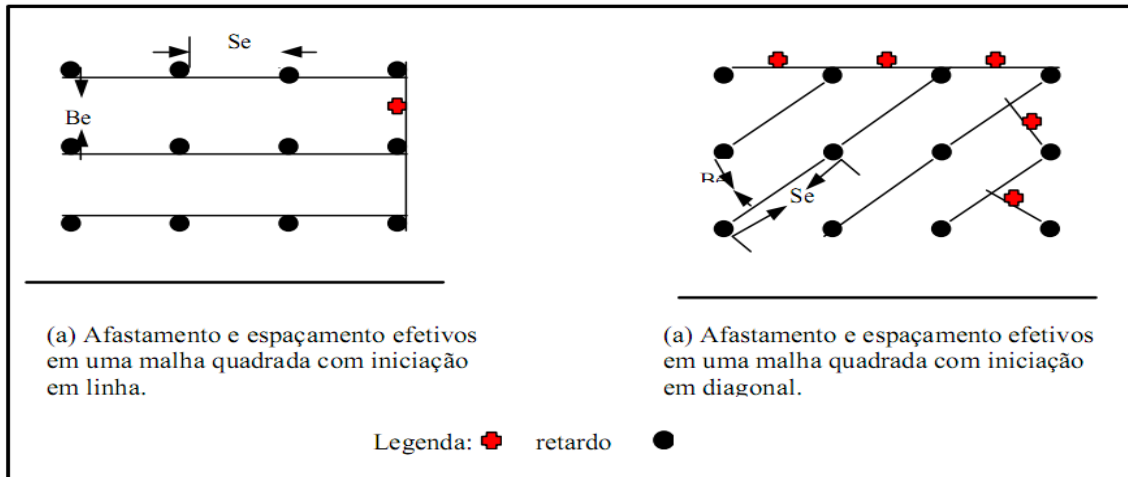


Figura 11: Afastamento e espaçamento efetivos para uma malha de perfuração.
Fonte: Cameron & Hagan, 1996.

5.5.5 Razão de Carga

A razão de carga é a massa de explosivo usada para desmontar um metro cúbico ou uma tonelada de rocha.

É normalmente expressa em g/m³ ou g/t. A razão de carga pode ser calculada a partir da expressão:

Equação 04:
$$R_c = \frac{1000 \times Q_e}{A \times E \times H \times \rho_e}, \text{ em g/t}$$

onde Q_e é a massa de explosivo por furo (kg); A é o afastamento (m); E é o espaçamento (m); H é a altura do banco (m) e ρ_e é a densidade da rocha (g/cm³).

Muita importância tem sido dada à razão de carga como um critério do plano de fogo. Como as razões de carga são definidas pela massa em vez da energia do explosivo, uma comparação direta entre dois explosivos diferentes talvez não seja possível a partir deste fator (Cameron e Hagan, 1996).

5.6 TÉCNICAS DE DESMONTE CONTROLADO

5.6.1 Pré-corte - *Presplitting*

A técnica de desmonte controlado mais usada na mineração a céu aberto é o *presplitting*, também conhecido como pré-corte. Consiste em uma linha de furos de pequeno diâmetro ao longo do plano limite de escavação, com pequeno

espaçamento entre os mesmos, comumente perfurados por equipamento roto-percussivo, carregados levemente e detonados antes do desmonte de produção normal. Os furos geralmente não são tamponados. A iniciação dos furos de pré-corte pode também ser realizada juntamente com o desmonte principal, mas deve-se adiantar em um intervalo de tempo em torno de 100 ms. Prática comum no pré-corte é modificar a última linha de furos do desmonte principal, passando a ser chamada de linha de amortecimento. As modificações são reduções na malha e no carregamento.

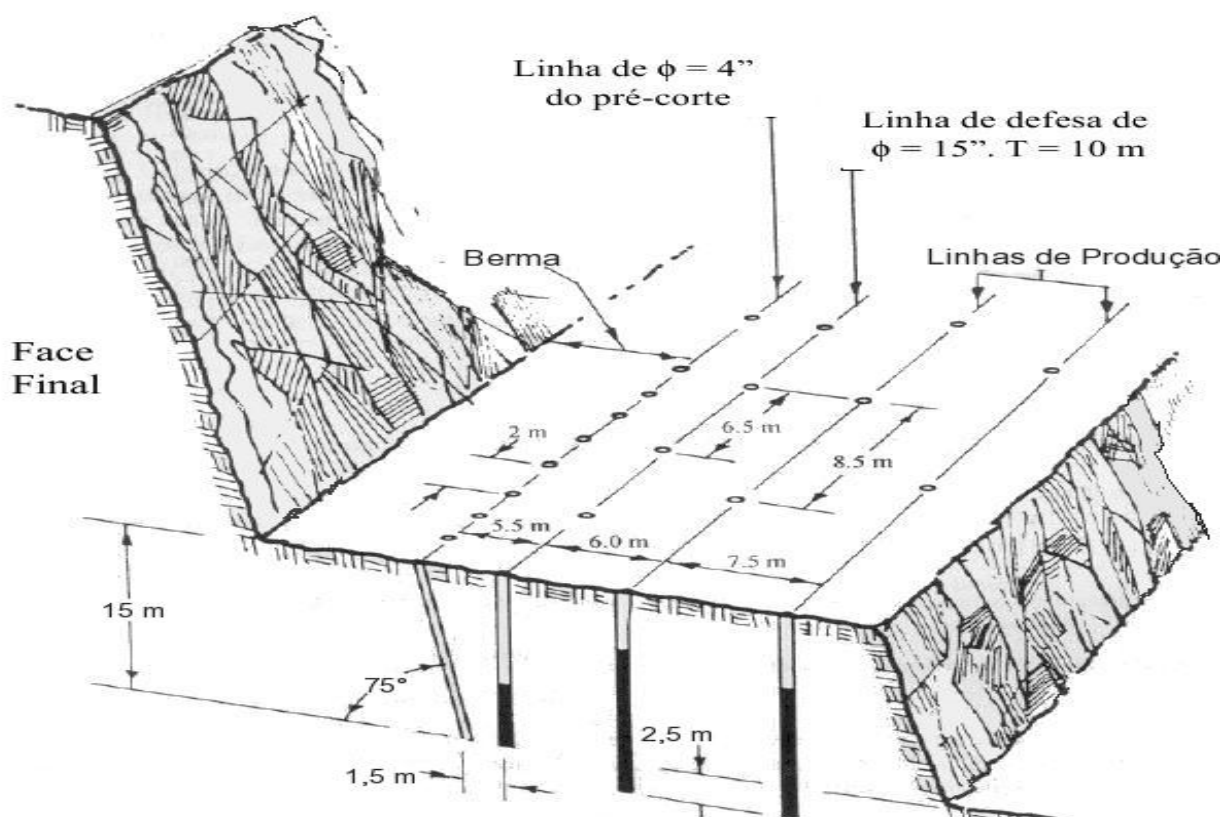


Figura 12 – Pré-corte.

Fonte: Silva (2007).

Este método, cria no maciço rochoso uma fratura necessária e capaz de dissipar a expansão dos gases da detonação principal, evitando que os mesmos penetrem nas fraturas e descontinuidades do maciço e, também serve como superfície livre para reflexão das ondas de choque provindas do desmonte principal, minimizando potencialmente o aparecimento de danos no talude final. A Figura 12 esquematiza um plano de fogo típico do pré-corte.

É relevante atentar que a própria detonação das cargas da linha de pré-corte pode causar *backbreaks*, fraturas na crista ou blocos soltos na face do talude. As

principais causas para esses danos são espaçamento excessivamente pequeno e excesso de carga. O *presplitting* deve ser projetado para cortar a rocha sem exceder a sua resistência a compressão dinâmica e causar esmagamento e fraturamento da rocha ao redor do furo. Em uma aplicação bem sucedida são claramente visíveis as meias-canas dos furos.

A técnica do pré-corte gera bons resultados tanto com relação à estabilidade quanto com a estética dos taludes finais em maciços competentes, porém o sucesso do método é prejudicado com o aumento do fraturamento do maciço.

5.6.2 Pós Corte - *Smooth Blasting*

Esta técnica é também chamada de pós corte, e também executa uma linha de furos, com espaçamento e diâmetro inferiores aos usados no fogo principal, no limite de escavação planejado, mas estes são detonados depois do desmonte de produção principal. O que se busca é remover ou cortar o excesso de material que ainda continua preso a frente do talude final após a detonação principal e melhorar sua estabilidade.

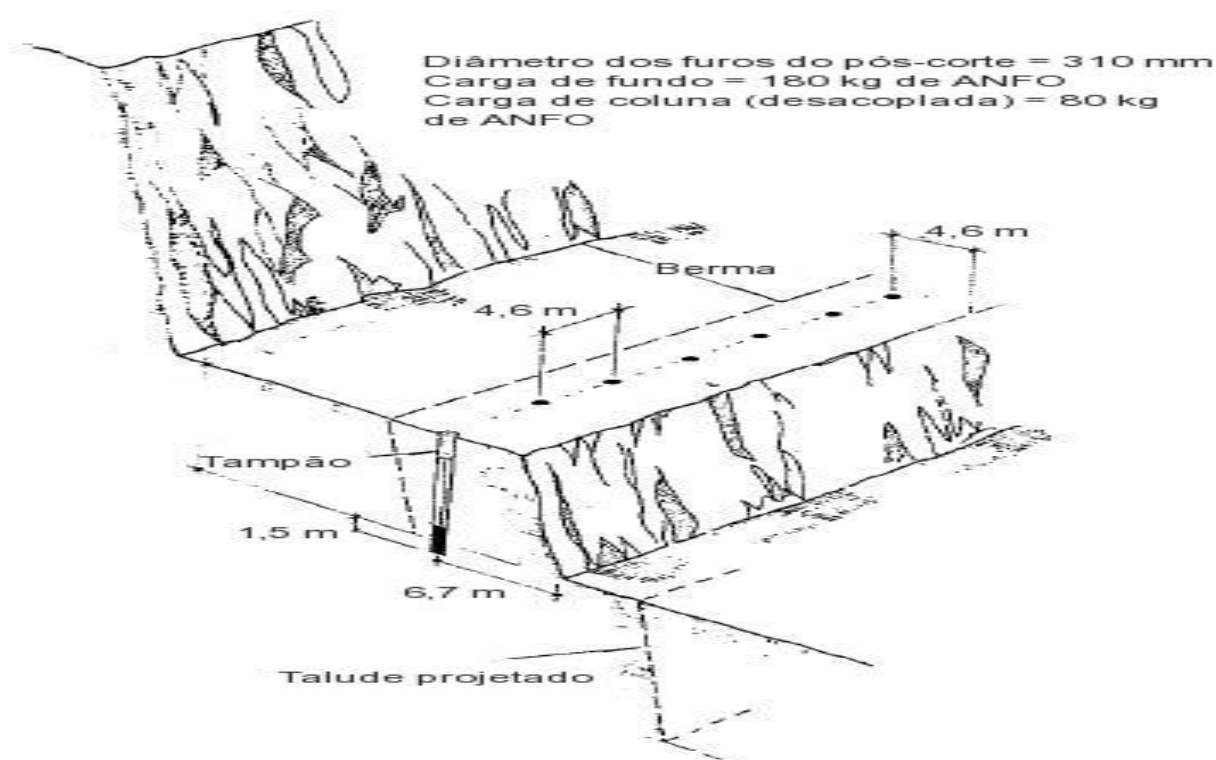


Figura 13 – Exemplo de pós-corte.

Fonte: Jimeno et al. (1994).

Os furos são suavemente carregados com explosivos de baixa densidade e detonados simultaneamente ou com retardos muito pequenos entre grupos de furos. A adoção desta técnica gera a necessidade de retorno dos equipamentos de escavação para limpar a pilha de material desmontado, da equipe de desmonte para executar o plano e também interrompe os trabalhos na mina para efetuar o desmonte. Esses aspectos tendem a inviabilizar o emprego dessa técnica em minas que têm grande escala de produção e utilizam equipamentos de grande porte.

5.6.3 Desmonte Amortecido - *Buffer Blasting*

A técnica *buffer blasting*, no português, desmonte amortecido, ilustrada pela Figura 14, é possivelmente a técnica de desmonte controlado mais simples sendo muito desmonte semelhante ao convencional de produção. As mudanças envolvem o projeto da última ou das últimas linhas. As modificações são limitadas a redução no afastamento, espaçamento e no carregamento dos furos.

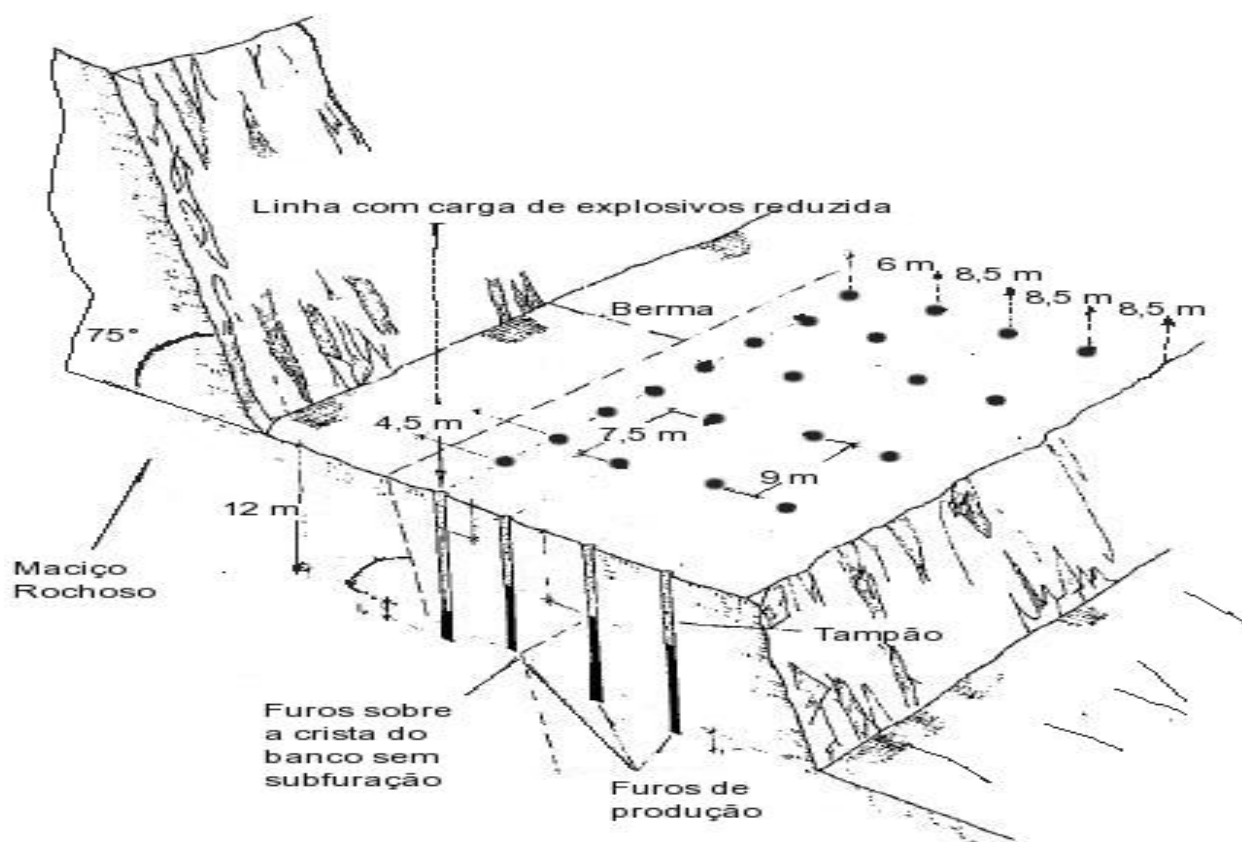


Figura 14 – Exemplo de desmonte amortecido.

Fonte: Jimeno et al. (1994).

É comum o emprego desta técnica acompanhando outra, como o *presplitting*. Ela sozinha não gera resultados tão satisfatórios quanto as outras técnicas, mas sua aplicação diminui o número de *backbreaks* e de fraturas na crista do talude.

5.6.4 Perfuração em Linha - *Line Drilling*

A técnica conhecida como *line drilling* é similar à técnica do pré-corte, pois envolve uma furação de pequeno espaçamento ao longo do limite de escavação. O objetivo é criar um plano de fraqueza pelo qual o desmonte principal possa quebrar e soltar a rocha à frente dessa furação. Ao contrário do pré-corte, os furos não são carregados.

Neste método a precisão na perfuração é muito mais importante e requerida, pois esta técnica utiliza os menores diâmetros de furos e espaçamentos de todas as outras. O diâmetro dos furos varia de 2" a 3", e os espaçamentos variam de 2 a 4 vezes o diâmetro. Este método possivelmente produz a melhor superfície dos taludes finais, com corte limpo e nenhum aparecimento de *backbreak* ou fratura na crista. Em função do alto custo de perfuração adicional gerado com a adição do método, este não tem sido comumente utilizado.

6. As Variáveis Controláveis

A equipe responsável pelo desmonte tem um número de ferramentas à sua disposição pelas quais ela pode minimizar os danos que ocorrem nos taludes. Essas ferramentas são as chamadas variáveis controláveis. Podendo-se controlar: o tipo de explosivo, o carregamento do furo, diâmetro de furo, afastamento e espaçamento, profundidade da subperfuração e altura do colar, entre outras.

O que se segue é uma análise mais detalhada das variáveis controláveis e como elas podem ser usadas para reduzir esses danos, que comprometem diretamente a estabilidade das estruturas da escavação a céu aberto.

6.1 Tipo De Explosivo

Uma das formas que os explosivos podem ser avaliados é comparando a pressão do furo que eles produzem na detonação. O pico da pressão exercida pela expansão dos gases da detonação depende primariamente da densidade do explosivo e de sua velocidade de detonação. A pressão do furo pode ser calculada pela seguinte equação:

Equação 05:
$$PF = 228 \times 10^{-6} \times \rho \times \frac{VD^2}{1+0,8\rho}$$

Onde:

PF = pressão do furo (MPa)

ρ = densidade do explosivo (g/cm³)

VD = Velocidade de detonação para uma carga confinada (m/s)

Os gases gerados na detonação, a alta pressão e temperatura, usam as fendas radiais e quaisquer fissuras que cruzem a seção carregada de um furo como rotas de acesso para fenda externa produzida pela onda de deformação e para a rede de fissuras fora da vizinhança imediata do furo, contribuindo, para o surgimento de backbreaks. Nos limites finais de uma cava onde esse efeito é indesejável, a ação desses gases (Pressão do furo) deve ser controlada.

A diminuição da pressão do furo implica na minimização de ocorrência de backbreak. Isso acontece em função da diminuição do raio de ruptura produzido a redor da carga de explosivo. Esse princípio é ilustrado na Figura 15. O raio de ruptura produzido pelo ANFO e explosivos permissíveis é de duas a quatro vezes menor que o raio de ruptura produzido pelo mesmo volume de dinamite.

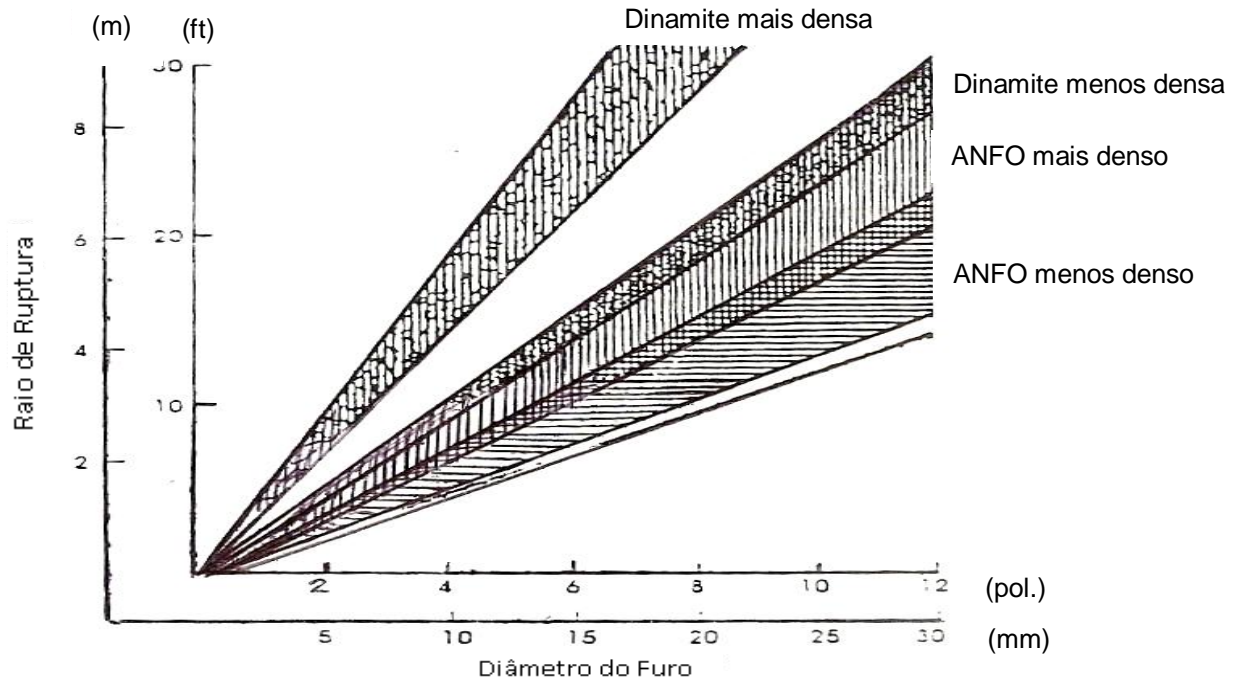


Figura 15 – Raio de Ruptura versus Diâmetro do furo para cargas cilíndricas de alguns explosivos.

Fonte: Adaptado de Crosby, 1998.

A diminuição da pressão do furo diminui também, o nível de vibrações que iria ser produzido pela detonação. Uma diminuição na densidade dos explosivos acarretará, também, em uma menor pressão do furo. Há métodos eficientes para diminuir a densidade de um explosivo:

- gaseificação (natural, mecânica, ou química);
- adição de material contendo ar (isopor, vidro oco, microbolas, etc.).

A Figura 16 mostra o efeito que a diminuição da densidade provoca na velocidade de detonação do ANFO (e conseqüentemente na pressão do furo). Estes produtos para diminuir a densidade do explosivo podem ser usados e adicionados aos explosivos sem aumento significativo nos custos. Eles têm grande potencial para uso em desmonte controlado por causa da atenuação na pressão do furo que eles provocam (Crosby, 1998).

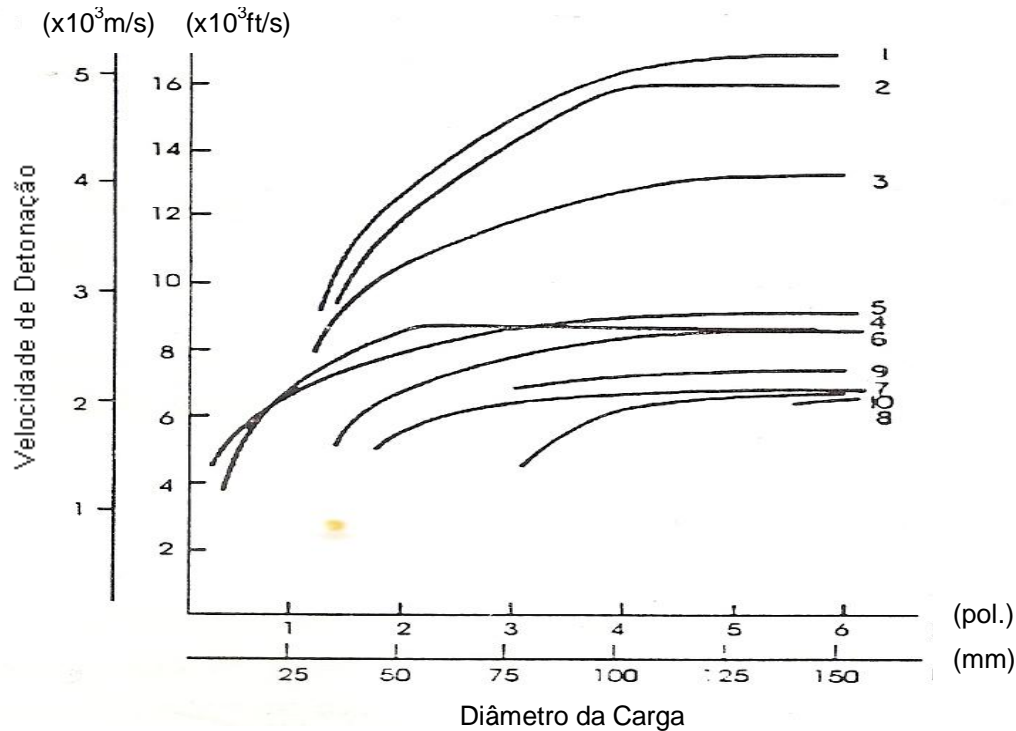


Figura 16 – Velocidade de detonação versus diâmetro da carga para diferentes curvas de densidade do ANFO.

Fonte: Adaptado de Crosby, 1998.

6.2 Desacoplamento e *Decking*

A pressão do furo, e conseqüentemente o *backbreak*, pode ser reduzido por desacoplamento ou separação (carregamento descontínuo – espaços de ar ou material inerte entre as cargas) das cargas. Cargas são desacopladas quando elas não tocam as paredes do furo. A relação do raio da carga para o raio do furo é uma medida do acoplamento de uma carga. Cargas no furo estão com *decking* quando estão separadas por espaçadores de madeira ou papelão ou mesmo por material inerte usado no tamponamento. A separação de cargas age como um incremento ao desacoplamento na redução da pressão do furo. A relação de acoplamento é dada por:

Equação 06:
$$C.R. = \left(\frac{RC}{RH} \right) \cdot \sqrt{C}$$

Onde:

C = porcentagem da coluna de explosivo que é carregada

RC = Raio da carga

RH = Raio do furo

C.R. = Taxa de acoplamento

A pressão no furo é drasticamente reduzida pelo desacoplamento da carga. Essa redução da pressão do furo por desacoplamento e também pela separação das cargas (*decking*) é muito importante em desmonte controlado por assegurar que a pressão do furo seja suficientemente baixa, que o esmagamento ao redor dos furos nos taludes finais possa ser evitado e que o backbreak possa ser reduzido. Vibrações podem também ser reduzidas levemente (Crosby, 1998).

Tabela 03 - Pressão do furo para diferentes razões de acoplamento.

Razão de Acoplamento C.R. = $\left(\frac{\text{DIÂMETRO DA CARGA}}{\text{DIÂMETRO DO FURO}} \right)$	Diâmetro da Carga (pol.)	Pressão Do Furo (MPa)
1.0	4.0	2510
0.8	3.2	1407
0.6	2.4	662
0.4	1.6	234
0.2	0.8	38

Fonte: Adaptado de Crosby, 1998.

6.3 Diâmetro Do Furo

A figura 15 ilustra a variação do raio de ruptura com o diâmetro do furo para um explosivo particular. Dobrando o diâmetro do furo dobra-se o raio de ruptura (assumindo que a taxa de acoplamento mantenha-se constante). Isto ilustra que furos de menores diâmetros irão criar menos danos nos taludes finais do que grandes diâmetros, em função dos menores raios de ruptura gerados.

O uso de pequenos diâmetros também gera a necessidade do uso de pequenos espaçamentos. Isto resulta em melhores superfícies dos taludes.

6.4 Afastamento e Espaçamento

Afastamento e espaçamento não têm nenhum efeito na pressão do furo, mas eles têm influência direta no aparecimento de *backbreaks* e rochas soltas na face dos taludes. Para minimizar *backbreaks* e o aparecimento de blocos soltos na face dos taludes, a dispersão espacial das cargas no perímetro do pit deve ser a melhor possível. O uso de um grande número de pequenas cargas diminui o raio de fratura ao redor dos furos e diminui a probabilidade de grandes volumes de gases gerados na detonação de uma carga simples penetrarem em juntas ou fraturas do maciço, causando sérios *backbreaks*.

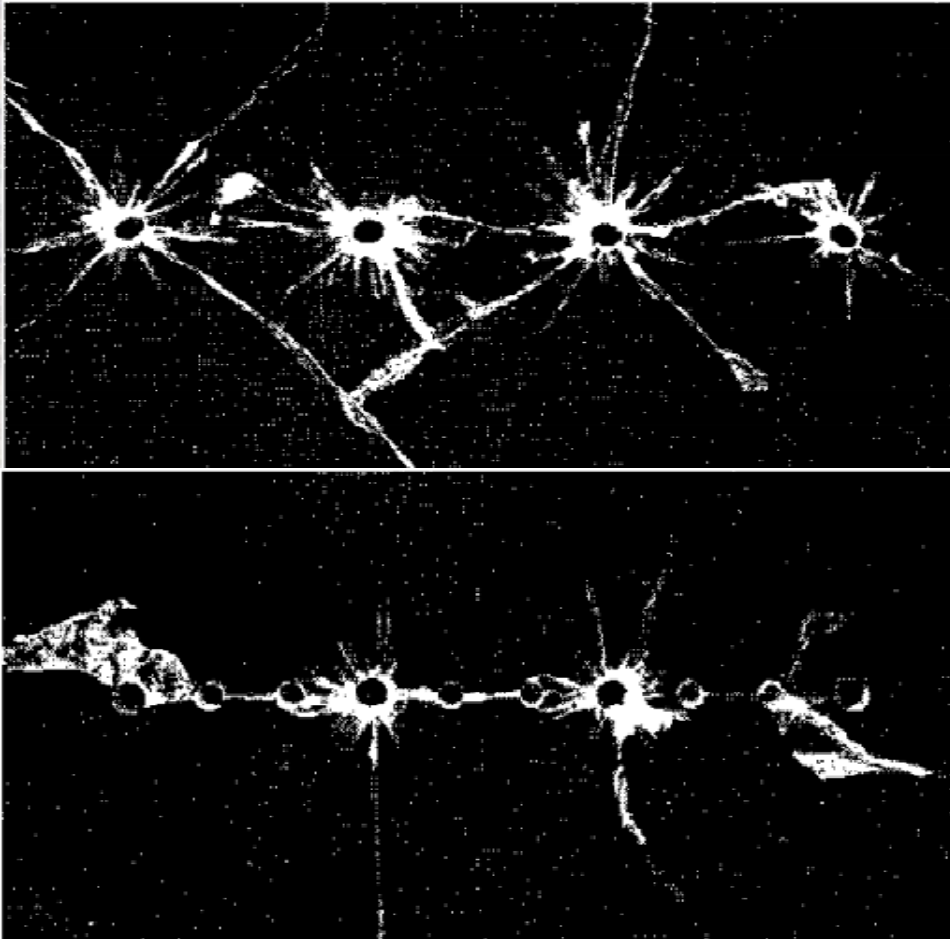


Figura 17 – Efeito do espaçamento no raio de fraturamento do furo.

Fonte: Sandvik, 2010.

Se o afastamento é muito grande comparado ao espaçamento, surgirão muitos *backbreaks* no talude (a carga está super confinada e não pode fragmentar a rocha no afastamento) (Silva, 2007).

Se o espaçamento estiver muito grande, ocorrerão saliências na face do talude entre cada par de furos, deixando-a irregular. Isto é apresentado na Figura 17. A redução no afastamento e no espaçamento (para reduzir o *backbreak*) não irá reduzir o nível de vibração do desmonte, assumindo que a carga máxima por espera não seja alterada (Crosby, 1998).

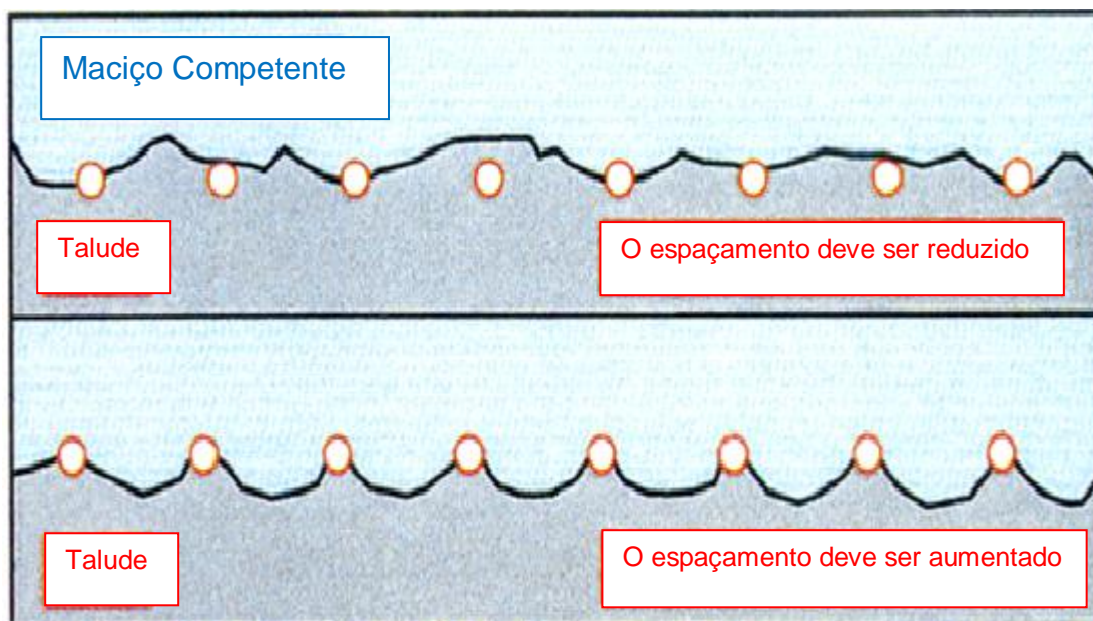


Figura 18 – Efeito do espaçamento na face do talude.

Fonte: Silva, 2007.

6.5 Retardos e Seqüenciamento

Para minimizar *backbreaks* e o nível de vibrações, o desmonte deve ser seqüenciado de tal forma que cada linha de furos tenha liberdade para fragmentar-se e deslocar-se em direção a face livre com relativa facilidade. O nível de vibrações de uma detonação depende largamente da carga máxima por espera adotada. Isto é evidenciado em pontos estratégicos onde ocorre o monitoramento de valores de velocidade de partícula, que é uma medida do nível de vibração, em função das cargas máximas por espera utilizadas no desmonte. Os resultados dos testes indicam que quanto maior for a carga máxima por espera, maior será o valor do pico da velocidade de partícula e, conseqüentemente, maior será o nível de vibração gerado por esse desmonte.

O número de retardos utilizados também tem influência no nível de vibrações. Quanto maior for o número de furos retardados maior será o pico da velocidade de partícula medida (Crosby, 1998). A Figura 19 demonstra esse efeito.

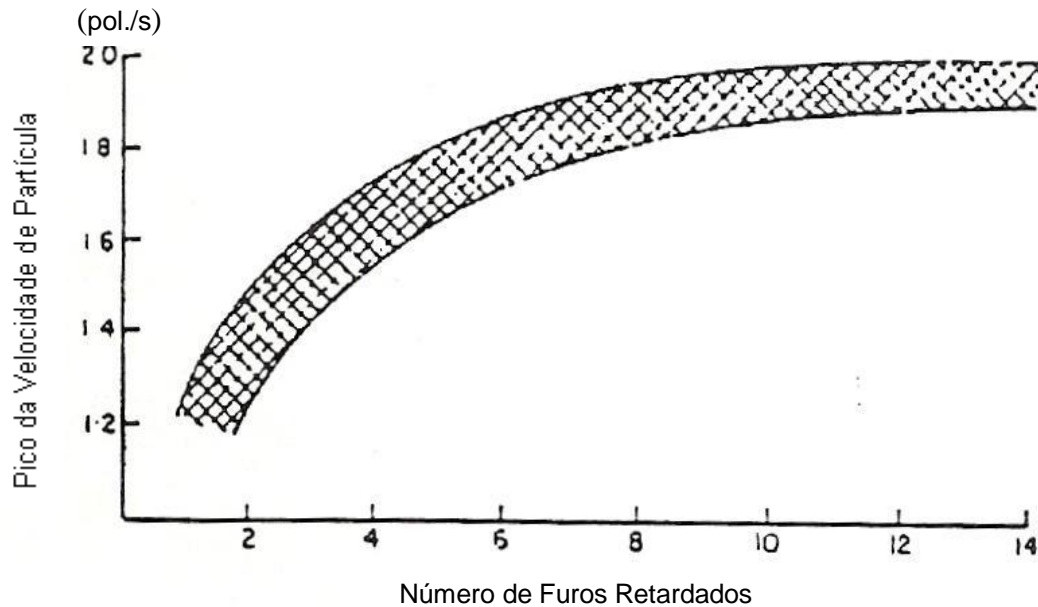


Figura 19 – Efeito do uso de sucessivos retardos no pico da velocidade de partícula.

Fonte: Adaptado de Crosby, 1998.

6.6 Colar e Subperfuração

A profundidade da subperfuração e do colar do furo afetam ao mesmo tempo o fraturamento na crista. O fraturamento na crista pode ser causado diretamente por uma tendência natural da coluna de explosivo quebrar ou fraturar favoravelmente para fora da superfície livre. A profundidade do colar varia de 30 vezes o diâmetro da carga, para rocha fortemente competente a 60 vezes o diâmetro da carga para rochas levemente incompetentes (Crosby, 1998).

A subperfuração e o desmote podem fraturar a rocha que irá compor a superfície de uma bancada inferior, desse modo enfraquecendo-a e tornando-a susceptível para criar planos de fratura. É recomendado que nenhuma subperfuração seja usada sobre a região que irá compor a crista do talude ou uma berma programada (Sandvik, 2010). A Figura 20 ilustra um esquema da influência dessas variáveis no fraturamento dessas regiões.

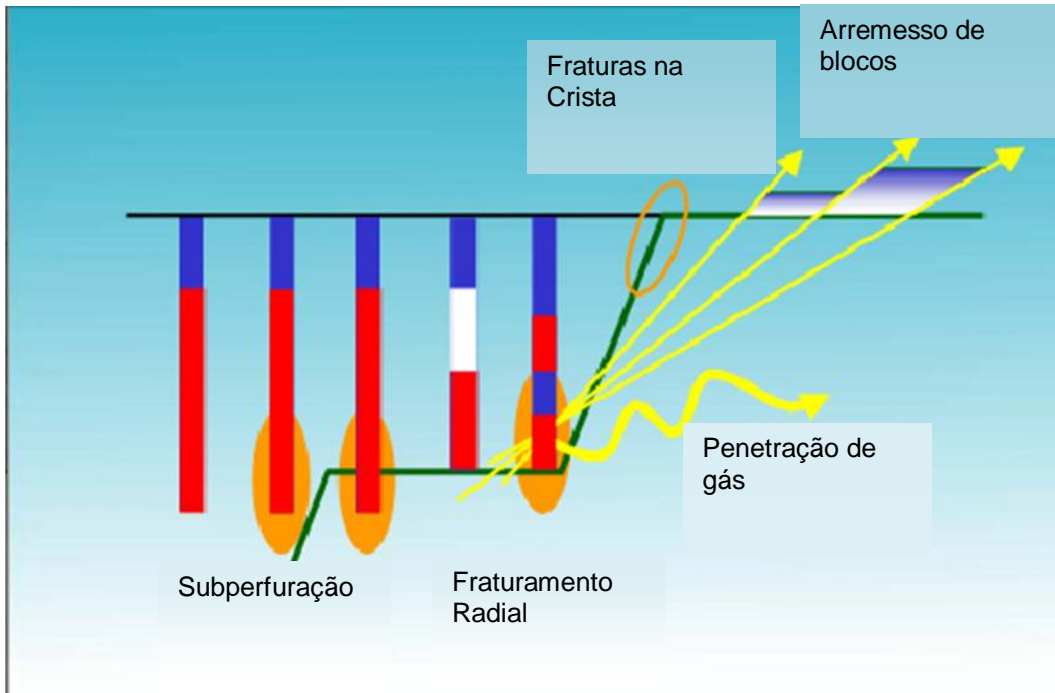


Figura 20 – Influência da subperfuração e do colar do furo no fraturamento da crista de taludes e das bermas.

Fonte: Sandvik, 2010.

7. Influência Das Condições Locais

As propriedades da rocha e do maciço rochoso como um todo que irá ser desmontado, contribuem significativamente para o grau de sucesso obtido em um desmonte controlado. A falha em considerar as propriedades da rocha ao desenhar um desmonte pode contribuir significativamente para o aparecimento dos danos indesejáveis em taludes finais. As mais importantes propriedades do maciço rochoso são: resistência dinâmica da rocha in-situ; a natureza, freqüência e orientação das descontinuidades; módulo de elasticidade de Young.

A Resistência dinâmica da rocha in-situ depende de mais variáveis do que apenas a resistência do tipo de rocha. A resistência de um tipo de rocha pode ser consideravelmente enfraquecida por intemperismo, presença de água, alteração, pela presença de estruturas (freqüência de juntas abertas, planos proeminentes de acamamento ou foliação), ou fraturas devida a prévios desmontes.

Backbreak (esmagamento e fraturamento radial ao redor do furo) resulta quando o grau de stress gerado por uma carga explosiva excede a resistência a

compressão dinâmica do maciço rochoso in-situ. Extensivos *backbreaks* freqüentemente resultam quando maciços muito fraturados são desmontados usando a mesma razão de carga que deu bons resultados em maciços competentes (Crosby, 1998).

O aparecimento de *backbreak* ou rochas soltas na face do talude devido a feições estruturais depende largamente da natureza da estrutura. Por exemplo, juntas preenchidas geram menos *backbreak* que juntas abertas.

A orientação das estruturas/descontinuidades em relação a inclinação dos taludes finais tem uma grande influencia no surgimento de *backbreaks* e rochas soltas na face. Quando as estruturas são paralelas ao talude final, uma face limpa pode ser prontamente provida. Estruturas com ângulo de mergulho elevado, em relação a face do talude, geralmente apresentam maiores potenciais ao aparecimento de *backbreaks* e rochas soltas na face (Sandvik, 2010).

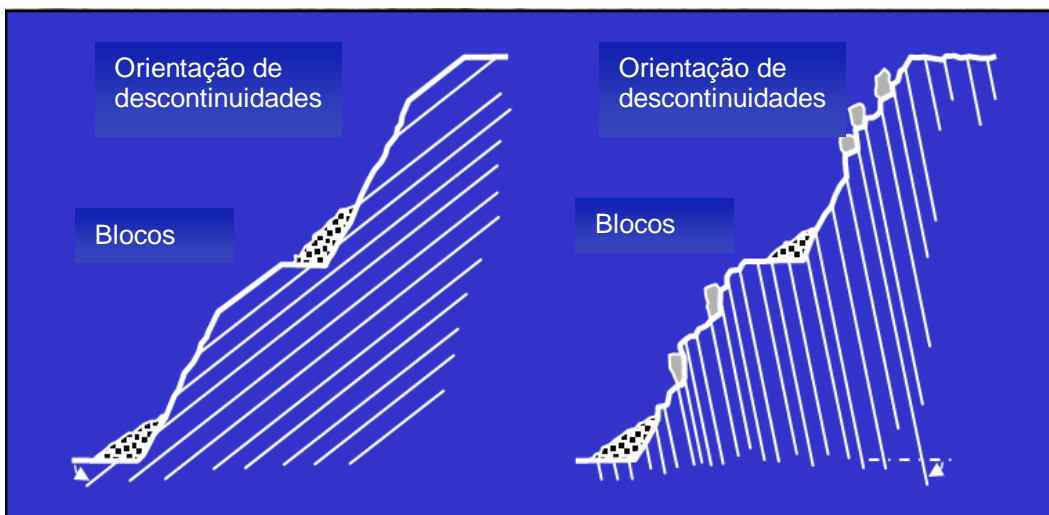


Figura 21 – Influência da orientação das descontinuidades na face do talude. Fonte: Sandvik, 2010.

Estruturas com orientação perpendicular a face do talude raramente afetam os resultados do desmonte controlado.

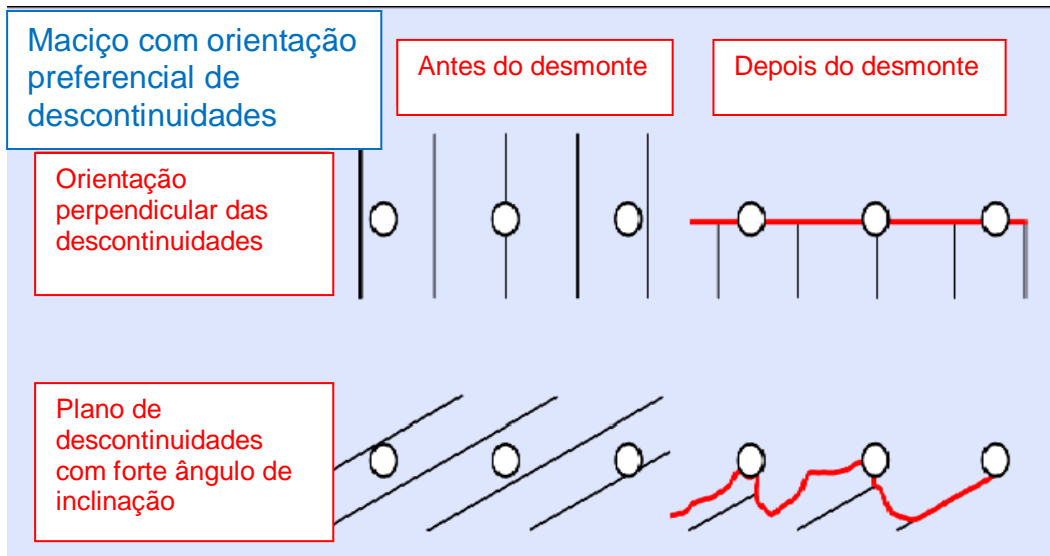


Figura 22 - Influência dos planos de descontinuidades na face do talude.

Fonte: Sandvik, 2010.

A frequência ou densidade de estruturas/fraturamento do maciço tem importância principal no surgimento de *backbreaks*, rochas soltas na face e fraturas na crista. Juntas/fraturas com orientação similar, mas com diferentes densidades de fraturamento, darão resultados diferentes quanto a extensão de *backbreaks*, sendo estes mais significativos para o maciço de maior grau de fraturamento.

Resumindo, danos nos taludes do pit final devido ao desmonte (*backbreak*, fraturas na crista e rochas soltas na face) são causados quando a pressão do furo excede a resistência a compressão dinâmica da rocha in-situ. A natureza, orientação, e frequência das estruturas/descontinuidades, além de intemperismo, quantidade de água e alterações, podem reduzir a competência do maciço rochoso contribuindo para ocorrência destes danos.

O módulo de elasticidade é uma medida da fragilidade de uma rocha ou sua susceptibilidade ao *backbreak*. Frequentemente, rochas que têm um elevado módulo de elasticidade têm também uma elevada resistência a compressão e, portanto, são mais difíceis de quebrar. A aplicação de desmontes controlados em maciços rochosos com essas características resulta em taludes mais estáveis e de melhor acabamento (Crosby, 1998).

8. EXEMPLOS QUE ILUSTRAM AS VARIÁVEIS CONTROLÁVEIS

8.1 Mina de Ferro Sydvaranger

A mina de ferro Sydvaranger utiliza a técnica de desmonte controlado *smooth blasting* (pós-corte) para manter a estabilidade dos taludes e controlar o ângulo de talude global da cava. Para auxiliar e melhorar os resultados a última linha de furos do desmonte principal é modificada para servir como uma linha de amortecimento, com espaçamento e carregamento reduzidos. A linha de amortecimento (200 mm) é executada com um diâmetro de furo menor que o utilizado na perfuração de produção (381 mm).

As Figuras 23, 24 e 25 ilustram como é aplicada esta técnica. A linha do pós-corte é efetuada e detonada em duas bancadas de uma só vez. Inicialmente ocorrem os desmontes de produção na primeira bancada e, em seguida, na bancada inferior.

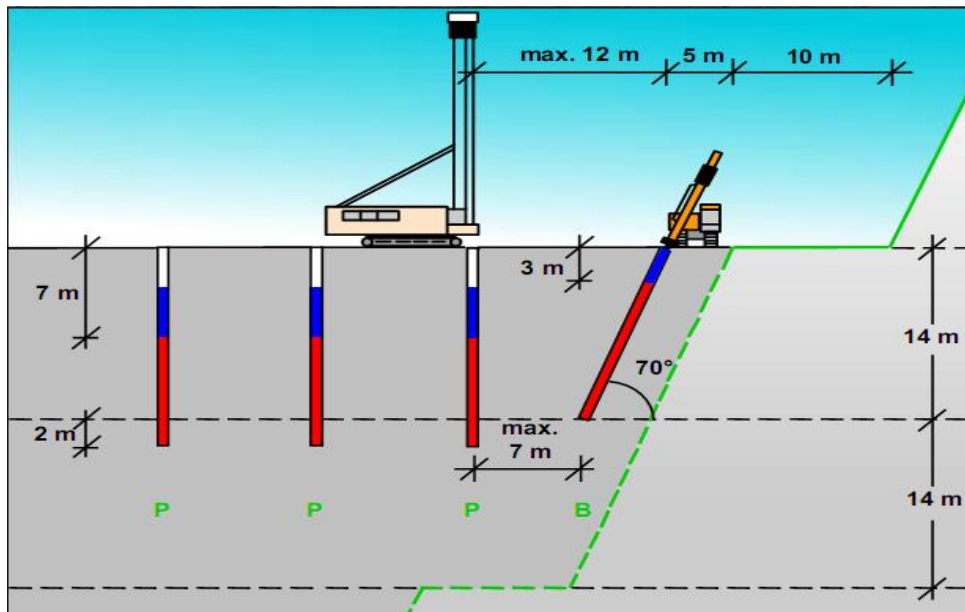


Figura 23: Plano de fogo de produção e amortecimento na primeira bancada.

Fonte: Sandvik, 2010.

No primeiro banco a linha de amortecimento é feita com inclinação de 70°, diferentemente da linha de amortecimento executada na bancada inferior, que é feita sem inclinação. A Figura 24 mostra essa diferença.

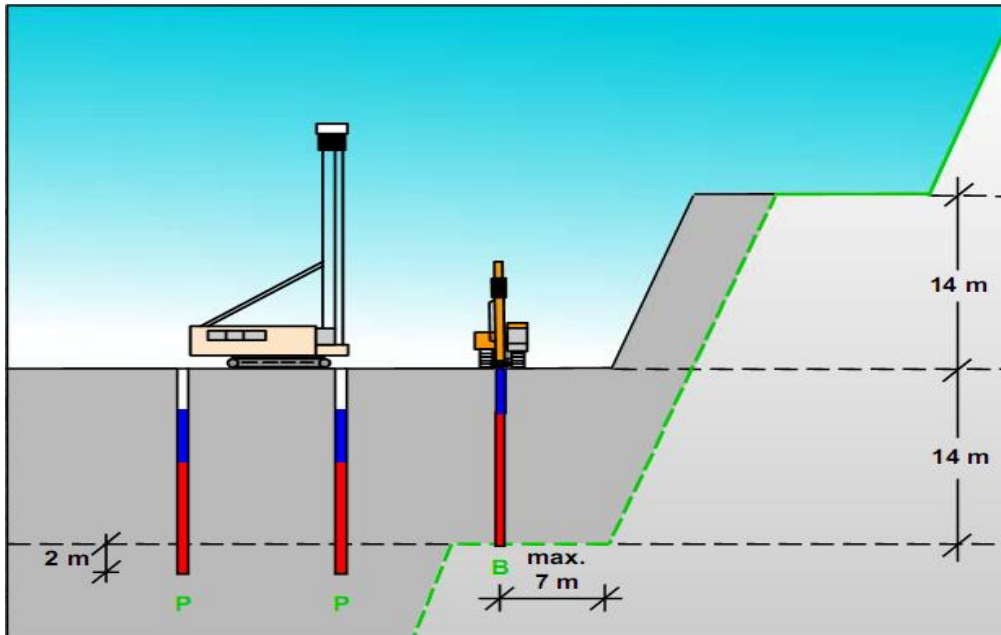


Figura 24: Plano de fogo de produção e amortecimento na bancada inferior.

Fonte: Sandvik, 2010.

Após serem efetuados os desmontes principais das duas bancadas, e concluída a lavra do material e limpeza do banco, efetua-se a perfuração da linha de *smooth blasting*, com diâmetro de 200 mm. O carregamento é feito com a carga desacoplada ao furo (tubo de PVC - 110 mm) e com um *decking*. A figura 25 apresenta o esquema de um desses furos. O desmonte é realizado para cortar o excesso de material a frente do limite de escavação.

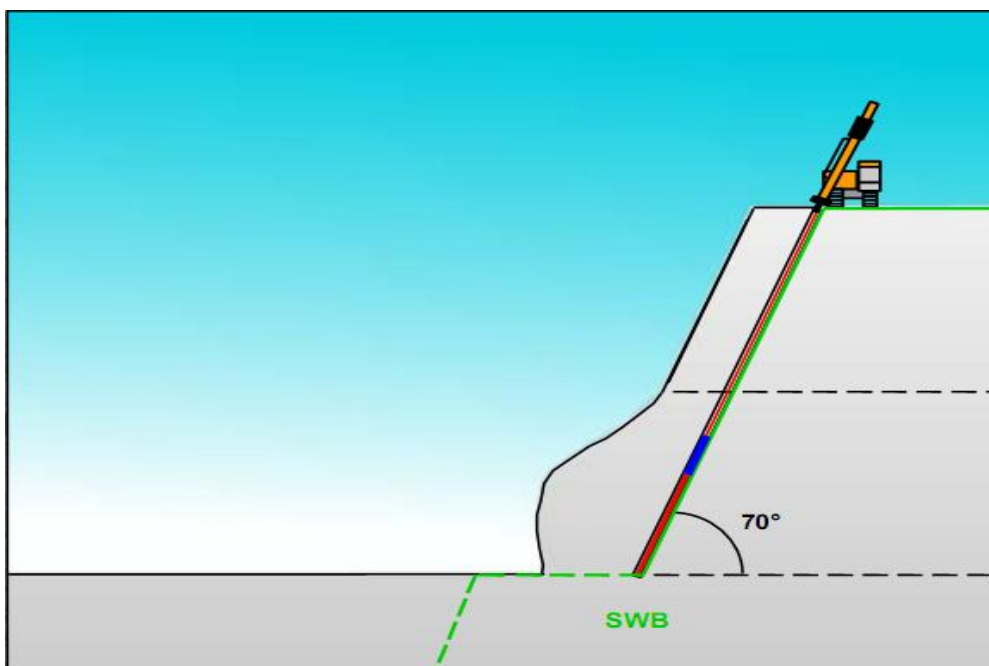


Figura 25: Linha de pós-corte.

Fonte: Sandvik, 2010.

8.2 Mina de Diamante Ekati

A mina Ekati de diamante utiliza a técnica do pré-corte (*presplitting*). Neste caso, utilizam-se duas linhas de amortecimento associadas ao plano de produção. Os furos de produção e de amortecimento apresentam o mesmo diâmetro (270 mm), enquanto que os furos da linha de pré-corte são feitos com 165 mm. As linhas de amortecimento são diferenciadas quanto ao espaçamento e carregamento, sendo o espaçamento diminuído e o carregamento suavizado da linha mais afastada para a mais próxima da linha de pré-corte.

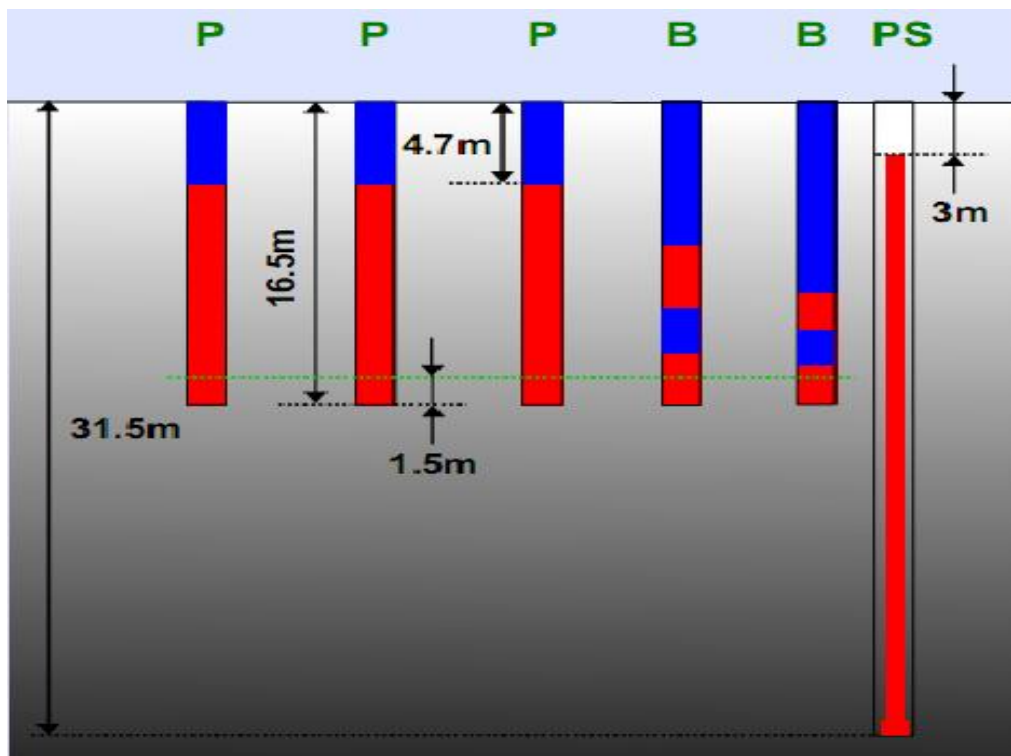


Figura 26: Plano de fogo com pré-corte.

Fonte: Sandvik, 2010.

A carga da linha pré-corte é desacoplada e as cargas das linhas de amortecimento são separadas por espaços de ar (*decking*). A Figura 26 ilustra como essa técnica é aplicada.

8.3 Mina de Cobre do Sossego

A mina do Sossego de cobre utiliza a técnica do pré-corte nos taludes finais da cava. A linha de pré-corte é executada em certo setor da mina com inclinação de

25° e em outros setores é feita sem inclinação. Essa variação de planos quanto a inclinação dos furos de pré-corte faz parte do próprio projeto para controle do ângulo de talude em pontos distintos da mina.

A Figura 27 mostra o plano com inclinação, com as respectivas medidas de afastamento, altura do tampão dos furos de produção, amortecimento e de estabilização (entre a linha de pré-corte e a de amortecimento).

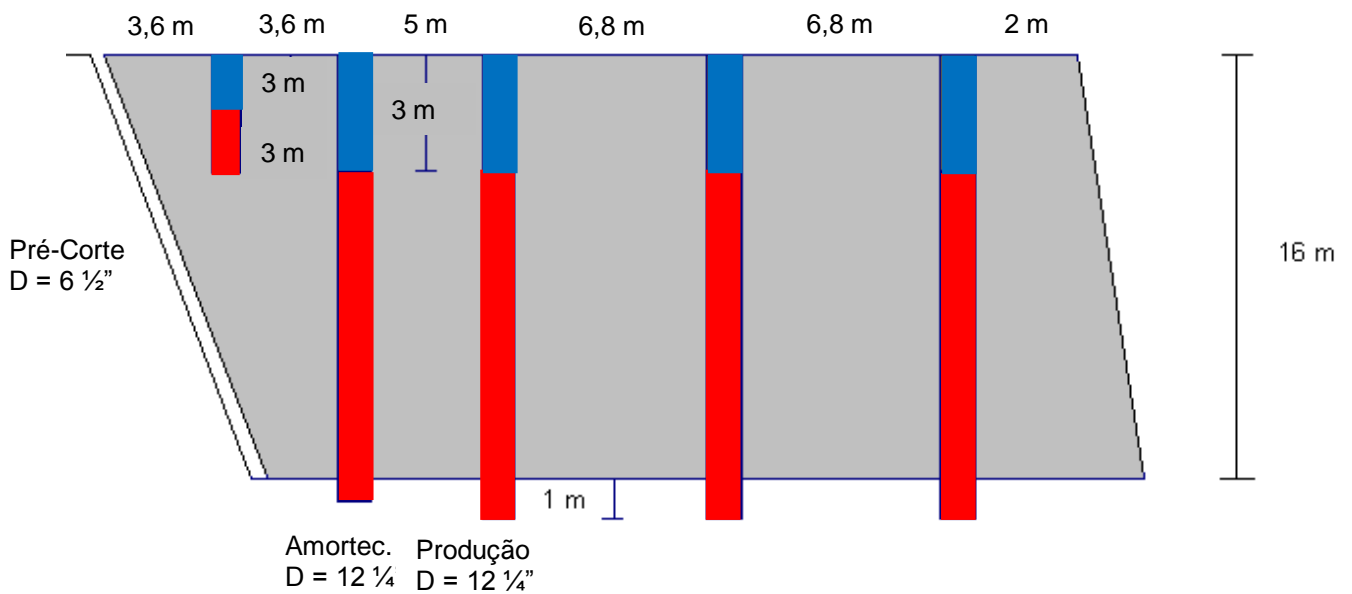


Figura 27: Plano de fogo com linha de pré-corte inclinada.

Nesse plano com linha de pré-corte inclinada, os furos de presplitting são feitos com diâmetro de 6 1/2" e os demais são feitos com 12 1/4". O espaçamento dos furos de pré-corte é de 1,5 m, o dos furos de estabilização e amortecimento mede 3,8 m e, a furação de produção tem espaçamento igual a 7,6 m.

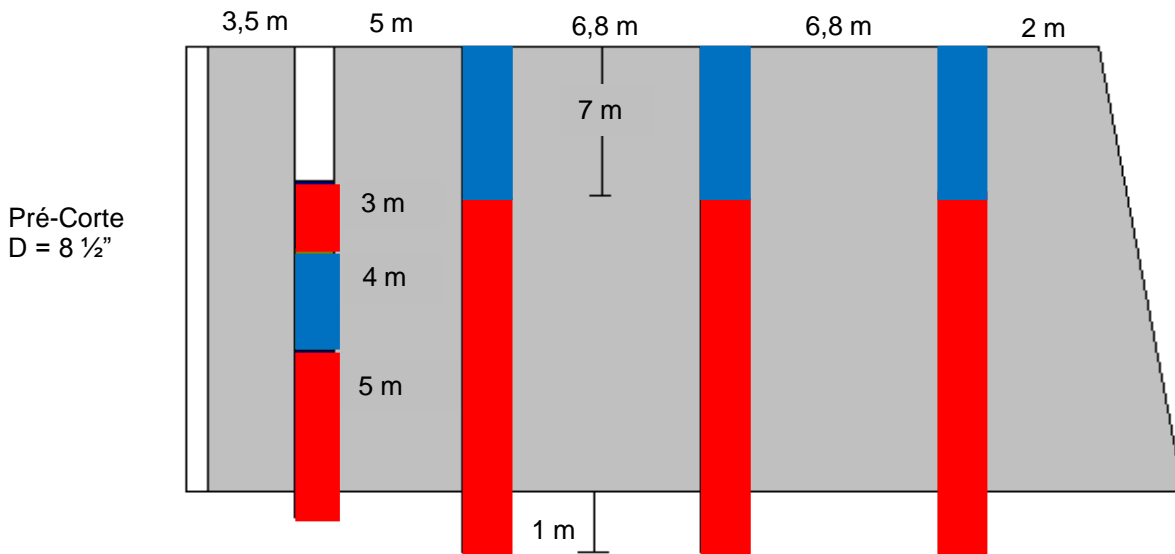


Figura 28: Plano de fogo com linha de pré-corte vertical.

Já o plano com linha de corte vertical tem furos de pré-corte com 8 1/2" e espaçamento de 2,5 m. O espaçamento da linha de amortecimento e de produção é o mesmo que o utilizado no primeiro caso. Nesse plano não há furos de estabilização e os furos de amortecimento não são tamponados. O diâmetro dos cartuchos de explosivo no primeiro e no segundo caso são, respectivamente, 2" e 3".

A linha de pré-corte nos dois casos é carregada com explosivos encartuchados, desacoplados ao furo, que são presos a uma corda e envolvidos pelo cordel detonante até o fundo do furo. Nenhum tampão é usado nos dois casos, é apenas deixado um espaço sem carga no topo (colar) de 3,5 m no plano com inclinação e 5 m no plano vertical.

Os planos em questão são derivados de outros que foram projetados no início da implantação da técnica na mina que foram alterados progressivamente na busca por melhores resultados. As principais alterações foram quanto ao diâmetro, espaçamento e ao carregamento da linha de pré-corte, mas houve também um melhoramento nas medidas de afastamento e espaçamento da linha de amortecimento, bem como no carregamento desses furos.

Em função do grande diâmetro dos furos que era utilizado no presplitting no início da aplicação da técnica, usava-se também, proporcionalmente, grandes espaçamentos entre esses furos. Os resultados usando essas medidas não eram muitos satisfatórios quanto à qualidade dos taludes gerados. Muitos *backbreaks* e

blocos soltos na face ocorriam, além de fraturas na crista dos taludes. Vale ressaltar que esses planos eram carregados com explosivo bombeado, acoplados ao furo, contribuindo também para o aparecimento desses danos.

Em função dos resultados obtidos e de um conhecimento mais aprofundado da resposta dada pelo maciço rochoso devidos aos desmontes realizados e pelas avaliações, ocorreu o processo de otimização dos planos de pré-corte. Atualmente os planos são realizados com furos pequenos diâmetros e menor espaçamento, e os explosivos utilizados são preferencialmente os encartuchados, desacoplados ao furo. Essas alterações contribuem para a prevenção de backbreaks e outros danos, para se fazer um corte mais bem definido na rocha, além prover uma face mais regular e estável dos taludes finais da cava.

9. CONSIDERAÇÕES FINAIS

A aplicação de alguma técnica de desmonte controlado é uma medida muito útil e, se devidamente empregada, eficiente no controle de danos e na prevenção de instabilidades no maciço rochoso que compõe os limites finais de uma cava a céu aberto, influência esta traduzida no controle dos efeitos do desmonte nos taludes do *pit*, e de forma geral, é uma ferramenta muito importante e utilizada para agregar um fator de segurança necessário à continuidade das operações de lavra.

Além dos reflexos na estabilidade dos taludes finais e da cava como um todo, devido ao melhor acabamento que o desmonte controlado provê ao talude, seu uso permite um controle mais efetivo do ângulo de talude global da mina, o que pode possibilitar uma elevação do mesmo, que em muitos casos, representa uma diminuição na relação estéril/minério, e, portanto, representa uma redução nos custos de lavra.

O engenheiro de minas deve ter conhecimento minucioso das variáveis que podem ser ajustadas e rearranjadas nesses desmontes e dos resultados e feições que cada uma delas impõe na qualidade final do talude gerado após o desmonte, para assim, conhecidas as condições favoráveis ou não da geologia local, projetar planos de desmonte controlados cada vez mais eficientes e que dêem resultados mais satisfatórios em uma análise da relação custo-benefício envolvida.

REFERÊNCIAS

- Atlas Powder Company. Explosives and Rock Blasting. Dallas: Atlas Powder, 1987. 662p.
- CAMERON, A. & HAGAN, T. **Curso Internacional: Tecnologia de desmonte de rochas com explosivos para minas a céu aberto e subterrâneas**. Belo Horizonte: IBRAM, 1996.
- Clark, G.B. Industrial High Explosives: Composition and Calculations for Engineers. Colorado School of Mines. Quarterly, vol. 75, no1, 1980. 47 p.
- COSTA LIMA, G. A. ANÁLISE DAS VIBRAÇÕES GERADAS POR DESMONTES NOS TALUDES E EDIFICAÇÕES DAS MINERAÇÕES. 2000. 96 f. DISSERTAÇÃO (MESTRADO EM ENGENHARIA MINERAL) – Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal De Ouro Preto, Ouro Preto, 2000.
- CROSBY, W.A. 1998. INTERNATIONAL DRILLING, BLASTING AND EXPLOSIVES TECHNOLOGY COURSE. Book 2 – Drilling and Blasting in Open Pits and Quarries. MREL Blasting Consultants & Instrumentation.
- Hustrulid, W. Blasting Principles for Open Pit Mining. Vol 1. Rotterdam: Balkema, 1999. 301p.
- JIMENO, L.J. et al. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España, 2ª edição, Espanha, 1994. 541p.
- Langefors, U. and Kihlström, B. The Modern Technique of Rock Blasting. John Wiley and Sons, New York, Second Edition, 1973. 405 p.
- LOPES DE MORAIS, J. SIMULAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO DOS DESMONTES DE ROCHAS POR EXPLOSIVOS. 2004. 224 f. TESE (DOUTORADO EM ENGENHARIA METALÚRGICA E DE MINAS) – Universidade Federal De Minas Gerais, Belo Horizonte, 2004.
- MANUAL BÁSICO DE UTILIZAÇÃO DE EXPLOSIVOS. 2008. BRITANITE. DEXPOL.
- PIT SLOPE MANAGEMENT. 2010. SANDVIK MINING AND CONSTRUCTION.
- PRÉ-CORTE COM SISTEMA DTH. 2009. SANDVIK MINING AND CONSTRUCTION.
- ROSÁRIO ESTEVAN, D. DESMONTE DE CONTORNO. 2009. 41 f. Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação em Engenharia de Minas e Meio Ambiente) –

Faculdade de Engenharia de Minas e Meio Ambiente, Universidade Federal do Pará, Marabá, 2004.

- Sarma, R.S. Models for Assessing the Blasting Performance of Explosives. PhD Thesis. The University of Queensland, Austrália, 1994;

- Scott, A. Blastability and Blast Design. Rock Fragmentation by Blasting. Rotterdam: Balkema, 1996. p 27- 36.

- SILVA, V. C. (1998), Desmonte de Rochas por Explosivos, Belo Horizonte. IETEC, 1998. p. 126. Belo Horizonte.

- SILVA, V.C. Curso DEMIN 210 - Operações Mineiras. Escola de Minas - Universidade Federal de Ouro Preto, Minas Gerais, 2007.