



**UNIVERSIDADE FEDERAL DE GOIÁS – UFG
CAMPUS CATALÃO – CAC
CURSO DE ENGENHARIA DE MINAS
TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO**



CARLOS EDUARDO MOREIRA MACEDO

**OTIMIZAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO DE ROCHAS NO DESMONTE
DE BANCADAS COM EXPLOSIVOS**

CATALÃO

2014

CARLOS EDUARDO MOREIRA MACEDO

**OTIMIZAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO DE ROCHAS NO DESMONTE
DE BANCADAS COM EXPLOSIVOS**

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado ao curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Goiás- UFG, como requisito parcial para obtenção do título de bacharel em Engenharia de Minas.

Orientador: Dr. Vidal Felix Navarro Torres

CATALÃO

JANEIRO, 2014

Dados Internacionais de Catalogação na Publicação (CIP)GPT/BSCAC/UFG

M141o Macedo, Carlos Eduardo Moreira.
Otimização da fragmentação de rochas no desmonte de bancadas com explosivos [manuscrito] / Carlos Eduardo Moreira Macedo. - 2014.
74 f. : il., figs., tabs.

Orientador: Prof^o. Dr. Vidal Felix Navarro Torres.
Monografia (Graduação) – Universidade Federal de Goiás, Campus Catalão, Departamento de Engenharia de Minas, 2014.
Bibliografia.
Inclui lista de tabelas e figuras.

1. Desmonte de rochas. 2. Fragmentação. 3. Otimização. I. Título.

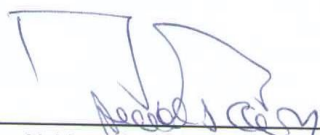
CDU: 553.493.66

CARLOS EDUARDO MOREIRA MACEDO

OTIMIZAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO DE ROCHAS NO DESMONTE DE BANCADAS COM EXPLOSIVOS

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado à Universidade Federal de Goiás
– UFG, como requisito parcial para obtenção do grau de bacharel em
Engenharia de Minas.

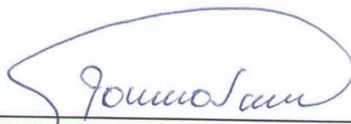
BANCA EXAMINADORA



Alcides Eloy Cano Nuñez
Universidade Federal de Goiás - UFG



Renato de Paula Araújo
Universidade Federal de Goiás - UFG



Vidal Felix Navarro Torres (ORIENTADOR)
Universidade Federal de Goiás - UFG

Aprovado em 17 / 01 / 2014

AGRADECIMENTOS

Gostaria de agradecer a Deus em primeira estância, pela sua forma de me ensinar a crer que sou capaz, pela sabedoria e fé que me proporcionou para que me torna-se um vencedor.

Além de Deus gostaria de agradecer a todos que me ajudaram a vencer este grande desafio, meus pais, minhas irmãs, meus tios, em especial Nelson Machado e Leda Macedo por abrirem sua casa a mim, meus primos, minha avó, aos meus grandes amigos e colegas que fiz em Catalão e aqueles que desde sempre carrego comigo, obrigado por tudo, pois sem vocês não conseguiria encontrar o caminho da vitória.

De uma forma não menos importante que os citados anteriormente, agradeço a todos os professores que nos ministraram ensinamentos, em especial ao meu orientador Vidal Felix Navarro Torres, sem vocês nos mostrando que devemos sempre aprimorar nossos conhecimentos não venceríamos nem o menor dos desafios a ser enfrentado. Obrigado de coração por tudo que fizeram pelo curso Engenharia de Minas UFG, em especial a turma de 2009.

Ao Grupo Pirineus um enorme agradecimento por todo aprendizado oferecido, agradeço a Deus todos os dias por ter me dado à oportunidade de fazer estágio neste grande grupo, podendo aprender cada vez mais, não só na parte técnica, mais também nas lições da vida.

RESUMO

O desmonte de rochas com explosivos é a primeira etapa da produção mineira onde a rocha é fragmentada e em seguida beneficiada. É uma técnica de desmonte de rochas com baixo custo e que vem sendo estudada há vários anos com o intuito de encontrar meios que aperfeiçoem o processo, ocasionando assim uma redução no custo global da produção. Quando se obtém uma distribuição uniforme e adequada da granulometria dos fragmentos de rocha, as etapas subsequentes tais como carregamento, transporte e britagem primária são influenciadas por trabalharem com menores tempos de espera e menor gasto energético, gerando assim uma redução dos custos de produção. No cenário atual onde grande parte das empresas de médio e pequeno porte não aplicam um desmonte de rochas tecnicamente adequados. No presente trabalho se avalia a situação atual do desmonte de rochas na mina de calcário, denominada Funil 1 e se realiza estudos para encontrar os parâmetros que permitam otimizar a fragmentação utilizando o programa de simulação chamado DISVOL.

Palavras-chave: desmonte de rochas; fragmentação; otimização.

ABSTRACT

The blasting of rocks with explosives is the first step of mining production where the rock is fragmented and then benefited. It is a technique to remove rocks with low cost and has been studied for several years in order to find ways to refine the process, thus causing a reduction in the overall cost of production. When you get a uniform and adequate size distribution of rock fragments, subsequent steps such as loading, transport and primary crushing are influenced by working with shorter waiting times and lower energy consumption, thereby generating a reduction in production costs. In the current scenario where most of the small and medium sized businesses fail to implement a dismantling of technically suitable rocks. The present work evaluates the current state of the dismantling of rocks in limestone mine, called Funnel 1 and conducts studies to find the parameters to optimize fragmentation using the simulation program called DISVOL.

Keywords: rock blasting; fragmentation; optimization.

.

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 - Fases Dinâmicas e Semi-Estática	16
Figura 2 - Fraturamento Radial	18
Figura 3 - Fraturamento por liberação de carga	19
Figura 4 - Ruptura por flexão	20
Figura 5 - Ruptura por colisão	21
Figura 6— Variáveis geométricas controláveis no desmonte de rocha	22
Figura 7 - Produtividade x Pilha.....	24
Figura 8 – Comparação entre um furo inclinado e vertical	27
Figura 9 - Subfuração	29
Figura 10 – Malha quadrada.....	34
Figura 11 – Malha retangular	34
Figura 12 - Malha pé de galinha.....	34
Figura 13 – Comportamento dos explosivos em malha quadrada e pé de galinha.....	35
Figura 14 – Bancadas com uma e duas frentes livres.....	36
Figura 15 – Representação de carga contínua e espaçada	36
Figura 16– Representação das cargas do furo	38
Figura 17 – Tipos de retardos	39
Figura 18 - Saída em V.....	40
Figura 19 – Saída em linha.....	40
Figura 20 – Pilhas de fragmentos	41
Figura 21 – Erros de perfuração	42
Figura 22 - Modelo de otimização.....	46
Figura 23 – Gráfico de custos.....	48
Figura 24 – Etapas do programa DISVOL	52
Figura 25 – DISVOL-Índice de Desmontabilidade	53
Figura 26 – Índice de desmontabilidade.....	54
Figura 27 – Descrição do maciço (Diaclasiado em blocos)	54
Figura 28 – Espaçamento e orientação dos planos de fratura.....	55
Figura 29 – Dados geométricos	56
Figura 30 – Dados da rocha.....	56
Figura 31 – Dados dos explosivos.....	57
Figura 32– Esquema do desmonte.....	57
Figura 33 – Dimensionamento das cargas explosivas	58
Figura 34 – Fragmentação	59
Figura 35 – Input de custos	59
Figura 36 – Output Custos.....	61
Figura 37 – Fragmentação x Altura de bancada	62
Figura 38 - Custo x Altura da bancada	63
Figura 39 – Inclinação x Fragmentação	63
Figura 40 – Inclinação x Custo.....	64

Figura 41 – Inclinação x Fragmentação	64
Figura 42 – Inclinação x Custo.....	65
Figura 43 – Inclinação x Fragmentação	65
Figura 44 – Inclinação x Custo.....	66
Figura 45 – Inclinação x Fragmentação	66
Figura 46 – Inclinação x Custo.....	67
Figura 47 – Fragmentação x Índice de desmontabilidade	68
Figura 48 – Custo x Índice de desmontabilidade	68
Figura 49 – Rendimento x Diâmetro	69
Figura 50 – Custo x Diâmetro	69
Figura 51 – Resultado do desmonte	70
Figura 52 – Resultado do desmonte	71

ÍNDICE DE TABELAS

Tabela 1 - Mecanismos de Rupturas	17
Tabela 2 - Relações entre altura (H) e afastamento (B)	25
Tabela 3 – Relação entre altura de bancada e equipamentos de carregamento	26
Tabela 4 - Relação entre diâmetro e comprimento do tampão	28
Tabela 5 – Tamanho do tampão relacionado com resistência da rocha	28
Tabela 6 – Cálculo da subfuração.....	30
Tabela 7 - Afastamento e diâmetro do furo	31
Tabela 8 - Rocha x Afastamento	31
Tabela 9 – Valores de Kb	32
Tabela 10 – Tipo de rocha e consumo específico.....	39
Tabela 11 – Dados utilizados na simulação.....	52
Tabela 12 – Custo de desmonte.....	60
Tabela 13 – Custo de perfuração	61
Tabela 14 - Comparação entre parâmetros	70

Sumário

1. INTRODUÇÃO	13
2. OBJETIVOS.....	14
2.1. OBJETIVO GERAL	14
2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	14
3. JUSTIFICATIVA.....	15
4. ESTUDO BIBLIOGRÁFICO	16
4.1. MECANISMOS DE RUPTURA DOS MACIÇOS ROCHOSOS	16
4.1.1. Trituração da rocha.....	18
4.1.2. Fraturamento radial	18
4.1.3. Reflexão da onda de choque.....	19
4.1.4. Extensão e abertura de fendas radiais	19
4.1.5. Fraturamento pela liberação da carga.....	19
4.1.6. Fraturamento por cisalhamento	20
4.1.7. Ruptura por flexão.....	20
4.1.8. Ruptura por colisão	20
4.2. VARIÁVEIS CONTROLÁVEIS NO DESMONTE DE ROCHAS	21
4.2.1. Diâmetro dos furos	23
4.2.2. Altura da bancada.....	24
4.2.3. Inclinação dos furos	26
4.2.4. Tampão.....	27
4.2.5. Subfuração.....	29
4.2.6. Afastamento	30
4.2.7. Espaçamento.....	33
4.2.8. Esquemas de perfuração	34
4.2.9. Tamanho e forma do desmonte	35
4.2.10. Configuração das cargas.....	36
4.2.11. Desacoplamento das cargas.....	37
4.2.12. Explosivos	37
4.2.13. Distribuição dos explosivos nos furos.....	37
4.2.14. Consumos específicos de explosivos	38

4.2.15. Tempos de retardo e sequencia de fogo	39
4.2.16. Influência do equipamento de carregamento na detonação	41
4.2.17. Perfuração específica.....	41
4.2.18. Qualidade da perfuração.....	42
4.3. MODELOS MATEMÁTICOS PARA A AVALIAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO ROCHOSA	42
4.3.1. Fórmula de Larsson.....	42
4.3.2. Svedefo (Swedish Detonic Research Foundation)	43
4.3.3. Kuz-Ram	43
4.3.4. Fórmula de Dinis da Gama.....	45
4.4. MODELOS DE OTIMIZAÇÃO	45
4.5. CUSTOS DE PERFURAÇÃO E DESMONTE	48
5. METODOLOGIA.....	52
5.1. ÍNDICE DE DESMONTABILIDADE	53
5.2. PROJETO DO DIAGRAMA DE FOGO	55
5.3. CUSTOS	59
6. RESULTADOS E DISCUSSÃO	62
7. CONCLUSÃO.....	72
8. REFERÊNCIAS	73

1. INTRODUÇÃO

O desmonte de rochas com utilização de explosivos é a técnica mais utilizada em mineração, túneis, escavações, implosões, entre outras, quando o objetivo é a movimentação de material tanto para etapas de tratamento ou para liberação de espaço para outras atividades.

Existem vários tipos de explosivos disponíveis no mercado, sendo o ANFO e Emulsão os mais utilizados. Estes empregados nos furos têm como função liberar uma grande quantidade de energia capaz de movimentar o material desejado. Sendo assim o conhecimento de todas as variáveis envolvidas em um processo de desmonte é muito importante, pois conhecendo a influência de cada uma pode-se fazer um estudo relacionando parâmetros geométricos do desmonte com propriedades do material a ser movimentado, de forma a conseguir um plano de fogo que consiga gerar resultados satisfatórios para as necessidades da empresa.

Portanto quando se consegue otimizar este processo grandes vantagens são obtidas, tendo estas como principais no ramo da mineração, a diminuição do custo global e a movimentação de grande quantidade de material, fatores que fazem com que as mesmas sobrevivam o cenário atual.

2. OBJETIVOS

2.1. OBJETIVO GERAL

Determinar um plano de fogo adequado levando em consideração a otimização da fragmentação rochosa para um estudo de casa da empresa Mineração Pirineus.

2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Os objetivos específicos do seguinte trabalho estão expostos a baixo.

- Caracterizar os parâmetros geomecânicos do local a desmontar;
- Modelar os parâmetros básicos do diagrama de fogo e a fragmentação respectiva;
- Realizar análise de sensibilidade da fragmentação e custo variando alguns parâmetros determinantes;
- Comparar os parâmetros encontrados e os utilizados anteriormente, no que diz respeito ao plano de fogo e à fragmentação;

3. JUSTIFICATIVA

O desmonte de rochas com explosivos é a maneira mais econômica de se fragmentar materiais rochosos. Porém, para obtenção de sucesso e fragmentação adequada do mesmo, devem-se conhecer todos os parâmetros envolvidos, sendo estes geológicos ou relacionados à geometria do plano de fogo e carga explosiva a ser utilizada.

Portanto, a justificativa para tal estudo se enquadra na busca de parâmetros mais adequados para uma melhor fragmentação das rochas, de forma a reduzir custos nos fogos secundários ou fragmentação secundária mecânica, aumentando a produtividade de equipamentos de carregamento e transporte, aumentando a eficiência no processo de britagem e moagem, reduzindo assim custos extras gerados com atividades citadas anteriormente.

4. ESTUDO BIBLIOGRÁFICO

4.1. MECANISMOS DE RUPTURA DOS MACIÇOS ROCHOSOS

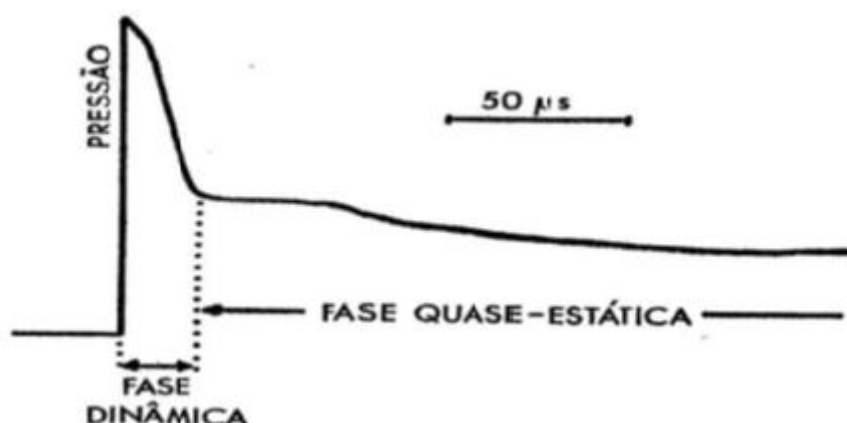
Os mecanismos relacionados à atuação dos explosivos detonados no interior do maciço rochoso são bem conhecidos, devido este ser um dos processos de fragmentação mais usados em mineradoras, por ser a energia mais barata no mercado atual para este tipo de finalidade. Essa é representada pela interação dos explosivos com as rochas circundantes ao mesmo, envolvendo fatores como tempo, ondas de choque, mecânica das rochas, energia termodinâmica e outras variantes.

Os explosivos podem atuar por meio de reações de deflagração ou de detonação, neste primeiro caso sendo apenas uma rápida combustão, sem geração de onda de choque, enquanto que no segundo, é um processo de velocidade supersônica em que a energia liberada pelos explosivos na zona inicial de reação propaga-se através da rocha na forma de onda de choque.

De forma geral, o objetivo principal do desmonte com utilização de explosivos é a geração de fragmentos com especificações técnicas juntamente com o menor custo possível, de forma que sua otimização produza uma redução de custos em atividades como, transporte, carregamento e britagem.

Após a detonação de um explosivo, o material situado na sua vizinhança, em particular aquele que constitui as paredes do furo onde se situa a carga, é imediatamente sujeito a uma perturbação dinâmica mais ou menos violenta, (NAVARRO TORRES V.F, 2012). Posteriormente a essa fase dinâmica surge a semi-estática, representada pela descompressão dos gases resultantes da detonação. A Figura 1 mostra os momentos que ocorrem as fases, em relação ao tempo e a pressão exercida pela detonação do explosivo.

Figura 1 - Fases Dinâmicas e Semi-Estática



Fonte: Navarro Torres V.F (2012).

a) Fase Dinâmica:

Esta fase é caracterizada pela ação das ondas de choque. Segundo Jimeno *et al.* (2003), se produz um forte impacto devido à onda de choque gerada a partir da energia de tensão. Segundo Scott (1996), *apud* Jimeno *et al.* (2003), 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. Quando a onda de choque compressiva gerada pela detonação tem energia suficiente para encontrar a face livre e retornar de forma refletida com amplitude de tensão superior a resistência à tração do maciço, resulta-se em fragmentação.

Segundo Hermann (1972) e Langefors (1963), *apud* Rolim (2006), a inexistência da fase dinâmica em maciço rochoso não fraturado, torna impossível a fragmentação somente com a fase semi-estática.

b) Fase Semi-Estática:

Caracterizada pela ação da pressão dos gases gerados pela detonação. Refere-se ao trabalho realizado de expansão ou descompressão dos gases ao percorrerem pelas discontinuidades geradas pela fase dinâmica.

Segundo Langefors (1963), à medida que os gases são liberados, blocos são lançados produzindo novas fraturas por ação de choque entre eles.

Segundo Jimeno *et al.* (2003), nesta fase atuam os gases produzidos atrás da zona de reação, que a alta pressão e temperatura são portadores de energia termodinâmica. A Tabela 1 mostra os mecanismos de ruptura.

Tabela 1 - Mecanismos de Rupturas

Mecanismos de Ruptura
Trituração da rocha
Fraturamento radial
Reflexão da onda de choque
Extensão e abertura de fendas radiais
Fratura por liberação de carga
Fratura por cisalhamento
Ruptura por flexão
Ruptura por colisão

Fonte: autoria própria.

4.1.1. Trituração da rocha

A trituração da rocha é a etapa de fragmentação que ocorre nos primeiros instantes após a detonação, sendo que a energia liberada pelos explosivos é transmitida para o maciço rochoso vizinho, na forma de onda de choque ou até mesmo de onda de compressão que se propaga a uma altíssima velocidade. A pressão da frente da onda de choque que se expande de forma cilíndrica atinge valores que superam a resistência à compressão da rocha, causando a destruição de sua estrutura inter-cristalina e intergranular.

Segundo Hagan (1977), este mecanismo de ruptura consome em torno de 30% da energia que transporta a onda de choque, colaborando com a fragmentação da rocha na ordem 0,1% do volume total a ser fragmentado.

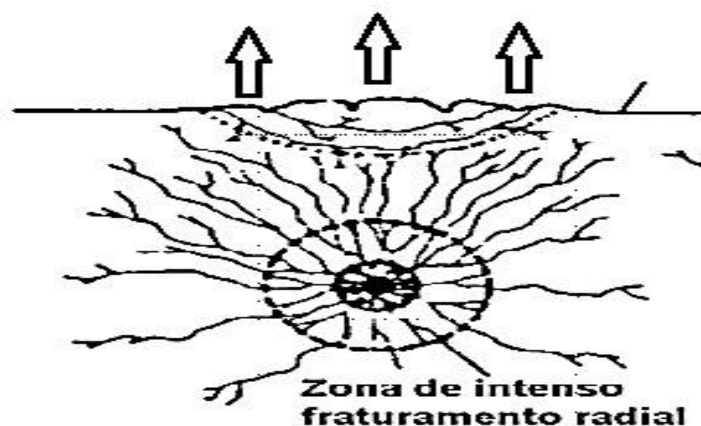
4.1.2. Fraturamento radial

Durante a propagação da onda de choque a rocha circundante ao furo é submetida a uma intensa compressão radial que induz componentes de tração nos planos tangenciais da frente da onda. Quando as tensões superam a resistência dinâmica a tração da rocha, se inicia a formação de uma zona de fraturas radiais em torno do da zona triturada que rodeia o furo, (JIMENO *et al.* 2003). Segundo o mesmo, o comprimento e número de fraturas radiais aumentam:

- Com a intensidade da onda de choque na parede do furo.
- Com a diminuição da resistência dinâmica à tração da rocha.

Essas primeiras fraturas radiais aparecem ao redor do furo carregado ao tempo de 1 a 2 ms após a detonação, levando em conta o explosivo, tipo de rocha, altura de carga, diâmetro do furo entre outros aspectos (Figura 2).

Figura 2 - Fraturamento Radial



Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

4.1.3. Reflexão da onda de choque

Quando a onda de choque encontra uma superfície livre geram-se duas ondas, uma de tração e outra de cisalhamento. O fraturamento das rochas é causado geralmente pela onda de tração refletida.

Este mecanismo em comparação aos demais que causam fragmentação, é um dos que causam menores danos na rocha.

Considerando que seria necessário uma carga em torno de 8 vezes maior que a carga normal, para que a fragmentação ocorresse apenas pela reflexão da onda de choque, (JIMENO *et al.* 2003).

4.1.4. Extensão e abertura de fendas radiais

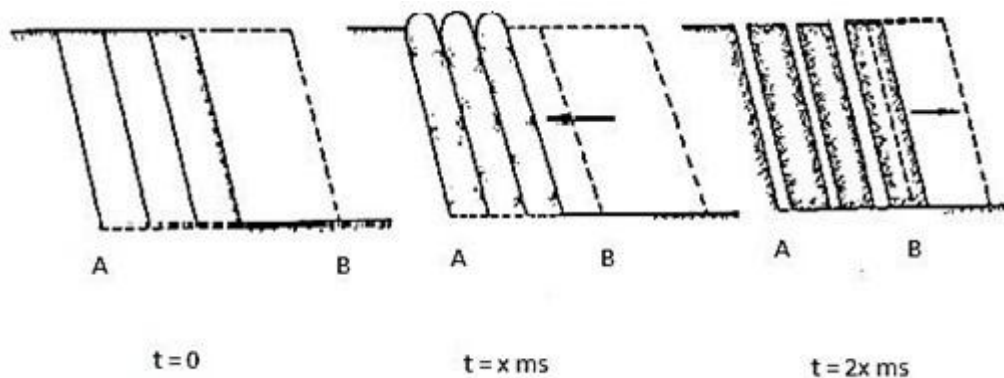
Depois da atuação da onda de choques, a pressão gerada pelos gases da explosão provoca um campo de tensão ao redor do furo. Durante e depois da formação das fendas radiais, os gases começam a expandir-se e penetrar nas fraturas, prolongando as mesmas. O número, comprimento das fendas abertas e desenvolvimento das fendas dependem da pressão dos gases.

4.1.5. Fraturamento pela liberação da carga

Antes que a onda de choque atinja a frente livre efetiva a energia total transferida a rocha pela compressão inicial varia entre 60 e 70% da energia da detonação, (COOK *et al.* 1966, *apud* JIMENO *et al.* 2003).

Depois da passagem da onda de compressão, um estado de equilíbrio quase estático acompanhado de uma perda de pressão no furo é produzido, ocasionado pela fuga dos gases através das fendas radiais existentes e deslocamento de rochas (JIMENO *et al.* 2003) . A energia de tensão então armazenada é liberada rapidamente, criando tensões de tração e cisalhamento provocando a ruptura do maciço (Figura 3).

Figura 3 - Fraturamento por liberação de carga



Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

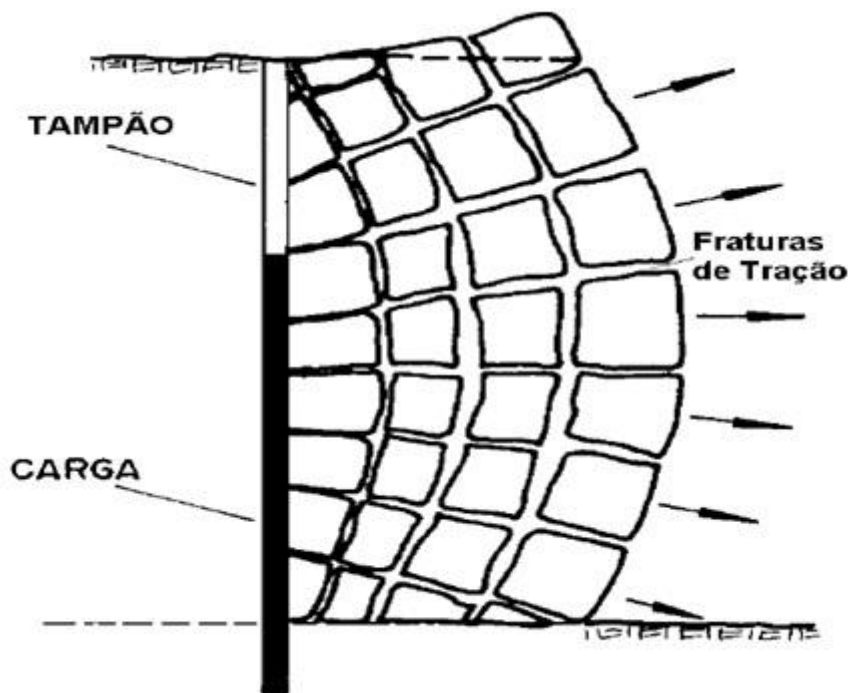
4.1.6. Fraturamento por cisalhamento

Nas formações rochosas sedimentares quando os estratos apresentam distintos módulos de elasticidade, se produz rupturas nos planos de separação. Este faturamento por cisalhamento ocorre quando a rocha adjacente é movimentada em velocidades ou tempos diferente.

4.1.7. Ruptura por flexão

A ruptura por flexão ocorre devida que, durante e depois do faturamento radial a pressão que os gases exercem sobre as rochas localizadas na parte da frente da coluna dos explosivos, faz com que as rochas parecessem uma viga, produzindo a deformação e fraturamento na mesma pelos fenômenos da flexão (Figura 4).

Figura 4 - Ruptura por flexão

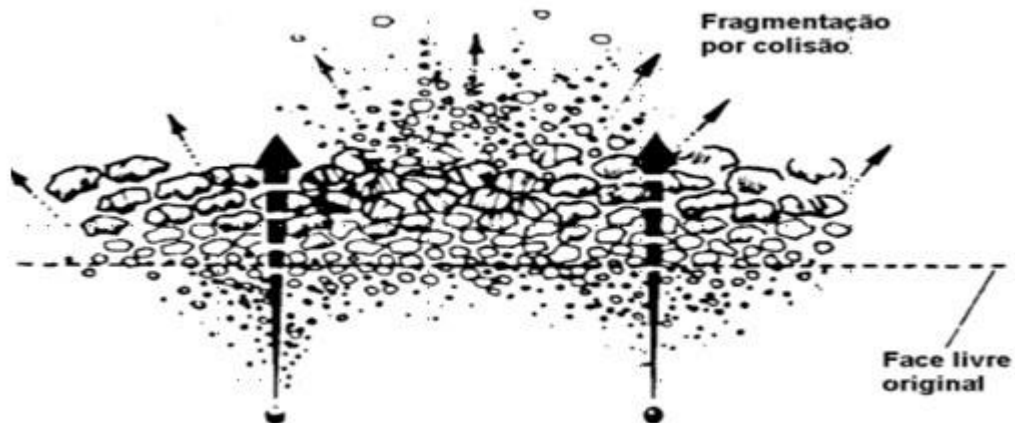


Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

4.1.8. Ruptura por colisão

Este mecanismo de fragmentação acontece devido à combinação dos mecanismos anteriores com os gases que são projetados à superfície livre, fazendo assim que ocorra a colisão de fragmentos com fragmentos (Figura 5).

Figura 5 - Ruptura por colisão



Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

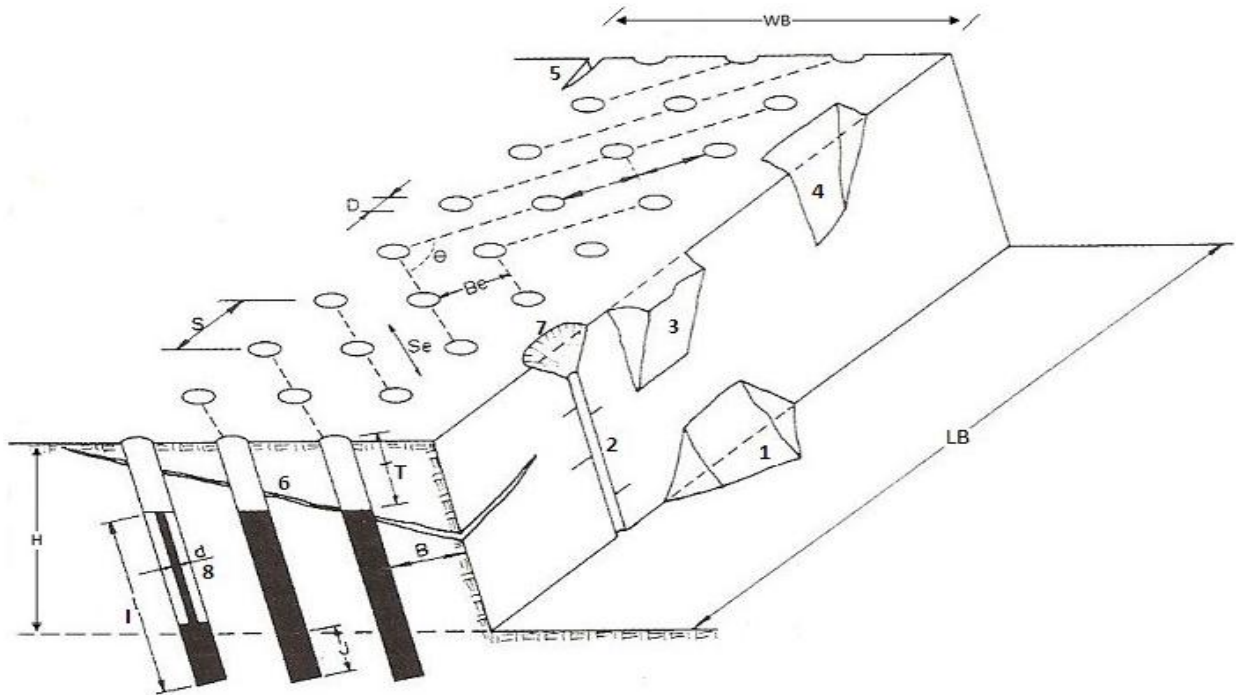
4.2. VARIÁVEIS CONTROLÁVEIS NO DESMONTE DE ROCHAS

No desenvolvimento dos cálculos e elaboração do diagrama de fogo, existem variáveis que interferem no resultado esperado, essas compreendidas em 3 grupos distintos:

- Geométrico: Diâmetro, comprimento da carga, altura da bancada, espaçamento, afastamento entre outros.
- Físico-químico: Energia do explosivo, tipo de explosivo, potência entre outros.
- Tempo: Tempos de retardo e sequências de iniciação.

Lembrando que essas variáveis compõem fórmulas deduzidas da década de 50 até o presente momento, com o intuito de encontrar o diagrama de fogo que satisfaça as condições exigidas para o desmonte de rocha da área em questão. Esse é encontrado mediante vários ensaios envolvidos nas detonações. A Figura 6 mostra as variáveis controláveis no desmonte.

Figura 6— Variáveis geométricas controláveis no desmonte de rocha



Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

Onde:

- H = Altura da bancada
- D = Diâmetro do furo
- L = Comprimento do furo
- d = Diâmetro do explosivo
- B = Afastamento
- S = Espaçamento
- LB = Largura da bancada
- WB = Comprimento da bancada
- Be = Afastamento efetivo
- Se = Espaçamento efetivo
- T = Tampão
- J = Subfuração
- I = Comprimento de carga
- Θ = Ângulo de abertura ou saída
- tr = Tempo de retardo
- 1 = Repé
- 2 = Furo
- 3 = Cunha
- 4 = Sobreescavação
- 5 = Greta de tração
- 6 = Fraturamento do maciço
- 7 = Cratera
- 8 = Carga desacoplada

4.2.1. Diâmetro dos furos

Considerando um procedimento de engenharia, a escolha do diâmetro do furo é uma das mais importantes tarefas no dimensionamento do plano de fogo, pois a mesma envolve aspectos como a taxa de produção necessária, vibrações, altura de bancadas, fragmentação, custos, entre outros. Segundo Jimeno *et al.* (2003), os fatores que implicam na escolha do diâmetro são: Características da rocha a ser detonada; grau de fragmentação requerida; altura da bancada; custos de perfuração e detonação; dimensão dos equipamentos de carregamento.

- **Características da rocha:** Dependendo do material a ser detonado não existe a necessidade de grandes diâmetros e consequentemente grandes quantidades de explosivos, já que o mesmo é mais friável, menos competente.
- **Grau de fragmentação requerida:** O diâmetro influencia neste aspecto devido que quanto maior for ele, maior será a quantidade de explosivos confinada e assim uma maior quantidade de energia será liberada para fragmentar o material. Existe uma correlação entre comprimento de carga (H) e diâmetro (D), que é $H/D < 60$ onde um incremento no valor de D implica em um aumento de fragmentação, porém se for $H/D > 60$ o aumento no valor de D implica em um consumo específico maior, (JIMENO *et al.* 2003).
- **Custos de perfuração e desmonte:** A diminuição do diâmetro implica em uma quantidade menor de explosivos, envolvendo assim no processo um custo menor no aspecto da quantidade de explosivos utilizados, porém o custo de perfuração será alto, devido a maior quantidade de furos para equivaler furos de diâmetros maiores.

Segundo Hermann (1972) *apud* Rolim (2006), o diâmetro influencia indiretamente na dimensão do bloco a ser obtido no desmonte, devido o equipamento de limpeza (pá carregadeira) ser limitante da maior dimensão do bloco. O mesmo sugere a seguinte equação empírica.

$$\Phi = \mu * c \quad (1)$$

Onde:

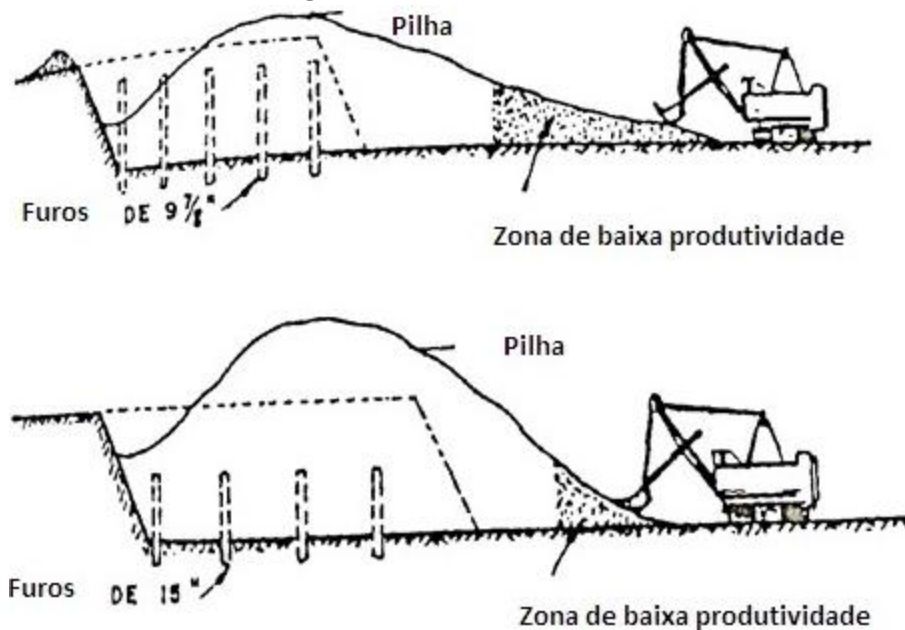
Φ = Diâmetro do furo (polegadas)

μc = Capacidade da pá carregadeira (jardas cúbicas)

Segundo Langefors (1963), existe uma relação entre diâmetro do furo e altura da bancada, que gira em torno de 0,5 a 1,25 %.

Em relação à escolha dos equipamentos de carregamento, os diâmetros dos furos influenciam na formação da pilha do material fragmentado, fazendo assim que alguns equipamentos de acordo com a pilha formada tenha baixa ou alta produtividade, conforme a Figura 7.

Figura 7 - Produtividade x Pilha



Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

Em lavra superficial os diâmetros variam de 50 mm até 380 mm, (JIMENO *et al.* 2003). De forma resumida algumas vantagens e desvantagens em relação ao diâmetro dos furos são demonstradas a baixo.

Diâmetros menores:

- Vantagens: Melhor fragmentação da rocha devido a melhor distribuição dos explosivos; nível de vibração é menor; menores danos causados na rocha remanescente.
- Desvantagens: Mais furos são perfurados para uma mesma área comparando-se a utilização de diâmetros maiores; maior tempo de perfuração.

Diâmetros maiores:

- Vantagens: É utilizada uma quantidade menor de furos comparando-se a utilização de diâmetros menores; menor quantidade de explosivo por furo utilizado; menor tempo de perfuração.
- Desvantagens: A distribuição granulométrica gerada é pior em relação a diâmetros menores.

Segundo Silva (2009), a seleção do diâmetro depende da produção horária, do ritmo de escavação, altura da bancada e da resistência.

4.2.2. Altura da bancada

Para a escolha da altura da bancada conforme o diagrama de fogo ideal, alguns fatores são considerados, como ordem técnica e econômica, (SILVA, C., 2009).

- Condições de Estabilidade da rocha que compõe o maciço e a segurança nas operações.
- Volume de produção desejada.
- Equipamentos de carregamento, transporte e perfuração disponíveis.
- Diluição do material.

A escolha para a altura ótima da bancada é influenciada pela rigidez, esta que é relação entre altura (H) e afastamento (B). Para Ash (1977), a relação ótima é $H/B \geq 3$. Segundo o mesmo autor se $H/B = 1$, ocorrerá uma fragmentação grosseira com problemas de repé. Com $H/B = 2$, os efeitos citados anteriormente serão menores, e com $H/B = 3$ todos os efeitos citados serão extintos.

Para Konya (1985) *apud* Silva (2009), a relação entre altura e afastamento fica em função do valor 4, a Tabela 2 mostra algumas relações.

Tabela 2 - Relações entre altura (H) e afastamento (B)

H/B	Fragmentação	Onda aérea	Ultrançamentos	Vibração	Comentários
1	Ruim	Severa	Severo	Severa	Quebra para trás. Recalcular plano de fogo
2	Regular	Regular	Regular	Regular	Recalcular se possível
3	Boa	Boa	Bom	Boa	Bom controle e fragmentação
4	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente	Não há aumento de benefícios para $H/B > 4$

* Se $H/B > 4$ a bancada é considerada alta.

* Se $H/B < 4$ a bancada é considerada baixa.

Fonte: Modificado Konya (1985) *apud* Silva (2009).

Silva (2009) lembra algumas considerações para se levar em conta na escolha da altura da bancada:

- Precisão da perfuração diminui à medida que cresce o número de hastes, gerando assim desvios de perfuração.
- Ultrançamentos devido aos desvios gerados.
- Aumento da altura provoca aumento da razão de carga.

- Aumento da altura gera grandes pilhas de material, exigindo assim a demanda de equipamentos de grande porte.

Jimeno *et al.* (2003), sugere a Tabela 3, para desmonte de bancadas com pequenos diâmetros de furos.

Tabela 3 – Relação entre altura de bancada e equipamentos de carregamento

Altura da bancada (m)	Diâmetro do furo (mm)	Equipamento de carregamento recomendado
8 – 10	65 – 90	Pá carregadeira
10 – 15	100 - 150	Escavadeira

Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

4.2.3. Inclinação dos furos

A inclinação dos furos é proveniente do ângulo de perfuração em relação a vertical utilizado pela perfuratriz, proporcionando assim ao desmonte vantagens e desvantagens ao uso deste método.

Vantagens:

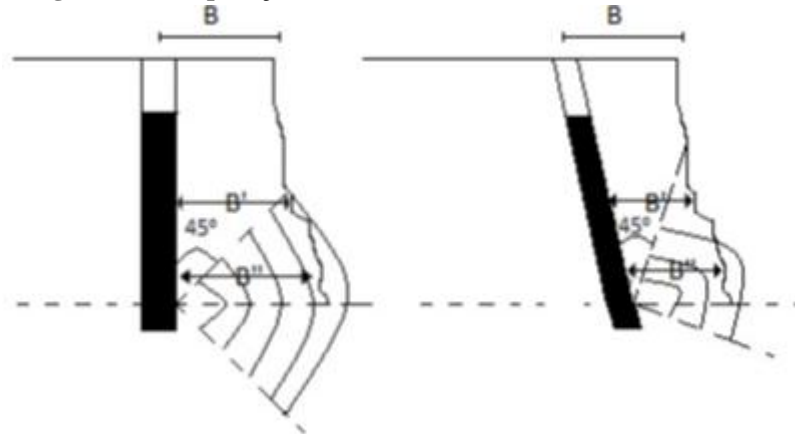
- Melhor fragmentação e menor espalhamento da pilha, já que o afastamento calculado na superfície permanece mais uniforme ao longo do furo.
- Aumenta a eficiência da utilização da energia do explosivo, devido à onda de choque ter maior parte refletida do que em um furo vertical.
- Menor será a subfuração, fazendo assim com que se aproveite melhor a energia do explosivo levando em consideração uma diminuição do nível de vibrações produzido.

Desvantagens:

- Maior dificuldade no posicionamento das perfuratrizes.
- Aumenta o comprimento do furo em relação ao furo vertical.
- Maior desgaste dos equipamentos.
- Dificuldade de posicionamento das perfuratrizes e em manter o paralelismo da perfuração.

A Figura 8 mostra uma comparação do aproveitamento da onda refletida entre um furo inclinado e vertical.

Figura 8 – Comparação entre um furo inclinado e vertical



Fonte: Cavadas (2012).

4.2.4. Tampão

O tampão é a região superior do furo onde não se faz o preenchimento com carga explosiva, e sim com material inerte como, resíduos da perfuração, areia, brita entre outros. Este tem como objetivo confinar os gases da detonação para que uma melhor fragmentação ocorra no maciço rochoso.

Caso o tamponamento for insuficiente, os gases gerados pela detonação serão expostos à atmosfera prematuramente causando problemas relacionados a ondas aéreas e ultralançamentos, já no caso onde o tamponamento for em excesso os ultralançamentos serão menores, porém matacões e quebra para trás serão maiores.

Segundo estudos de Otuonye 1982 *apud* Jimeno *et al.* (2003), quando utilizado material para tamponamento com tamanho de 1/25 do diâmetro do furo, consegue-se uma redução de 41% no comprimento do tampão.

Segundo Jimeno *et al.* (2003), na prática os comprimentos ótimos de tampão aumentam conforme a competência e qualidade da rocha diminuem, variando entre 20 e 60 vezes o diâmetro do furo. A Tabela 4 mostra a relação entre diâmetro e comprimento do tampão.

Tabela 4 - Relação entre diâmetro e comprimento do tampão

Diâmetro do furo (mm)	Granulometria (mm) (D/25)	Comp.do tampão (mm) (20*D)	Comp.do tampão (mm) (60*D)
50	2	1000	3000
60	2,4	1200	3600
70	2,8	1400	4200
80	3,2	1600	4800
90	3,6	1800	5400
100	4	2000	6000
110	4,4	2200	6600
120	4,8	2400	7200
130	5,2	2600	7800
140	5,6	2800	8400
150	6	3000	9000
160	6,4	3200	9600
170	6,8	3400	10200
180	7,2	3600	10800
190	7,6	3800	11400
200	8	4000	12000

Fonte: autoria própria.

Segundo Ash (1963) *apud* Jimeno *et al.* (2003), pode-se calcular o tamanho do tampão através da seguinte fórmula.

$$T = K_t * B \quad (2)$$

Onde:

T = Tampão (m)

B = Afastamento (m)

K_t = Constante (0,7 a 1)

Jimeno *et al.* (2003), sugere a Tabela 5 para cálculo do tampão, relacionando comprimento do tampão, resistência da rocha e diâmetro do furo (D).

Tabela 5 – Tamanho do tampão relacionado com resistência da rocha

	Resistência da rocha (Mpa)		
	Branda < 70	Médio - Dura 70 - 80	Muito dura > 180
Tampão (T)	40* D	32*D	25*D

Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

Segundo Foldesi (1980), *apud* Jimeno *et al* (2003) a fórmula para cálculo do comprimento do tampão é:

$$T = 1,265 * \frac{B*VD}{VC} * \sqrt{\frac{\rho_e}{\rho_s}} \quad (3)$$

Onde:

T = Tampão (m)

B = Afastamento (m)

VD = Velocidade de detonação (m/s)

VC = Velocidade sísmica de propagação do maciço rochoso (m/s)

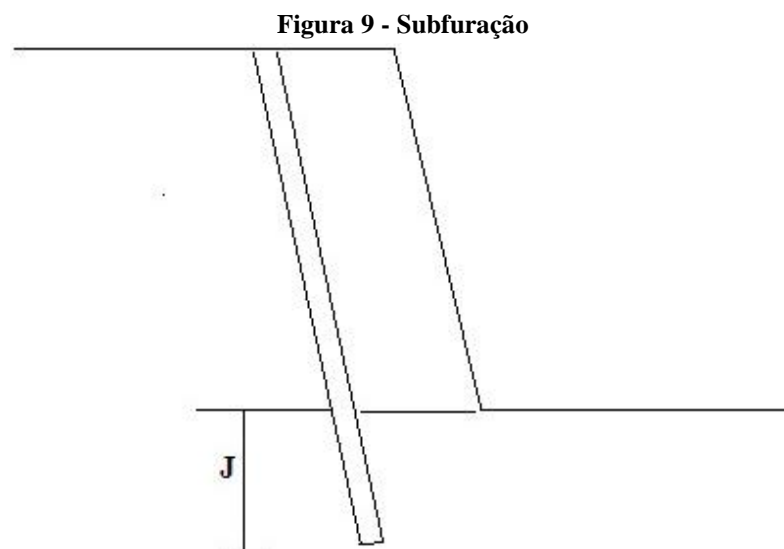
ρ_e = Densidade do explosivo (g/cm³)

ρ_s = Densidade do material constituinte do tampão (g/cm³)

4.2.5. Subfuração

Subfuração é a região do furo que ultrapassa o nível base da bancada. É necessário ter o mesmo devido à necessidade de fragmentação do maciço compreendido na parte inferior da bancada, caso não tenha, ocorrerá à formação de repé. Com a ocorrência deste mesmo, é necessária a perfuração secundária para sua fragmentação, aumentando assim os custos nesta etapa.

Caso a escolha do comprimento da subfuração for menor que o necessário, o principal acontecimento será o aparecimento de repé. Já na escolha de um comprimento maior que o necessário os acontecimentos serão: um aumento nos custos de perfuração; aumento no nível de vibração; fragmentação excessiva na parte inferior da bancada. A Figura 9 mostra a representação da subfuração em uma bancada.



Fonte: autoria própria.

Konya (1983) sugere a seguinte fórmula para o cálculo da subfuração:

$$J = 0,3 * B \quad (4)$$

Onde:

J = Subfuração

B = Afastamento

Segundo Ash (1963) *apud* Jimeno *et al.* (2003), pode-se calcular a subfuração através da seguinte fórmula.

$$J = K_j * B \quad (5)$$

Onde:

J = Subfuração (m)

B = Afastamento (m)

K_j = Constante (0,2 a 0,4)

Jimeno *et al.* (2003), sugere a Tabela 6 para cálculo da subfuração (J).

Tabela 6 – Cálculo da subfuração

	Diâmetro do furo (D) (mm)	
	180 - 250	250 - 450
Subfuração (J)	$(7 - 8) * D$	$(5 - 6) * D$

Fonte: Jimeno *et al.* (2003).

4.2.6. Afastamento

É a distância entre a face livre da bancada e a primeira linha de furos, ou a distância entre duas linhas de furos paralelas a face. Caso os valores usados na prática forem maiores ou menores que os encontrados na teoria algumas situações podem ocorrer:

a) Afastamento muito pequeno: A rocha é lançada a uma elevada distância da face; aumento do ruído e das ondas aéreas devido a maior quantidade de explosivos utilizados.

b) Afastamento excessivo: Os gases encontram muita resistência para fraturar o maciço e parte da energia se transforma em energia sísmica aumentando a intensidade das vibrações.

Muitos autores têm proposto fórmulas sobre o cálculo do afastamento, porém todas elas chegam a um intervalo, este que varia de 25 a 40 o diâmetro do furo (D), a Tabela 7 mostra a relação destes valores em relação ao afastamento.

Tabela 7 - Afastamento e diâmetro do furo

Diâmetro do furo (mm)	Afastamento (25*D) (m)	Afastamento (40*D) (m)
50	1,25	2
100	2,5	4
150	3,75	6
200	5	8
250	6,25	10
300	7,5	12

Fonte: autoria própria.

A Tabela 8 mostra a relação entre tipos de rocha e tipos de explosivos levando em consideração o valor a multiplicar pelo diâmetro.

Tabela 8 - Rocha x Afastamento

Tipo de Rocha	Anfo	Emulsão
Branda	30*D	40*D
Média	25*D	35*D
Dura	20*D	30*D

Fonte: Modificado da Indústria de Material Bélico do Brasil.

Uma fórmula empírica e bastante útil de se calcular o afastamento é:

$$A = 0,0123 \left[2 * \left(\frac{\rho_e}{\rho_r} \right) + 1,5 \right] * d_e \quad (6)$$

Onde:

A = Afastamento

ρ_e = Densidade do explosivo (g/cm³)

ρ_r = Densidade da rocha (g/cm³)

d_e = Diâmetro do explosivo (mm)

Para Ash (1963), *apud* Jimeno *et al.* (2003), a formula para cálculo do afastamento é :

$$B = \frac{K_b * D}{12} \quad (7)$$

Onde:

B = Afastamento (pés)

D = Diâmetro do furo (polegadas)

K_b = Constante que depende da classe da rocha e explosivo utilizado

A Tabela 9 mostra os valores de K_b para varias classes de rochas e explosivos.

Tabela 9 – Valores de Kb

Tipo de explosivo	Classe da rocha		
	Branda	Média	Dura
Baixa densidade (0,8 a 0,9 g/cm ³) e potência baixa	30	25	20
Média densidade (1 a 1,2 g/cm ³) e potência média	35	30	25
Alta densidade (1,3 a 1,6 g/cm ³) e potência alta	40	35	30

Fonte: Jimeno et al.(2003).

Segundo López Jimeno (1980) *apud* Jimeno *et al.* (2003), para diâmetros entre 165 e 250 mm, pode-se calcular o afastamento com a seguinte fórmula.

$$B = 0,76 * D * F \quad (8)$$

Onde:

B = Afastamento

D = Diâmetro do furo

F = Fator de correção em função da rocha e explosivo ($F = f_r * f_e$)

$$f_r = \left(\frac{2,7*3500}{\rho_r * VC} \right)^{0,33} \quad (9)$$

$$f_e = \left(\frac{\rho_r * VD^2}{1,3*3660^2} \right)^{0,33} \quad (10)$$

Onde:

ρ_r = Densidade da rocha (g/cm³)

VC = Velocidade sísmica de propagação do maciço rochoso (m/s)

ρ_e = Densidade da carga explosiva (g/cm³)

VD = Velocidade de detonação do explosivo (m/s)

Para Konya (1983) a fórmula para cálculo do afastamento é:

$$B = \left(\frac{2*\rho_e}{\rho_r} + 1,5 \right) * d \quad (11)$$

Onde:

B = Afastamento (pés)

ρ_e = Densidade do explosivo (g/cm³)
 ρ_r = Densidade da rocha (g/cm³)
 d = Diâmetro do explosivo (polegada)

4.2.7. Espaçamento

Espaçamento é a distância entre dois furos de uma mesma linha. O mesmo é calculado considerando o valor do afastamento, sequenciamento da detonação e tempo de retardo entre furos.

Konya (1983) considera as seguintes equações de cálculo de espaçamento.

Para $H/B < 4$:

$$S = 0,33 * (H + 2*B) \quad (\text{Sem retardo}) \quad (12)$$

$$S = (H + 7*B)/8 \quad (\text{Com retardo}) \quad (13)$$

Para $H/B \geq 4$:

$$S = 2 * B \quad (\text{Sem retardo}) \quad (14)$$

$$S = 1,4 * B \quad (\text{Com retardo}) \quad (15)$$

Onde:

S = Espaçamento (m)

B = Afastamento (m)

Segundo Exsa [19--?], usa-se normalmente na prática as seguintes equações para o cálculo do espaçamento.

$$S = B \quad (\text{Para malha quadrada}) \quad (16)$$

$$S = (1,3 \text{ a } 1,5) * B \quad (\text{Para malha retangular}) \quad (17)$$

Para Roy e Syngh (1998), a fórmula que retorna ao valor do espaçamento é:

$$S = 1,3 - 4 * \sqrt{\frac{q_l}{C}} * \frac{1}{RQD} \quad (18)$$

Onde:

B = Afastamento (m)

S = Espaçamento (m)

q_l = Densidade linear da carga (kg/m)

C = Fator de carga (kg/m³)

RQD = Rock Quality Designation

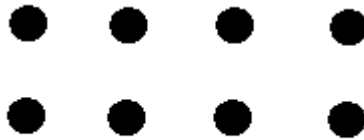
Segundo Rolim (2006), o espaçamento varia entre 1,3 a 3 vezes o valor do afastamento (B) em pedreiras.

Segundo Jimeno *et al.* (2003), espaçamentos pequenos produzem trituração excessiva entre as cargas e problemas de repés, porém um espaçamento excessivo gera faces irregulares.

4.2.8. Esquemas de perfuração

Em desmonte de rochas de bancadas a geometria das malhas de perfuração utilizadas são, quadradas (Figura 10), retangulares (Figura 11) ou pé de galinha (Figura 12).

Figura 10 – Malha quadrada



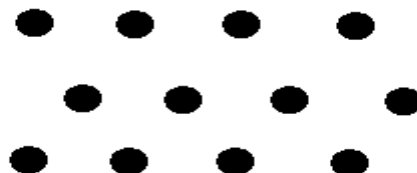
Fonte: autoria própria.

Figura 11 – Malha retangular



Fonte: autoria própria.

Figura 12 - Malha pé de galinha

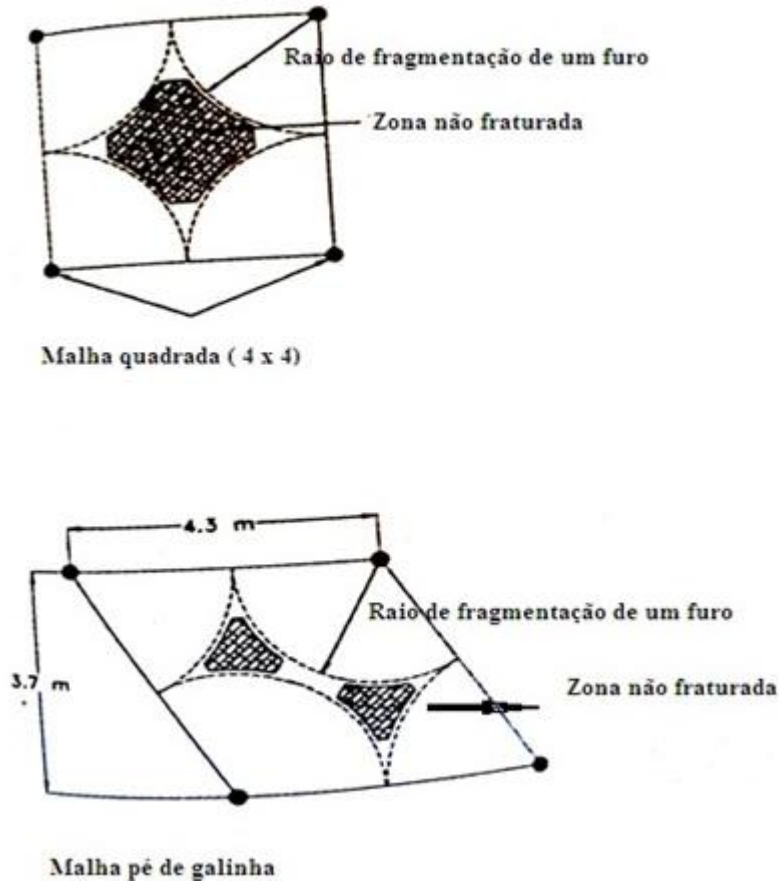


Fonte: autoria própria.

Segundo Jimeno *et al.* (2003), a malha pé de galinha é o melhor esquema de perfuração, pois proporciona melhor distribuição de energia na rocha além da flexibilidade que ele oferece na direção de saída da detonação.

A Figura 13 mostra como os explosivos se comportam em uma malha quadrada e pé de galinha.

Figura 13 – Comportamento dos explosivos em malha quadrada e pé de galinha



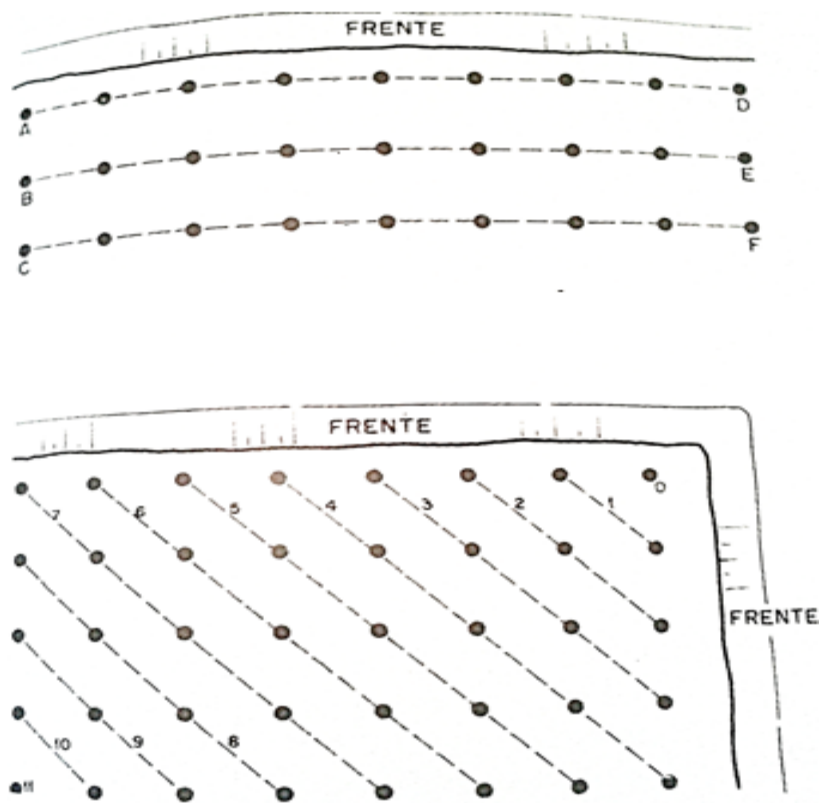
Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

4.2.9. Tamanho e forma do desmonte

O tamanho do desmonte deve ser maior possível, pois se obtêm uma diminuição nos tempos improdutivo dos equipamentos de perfuração e carregamento, já que estes estarão trabalhando mais continuamente.

Segundo Jimeno *et al.* (2003), a forma do desmonte depende da quantidade de faces livres, tal que para uma frente livre a relação entre comprimento da frente (LB) e largura (WB) seja maior que 3, enquanto com duas frentes a relação deve ser maior que 2. A Figura 14 mostra exemplos de bancadas com uma e duas frentes livres.

Figura 14 – Bancadas com uma e duas frentes livres



Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

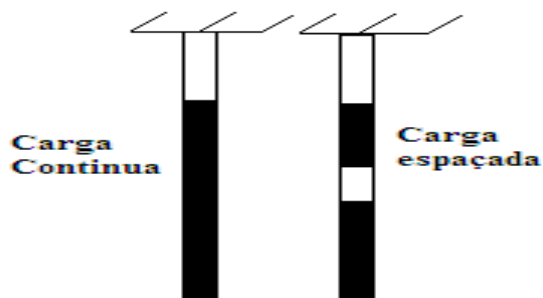
4.2.10. Configuração das cargas

A determinação da configuração dos explosivos dentro dos furos se dá pelo comprimento dos furos, já que um furo muito comprido terá um consumo de explosivos alto caso não seja utilizada carga espaçada. A utilização de carga espaçada é bem atraente, quando os preços dos explosivos estão caros e as vibrações geradas pelo desmonte são limitadas.

Segundo Jimeno *et al.* (2003), para se ter cargas espaçadas em obras a céu aberto é necessário ter uma razão de altura da bancada (H) e diâmetro do furo (D) maior que 70.

A Figura 15 mostra a configuração de um furo com carga espaçada e outro com carga contínua.

Figura 15 – Representação de carga contínua e espaçada



Fonte: autoria própria.

4.2.11. Desacoplamento das cargas

O desacoplamento das cargas é referente ao espaço vazio ou preenchido com material inerte entre a coluna de explosivos e a parede do furo.

Segundo Melnikov (1972) *apud* Jimeno *et al.* (2003), desacoplamentos de 65 a 75% melhoram a fragmentação e uniformidade da granulometria, além de diminuir o consumo específico dos explosivos e a intensidade das vibrações.

4.2.12. Explosivos

Explosivo é toda substância ou mistura de substâncias físico-químicas, que ao iniciado corretamente se transforma totalmente ou parcialmente em gases em um período muito curto de tempo, gerando uma grande quantidade de calor.

Segundo Rolim (2006), muitos autores como Persson (1972), Hemphil (1981), Clark (1982) entre outros classificam explosivos quanto à aplicação e desempenho.

Os explosivos são classificados em:

a) Explosivos primários: São explosivos extremamente sensíveis que geram uma onda de choque capaz de iniciar a massa explosiva.

b) Explosivos secundários: São os explosivos responsáveis em si pelo desmonte de rochas, são os iniciados pelo explosivo primário.

Quanto ao desempenho são classificados em:

c) Deflagrantes: Possuem velocidade menor que 1000m/s.

d) Detonantes: Possuem velocidade maior que 1000m/s, e geram grandes quantidades de gases a elevadas temperaturas.

A escolha do explosivo é uma etapa de muitos cuidados, pois se deve olhar as propriedades das rochas a se fragmentar como também os explosivos disponíveis no mercado, com o intuito de evitar desperdício e conseguir um desmonte com baixo custo.

Os explosivos mais utilizados em desmonte de bancadas são:

a) Anfo: É uma mistura de 94% de nitrato de amônia com 6% de óleo diesel aproximadamente.

b) Emulsão: É uma mistura de 75% de nitrato de amônia, 6% de óleo diesel, 18% de água e 1% de emulsificante.

4.2.13. Distribuição dos explosivos nos furos

Os explosivos utilizados devem ser capazes de superar a resistência à tração e cisalhamento. Como a resistência ao cisalhamento é maior que a de tração, é necessário que o explosivo no fundo do furo tenha uma energia maior que o explosivo na coluna.

Jimeno *et al.* (2003) sugere que a energia do fundo seja em torno de 2 a 2,5 vezes maior que a energia de coluna, ou seja, explosivo de alta potência e densidade no fundo como emulsão, e na carga de coluna anfo e emulsão de baixa potência.

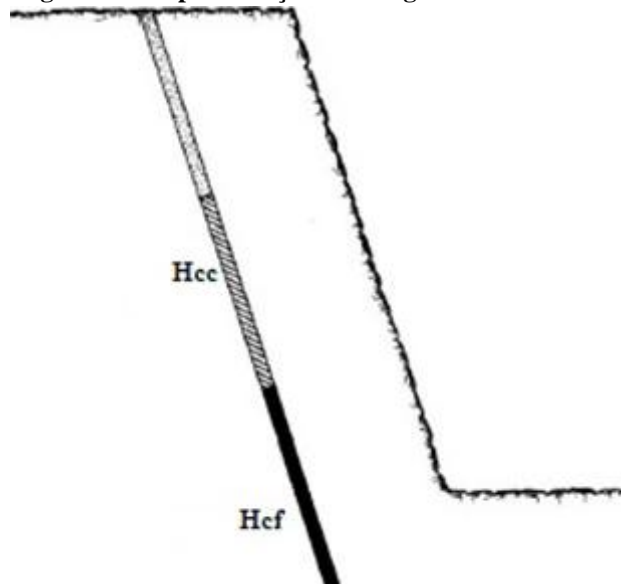
Segundo Langefours (1963) a altura carga de fundo (H_{cf}) deve estar compreendida entre 0,6 a 1,3 o afastamento (B).

Segundo Silva C., (2009), vários autores sugerem o uso de 30 a 40% da altura de carga de explosivos (H_c) como altura da carga de fundo (H_{cf}), e o restante como altura de carga de coluna (H_{cc}).

Segundo a Indústria de Material Bélico do Brasil [19--?], a altura da carga de fundo é em torno de 30 a 50% da altura de carga de explosivos.

Porém muitas empresas de exploração a céu aberto fazem uso de carga única, devido as vantagens de baixo custo e segurança. A Figura 16 mostra a representação das cargas.

Figura 16– Representação das cargas do furo



Fonte: autoria própria

4.2.14. Consumos específicos de explosivos

Consumo específico de explosivo (CE) se refere à quantidade de explosivo utilizado para um 1 m^3 ou 1 tonelada desmontado.

Quando o CE é alto proporciona boa fragmentação e menores problemas relacionadas a repés. A Tabela 10 sugere alguns valores de CE relacionados a tipos de rochas.

Tabela 10 – Tipo de rocha e consumo específico

Tipo de Rocha	Consumo Específico (kg/m ³)
Rochas resistentes	0,6-1,5
Rochas de resistência média	0,3-0,6
Rochas muito fraturadas, alteradas ou brandas	0,1-0,3

Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

4.2.15. Tempos de retardo e sequencia de fogo

Os tempos de retardos e a sequencia de fogo tem um papel muito importante no desmonte de rochas, pois eles podem diminuir a carga operante daquele instante, e consequentemente diminuir o nível de vibrações.

Jimeno *et al.* (2003), fala que o retardo e o sequenciamento providenciam um maior controle sobre os lançamentos, repés e sobre-escavação. A Figura 17 mostra alguns retardos com suas respectivas especificações.

Figura 17 – Tipos de retardos

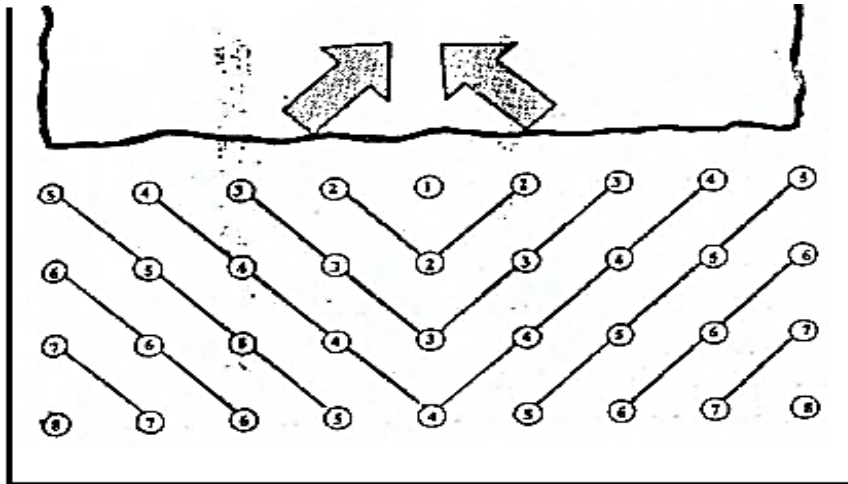


Características					
Cor do revestimento	azul claro	verde	amarelo	laranja	vermelho
Tempo de retardo (ms)	5	10	20	30	50
Cor do revestimento	branco	cinza	creme	azul	violeta
Tempo de retardo (ms)	75	100	150	200	300
Comprimento (cm)	10	10	10	10	10
Resistência à água	excelente	excelente	excelente	excelente	excelente

Fonte: Britanite,(2013).

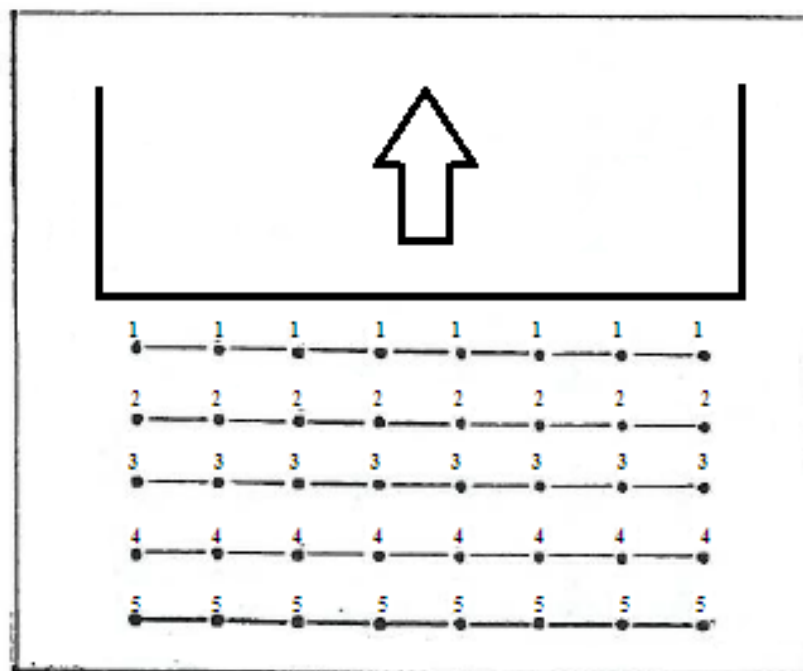
A forma como vai ser feita a ligação dos furos depende de cada blaster¹, mais geralmente usa-se em V (Figura 18) ou em linha (Figura 19).

Figura 18 - Saída em V



Fonte: Indústria Brasileira de Material Bélico, [19--?].

Figura 19 – Saída em linha



Fonte: Modificado de Indústria Brasileira de Material Bélico, [19--?].

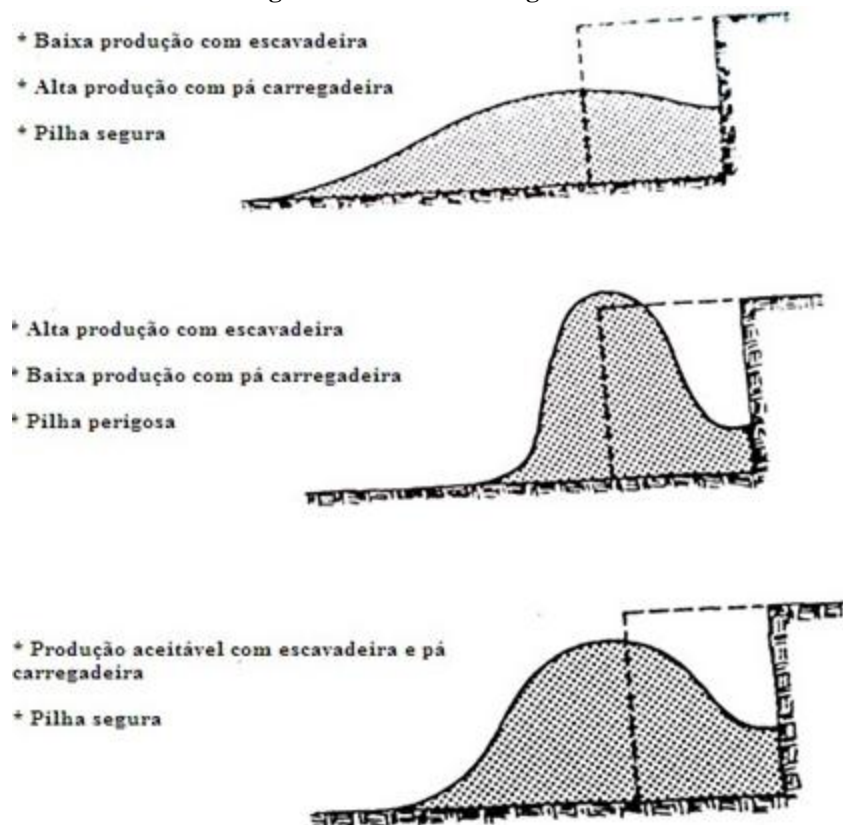
A Indústria Brasileira de Material Bélico, [19--?] fala que a saída em V apresenta maior fragmentação e menor lançamentos em relação à saída em linha, pois existe uma melhor distribuição dos explosivos.

¹Técnico habilitado e responsável pela execução e supervisão de plano de fogo e operações de detonação.

4.2.16. Influência do equipamento de carregamento na detonação

Os resultados dos desmontes afetam o rendimento dos equipamentos de carregamento, no que diz respeito à formação da pilha, granulometria do material e espalhamento dos fragmentos. Dependendo do equipamento que há na empresa, existe a necessidade de se programar um plano de fogo adequado a ele, para evitar baixa produtividade e aumento de custo. A Figura 20 mostra tipos de pilhas e rendimento de equipamentos.

Figura 20 – Pilhas de fragmentos



Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

4.2.17. Perfuração específica

Define-se como perfuração específica (PS), a relação entre comprimento total perfurado por volume total a ser desmontado.

Segundo Jimeno *et al* (2003), a equação que se calcula a PS é dada por:

$$PS = \frac{\left(\frac{H}{\cos\beta}\right) + J}{\frac{B}{\cos\beta} * S * H} \quad (19)$$

Onde:

H = altura da bancada (m)

J = subfuração (m)

B = afastamento (m)

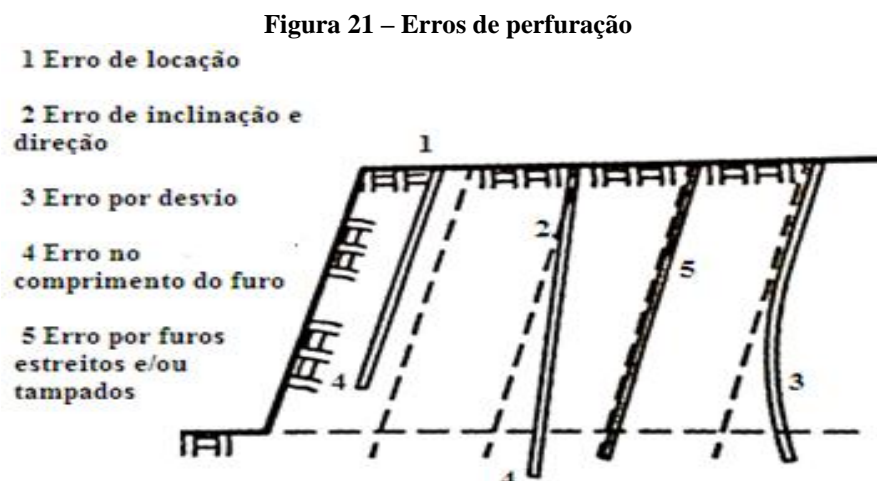
β = Ângulo de inclinação dos furos com a vertical

4.2.18. Qualidade da perfuração

Um desmonte é considerado bom quando a fragmentação é uniforme e o pé da nova bancada está livre de repés, ou seja, limpa. Para se conseguir tal resultado, deve-se assegurar não apenas a escolha da malha de perfuração correta, o diâmetro dos furos, o explosivo certo, o tipo de ligação, entre outros parâmetros, mais sim a qualidade da perfuração, evitando erros de inclinação, direção, desvios e de locação dos furos.

Em desmontes cuja malha é reduzida as consequências geradas pelos erros anteriormente citados serão mais drásticas comparadas a uma malha mais aberta, devido à proximidade dos furos.

A Figura 21 mostra os vários tipos de erros durante a etapa de perfuração.



Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

4.3. MODELOS MATEMÁTICOS PARA A AVALIAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO ROCHOSA

Em trabalhos de engenharia relacionados a desmonte de rochas, todas as variáveis operacionais são estudadas a fim de se obter uma distribuição granulométrica aceitável para as etapas subsequentes. Resultados prévios dos fragmentos a serem obtidos são gerados através de algumas equações desenvolvidas por diversos pesquisadores.

4.3.1. Fórmula de Larsson

Larsson (1973) *apud* Jimeno *et al.* (2003), encontrou uma formula que determina a abertura de uma malha quadrada que passa 50% do material detonado.

$$K_{50} = s * e^{(0,58 * \ln B - 0,145 * \ln(\frac{S}{B}) - 1,18 * \ln(\frac{CE}{c}) - 0,82)} \quad (20)$$

Onde:

B = Afastamento (m)

S/B = Razão entre afastamento e espaçamento

CE = Consumo específico (kg/m³)

c = Constante de rocha. Consumo específico de explosivo gelatinoso necessário para fragmentar a rocha, normalmente varia entre 0,3 e 0,5 kg/m³

s = Constante de desmontabilidade. Fator que leva em consideração a heterogeneidade e descontinuidade do maciço rochoso. Rochas muito fissurada (s = 0,6); rochas com diaclases (s = 0,55); rocha normal com algumas fraturas (s = 0,5); rocha relativamente homogênea (s = 0,45); rocha homogênea (s = 40)

4.3.2. Svedefo (Swedish Detonic Research Foundation)

A fórmula de Svedefo é o resultado do aprimoramento da fórmula de Larsson, onde o valor da altura da bancada e comprimento do tampão são adicionados na fórmula.

$$K_{50} = s * \left[1 + 4,67 * \left(\frac{T}{L} \right)^{2,5} \right] * e^{0,29 * \ln B^2 * \left(\frac{S}{1,25} \right)^{0,5} - 1,18 * \ln(\frac{CE}{c}) - 0,82} \quad (21)$$

Onde:

B = Afastamento (m)

S/B = Razão entre afastamento e espaçamento

CE = Consumo específico (kg/m³)

c = Constante de rocha. Consumo específico de explosivo gelatinoso necessário para fragmentar a rocha, normalmente varia entre 0,3 e 0,5 kg/m³

s = Constante de desmontabilidade. Fator que leva em consideração a heterogeneidade e descontinuidade do maciço rochoso. Rochas muito fissurada (s = 0,6); rochas diaclasiadas (s = 0,55); rocha normal com algumas fraturas (s = 0,5); rocha relativamente homogênea (s = 0,45); rocha homogênea (s = 40)

T = Comprimento do tampão (m)

L = Profundidade do furo (m)

4.3.3. Kuz-Ram

O modelo de Kuz-Ram foi desenvolvido por Cunningham e tem sido um dos modelos de fragmentação mais utilizado em todo mundo. O mesmo é resultado da relação entre curva de distribuição granulométrica e tamanho médio dos fragmentos gerados pelo desmonte.

O nome Kuz-Ram é resultado da abreviação dos principais autores contribuintes para a base do modelo, Kuznetsov e Rosin-Rammler.

a) Fórmula de Kuznetsov

A fórmula fornece o tamanho médio das partículas geradas pelo desmonte, levando em consideração a razão de carga e as propriedades da rocha.

$$X50 = A * \left(\frac{V_0}{Q}\right)^{0,8} * Q^{\frac{1}{6}} \quad (22)$$

Onde:

X50 = Tamanho médios dos fragmentos (cm)

V₀ = Volume de rocha fragmentado por furo (m³)

Q = Quantidade de TNT (Trinitrotolueno) equivalente à carga de explosivo por furo (kg)

A = Fator de rocha. Rocha muito fraca (A = 3); rocha fraca (A = 5); rocha média (A = 7); rocha dura/fissurada (A = 10); rocha dura/homogênea (A = 13).

Em 1983 Cunningham alterou a fórmula de Kuznetsov, transformando-a em:

$$X50 = A * \left(\frac{V_0}{Q_e}\right)^{0,8} * Q_e^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{E}\right)^{0,633} \quad (23)$$

Onde:

Q_e = Massa de explosivo usada por furo (kg)

E = Energia relativa em massa (RWS) do explosivo comparada ao ANFO, (ANFO = 100)

b) Fórmula de Rosín-Rammler

A distribuição dos tamanhos dos fragmentos é calculada pela seguinte fórmula:

$$R = e^{-\left(\frac{x}{xc}\right)^n} \quad (24)$$

Onde:

R = Percentual de material passante em uma determinada peneira

x = Abertura da malha

xc = Tamanho médio das partículas

n = Índice de uniformidade

O índice de uniformidade é encontrado através da seguinte equação desenvolvida por Cunningham em 1987:

$$n = \left[2,2 - \left(\frac{14*B}{D}\right)\right] * \left[\left(\frac{\left(1+\frac{S}{B}\right)}{2}\right)^{0,5} * \left[1 - \frac{Ep}{B}\right]\right] * \left[l_f - \frac{lc}{l} + 0,1\right]^{0,1 * \frac{1}{H}} \quad (25)$$

Onde:

D = Diâmetro do furo (mm)
 B = Afastamento (m)
 S = Espaçamento (m)
 l = Comprimento total da carga (m)
 l_f = Comprimento da carga de fundo (m)
 l_c = Comprimento da carga de coluna (m)
 H = Altura da bancada (m)
 E_p = Erro de perfuração (m)

4.3.4. Fórmula de Dinis da Gama

Dinis da Gama (1970) *apud* Jimeno *et al.* (2003), expressa que o material fragmentado segue a seguinte lei de distribuição:

$$PC = a * W^b * \left(\frac{T_b}{B}\right)^c \quad (26)$$

Onde:

PC = Porcentagem acumulado de material menor que a fração de tamanho T_b

a, b, c = Constantes que dependem das características das rochas e explosivo

B = Afastamento (m)

W = Energia necessária para a fragmentação da rocha (kwh/t)

4.4. MODELOS DE OTIMIZAÇÃO

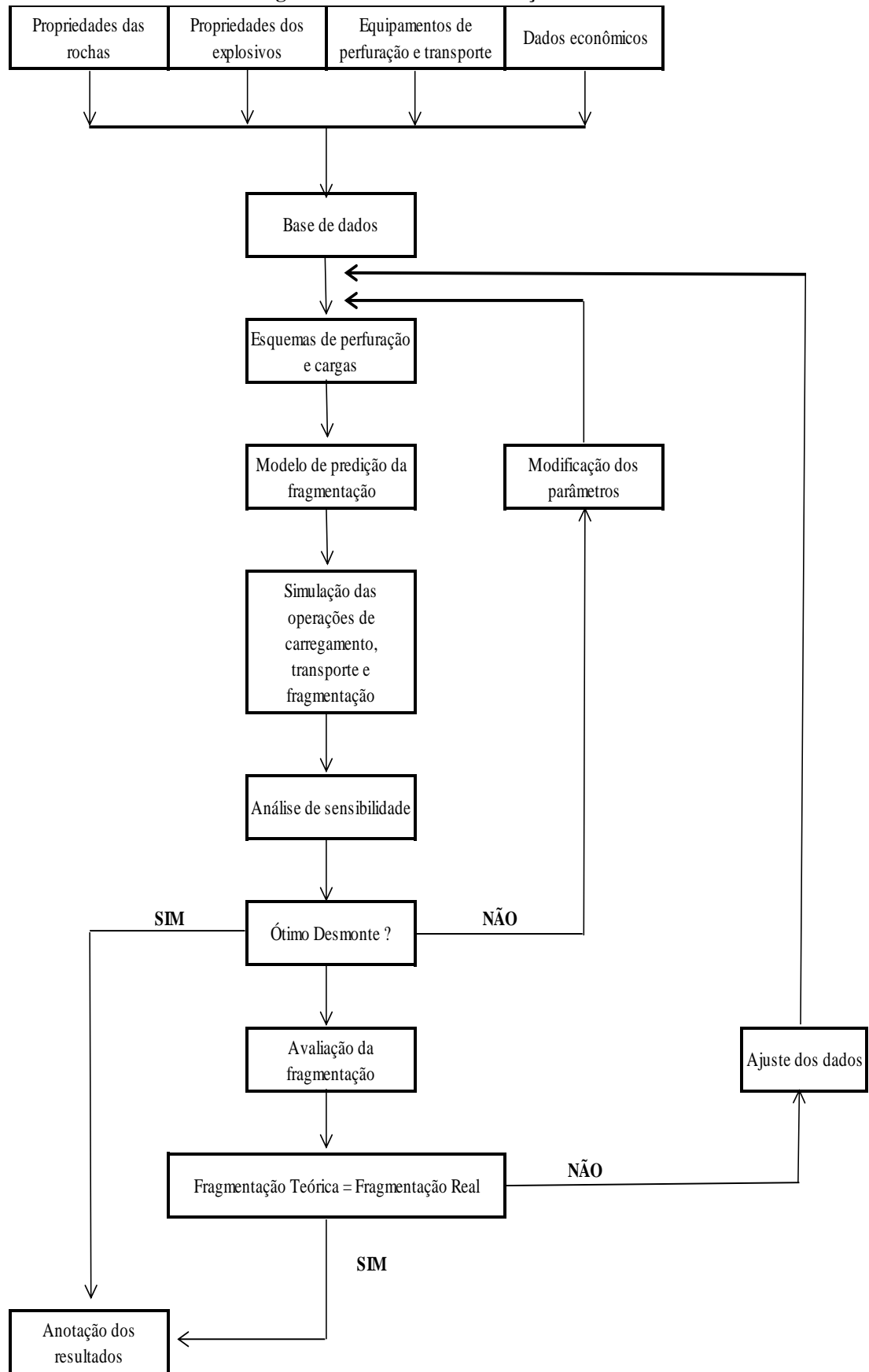
O desmonte de rochas com explosivos é a primeira etapa e mais importante no ciclo de produção mineira. É onde que a sua otimização ocasiona uma redução de custos em etapas subsequentes, porém nem sempre sua otimização vem acompanhado de um custo baixo, e sim com um custo que consiga eliminar desmontes secundários e aumentar o rendimento dos equipamentos de carregamento e transporte, além de reduzir o gasto energético do britador primário.

Segundo um estudo de Fuerstau *et al.* (1997), a redução do valor do afastamento e espaçamento em 25%, fez com que o custo de perfuração e desmonte aumenta-se em 56%, porém o custo global de todo o processo produtivo foi reduzido em 7%.

A otimização desse processo envolve muitas variáveis sendo elas, características das rochas, propriedades dos explosivos e informações técnicas e econômicas dos equipamentos de perfuração, carregamento e transporte.

Segundo Siskind (1973), as variáveis mais importantes a serem otimizadas levando em consideração o grau de vibração são: Tipo de explosivo; direção da detonação; carga por intervalo de tempo e espaçamento.

A Figura22, mostra a esquematização de um modelo de otimização do desmonte de rocha.

Figura 22 - Modelo de otimização

Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

Jimeno *et al.* (2003), sugere algumas fórmulas sobre custo de carregamento, transporte e fragmentação.

a) Custo de carregamento (C_c)

Custo de carregamento é afetado pelas dimensões dos fragmentos gerados pelo desmonte, já que fragmentos grandes não permitem que o fator enchimento da caçamba seja alto, necessitando assim de mais tempo para preencher a caçamba do caminhão.

O custo de carregamento pode ser descrito pela seguinte fórmula.

$$C_c = \frac{\text{custo fixo}}{\text{rendimento}} + \frac{\text{custo variável}}{\text{rendimento}} * \left(\frac{\text{rendimento médio}}{\text{rendimento}} \right)^M \quad (27)$$

Onde:

C_c = Custo de carregamento

M = Fator função do tipo de explosivo e maciço rochoso

b) Custo de transporte (C_t)

O custo do transporte varia em função das dimensões dos fragmentos, já que grandes fragmentos fazem com que tempos de manobras e esperas aumentem, ocasionando assim em um custo unitário maior.

$$C_t = a2 * \left(\frac{K80(\text{atual})}{K80(\text{médio})} \right)^{0,5} \quad (28)$$

Onde:

C_t = Custo de transporte

$a2$ = Fator função do tipo de explosivo e maciço rochoso

$K80$ = Abertura de uma malha pela qual passam 80% do material

c) Custo de fragmentação (C_{tr})

Nesta etapa o custo de energia é muito elevado, e a variação do custo com a fragmentação é demonstrada pela seguinte fórmula.

$$C_{tr} = a3 + a4 * \left(\frac{K80(\text{atual})}{K80(\text{médio})} \right)^{0,5} \quad (29)$$

Onde:

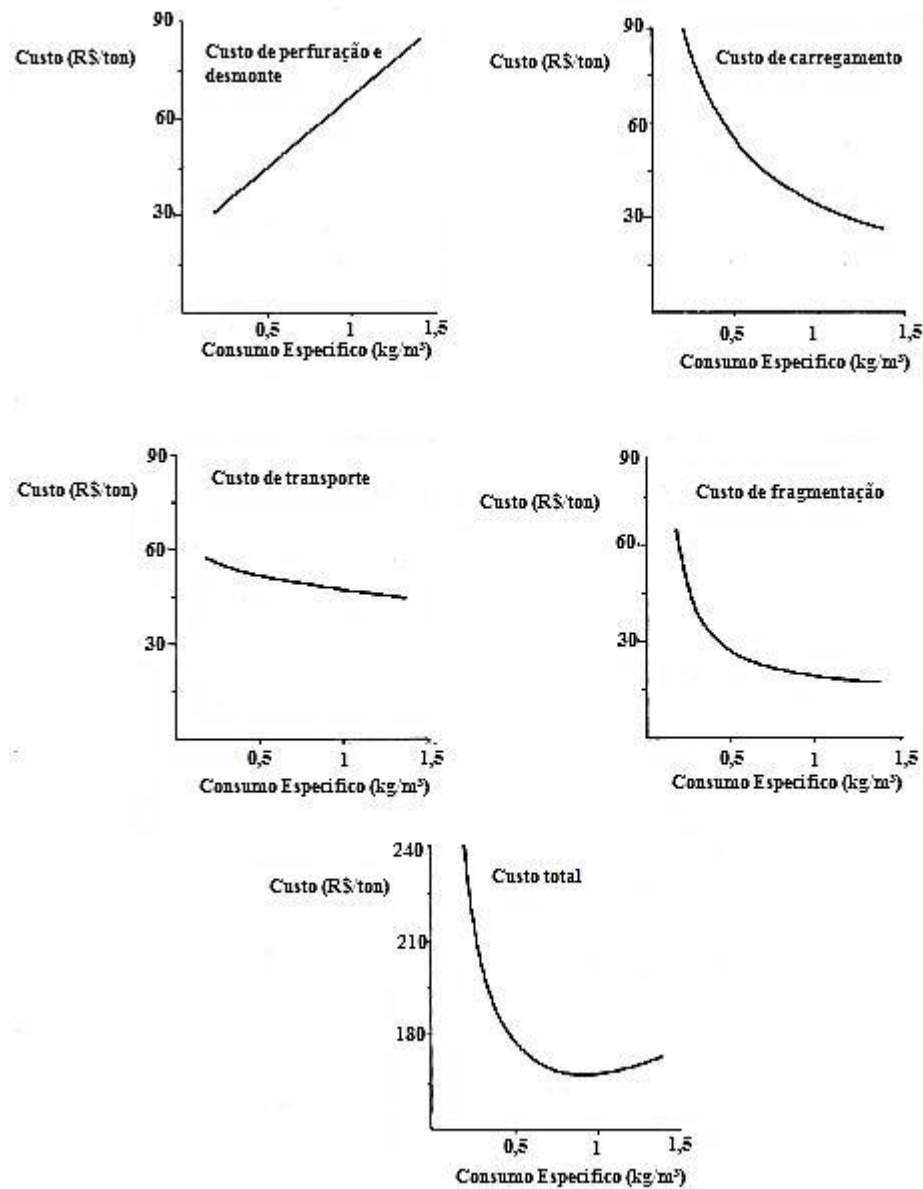
$a3$ = Fator função do tipo de explosivo e maciço rochoso

$a4$ = Fator função do tipo de explosivo e maciço rochoso

$K80$ = Abertura de uma malha pela qual passam 80% do material

A Figura 23, mostra gráficos sugeridos por Jimeno *et al.* (2003), relacionando custos e consumo específico (kg/m³).

Figura 23 – Gráfico de custos



Fonte: Jimeno *et al.*(2003).

4.5. CUSTOS DE PERFURAÇÃO E DESMONTE

O custo de perfuração (JIMENO *et al.*2003) é determinado pela seguinte expressão:

$$C_p = \frac{C_a + C_i + C_m + C_0 + C_e + C_l}{VM} + C_b \quad (30)$$

a) Amortização (C_a)

Amortização é um processo de extinção de dívida através de pagamentos periódicos. Pode ser calculada pela seguinte fórmula.

$$C_a = \frac{Pa - Vr}{Vu} \quad (31)$$

Onde:

Pa = Preço de aquisição (R\$)

Vr = Valor residual (R\$)

Vu = Vida útil (horas)

b) Juros, impostos e seguros (C_i)

Valores referentes a juros, impostos e seguros pagos sobre o valor do equipamento de perfuração.

c) Manutenção (C_m)

Neste custo entra valores de manutenção preventiva e corretiva.

d) Mão de obra (C_0)

Refere-se ao custo horário do operador de perfuratriz e seu ajudante.

$$C_0 = \frac{St}{hm} \quad (32)$$

Onde :

St = Salário total dos funcionários relacionados a este trabalho (R\$/mês)

hm = Horas trabalhadas por mês (h/mês)

e) Combustível (C_e)

Refere-se ao combustível ou energia gasta no trabalho de perfuração.

$$C_e = 0,3 * Potência(kw) * FC * Preço do combustível \quad (33)$$

Onde:

FC = Fator de combustível, que varia entre 0,65 e 0,85

f) Lubrificação (C_l)

Valor que varia entre 10 a 20% do consumo de combustível.

g) Hastes, punhos, luvas, bits (C_b)

As empresas fornecedoras dos acessórios informam os valores da vida útil, e com o valor pago, encontra-se o custo por metro perfurado.

$$C_b = \frac{V_a}{mp} \quad (34)$$

Onde:

V_a = Valor de aquisição

mp = metros perfurados

h) Velocidade média de perfuração (VM)

Velocidade média alcançada por uma perfuratriz em um período de trabalho, (m/h).

O custo de desmonte (C_D) envolve os explosivos utilizados juntamente com acessórios empregados na atividade.

$$C_D = C_E + C_I + C_C + C_{ES} + C_{Re} + C_R + C_O \quad (35)$$

a) Custo de explosivos (C_E)

Refere-se ao custo de aquisição dos explosivos da carga de fundo e coluna.

$$C_E = Q_F * N_F * P \quad (36)$$

Onde:

Q_F = Quantidade utilizada (kg/uni)

P = Preço (R\$/kg)

N_F = Número de furos (uni)

b) Custo dos iniciadores (C_I)

Refere-se ao custo dos iniciadores.

$$C_I = Q * P \quad (37)$$

Onde:

Q = Quantidade utilizada (uni)

P = Preço (R\$/uni)

c) Custo com cordel (C_C)

Refere-se ao custo do cordel utilizado no desmonte.

$$C_C = Q * P \quad (38)$$

Onde:

Q = Quantidade utilizada (m)

P = Preço (R\$/m)

d) Custo com espoleta (C_{ES})

Custo referente à espoleta/estopim (espoletopim) utilizado no desmonte.

$$C_{ES} = Q * P \quad (39)$$

Onde:

Q = Quantidade utilizada (uni)

P = Preço (R\$/uni)

e) Custo com retardo (C_{RE})

Custo referente com retardo utilizado no desmonte.

$$C_{RE} = Q * P \quad (40)$$

Onde:

Q = Quantidade utilizada (uni)

P = Preço (R\$/uni)

f) Custo com reforçadores (C_R)

Custo referente com os reforçadores utilizado no desmonte.

$$C_R = Q * P \quad (41)$$

Onde:

Q = Quantidade utilizada (uni)

P = Preço (R\$/uni)

g) Custo com outros (C_O)

Custo referente a outros acessórios não mencionados anteriormente.

$$C_o = Q * P \quad (42)$$

Onde:

Q = Quantidade utilizada (uni)

P = Preço (R\$/uni)

5. METODOLOGIA

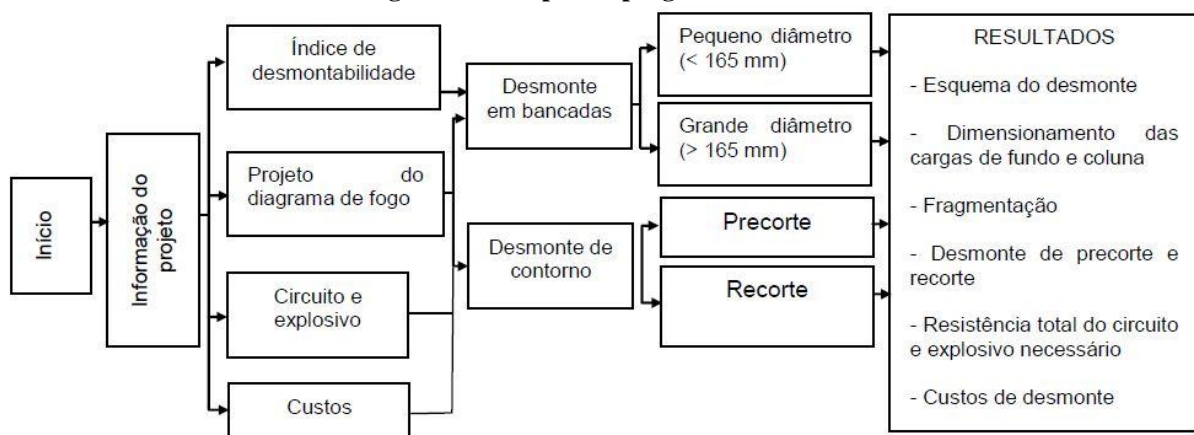
Com o intuito de encontrar um diagrama de fogo que satisfaça condições de manuseio do material de forma satisfatória, adotou-se o programa DISVOL juntamente com dados fornecido pela Mineração Pirineus a respeito de características geológicas, altura da bancada (11m), comprimento da bancada (30m), largura da bancada (6m), e dados técnicos. A Tabela 11 mostra os dados da bancada utilizados para as simulações, enquanto a Figura 24 mostra as etapas desenvolvidas no programa.

Tabela 11 – Dados utilizados na simulação

Parâmetros da bancada	
Altura da bancada (m)	11
Largura da bancada (m)	6
Comprimento da bancada (m)	30
Resistência a compressão (Mpa)	150
Densidade (t/m ³)	2,5

Fonte: autoria própria

Figura 24 – Etapas do programa DISVOL



Fonte: Torres, 2012.

5.1. ÍNDICE DE DESMONTABILIDADE

O programa DISVOL utiliza o método de classificação proposto por Lilly (1986) *apud* Jimeno *et al.* (2003) para caracterizar o maciço rochoso levando em consideração o desmonte do material com explosivos, denominado de Índice de desmontabilidade. Este que leva em consideração 5 fatores: descrição do maciço rochoso; espaçamento entre plano de juntas; orientação dos planos de junta; densidade do material; resistência a compressão.

A Figura 25 retrata a interface do programa onde se calcula o Índice de desmontabilidade.

Figura 25 – DISVOL-Índice de Desmontabilidade

The screenshot shows the DISVOL software interface with the following data entered:

Category	Option	Value
DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO	<input type="radio"/> Friable/Poco friable	
	<input checked="" type="radio"/> Diaclasado en bloques	20
	<input type="radio"/> Totalmente masivo	
ESPACIAMIENTO ENTRE PLANOS DE JUNTAS	<input type="radio"/> Pequeño (< 0,1 m)	
	<input checked="" type="radio"/> Intermedio (0,1 a 1 m)	20
	<input type="radio"/> Grande (> 1 m)	
ORIENTACIÓN DE LOS PLANOS DE JUNTAS	<input type="radio"/> Horizontal	
	<input type="radio"/> Buzamiento normal al frente	30
	<input checked="" type="radio"/> Dirección normal al frente	
	<input type="radio"/> Buzamiento coincidente con el frente	
DENSIDAD (t/m ³)		2.5
RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (MPa)		150
ÍNDICE DE VOLABILIDAD (BI) =		45

Buttons visible: Archivo, Opciones, Acerca de, Base de datos, Calcular, Volver al menú principal.

Fonte: autoria própria.

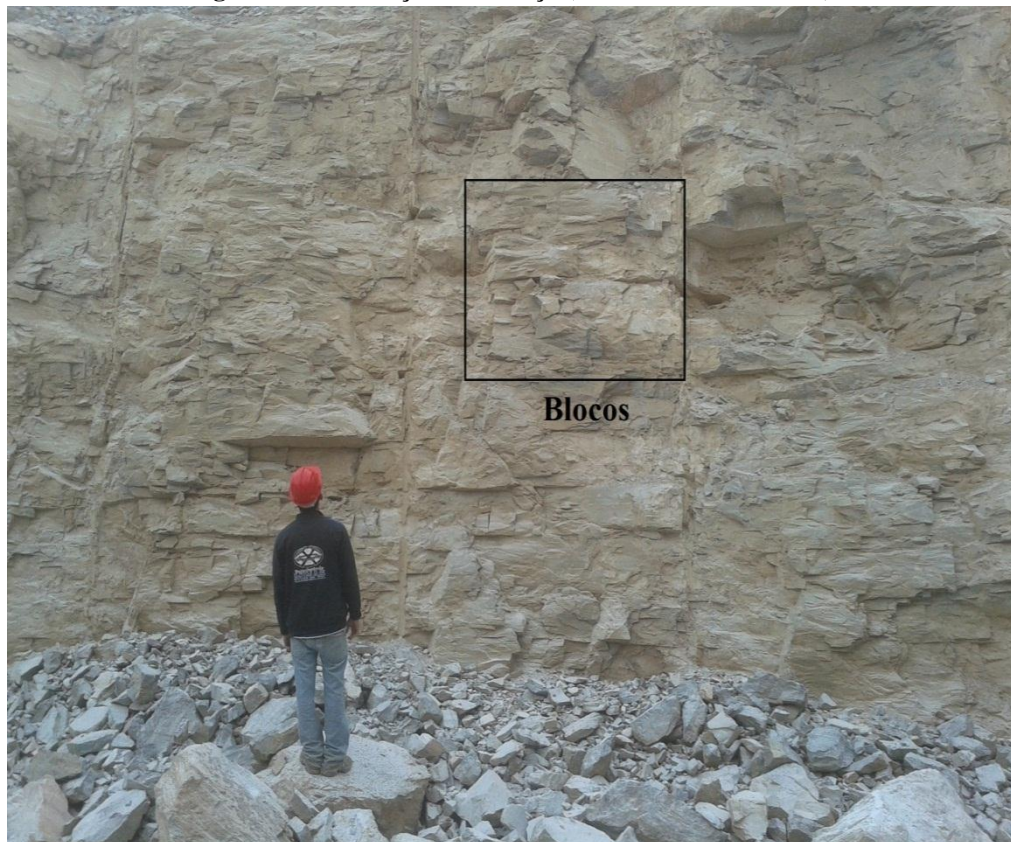
Os campos a cima referentes à descrição do maciço, espaçamento entre planos de fratura e orientação dos planos de fraturas foram preenchidos através de visitas de campo e imagens, como mostram as Figuras 26, 27 e 28, já a densidade e resistência à compressão foram retirados da literatura e da própria empresa.

Figura 26 – Índice de desmontabilidade



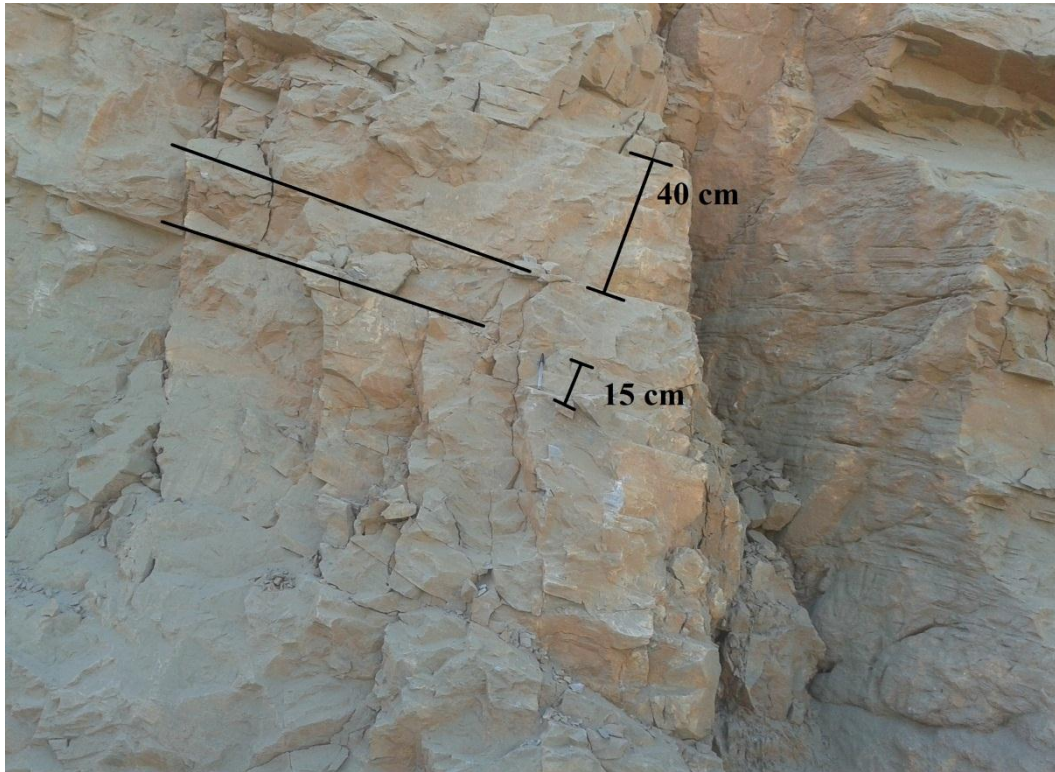
Fonte: autoria própria.

Figura 27 – Descrição do maciço (Diaclasiado em blocos)



Fonte: autoria própria.

Figura 28 – Espaçamento e orientação dos planos de fratura



Fonte: autoria própria.

5.2. PROJETO DO DIAGRAMA DE FOGO

Antes de entrar nesta etapa, considerou-se desmonte em bancadas e pequenos diâmetros (<165 mm) de López Jimeno, devido o estudo de caso ser uma pedreira de calcário pertencente à Mineração Pirineus. O projeto do diagrama de fogo constitui-se de 3 arquivos de entrada (*input*) e 3 arquivos de saída (*output*). *Inputs*: dados geométricos; dados da rocha; dados dos explosivos. *Outputs*: esquema do desmonte; dimensionamento das cargas explosivas; fragmentação.

a) Dados geométricos: Os parâmetros considerados no *input* são: esquema de perfuração; diâmetro de perfuração; inclinação dos furos; altura da bancada; largura da bancada; comprimento da bancada; erro de perfuração. A Figura 29 retrata todos estes dados citados a cima.

Figura 29 – Dados geométricos

DISVOL EPM, S.A.

Archivo Herramientas Opciones Acerca de

Datos geométricos Datos de la roca Datos del explosivo

DATOS GEOMÉTRICOS

Esquema	2
Diámetro de perforación (mm)	76.2
Inclinación de los barrenos (grados)	15
Altura de banco (m)	11
Anchura de la voladura (m)	6
Longitud del frente (m)	30
Error de perforación (m)	0.22

Siguiete
Anterior
Volver al menú principal

Fonte: autoria própria.

b) Dados da rocha: Neste campo foram informados valores do índice de desmontabilidade e resistência à compressão simples. A Figura 30 mostra a interface desta etapa.

Figura 30 – Dados da rocha

DISVOL EPM, S.A.

Archivo Herramientas Opciones Acerca de

Datos geométricos **Datos de la roca** Datos del explosivo

DATOS DE LA ROCA

Índice de volabilidad	45
Resistencia a compresión simple (MPa)	3

Insertar dato
Calcular
Bases de datos

Siguiete
Anterior
Volver al menú principal

Fonte: autoria própria

c) Dados dos explosivos: Os dados do *input* necessários são: diâmetro dos explosivos; densidade dos explosivos; potência relativa por unidade de peso. A Figura 31 mostra a interface desta ultima etapa dos *inputs*.

Figura 31 – Dados dos explosivos

DISVOL EPM, S.A.

Archivo Herramientas Opciones Acerca de

Datos geométricos Datos de la roca **Datos del explosivo**

DATOS DEL EXPLOSIVO

EXPLOSIVO DE FONDO Anfo Bases de datos

Diámetro de la carga (mm) 76.2

Densidad de la carga (g/cm3) 0.85

Potencia relativa por unidad de peso 100

EXPLOSIVO DE COLUMNA Anfo

Diámetro de la carga (mm) 76.2

Densidad de la carga (g/cm3) 0.85

Potencia relativa por unidad de peso 100

Siguiete

Anterior

Volver al menú principal

Fonte: autoria própria.

Com os dados desses 3 *inputs*, resultados são gerados e mostrados em 3 *outputs*.

d) Esquema do desmonte: Este *output* mostra parte dos resultados referente à forma de como serão realizados os furos, entre outras informações que são demonstradas na Figura 32.

Figura 32– Esquema do desmonte

DISVOL EPM, S.A.

Archivo Opciones Acerca de

RESULTADOS

ESQUEMA DE LA VOLADURA **DISEÑO DE LAS CARGAS** **FRAGMENTACIÓN**

Piedra (m)	2.67	Longitud total perforada (m)	243.30
Espaciamiento (m)	3.28	Número de filas	2
Longitud de barreno (m)	12.17	Número de barrenos por fila	10
Sobreperforación (m)	0.91	Número total de barrenos	20
Retacado (m)	2.44	Anchura real arrancada (m)	5.33
Espaciamiento efectivo (m)	5.59	Volumen arrancado por barreno (m3)	99.52
Piedra efectiva (m)	1.56	Volumen arrancado total (m3)	1990.32
Espaciamiento efec./Piedra efec.	3.58	Consumo específico (kg/m3)	0.38
Grado de equilibrio en voladura multifila	1.06	Rendimiento de arranque (m3/m)	8.18

Menú principal Anterior Siguiete

Fonte: autoria própria.

e) **Dimensionamento das cargas explosivas:** São descritos informações a respeito dos explosivos contidos nos furos. A Figura 33 representa a interface desta etapa no programa.

Figura 33 – Dimensionamento das cargas explosivas

RESULTADOS					
ESQUEMA DE LA VOLADURA		DISEÑO DE LAS CARGAS		FRAGMENTACIÓN	
Longitud carga de columna (m)	6.68	Carga de fondo (kg)	11.81		
Carga de columna (kg)	25.89	Carga de fondo total (kg)	236.30		
Carga de columna total (kg)	517.78	Conc. carga de fondo (kg/m)	3.88		
Conc. carga de columna (kg/m)	3.88	Carga total barreno (kg)	37.70		
Longitud carga de fondo (m)	3.05	Carga total voladura (kg)	754.08		

Menú principal Anterior Siguiente

Fonte: autoria própria.

f) **Fragmentação:** Com parte dos dados dos resultados (*output*) do projeto do diagrama de fogo, o DISVOL prediz a fragmentação da rocha, baseado no modelo de estimação conhecido como Kuz-Ram. Então são apresentados tamanhos característicos, valores de K50 e K95, que significam o tamanho de uma malha pela qual passam 50 e 95% do material respectivamente. Os resultados desta etapa são mostrados na Figura 34.

Figura 34 – Fragmentação

DISVOL EPM, S.A.

Archivo Opciones Acerca de

RESULTADOS

ESQUEMA DE LA VOLADURA DISEÑO DE LAS CARGAS **FRAGMENTACIÓN**

Índice de uniformidad	1.49
K50 (cm)	22.84
K95 (cm)	60.81
Tamaño característico (cm)	29.19

Menú principal Anterior Siguiete

Fonte: autoria própria

5.3. CUSTOS

A última aplicação do DISVOL utilizada foi a do cálculo de custo do desmonte baseado no projeto do plano de fogo. A Figura 35 mostra os campos que foram preenchidos com tipos de produtos utilizados e seus respectivos preços, além do custo unitário de perfuração.

Figura 35 – Input de custos

DISVOL EPM, S.A.

Archivo Opciones Acerca de

EXPLOSIVOS

☐ Base de datos de precios

	Tipo	Cantidad	Precio Unitario
Explosivo de fondo	Anfo+Emulsão 76.2	236.30 kg	1.66 PTA/kg
Explosivo de columna	Anfo 76.2	517.78 kg	1.66 PTA/kg
Cordón detonante	NP05	309.34 m	0.48 PTA/m
Detonadores		ud	PTA/ud

PERFORACIÓN

Metros Perforados 243.30 m Precio Unitario 4.79 PTA/m

OTROS COSTES

113.61 PTA

Siguiente

Volver al menú principal

Fonte: autoria própria

Neste trabalho foram utilizados preços referentes a valores pagos pela Mineração Pirineus.

No campo “Outros custos” foram colocados valores referentes a retardo, encartuchado de emulsão (um por furo) e espoletopim para iniciar a detonação.

Como pode observar o programa utiliza como unidade monetária pesetas (PTA), porém este é transferível para qualquer outra unidade, já que a parte interessante é o valor em si.

As Tabelas 12 e 13 respectivamente mostram os custos do desmonte e de perfuração fornecidos pela Mineração Pirineus, que foram utilizados neste trabalho.

Tabela 12 – Custo de desmonte

CUSTO DE DESMONTE		
ENCARTUCHADO	3,67	R\$/kg
ANFO	1,66	R\$/kg
CORDEL	0,45	R\$/m
ESPOLETOPIM	2,48	R\$/uni
RETARDO	8,37	R\$/uni

Fonte: autoria própria.

Tabela 13 – Custo de perfuração

CUSTO DE PERFURAÇÃO		
VM	14	m/h
Hastes, Luvas, Bit, Punho	1,97	R\$/m
Mão de obra	22,35	R\$/h
Man.Comb.Lub	17,14	R\$/h
Custo Total	4,79	R\$/m

Fonte: autoria própria.

Com todos esses dados finalmente obtém-se o resultado dos custos detalhados de perfuração, de explosivos, do total e os custos de arranque por metro cúbico de rocha, (Figura 36).

Figura 36 – Output Custos

DISVOL EPM, S.A.

Archivo Opciones Acerca de

TOTAL COSTES

Total Explosivo de Fondo	392.258	PTA
Total Explosivo de Columna	859.5148	PTA
Total Cordón Detonante	148.4832	PTA
Total Detonadores	0	PTA
<hr/>		
TOTAL EXPLOSIVOS	1400.256	PTA
TOTAL PERFORACIÓN	1165.407	PTA
TOTAL OTROS COSTES	113.61	PTA
<hr/>		
TOTAL VOLADURA	2679.273	PTA
Coste explosivos por metro cúbico	0.70	PTA/m3
Coste perforación por metro cúbico	0.59	PTA/m3
Coste voladura por metro cúbico	1.35	PTA/m3

Anterior
Volver al menú principal

Fonte: autoria própria.

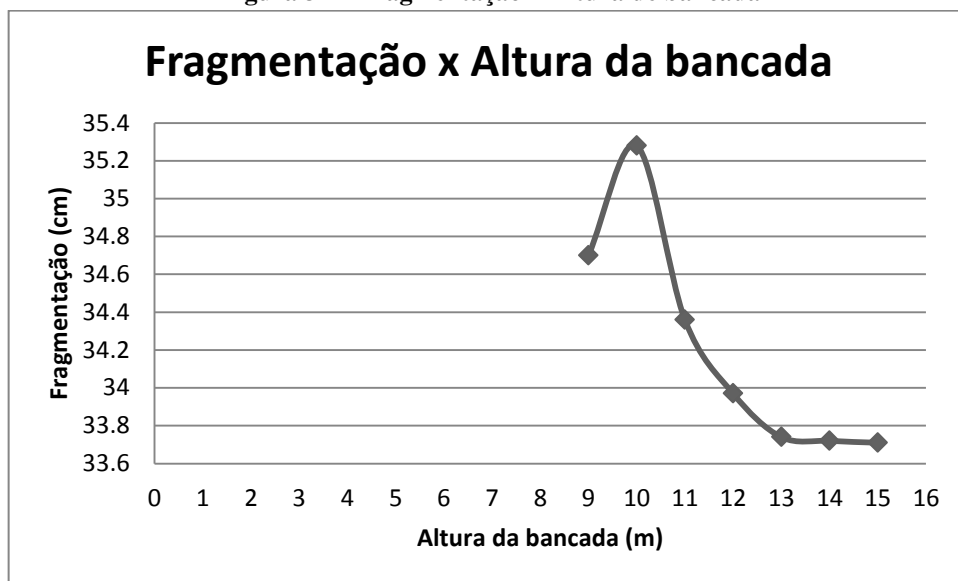
6. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Com todos esses recursos disposto no programa, simulações foram realizadas variando alguns parâmetros dos *inputs*, como altura da bancada, diâmetro do furo, inclinação e índice de desmontabilidade, a fim de se encontrar a melhor relação entre fragmentação e custo.

a) Altura da bancada:

A Figura 37 apresenta a variação do tamanho dos fragmentos gerados com respectivas alturas de bancada.

Figura 37 – Fragmentação x Altura de bancada



Fonte: autoria própria.

Nota-se neste gráfico 3 etapas:

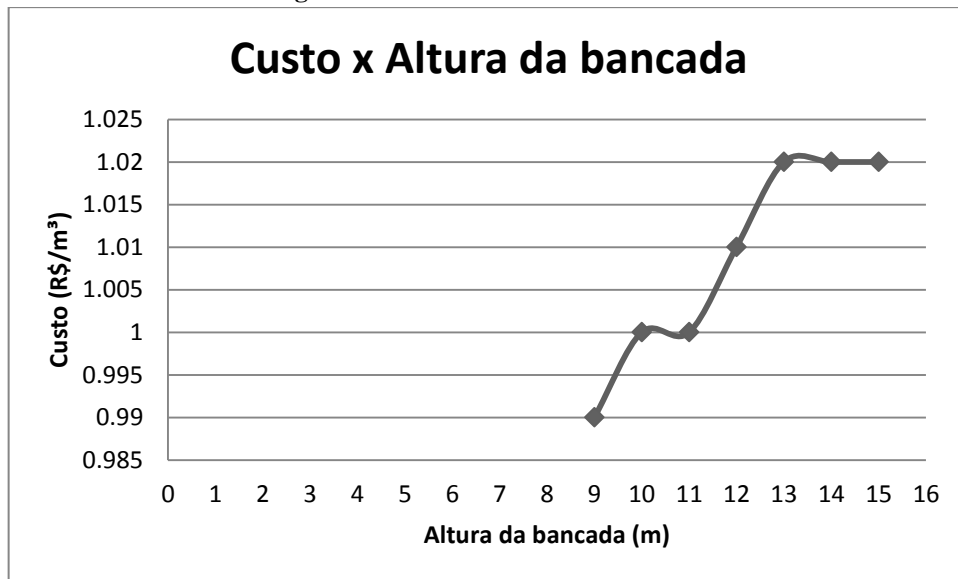
1 Etapa: Região do gráfico contida entre as alturas 9 e 10 m, onde os fragmentos são de maiores dimensões.

2 Etapa: Região do gráfico contida entre as alturas 10 e 13 m, onde os fragmentos diminuem de dimensão.

3 Etapa: Região do gráfico contida entre as alturas 13 e 15m, onde o tamanho dos fragmentos é estabilizada.

A Figura 38 apresenta resultados obtidos com variações de altura de bancada e o respectivo custo por m³.

Figura 38 - Custo x Altura da bancada



Fonte: autoria própria.

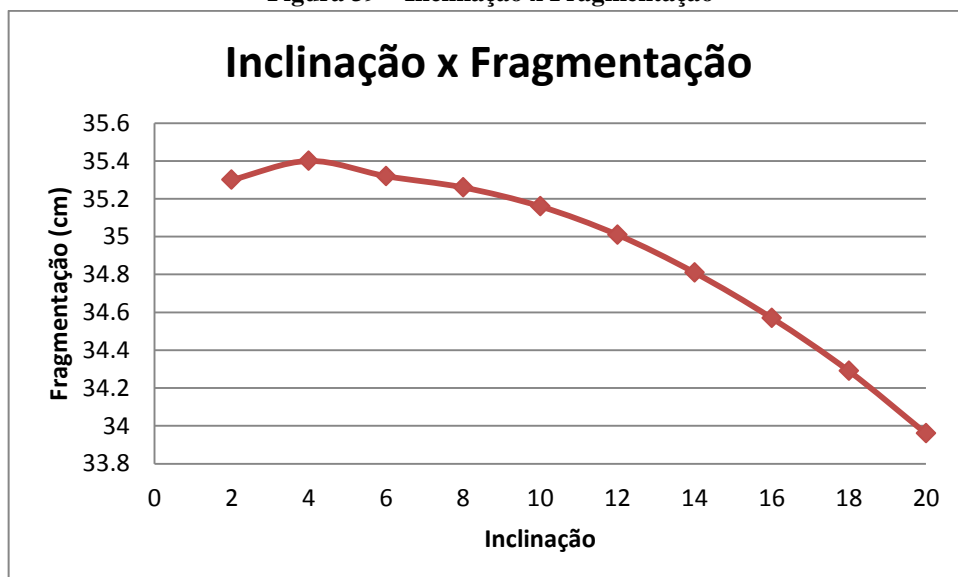
Considerando os mesmos explosivos, inclinação e diâmetro do furo para todas estas simulações, nota-se que no ponto onde a altura é de 9 m o custo é de 0,99 R\$/m³ sendo este o melhor cenário, já que os fragmentos gerados nesta condição satisfaz a condição de seu manuseio que está situado na faixa de 29 – 40 cm.

b) Inclinação e altura da bancada:

Levando em consideração a inclinação dos furos, foram realizadas outras simulações envolvendo altura da bancada, custos e a fragmentação média obtida, a fim de encontrar uma combinação satisfatória.

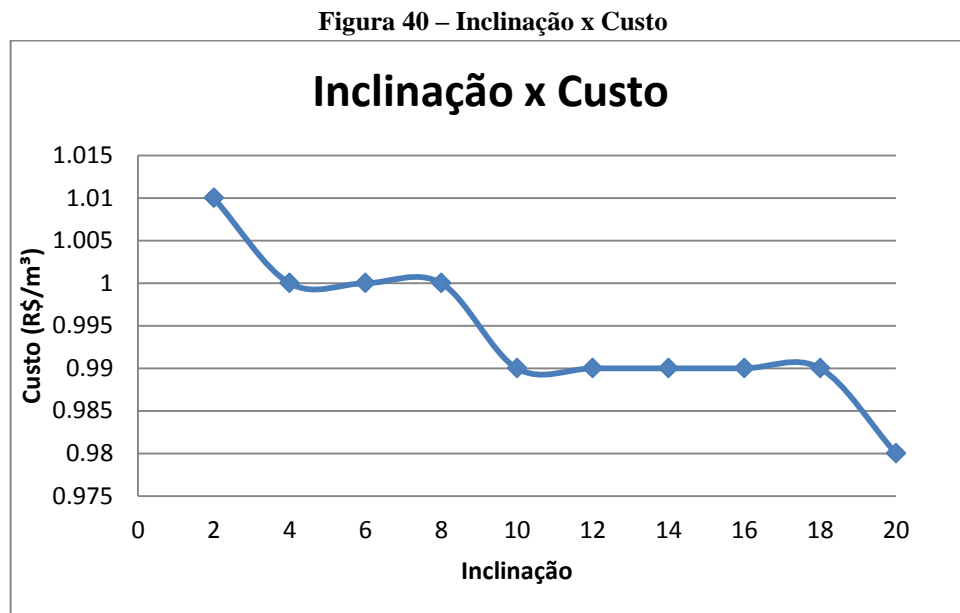
A Figura 39 mostra a relação entre fragmentação e inclinação, considerando uma altura de bancada de 9 m.

Figura 39 – Inclinação x Fragmentação



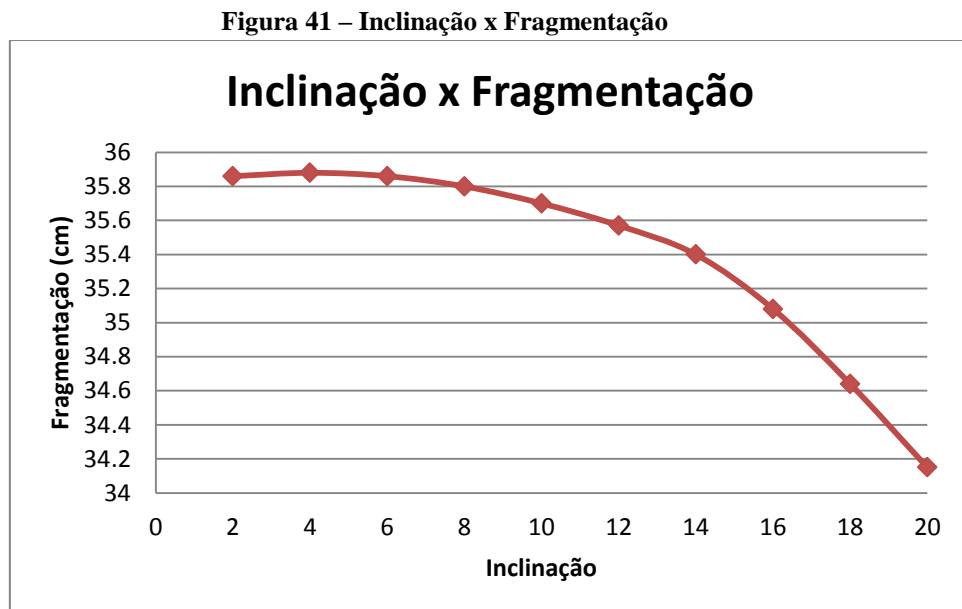
Fonte: autoria própria.

A Figura 40 mostra a relação entre custo (R\$/m³) e a inclinação para uma bancada de 9 m de altura.



Fonte: autoria própria.

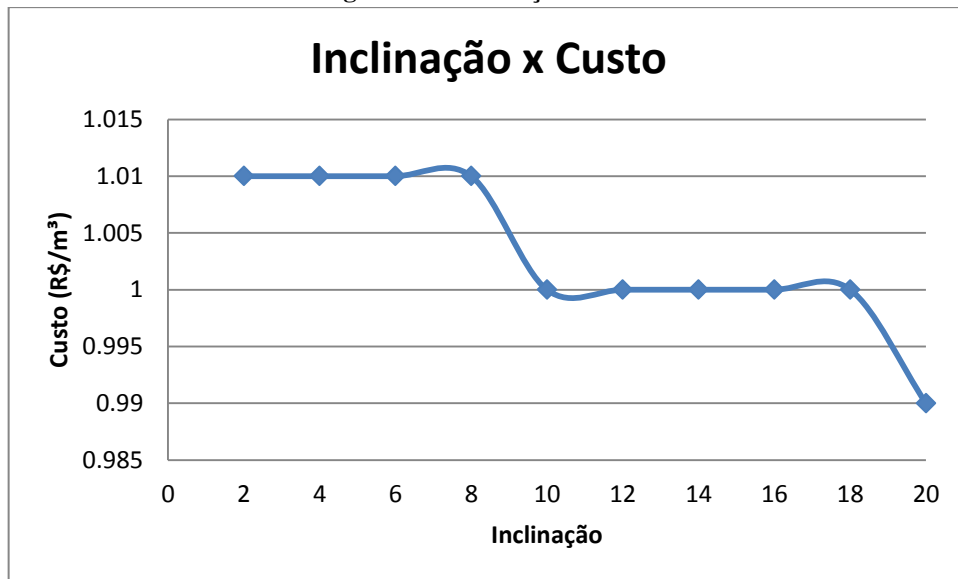
A Figura 41 mostra a relação entre fragmentação e inclinação, considerando uma altura de bancada de 10 m.



Fonte: autoria própria.

A Figura 42 mostra a relação entre custo (R\$/m³) e a inclinação para uma bancada de 10 m de altura.

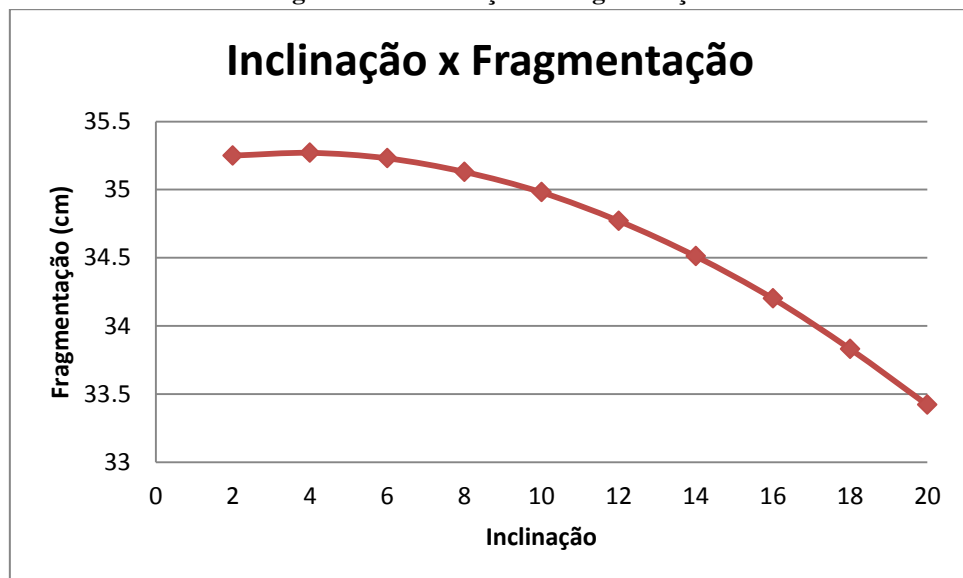
Figura 42 –Inclinação x Custo



Fonte: autoria própria.

A Figura 43 mostra a relação entre fragmentação e inclinação, considerando uma altura de bancada de 11 m.

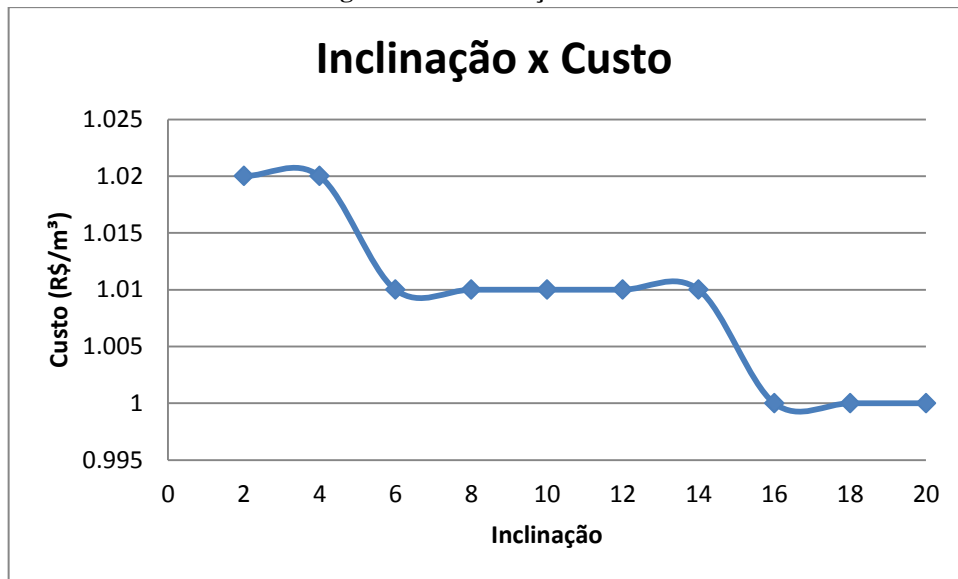
Figura 43 – Inclinação x Fragmentação



Fonte: autoria própria.

A Figura 44 mostra a relação entre custo (R\$/m³) e a inclinação para uma bancada de 11 m de altura.

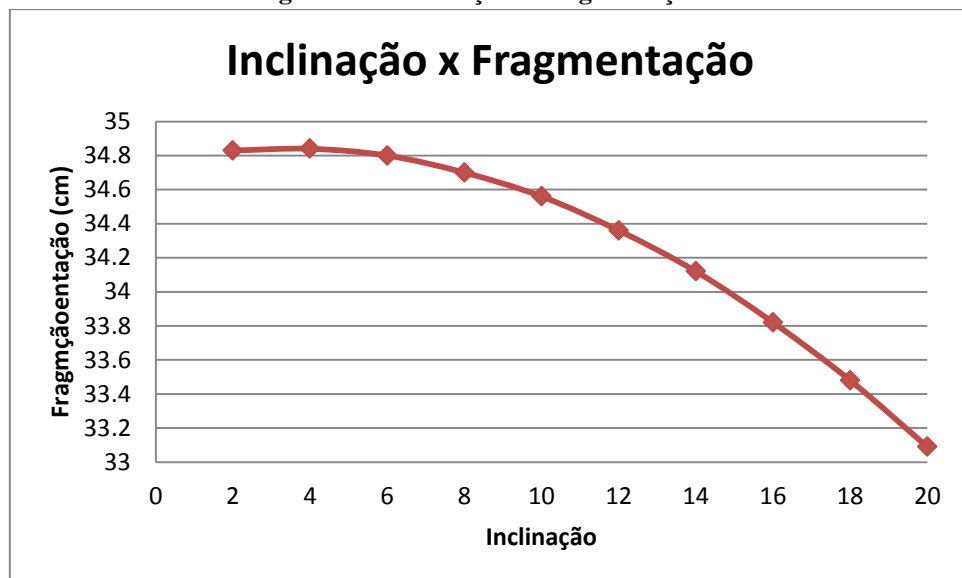
Figura 44 – Inclinação x Custo



Fonte: autoria própria.

A Figura 45 mostra a relação entre fragmentação e inclinação, considerando uma altura de bancada de 12 m.

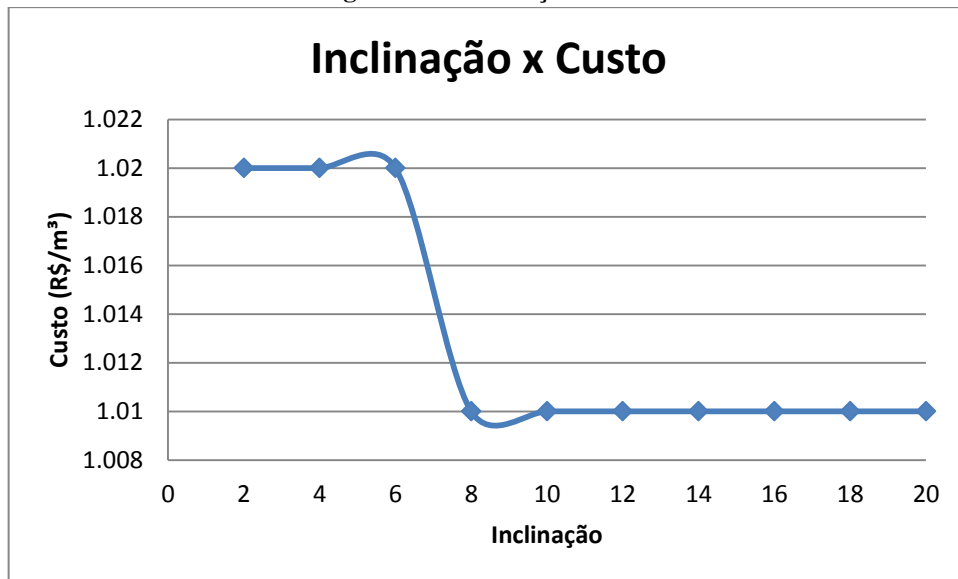
Figura 45 – Inclinação x Fragmentação



Fonte: autoria própria.

A Figura 46 mostra a relação entre custo (R\$/m³) e a inclinação para uma bancada de 12 m de altura.

Figura 46 – Inclinação x Custo



Fonte: autoria própria.

Como se observou nestas simulações, o tamanho dos fragmentos diminui com o aumento da inclinação comprovando assim a melhor utilização da onda de choque, em todas as simulações os fragmentos gerados são considerados de tamanhos satisfatórios para seu manuseio.

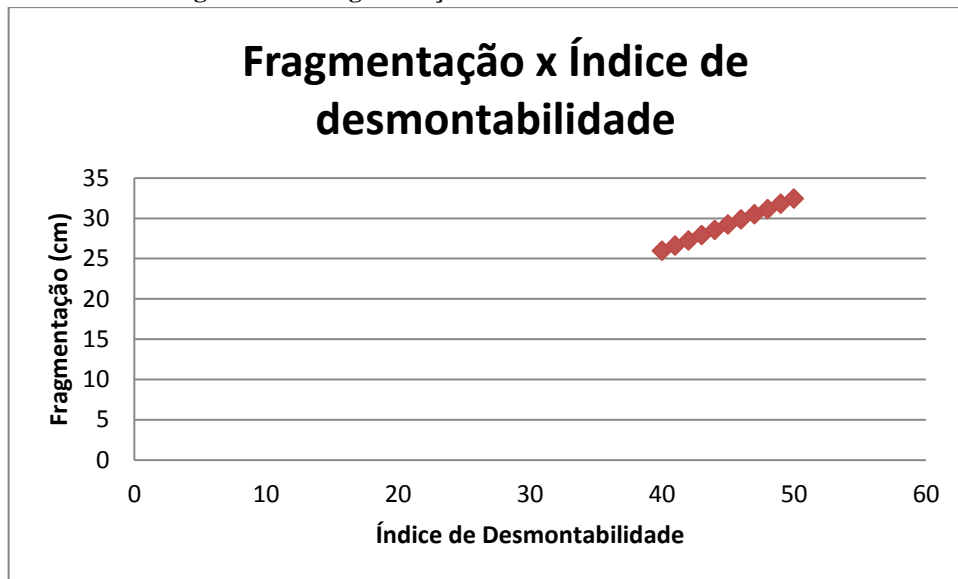
Nos gráficos envolvendo custos, notou-se que para uma altura de 9 m o custo (0,98 R\$/m³) seria o menor de todas as simulações com uma inclinação de 20°, porém como a empresa utiliza uma altura de bancada de 11 m, tem-se como custo (1,00 R\$/m³) mais baixo com uma inclinação de 16°, ambos para um diâmetro de 101,6 mm.

c) Índice de desmontabilidade

Nesta etapa foram realizadas simulações envolvendo vários valores do índice de desmontabilidade a fim de se prever a variação da fragmentação e dos custos, já que em uma mesma frente de lavra pode se ter regiões onde o índice pode ser maior ou menor que o encontrado.

A Figura 47 retrata o tamanho dos fragmentos encontrados com a variância dos valores do índice de desmontabilidade.

Figura 47 – Fragmentação x Índice de desmontabilidade

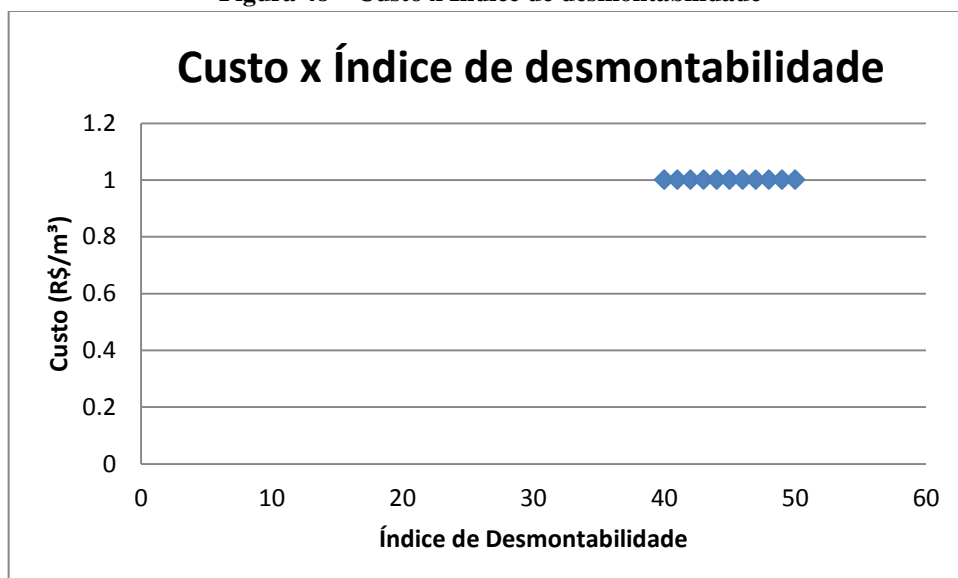


Fonte: autoria própria.

Neste gráfico é perceptível que os fragmentos gerados aumentam de tamanho à medida que o índice se eleva, isso devido a maior resistência a compressão da rocha ou outro fator citado no *input* de Índice de desmontabilidade.

A Figura 48 mostra a relação entre custo do desmonte com os valores do índice de desmontabilidade.

Figura 48 – Custo x Índice de desmontabilidade



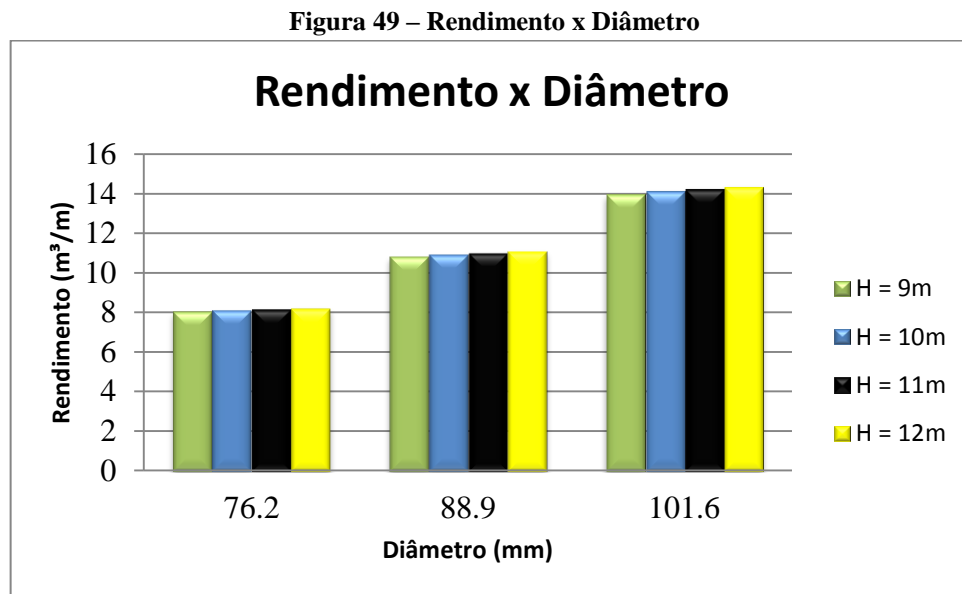
Fonte: autoria própria.

Já neste gráfico o custo permaneceu estabilizado (1,00 R\$/m³) para todo o intervalo estabelecido. Conclui-se então que um mesmo plano de fogo foi considerado e naqueles onde o índice de desmontabilidade é menor, terá como resultado fragmentos de menores dimensões já que a energia utilizada nele é a mesma que nos de grandes índices.

d) Altura e Diâmetro

Nesta última etapa de simulações foram consideradas variações entre vários diâmetros e alturas de bancadas a fim de encontrar o melhor custo juntamente com uma fragmentação que satisfaça as condições do empreendimento mineiro.

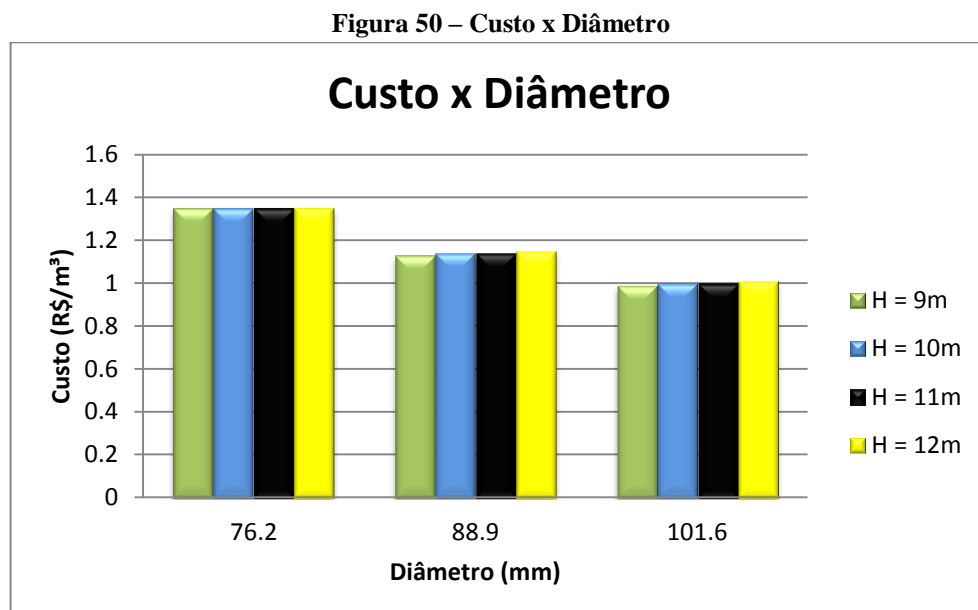
A Figura 49 mostra o rendimento (m^3/m) em relação aos diâmetros dos furos para cada altura de bancada.



Fonte: autoria própria.

Neste gráfico observou-se que à medida que os diâmetros e/ou altura aumentavam de tamanho o rendimento também aumentava, pois a quantidade de explosivos utilizados é maior proporcionando assim mais energia para fragmentar o maciço rochoso.

Já a Figura 49 mostra o custo envolvendo essas variações de diâmetros e alturas de bancada.



Fonte: autoria própria.

Como resultado destas simulações, estes gráficos mostram que o incremento no tamanho do diâmetro do furo gera uma redução do custo (R\$/m³) bem satisfatória, comparando o mesmo com um diâmetro de 76,2 mm e um de 101,6 mm para uma altura de 11 m, tem-se uma economia em torno de 0,35 R\$/m³, mostrando assim uma condição satisfatória para seu uso.

Com o término da realização das simulações propostas percebeu-se diferenças entre a prática utilizada na empresa e a que geraria um menor custo. A Tabela 14 informa essas diferenças.

Tabela 14 - Comparação entre parâmetros

Parâmetros		
	ATUAL	INDICADO
Diâmetro (mm)	76,2	101,6
Espaçamento (m)	4	4,37
Afastamento (m)	2	3,56
Inclinação	15	20
Tampão (m)	1.5	3,25
Subfuração (m)	0,5	1,22
Altura de bancada (m)	11	9
CUSTO (R\$/m ³)	1,4	0.98
FRAGMENTOS (cm)	40	33,96

Fonte: autoria própria.

Atualmente o desmonte secundário é uma prática constante e que gera gasto extra a empresa, sendo tanto com explosivos, rompedores, combustível, como na parada de equipamentos de carregamento e transporte para limpeza de praça ou para geração de fragmentos adequados.

As Figuras 51 e 52 retrata o resultado de um desmonte da empresa atualmente.

Figura 51 – Resultado do desmonte



Fonte: autoria própria.

Figura 52 – Resultado do desmonte



Fonte: autoria própria.

7. CONCLUSÃO

Conclui-se que com uma maior altura de bancada existe uma redução da fragmentação, considerando uma altura de bancada de 11m obtém-se uma fragmentação característica de 34,36 cm e com 13m diminuiu para 33,74 cm.

Quanto menor é a inclinação do furo maior é a fragmentação característica. Para o estudo de caso considerando uma inclinação de 4° se obteve aproximadamente 35,3 cm de tamanho característico e para 12° uns 34,8 cm.

Quanto maior é o Índice de Desmontabilidade (ID) maior é a dimensão do fragmento. No estudo de caso considerando um ID de 40% resultou-se em uma fragmentação característica de 25,9 cm e para um ID de 50% em 32,4 cm.

Quanto maior a altura de bancada maior é o custo do desmonte de rochas. Para o estudo de caso considerando 11 m de altura de bancada o custo resultou-se em 1 R\$/m³ e para 12 m em 1,01 R\$/m³.

Quanto menor a inclinação dos furos maior é o custo de desmonte. Para o estudo de caso considerando 2° resultou-se em 1,01 R\$/m³ e para 16° em 1,00 R\$/m³.

Quanto maior o diâmetro do furo maior é rendimento na perfuração. No estudo de caso considerando 76,2 mm de diâmetro resultou-se em 8m³/m e para 101,6 mm se obteve 14 m³/m.

Finalmente, o menor diâmetro do furo resultou em um maior custo de desmonte de rochas. Para o estudo de caso considerando 76,2 mm de diâmetro se tem 1,35 R\$/m³ e para 101,6 mm de 1,00 R\$/m³.

8. REFERÊNCIAS

- ASH, R. L. **Blasting Characteristics of Large Diameter Boreholes**. 6th Annual Drilling and Blasting Technology. Houston, Texas, Estados Unidos, 1977.
- AYRES, L. A. S. **A influência dos desmontes por explosivos na estabilidade dos taludes**. Curso – Proyecto CYTED XIII. Argentina, 2005.
- BRITANITE Ltda., **Catálogo de Produtos**. Disponível em <<http://www.britanite.com.br/?p=produtos&Abrir=10>> Acesso em: 5 outubro. 2013, Brasil.
- CAVADAS, P. M. M. **Optimização do desmonte numa mina a céu aberto com aplicação de air decks**. Universidade do Porto, Porto, Portuga, 2012.
- EXSA. **Manual Practico de Voladura**. Espanha, [199-?].
- FUERSTENAU, M.C.; CHI, G.; BRADT, R.C e GHOSH, A. **Increased Ore Grindability and Plant Through put with Controlled Blasting**. Mining Engineering, 1997.
- HAGAN, T. N. **Rock Breakage by explosives**. 6th Symposium on Gas Dynamics of Explosives, Stocholm, Suécia, 1997.
- HARTMAN, H. L. **S. M. E. Mining Engineering Handbook**. 2. ed.. Volume 1. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.. Colorado, Estados Unidos, 1992.
- HOLMBERG. R. et al. **The Kuz-Ram fragmentation model 20 years**. Brighton Conference Proceedings. Africa do Sul, 2005.
- INDÚSTRIA DE MATERIAL BÉLICO DO BRASIL. **Curso de Desmonte de Rochas**, Brasil, [199-?].
- JIMENO, L. C. et al. **Manual de Perforacion y Voladura de Rocas**. Madrid, Espanha, 2003.
- KONYA, C. J. **Blasting Design**. Surface Mining Environmental Monitoring and Reclamation Handbook, 1983.
- LANGFORS, U. **Voladura de Rocas**. Espanha, 1963.
- MENDES, M. L. **Curso de Desmonte de Rochas por Explosivos**. Rio Grande Consultoria e Serviços de Mineração e Meio Ambiente. Ribeirão Preto, São Paulo, Brasil, 2009.

MORAIS, J. L. **Fundamentos para simulação dos desmontes de rocha por explosivos.** Ouro Preto, Minas Gerais, Brasil, 2004.

NAVARRO TORRES, V. F. **A dinâmica do desmonte de rochas.** 1º Curso Sobre Avanços Tecnológicos No Desmonte De Rochas Com Explosivos Em Minas e Obras Cíveis. Catalão, Goiás, Brasil, 2012.

ROLIM, J. L.F. **Curso de Blaster.** Minas Gerais, Brasil, 2006.

ROY, P. P; SINGH, S. R.B . **New Burden and Spacing Formulae for Optimun Blasting.** Symposium on Explosives and Blasting Research. Lousiana, Estados Unidos, 1982.

SILVA, V. C. **Operações Mineiras.** Curso de Mineração 210 pela Escola de Minas (UFOP). Ouro Preto, Minas Gerais, Brasil, 2009.

SISKIND, D.E. **Ground and air vibrations from blasting.** SME Mining Engineering. New York, Estados Unidos, 1973.

