



UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO
CENTRO DE TECNOLOGIA E GEOCIÊNCIA
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS

MÉTODO DE OTIMIZAÇÃO DE DESMONTE DE ROCHA POR EXPLOSIVOS

DISCENTE: DIEGO RIBAS FERREIRA

ORIENTADOR: MSc. MÁRCIO LUIZ DE SIQUEIRA CAMPOS BARROS

GRADUAÇÃO: ENGENHARIA DE MINAS

Recife, 2017



**UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO
CENTRO DE TECNOLOGIA E GEOCIÊNCIA
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS**

MÉTODO DE OTIMIZAÇÃO DE DESMONTE DE ROCHA POR EXPLOSIVOS

TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO,
APRESENTADO AO DEPARTAMENTO DE
ENGENHARIA DE MINAS - DEMINAS DA
UNIVERSIDADE FEDERAL DE
PERNAMBUCO – UFPE PARA OBTENÇÃO
DO TÍTULO DE BACHAREL EM
ENGENHARIA DE MINAS.

Recife, 2017



UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO
CENTRO DE TECNOLOGIA E GEOCIÊNCIA
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS

DIEGO RIBAS FERREIRA

Trabalho de conclusão de curso apresentado como requisito parcial para
obtenção do diploma de Bacharel em Engenharia de Minas.

Trabalho de conclusão de curso apresentado em ____/____/____

Orientador: Prof. Dr. Marcio Luiz de Siqueira Campos Barros

Examinador: Prof. Carlos Eduardo da Silva Araújo

Examinador: Eng. Rafael Franco e Silva

Examinador: Eng. Jorge Luiz Valença Mariz

AGRADECIMENTOS

Muitos momentos foram vividos, aprendizados consolidados, laços profissionais e acadêmicos foram construídos e fortalecidos. Durante este período contei com grandes orientadores e facilitadores, pessoas que estavam ao meu lado, tornando esse trabalho possível. A esses, deixo meus sinceros agradecimentos e admiração.

Ao meu Deus por me dar forças todos os dias e me permitir esse privilégio de realizar esta caminhada. Aos meus pais, Romero e Solange, que mesmo diante das dificuldades sempre me incentivaram a estudar e trabalhar duro, me provendo toda estrutura psicológica, afetiva e material, sem eles nada disso seria possível. A minha noiva, Leidiane Siqueira, que esteve ao meu lado em toda a graduação, com seus cuidados, carinhos e cobranças nos momentos decisivos de minha caminhada.

Ao Engenheiro de Minas e amigo, Vinícius Miranda, por todo o apoio e disponibilidade, nas diversas videoconferências em trocas de ideias sobre O-Pitblast, teorias de desmonte e diversos assuntos, onde muito aprendi. Por todas as suas horas dedicadas a alunos como eu, agradeço por mim e por eles.

Ao Engenheiro de Minas e amigo, Jorge Valença, pela oportunidade de estagiar na Pedreira Esperança, experiências adquiridas durante a vivência na pedreira, pessoa que admiro por sempre ensinar tudo o que sabe.

A Universidade Federal de Pernambuco, especialmente ao Departamento de Engenharia de Minas, pelo meu desenvolvimento profissional, na pessoa do Coordenador Márcio Luiz de Siqueira Campos Barros o professor orientador deste trabalho e a todos os demais professores.

Aos meus colegas e amigos de faculdade pelo companheirismo ao longo deste período acadêmico e a todos de maneira geral que me ajudaram de alguma forma a chegar no final desta longa caminhada. Dentre eles destaco alguns nomes que certamente contribuíram de uma forma especial: Sérgio Gominho, Saulo França, Nathan Donato, João Lucas, Guilherme Albuquerque, Thaisa Rezende, Alexandre Baltar, Iury Leite, dentre tantos outros.

RESUMO

A busca por novas tecnologias que visam a minimização de custos em empreendimentos de grande porte é uma das principais linhas de pesquisa na área de engenharia. O presente trabalho tem por objetivo apresentar um método de calibração de desmonte de rochas por explosivos, visando a otimização do processo independentemente do tipo de rocha, considerando que já há respaldo teórico e que este modelo já é amplamente aplicado em minerações de alto nível. A calibração do fator de rocha se baseia no método de Lilly e utiliza a metodologia de Kuz-ram para prever a curva granulométrica, de modo que a fotometria do material desmontado permite a correção do fator de rocha, ao passo que a repetição desse ciclo aumenta a confiabilidade das previsões. É esperada a redução dos custos com desmonte primário e secundário, aumentando consequentemente a vida útil de equipamentos de carregamento, transporte e britagem.

Palavras-chaves: **Otimização, Simulação, Tecnologia, Desmonte, Kuz-ram, Previsão da granulometria, Fator de rocha, Fotometria.**

ABSTRACT

The search for new technologies that aim at the minimization of costs in large enterprises is one of the main research lines in the engineering. The present work aims to present a method of calibration of rock blasting by explosives, looking for the optimization of the process regardless of the type of rock, considering that there is theoretical support and that this model is already widely applied in high level mines. The rock factor calibration is based on Lilly's method and uses Kuz-ram's methodology to predict the grain size curve, in order that photometric analyze of the blasted material allows the correction of the rock factor, although the repetition of this cycle increases the reliability of the predictions. The reduction of the costs with primary and secondary blasting is expected, consequently increasing the life time of loading, transportation and crushing equipment.

Keywords: Optimization, Simulation, Technology, Blasting, Kuz-ram, Granulometry prediction, Rock factor, Photometry.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Fluxograma da Execução de um Desmonte com uso de Explosivos.....	13
Figura 2 - Representação gráfica dos limites de velocidade de partícula de pico por faixas de frequência	14
Figura 3 - Principais parâmetros de geométrica em uma bancada	16
Figura 4 - Fórmula química e aplicação da nitroglicerina.....	19
Figura 5 - Explosivo granulado, ANFO	20
Figura 6 - Emulsão encartuchada	21
Figura 7 - Unidades móveis de bombeamento, UMB	22
Figura 8 - Cordel detonante.....	25
Figura 9 - Exemplo de retardo para cordel detonante	25
Figura 10 - Não elétricos de coluna (esquerda) e amarração (direita)	26
Figura 11 - Espoleta montada a esquerda e espoleta simples a direita.....	27
Figura 12 - Reforçadores	27
Figura 13 - Rompedor hidráulico	28
Figura 14 - Propagação das ondas de choque e expansão de gases	29
Figura 15 - Terminologia Definindo A Atitude De Uma Descontinuidade 50/135: (a) Vista Isométrica; (b) Vista em Planta	30
Figura 16 - Principais tipos de ruptura em taludes e condições de geologia estrutural susceptíveis de causar essas falhas: (a) ruptura planar; (b) ruptura em cunha; (c) ruptura por tombamento; e (d) ruptura circular	31
Figura 17 - Esquema de blastabilidade de Ashby para mina de Bougainville	33
Figura 18 - Curva de distribuição granulométrica para o exemplo explicativo	39
Figura 19 - Scan Laser 3D.....	40
Figura 20 - Inclinômetro.....	41
Figura 21 - Sismógrafo.....	42
Figura 22 - VoD	42
Figura 23 - Curva granulométrica à direita e à esquerda demonstração de processo de tratamento de imagem	43
Figura 24 - Imagem da interface do simulador de desmonte, O-Pitblast	45
Figura 25 - Área selecionada para o desmonte, com malha definida.....	46
Figura 26 - Temporização da bancada.....	46

Figura 27 - Previsão de fragmentação	47
Figura 28 - Exemplo de registro fotográfico com duas referências	48
Figura 29 - Comparação das curvas de granulométricas, previsto e realizado	49

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Limites de velocidade de vibração de partícula por faixa de frequência	14
Tabela 2 - Relação de altura da bancada (Hb) com o afastamento (A) da malha.....	16
Tabela 3 - Índice de blastabilidade de Lilly.....	34
Tabela 4 - Índice de blastabilidade de Lilly modificado	35
Tabela 5 - Valores para o fator de rocha (Lilly)	37
Tabela 6 - Tamanho da malha e percentual de material passante, demonstração	38

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	10
1.1 CONCEITUAÇÃO DO TEMA	10
1.2 PROPOSTA DE TRABALHO	11
1.3 VIABILIDADE DO TRABALHO	11
2. DESMONTE DE ROCHAS	12
2.1 CONSIDERAÇÕES INICIAIS	12
2.2 DESMONTE COM RECURSO DE EXPLOSIVOS	13
2.2.1 GEOMETRIA	15
2.2.2 EXPLOSIVOS	18
2.2.2.1 EXPLOSIVO GRANULADO – ANFO	20
2.2.2.2 EMULSÕES	21
2.2.3 PROPRIEDADES DOS EXPLOSIVOS	23
2.2.4 ACESSÓRIOS	24
2.2.4.1 INICIADORES	26
2.3 DESMONTE MECÂNICO POR ROMPEDOR HIDRÁULICO	27
3. ANÁLISE DE FRAGMENTAÇÃO	28
3.1 CONCEITOS FUNDAMENTAIS	28
3.2 KUZ HAN	29
3.2.1 DESCONTINUIDADES	29
3.2.2 ORIENTAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES	30
3.2.3 TIPOS DE RUPTURA	31
3.3 ÍNDICE DE BLASTABILIDADE	32
3.3.1 ASHBY	32
3.3.2 ÍNDICE DE BLASTABILIDADE DE LILLY	33
3.3.3 EQUAÇÃO DE TIDMAN	35
3.3.4 EQUAÇÃO DE KUZNETOV	36
3.3.5 CORRELAÇÃO DOS PARÂMETROS DO PLANO DE FOGO (CUNNINGHAM)	36
3.3.6 TEORIA DA DISTRIBUIÇÃO DO TAMANHO DAS PARTÍCULAS ROSIN- RAMMLER	36
3.3.7 FATOR DE ROCHA	37

3.4	MODELO DE PREVISÃO DE FRAGMENTAÇÃO.....	38
4.	TECNOLOGIA EM DESMONTE.....	39
4.1	SCAN LASER 3D.....	39
4.2	VANTs.....	40
4.3	INCLINÔMETRO.....	411
4.4	SISMÓGRAFO.....	41
4.5	VoD.....	42
4.6	FOTOMETRIA – WIPFRAG.....	43
4.7	GPS.....	43
4.8	SIMULADORES DE DESMONTE – O-PITBLAST.....	44
5.	OTIMIZAÇÃO DE DESMONTE.....	45
5.1	COLETA DE DADOS.....	45
5.2	PLANEJAMENTO DO DESMONTE.....	46
5.3	OPERAÇÃO.....	47
5.4	TRATAMENTO DE DADOS.....	48
5.5	DEFINIÇÃO DA MALHA.....	49
6.	CONCLUSÕES.....	50
7.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	51

1. INTRODUÇÃO

1.1 CONCEITUAÇÃO DO TEMA

O delicado momento econômico que a indústria brasileira atravessa, devido a diversos fatores nacionais e internacionais, acaba remodelando o mercado e forçando as organizações a se readequarem às novas condições de negócio e gerenciamento.

A otimização em processos já é uma prática consolidada, que permite reduzir custos de operações unitárias (e, conseqüentemente, da operação global) e buscar uma maior competitividade no mercado. A mineração segue o mesmo caminho, absorvendo diferentes tecnologias de diversos setores no intuito de aprimorar a eficiência de seus processos e reduzir seus custos, prática impulsionada especialmente nos anos em que a demanda de insumos minerais atingiu patamares nunca antes alcançados, quando a China e outros países emergentes promoveram fortes expansões em suas infraestruturas.

Atualmente, as tecnologias digitais proporcionam ferramentas assaz úteis, como a realidade aumentada, a aplicação de drones em larga escala, escaneamento laser 3D, simuladores, dentre tantos outros. Essas ferramentas, que já estão presentes nas minerações de ponta, devem também ser integradas por aqueles que buscam destacar-se no mercado. A realidade de uma pedreira não é diferente, visto que todas as operações unitárias necessitam de constante revisão (ou melhor, otimização), visando a redução dos custos unitários e incremento na eficiência e na capacidade produtiva dos equipamentos.

Este trabalho tem por objetivo a definição de parâmetros para o planejamento de uma bom desmonte, através do uso de tecnologias ainda pouco difundidas em minerações de médio e pequeno porte, visando a otimização dos recursos e a precisão da engenharia, fugindo ao máximo da cultura de mineração “empírica”. O processo tem início na coleta de dados, segue com o tratamento destes e culmina com a criação de um modelo inicial (parâmetros geométricos) que será calibrado através dos desmontes posteriores, tendo por objetivo atingir um desmonte ótimo que proporcionará o aperfeiçoamento do processo de desmonte de rocha por explosivos. A redução de custos sem critérios, de qualquer operação unitária, pode prejudicar sobremaneira a continuidade de todas as operações subsequentes, acarretando assim no aumento dos custos globais, de modo que não necessariamente somente a redução do custo direto do desmonte trará economia para a empresa.

1.2 PROPOSTA DE TRABALHO

Serão apresentadas alternativas de melhorias através da otimização de desmontes de rochas com o uso de explosivos (independente do tipo de rocha onde será efetuada a operação) por meio da plataforma O-Pitblast, de modo eficiente e eficaz, produzindo assim um tutorial descritivo do passo a passo do processo. Respaldo em uma larga revisão bibliográfica e nas prévias experiências do autor com o simulador de desmonte, o projeto consiste em 4 fases: planejamento, operação, tratamento de dados e definição de malha. Após uma análise inicial, é proposta uma otimização nos parâmetros do desmonte através da aplicação do O-Pitblast, sendo necessário ainda uma nova detonação para verificar a acurácia da avaliação; entretanto, a implementação desta tecnologia à prática do desmonte confere maior celeridade ao processo de otimização (e, conseqüentemente, economia) e evita possíveis erros crassos que seriam produzidos através de modificações empíricas sem nenhum embasamento teórico.

1.3 VIABILIDADE DO TRABALHO

Os recursos fornecidos e o envolvimento de diversos profissionais proporcionou a viabilidade deste projeto. Além da permissão de Deus, este projeto somente foi viável através dos esforços das seguintes instituições:

- A Universidade Federal de Pernambuco e o Departamento de Engenharia de Minas, na pessoa do professor Dr. Márcio Luiz de Siqueira Campos Barros, orientador do presente trabalho. Respalda e norteia este estudo no sentido de promover o melhor resultado possível com todas as partes envolvidas.
- A Universidade do Porto, Portugal, representada pelo professor Msc. Vinícius Miranda, coorientador desse projeto. Que agrega vasta experiência prática e teórica do meio profissional e acadêmico da mineração mundial.
- A Explog – Comércio e Logística em Explosivos Ltda., na pessoa do Engenheiro de Minas Paulo César dos Santos Novais e o CEO José Ismael do Prado Neto, por fornecer suas instalações, equipamentos, e recursos para prover o suporte necessário a atividade a ser desenvolvida.
- A O-Pitblast, na pessoa do Engenheiro de Minas Vinicius Miranda, por fornecer a licença do software de simulação de desmonte de rocha.

2. DESMONTE DE ROCHAS

2.1 CONSIDERAÇÕES INICIAIS

O desmonte através de explosivos é caracterizado por desagregar e fragmentar um maciço rochoso anteriormente existente. Isso só é possível quando os esforços gerados no desmonte superam os fatores de resistência do maciço, havendo assim a quebra. A finalidade dessa atividade se dá, geralmente, em dois casos: remover algum material de interesse econômico (ou permitir acesso ao material que apresenta interesse econômico) e remodelar a topografia local (regularização, valas e taludes para construções civis, etc.). As áreas de trabalho que desenvolvem esta atividade são quase que exclusivamente, obras civis e operações mineiras, sendo geralmente bastante diferentes as técnicas aplicadas.

Caso o material não apresente grande coesão, é possível fazer a retirada através de desmonte mecânico, utilizando equipamentos de escavação e escarificadores, ou desmonte hidráulico, através de bombeamento; contudo, geralmente é necessário recorrer aos explosivos para atingir os resultados desejados, graças à coesão apresentada pelas rochas. Eventualmente, caso o maciço rochoso seja coeso, mas brando, é possível desagregar parte deste através do uso de rompedores hidráulicos, mas caso a rocha sã em subsuperfície apresente maior dureza e coesão, será necessário recorrer aos explosivos para viabilizar o desmonte; os rompedores hidráulicos são mais utilizados, entretanto, para efetuar desmontes secundários.

No caso específico da mineração, todos estes métodos podem ser aplicados, dependendo das condições sendo possível até o uso de mineradores contínuos em superfície ou subsolo; o que geralmente diferencia uma obra de uma mina é o tratamento que será dado posteriormente ao material desmontado e a granulometria desejada em cada caso, além da continuidade do serviço mineiro ser maior e visar, se não a extração total da jazida, ao menos a maximização do valor presente líquido do empreendimento, que geralmente leva muitos anos para ser atingido, o que demanda maior suporte quanto à otimização de processos e redução de custos de operações unitárias.

2.2 DESMONTE COM RECURSO DE EXPLOSIVOS

O uso de explosivos na mineração tem por finalidade, prover energia para a o processo de fragmentação do maciço rochoso, esse processo físico se caracteriza pela rápida expansão de matéria a um volume muito maior do que o inicial (Sanchidrián, 2000).

A execução de um desmonte necessita de uma prévia análise das condicionantes, objetivando a calibração das variáveis do fogo, como apresentado na Figura 1.

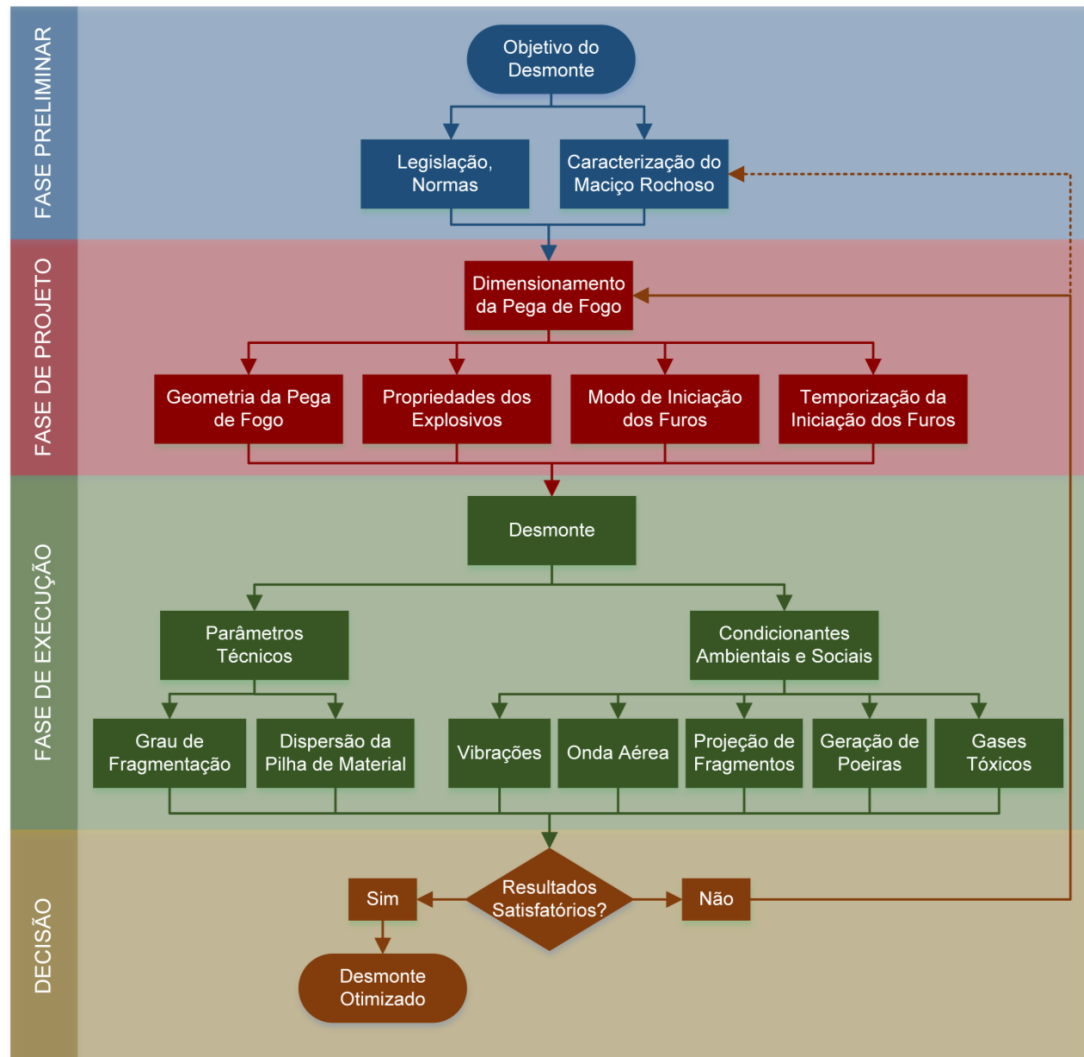


Figura 1 - Fluxograma da Execução de um Desmonte com uso de Explosivos

Fonte: Gomes, 2016

As emissões de ruídos impulsivos, vibrações pelo terreno e ultralançamentos, é regulamentado por norma, NBR 9653:2005, que apresenta parâmetros de segurança com relação as velocidades de partículas (15 a 50 mm/s de acordo com a frequência) e sobrepressão

atmosférica (máximo de 134 dBL). Garantindo as condições mínimas necessárias do desmonte, seja na preservação de edificações, riscos de acidentes e ondas de choque no ar.

Enquanto que uma perturbação ocasionada por uma fonte de vibrações se propaga a partir desta com uma dada velocidade de onda, as partículas do terreno oscilam com uma velocidade de partícula variável. A uma dada localização ao longo do percurso de propagação, o movimento pode ser definido em termos de três componentes mutuamente perpendiculares (geralmente vertical, transversal e longitudinal ou radial). Para garantir que a velocidade de vibração de partícula de pico seja medida corretamente, as três componentes devem ser medidas simultaneamente (NBR 9653-2005). Os limites de velocidade de vibração de partícula de pico acima dos quais podem ocorrer danos induzidos por vibrações de terreno são apresentados numericamente na Tabela 1 e graficamente na Figura 2.

Tabela 1 - Limites de velocidade de vibração de partícula por faixa de frequência

Faixa de Frequência	Limite de Velocidade de vibração de partícula de pico
4 a 15 Hz	Inicialmente em 15 mm/s aumenta linearmente até 20 mm/s
15 a 40 Hz	Acima de 20 mm/s aumenta linearmente até 50 mm/s
Acima de 40 Hz	50 mm/s

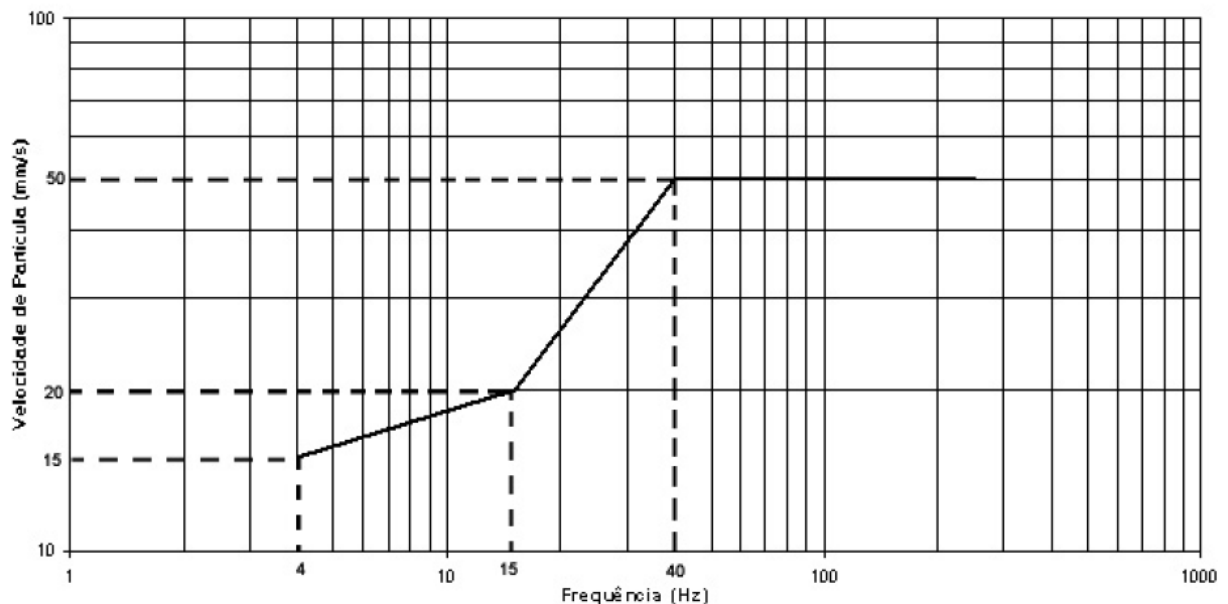


Figura 2 - Representação gráfica dos limites de velocidade de partícula de pico por faixas de frequência

Fonte: NBR 9653:2005

A aplicação desta norma é facultativa em minas não urbanas, exceto em situação com riscos semelhantes.

2.2.1 GEOMETRIA

No desmonte de rochas com explosivos, busca-se obter um produto que esteja dentro das condições previstas de dimensão e quantidade. A malha de perfuração influencia diretamente no resultado alcançado. Os parâmetros geométricos essenciais para definir o plano de fogo são: Afastamento e espaçamento. O primeiro se refere a menor distância que vai do furo até à face livre da bancada ou a menor distância de uma linha de furos a outra. De todas as dimensões do plano de fogo, essa é a mais crítica. O espaçamento é a distância entre dois furos de uma mesma linha.

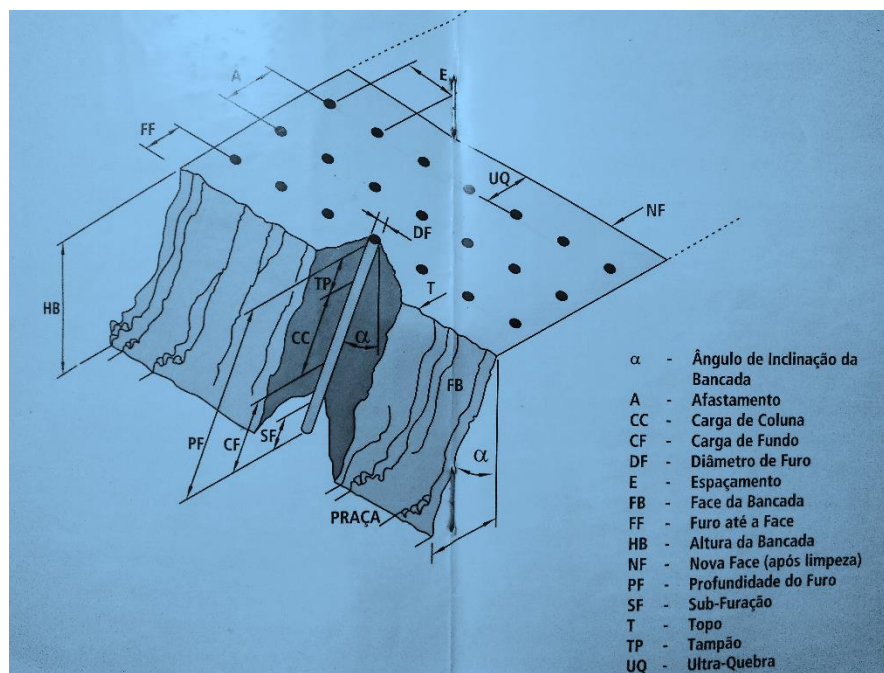
Outras relações entre os parâmetros da perfuração e geometria dos furos são propostas por diversos autores, como por exemplo: a elevada relação entre espaçamento e afastamento, geralmente acima de 1,75, são indicadas para rochas friáveis e macias. No entanto, é contraindicado perfurar com o afastamento maior que o espaçamento, visto que a grande distância até a face livre disponível pode impedir as linhas de serem ejetadas corretamente quando detonadas, gerando overbreaks e blocos em dimensões inadequadas, podendo muitas vezes sequer espalhar o material, deixando o maciço preso (somente mais fraturado) em seu lugar original.

A altura da bancada é outro fator que interfere no resultado da fragmentação. O plano de fogo proposto para uma determinada frente de lavra, é determinado também em função da altura, como exemplo temos o aumento do desvio de perfuração quando aumentamos a altura da bancada, comprometendo assim a distribuição energética. Uma importante comparação da altura da bancada (H_b) com o afastamento (A), como mostrado na Tabela 2, elaborada por Silva, nos mostra a consequência da variação desta relação. Considera-se uma bancada alta, uma relação de $H_b/A > 4$, caso contrário a bancada é baixa.

Tabela 2 - Relação de altura da bancada (Hb) com o afastamento (A) da malha

Hb/A	Fragmentação	Sobrepessão Atm.	Ultra lançamento	Vibração
1	Ruim	Severa	Severo	Severa
2	Regular	Regular	Regular	Regular
3	Boa	Boa	Bom	Boa
4	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente

Na Figura 3, segue esquema ilustrativo das principais variáveis geométricas do desmonte.

**Figura 3** - Principais parâmetros de geométrica em uma bancada

Fonte: Guia de utilização, IBQ Industrias Químicas

A seleção do diâmetro de perfuração depende da produção requerida, do ritmo de escavação, da altura da bancada e das características da rocha (Silva, 2008). Nas operações em mineração a céu aberto e pedreiras, os diâmetros dos furos geralmente variam de 3" (76 mm), para perfuratrizes a percussão, a furos de grande diâmetro, como 15" (381 mm), para grandes perfuratrizes rotativas (Cameron & Hagan, 1996).

A utilização de grandes diâmetros para realização de um desmonte de rochas demanda tampões maiores e provoca grandes vibrações, devido a quantidade de explosivo por furo ser maior, aumentando assim a carga máxima por espera; entretanto, caso não haja problemas com

vibração e sobrepressão acústica, a amarração adequada pode minimizar (mas não eliminar) estes fatores.

Furos com diâmetros menores resultam em melhor quebra do topo da bancada, uma vez que as cargas geralmente estão mais próximas da superfície (menores comprimento de tampões). A escolha do diâmetro do furo varia com a estrutura do maciço; se a família de descontinuidades possuir pequeno espaçamento, recomenda-se a diminuição do diâmetro em virtude da própria quebra estrutural da rocha.

A subfuração 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 subfuração utilizado (Silva, 1996). A subfuração ótima varia com (Atlas Powder, 1987):

- a) As propriedades do maciço rochoso;
- b) O tipo de carga de fundo e, mais particularmente, a energia gerada por metro de furo;
- c) O diâmetro e a inclinação do furo;
- d) A localização das escorvas na carga explosiva

Uma subfuração insuficiente resultará na formação de repé, que é uma porção de rocha localizada no pé da bancada com uma fragmentação pobre e resistente ao processo de escavação. Em maciços rochosos resistentes, uma subfuração efetiva de $8 \times D$ (oito vezes o diâmetro do furo) é normalmente satisfatória.

Em minas onde a rocha formou-se pela deposição de material sedimentar, formando camadas estratificadas, a descontinuidade natural do material dispensa o uso de subperfuração, como é o caso das minas de calcário.

A inclinação dos furos tem por objetivo deixar o talude mais estável, e conseqüentemente, seguro, sempre levando em consideração as fraturas existentes e possíveis formação de cunhas, tombamentos, etc. Para obras civis, recomenda-se a utilização de taludes com maior inclinação, já que o período que este deve permanecer intacto é muito grande. A construção de taludes nesse tipo de empreendimento se refere principalmente a abertura de estradas, canais e de rios, como é o exemplo da transposição do Rio São Francisco.

Para mineração, a inclinação que se procura obter não é a maior e nem a mais estável possível. Como os trabalhos de lavra são cíclicos e o avanço da mina ocorre com frequência, o que se busca é construir uma frente de trabalho que seja segura e que proporcione uma boa

quantidade de material desmontado preservando a berma, para que os equipamentos possam operar e transitar.

Os furos também podem ser perpendiculares ao terreno, porém a utilização de furos inclinados proporcionam uma melhor distribuição do explosivo no maciço rochoso, aumentando a fragmentação no pé da bancada e reduzindo o “back-break” (quebra para trás) e, conseqüentemente, permitindo uma maior malha de perfuração.

A grande desvantagem da utilização de furos inclinados está nos custos e desgaste com os materiais de perfuração. De modo que, a inclinação acarreta um maior comprimento total de furo, os equipamentos como brocas, hastes e seus acessórios, sofrem um maior desgaste. Outros fatores negativos são a maior possibilidade de ultra lançamento e maior desvio da perfuração.

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/m^3 ou g/t . 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 & Hagan, 1996).

2.2.2 EXPLOSIVOS

Os explosivos possibilitaram, ao longo dos anos, a execução de grandes obras de engenharia, que seriam fisicamente, ou economicamente, impossíveis sem a utilização destes agentes. Projetos de engenharia como a ponte Rio-Niterói, o túnel dois irmãos ou a hidrelétrica de Itaipu levariam centenas de anos para serem concluídos se o trabalho tivesse usado apenas a força braçal dos trabalhadores. Os explosivos incluem-se entre os mais poderosos serventes da humanidade. Suas aplicações são as mais diversas indo desde obras de engenharia e todos os tipos de minerações, até aplicações industriais como no uso de rebites explosivos, na restauração de freios de caminhões, construção de aeronaves, armamento bélico, entre outros.

São substâncias ou misturas de substâncias que, quando excitadas por algum agente externo, são capazes de decompor-se quimicamente gerando considerável volume de gases a altas temperaturas. Estas reações de decomposições podem ser iniciadas por agentes mecânicos (pressão, atrito, impacto, vibração, etc.), pela ação do calor (aquecimento, faísca, chama, etc.) ou ainda pela ação de outro explosivo (espoletas, reforçadores, ou outros iniciadores). A tendência atual sugere que na sua fabricação sejam utilizados componentes que

isoladamente não sejam substâncias explosivas, de forma a garantir completa segurança dentro das fábricas.

Se faz necessário, registrar que o material explosivo se trata de um produto controlado de uso restrito, fiscalizado pelo Exército Brasileiro, e que sua aquisição, transporte, estoque, utilização e venda, estão sujeitos a averiguação por parte do órgão fiscalizador.

Os explosivos podem ser classificados de três formas de acordo com sua constituição: heterogêneos (constituídos por matérias que, separadas, não tem características explosivas), homogêneos (constituído por um composto químico com fórmula definida e autossuficiente do ponto de vista da reação) e mistos (explosivos químicos com adição de outros compostos que melhoram ou alteram as suas propriedades). Possuem ainda outra subdivisão, primários ou secundários, e por algumas referências como terciários. Primários seriam os explosivos mais sensíveis, facilmente detonáveis, que iniciam a explosão de um explosivo mais seguro ao manuseio em grande quantidade e normalmente de mais baixo custo, no caso, secundário.

Um exemplo de explosivo que foi muito usado, é a nitroglicerina, produto mostrado na Figura 4. A presença do elemento nitrogênio na fórmula química apresentada faz-se presente também na grande maioria de outros agentes explosivos. Porém, a nitroglicerina não foi o primeiro explosivo a ser produzido e sim a pólvora.



Figura 4 - Fórmula química e aplicação da nitroglicerina

Fonte: Site da curiosoecuriosidades.com, 6 coisas que foram inventadas por acaso

As características particulares de cada uma desses agentes, definem sua opção de seleção para um desmonte planejado. As principais diferenças na hora de definir o explosivo dizem respeito a: força (quantidade de energia liberada), velocidade (reação química que inicia

em um ponto da massa do explosivo, e se propaga por essa massa produzindo luz, calor e gases), densidade, resistência a água, energia absoluta e sensibilidade.

2.2.2.1 EXPLOSIVO GRANULADO – ANFO

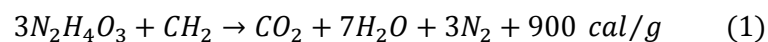
Entre os explosivos secos ou granulados, há um universalmente conhecido, formado pela mistura pura e simples de nitrato de amônio (94,5%) e óleo diesel (5,5%) denominado ANFO. A forma e maneira que este explosivo é comercializado, estão mostrados na Figura 06. As maiores vantagens deste agente estão relacionadas a total ocupação do volume do furo, grande insensibilidade aos choques, poucos gases tóxicos e preço baixo. A sua impossibilidade de uso em furos com água, sua baixa densidade ($0,85 \text{ g/cm}^3$) e a necessidade de um iniciador especial, são características que afetam o desempenho do ANFO, Figura 5.



Figura 5 - Explosivo granulado, ANFO

Fonte: Site Britanite, produtos

A reação ideal do ANFO ($\text{N}_2\text{H}_4\text{O}_3$ – Nitrato de amônio e CH_2 – Óleo diesel) quando o balanço de oxigênio é zero, está expressa na equação (1). Outros explosivos granulados, fabricados por diferentes produtores, nada mais são do que formulações similares à do ANFO, com adição de outros ingredientes ou sensibilizantes, combustíveis (óleo queimado, serragem, palha de arroz, entre outros), oxidantes e absorventes.



Outros fatores que afetam o desempenho deste explosivo estão relacionados a:

- a) Os granulados não possuem resistência à água;
- b) Quanto menor a energia do iniciador, menor a velocidade de detonação;
- c) Quanto menos homogêneo, menor será o desempenho;
- d) Quanto menor o diâmetro, menor será a velocidade de detonação (se aplica também as emulsões).

2.2.2.2 EMULSÕES

Os explosivos em emulsão são do tipo “água em óleo” (water-in-oil). Eles consistem de microgotículas de solução oxidante supersaturada dentro de uma matriz de óleo. Para maximizar o rendimento energético, enquanto minimiza custos de produção e preço de venda, o oxidante dentro das microgotículas consiste principalmente de nitrato de amônio. Dentro de um ponto de vista químico, uma emulsão se define com uma dispersão estável de um líquido imiscível em outro, o qual se consegue mediante agentes que favorecem este processo (agentes emulsificantes) e uma forte agitação mecânica. (Silva, 2008). A Figura 6 mostra a emulsão encartuchada.



Figura 6 - Emulsão encartuchada

Fonte: Site Nitrosul, produtos

O uso de explosivos convencionais tipo encartuchado está cada vez mais restrito devido à periculosidade e dificuldade das empresas em implantar um sistema seguro de rastrear destino, uso e armazenamento em paióis. As novas normas do exército, que regulamentam o uso dos

encartuchados e acessórios, trazem uma série de mudanças de práticas e resultam em custos adicionais.

Uma das opções que as empresas de desmonte, podem adotar para reduzir o custo operacional e aumentar a segurança nas detonações, é o uso da emulsão bombeada, um processo a granel feito por unidades móveis de bombeamento, mais conhecidas por UMB.

Essa solução oferece diversas vantagens em relação ao uso do encartuchado e permite o aumento da malha, devido ao melhor acoplamento, e assim, aumento da razão de carga, o que reduz significativamente o custo com perfuração, garantindo a fragmentação. Além disso, um dos maiores benefícios do sistema de bombeado é a segurança nas operações de transporte e carregamento de fogo, dispensando o uso de paióis nas minas.

A emulsão oxidante, que neste estágio (em forma de gel) não está ativada, pode ser transportada em caminhões tanque, Figura 7. A ativação da emulsão ocorre no misturador, na saída da mangueira, durante o ato de bombeamento nos furos, com dosagens precisas e seguras, controladas eletronicamente.



Figura 7 - Unidades móveis de bombeamento, UMB.

Fonte: Site Explog, serviços

2.2.3 PROPRIEDADES DOS EXPLOSIVOS

A densidade do explosivo é a relação entre massa e volume de certo material, medida em g/cm^3 . Comercialmente ela varia entre 0,6 e $1,45 \text{ g/cm}^3$. Os explosivos com densidade inferior ou igual a 1 não devem ser utilizados em furos contendo água, para evitar que essa diferença faça com que este agente não permaneça no fundo do furo. Para detonações difíceis, em que uma fina fragmentação é desejada, recomenda-se um explosivo mais denso. Já no caso de rochas fragmentadas *in situ*, ou onde não é requerida uma fragmentação demasiada, um explosivo pouco denso é recomendado.

Um parâmetro de extrema importância relativo aos explosivos é a energia que cada um possui, é o RWS (Relative Weight Strength – Energia Relativa por Massa). Trata-se da energia disponível por massa de um explosivo qualquer, comparada com a energia disponível por igual massa de um explosivo tomado como padrão, normalmente o ANFO. A expressão 2 mostra a fórmula usada para calcular o valor de RWS.

$$RWS = \frac{DE \times 100}{DA} \quad (2)$$

Sendo:

DE = Densidade do explosivo utilizado;

DA = Densidade do ANFO.

Com relação aos gases, a classificação dos fumos é primordialmente importante na seleção de explosivos para desmontes subterrâneos ou em utilização de túneis em que as condições de ventilação e renovação do ar são limitadas. Quando o explosivo detona decompõe-se em estado gasoso. Os principais componentes são dióxido de carbono, monóxido de carbono, oxigênio, óxidos de nitrogênio e gás sulfídrico. No caso de minerações a céu aberto a facilidade com a dispersão dos gases, não torna esta propriedade muito relevante.

A velocidade de detonação de um explosivo (VOD) é o índice mais importante do desempenho do mesmo, desde que a pressão de detonação de um explosivo é diretamente proporcional ao quadrado da velocidade de detonação, conforme a expressão (3). Uma maneira de avaliar o desempenho de um explosivo pela comparação da pressão produzida no furo durante a detonação. Caso a pressão produzida no furo não supere a resistência dinâmica da rocha, a mesma não será fragmentada, entretanto a energia utilizada no processo de

fragmentação e deslocamento da rocha, será propagada no terreno sob forma de vibração. (Silva, 2008).

$$PF = \rho \frac{VOD^2}{4} \times 10^6 \quad (3)$$

Sendo:

PF = Pressão produzida no furo, com o explosivo completamente acoplado (GPa);

ρ = Densidade do explosivo (g/cm^3);

VOD = Velocidade de detonação do explosivo confinado (m/s).

Os objetivos principais para medição da velocidade de detonação dos explosivos são:

(a) determinar a velocidade de detonação do explosivo, para que a partir da mesma seja calculada a pressão produzida no furo durante a detonação;

(b) comparar o desempenho dos explosivos quando iniciado com diferentes escorvas, acessórios e diferentes materiais utilizados para o confinamento do tampão;

(c) verificar se os explosivos e acessórios estão detonando de acordo com o valor fornecido pelos fabricantes.

2.2.4 ACESSÓRIOS

Também podendo fazer parte de classe de explosivos, o Cordel detonante: atualmente em desuso em bancadas por gerar grande quantidade de ruído, é uma forma segura para detonação a céu aberto. O cordel, Figura 8, é em si um explosivo e por isso quando detona, age como escorva para cargas explosivas, detonando também. O núcleo é formado por um alto explosivo (tetranitrato de penta-eritritol – PETN) com uma velocidade de 7000m/s. O revestimento pode ser de cera e algodão; cera, algodão e revestimento plástico; cera, algodão e alma de arame no revestimento plástico (nylon). A iniciação do cordel pode ser feita com espoleta comum ou espoleta elétrica (ligada ao cordel no momento da detonação). Possibilita a detonação com retardos através de utilização de conectores. As conexões podem ser feitas por nós ou fitas.



Figura 8 - Cordel detonante

Fonte: Site Nitro Prill, produtos

Retardos, são elementos para a temporização do desmonte, para que haja tempo de criação de faces livres durante a processo de detonação, garantindo a devido sequenciamento e a carga máxima por espera de explosivos. O que também tem influência na melhora da fragmentação e controles de vibração e ruído. Os dois tipos de retardos mais comuns são: os retardos bidirecionais para cordéis (osso de cachorro, Figura 9) e os não elétricos de amarração (Figura 10), esses com tubos de choque para condição do estímulo que aciona a espoleta, não gerando ruídos além da detonação da espoleta.



Figura 9 - Exemplo de retardo para cordel detonante

Fonte: Site Britanite, produtos



Figura 10 - Não elétricos de coluna (esquerda) e amarração (direita)

Fonte: Site Britanite, produtos

Existem também os não elétricos de coluna que cumprem função semelhante de retardar para garantir o sequenciamento correto, nesse caso, ele tem tempos maiores, como: 125, 250, 500 milissegundos, variando de acordo com o fabricante. O tempo maior para a detonação da coluna, garante que os acessórios de amarração de superfície sejam acionados previamente, executado a planejamento de saídas dos furos e minimizando o risco de corte.

2.2.4.1 INICIADORES

São acessórios de detonação destinados a iniciar espoletas ou próprio explosivo principal (reforçadores). Citam-se: estopim de segurança, estopim ultra-rápido, conector para estopim, cordão ignitor, reforçadores (boosters).

Estopim ou espoleta montada: é um filamento de pólvora enrolado e protegido por fio ou fita (tecidos impermeabilizantes), encerado ou com revestimento plástico. Queimam com velocidade constante e conhecida – 110 a 130 m/s. Produzem na extremidade oposta um sopro ou chama capaz de provocar a detonação de pólvora ou espoleta.

Espoleta simples (comum): são cápsulas de alumínio, fechada em uma extremidade, preenchida por uma carga iniciadora (azida de chumbo), uma carga de base (tetra-nitrato de penta eritritol). São sempre iniciadas por estopim introduzido na outra extremidade da cápsula por meio de um alicate especial. Usadas para detonações secundárias e não são usadas em detonações simultâneas. Visíveis na Figura 11 abaixo.



Figura 11 - Espoleta montada a esquerda e espoleta simples a direita

Fonte: Site Britanite, produtos

Os reforçadores ou boosters, Figura 12, são elementos que adicionam energia na iniciação da coluna de explosivos, com suas diversas formas e gramaturas. Os reforçadores contém uma carga de nitropenta, um explosivo poderoso, acionado através de espoleta número oito, quantificado em gramas, que acompanham o seu nome comercial, os mais comuns são de 150 e 250 gramas.



Figura 12 – Reforçadores

Fonte: Site Britanite, produtos

2.3 DESMONTE MECÂNICO POR ROMPEDOR HIDRÁULICO

Um tipo de desmonte que deve ser evitado pelo alto custo de operação, quando comparado ao desmonte de rochas por explosivos, é o desmonte mecânico por rompedor hidráulico. O índice de fragmentação de um desmonte deve ser compatível com o britador e equipamentos de carregamento e transporte, mesmo assim, devido ao uso do tampão, desvios de perfuração, ou a própria geologia (descontinuidades), acabam gerando blocos maiores do

que tamanho de operação do britador primário. Nesse caso, a nova diminuição de tamanho é normalmente feita com um desmorte secundário ou por desmorte mecânico com uso do rompedor hidráulico. Segue imagem uma escavadeira equipada com um rompedor hidráulico, Figura 13. O grande vilão dessa operação é o custo do ponteiro do rompedor que sofre excessivo desgaste por vibração, bem como todo o conjunto do braço da escavadeira, e o custo de uma escavadeira para o retrabalho de fragmentação com baixa produção.



Figura 13 - Rompedor hidráulico

Fonte: Site TZ Rental, locação

3. ANÁLISE DE FRAGMENTAÇÃO

3.1 CONCEITOS FUNDAMENTAIS

A velocidade da onda compressiva na rocha varia de acordo com a sua geologia e o quão fraturada ela está. Para maciços mais competentes a velocidade varia entre 6.000 a 2.000 m/s, já em rochas menos competentes, esses valores variam de 1.000 m/s e decrescem com a diminuição de coesão do material (Sanchidrián, 2000).

A velocidade de propagação da onda de compressão é quatro vezes maior do que a velocidade de propagação das fissuras. Quando a onda compressão atinge a face livre, as fissuras percorreram 25% dessa distância entre o furo e a face livre. Quando a onda de tração é

refletida encontra com as fissuras gerando o colapso. Os gases penetram nas discontinuidades do colapso expandindo o material.

Pode causar-se a fragmentação da rocha ao criar novas fraturas com a detonação, ou causar o aparecimento de novas fraturas que se juntam às pré-existentes no maciço, sendo estas obtidas em duas fases distintas, nas quais Silva (2005) distingue por Fase Dinâmica, correspondendo à propagação das ondas de choque no maciço rochoso, e Fase Quasi-Estática, a qual se refere à expansão de gases no interior do maciço através das fraturas. Na Figura 14, é ilustrada a formação de ondas de choque causadas pela detonação do explosivo originando as consequentes forças à compressão e à tração, bem como a formação de novas fraturas provocadas pela expansão de gases (Sharma, 2012).

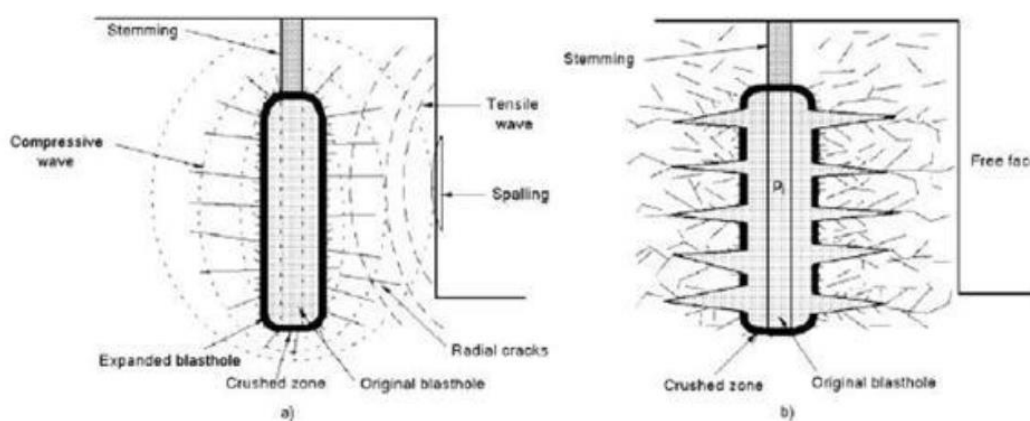


Figura 14 – a) Propagação das ondas de choque e b) expansão de gases

Fonte: Sharma, 2012

3.2 KUZ HAN

3.2.1 DESCONTINUIDADES

A estabilidade de taludes rochosos é muitas vezes significativamente influenciada pela geologia estrutural da rocha em que é escavado. Geologia estrutural refere-se a interrupções naturais que ocorrem na rocha, tais como planos de estratificação, diaclases e falhas, que são comumente denominadas discontinuidades. As propriedades das discontinuidades relativas à estabilidade incluem a orientação, a persistência, a rugosidade e o preenchimento. O significado de discontinuidades é que elas são planos de fraqueza presentes na rocha que fazem com que falhas tendam a ocorrer preferencialmente ao longo destas superfícies. Portanto, as

propriedades das descontinuidades vão afetar a resistência do maciço rochoso em que o talude é escavado. (Wyllie et al, 2004).

Sugere-se que quatro conjuntos é o máximo que pode ser incorporado para o design de um talude, e que quaisquer conjuntos adicionais que pareçam estar presentes são prováveis representações da dispersão na orientação dos conjuntos principais. Descontinuidades que ocorrem com pouca frequência no maciço rochoso são provavelmente incapazes de ter uma influência significativa sobre a estabilidade da escavação e por isso podem ser desconsiderados no design. (Wyllie et al, 2004)

3.2.2 ORIENTAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES

O primeiro passo na investigação de descontinuidades em um talude é a análise da sua orientação ou atitude, identificação das famílias de descontinuidades e combinar estes dados usando um procedimento que é prontamente acessível à análise. Esta análise é facilitada pelo uso de um método simples e fácil de expressar a atitude de uma descontinuidade. A terminologia recomendada para orientação é o *dip* e o *dip direction* que são definidos abaixo, e mostrado esquematicamente na Figura 15 (a) e (b). (Wyllie et al, 2004)

1. Mergulho (*dip*) do respectivo plano (Figura 15), através do ângulo medido no sentido descendente a partir da horizontal (ψ);
2. Azimute da direção (*dip direction*), sendo medido a partir do Norte no sentido horário (α).

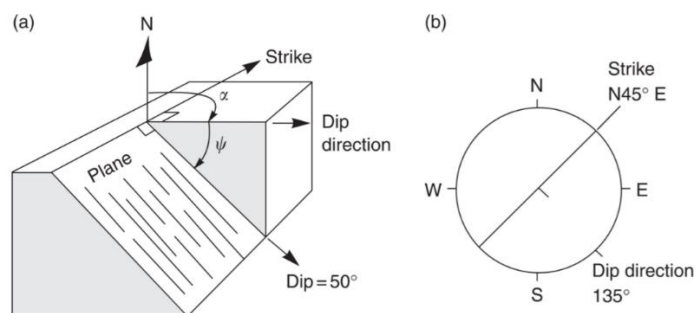


Figura 15 - Terminologia Definindo A Atitude De Uma Descontinuidade 50/135: (a) Vista Isométrica; (b) Vista em Planta

Fonte: Wyllie et al, 2004

3.2.3 TIPOS DE RUPTURA

O tipo de ruptura de um talude está associado com diferentes estruturas geológicas e é importante que saibamos a relação entre as diversas famílias de discontinuidades e o potencial cinético de instabilidade dessas estruturas, proporcionando reconhecer os potenciais problemas de estabilidade envolvidos no projeto. Alguns dos padrões estruturais, que devem ser identificados ao examinar as projeções estereográficas, são descritos na Figura 16 abaixo. (Wyllie et al, 2004).

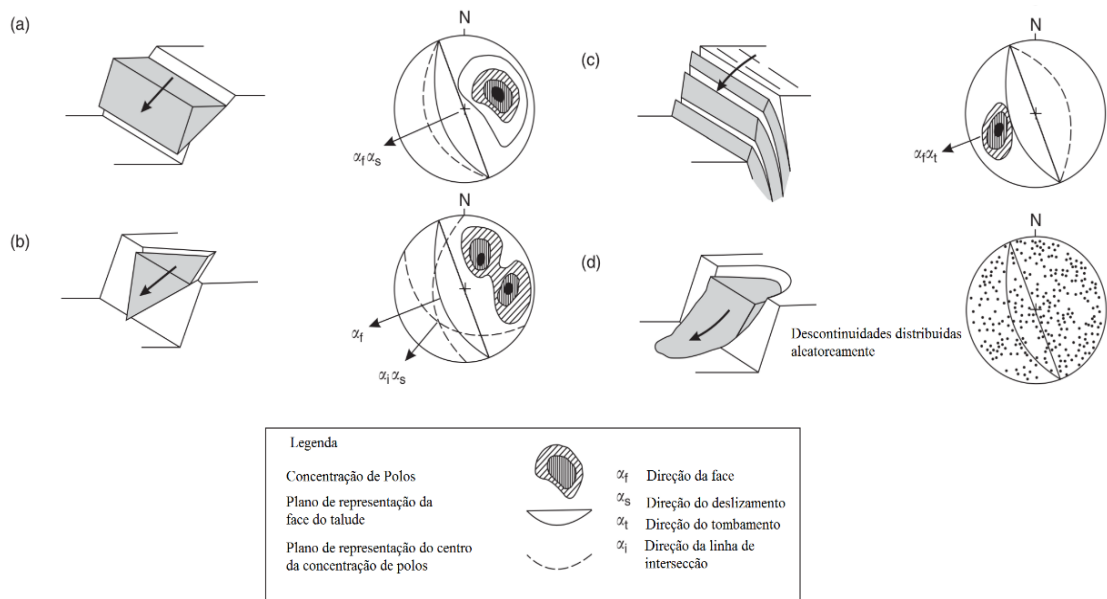


Figura 16 - Principais tipos de ruptura em taludes e condições de geologia estrutural susceptíveis de causar essas falhas: (a) ruptura planar; (b) ruptura em cunha; (c) ruptura por tombamento; e (d) ruptura circular

Fonte: Wyllie et al, 2004

A ruptura planar, assim mostrada na Figura 16 (a) acontece quando as discontinuidades têm a direção aproximadamente paralela à face do talude e mergulho menor que a face do talude, fazendo com que seja possível o deslizamento do material acima da discontinuidade. Já na ruptura em cunha, Figura 16 (b) nota-se a sua formação a partir de duas diferentes famílias de discontinuidades, cuja intersecção proporciona o rompimento de parte do talude. Quando há a intersecção entre as duas superfícies de discontinuidade, elas terminam por definir um bloco tetraedral.

Por outro lado, na ruptura por tombamento, Figura 16 (c), temos um tipo de ruptura em taludes envolvendo rotação de blocos em coluna, agindo uns sobre os outros. Em maciços rochosos esses blocos são formados por planos de acamamento regulares, clivagem ou descontinuidades, paralelos à face do talude e mergulhando para dentro do maciço rochoso, contrastando com a ruptura por deslizamento, na qual as descontinuidades mergulham no mesmo sentido do talude. Por fim, podemos citar a ruptura circular, Figura 16 (d), presente em maciços rochosos extremamente fraturados, em solos ou em maciços muito alterados, geralmente com superfície em forma de concha. Nestas rupturas nenhum padrão estrutural definido ou orientações críticas das descontinuidades. Estas rupturas são típicas de maciços de solos.

3.3 ÍNDICE DE BLASTABILIDADE

3.3.1 ASHBY

Muitos engenheiros de desmonte desenvolveram suas próprias metodologias para definir como desmontar os diferentes tipos de rochas. A maioria destas tentativas não foi formalizada ou estruturada de maneira sistemática; elas dependem de observações casuais de condições locais e da qualidade dos resultados das detonações. Um estudo empírico de blastabilidade foi desenvolvido por Ashby para a mina de cobre Bougainville (Hoek e Bray, 1977).

Ashby utilizou as correlações gráficas apresentadas na Figura 17 para descrever a razão de carga necessária para desmontar adequadamente o material da mina de Bougainville. As curvas são baseadas na frequência de fraturas e no ângulo de atrito efetivo. Ashby conclui que a densidade de fraturamento, o ângulo de atrito e o ângulo de rugosidade exerciam maiores influências no desempenho do desmonte. Estas propriedades do maciço rochoso foram determinadas para diferentes áreas da mina. A razão de carga para o plano de fogo podia, então, ser obtida com uma simples consulta ao gráfico, baseada na seguinte equação (4):

$$P_{fANFO} = \frac{[1,4 \times \tan(\phi+i)]}{[\sqrt[3]{\text{Fraturas}/m}] \quad (4)}$$

onde, P_{fANFO} é a razão de carga para o ANFO, em kg/m^3 ; Φ é o ângulo de atrito em graus e i é o ângulo de rugosidade em graus.

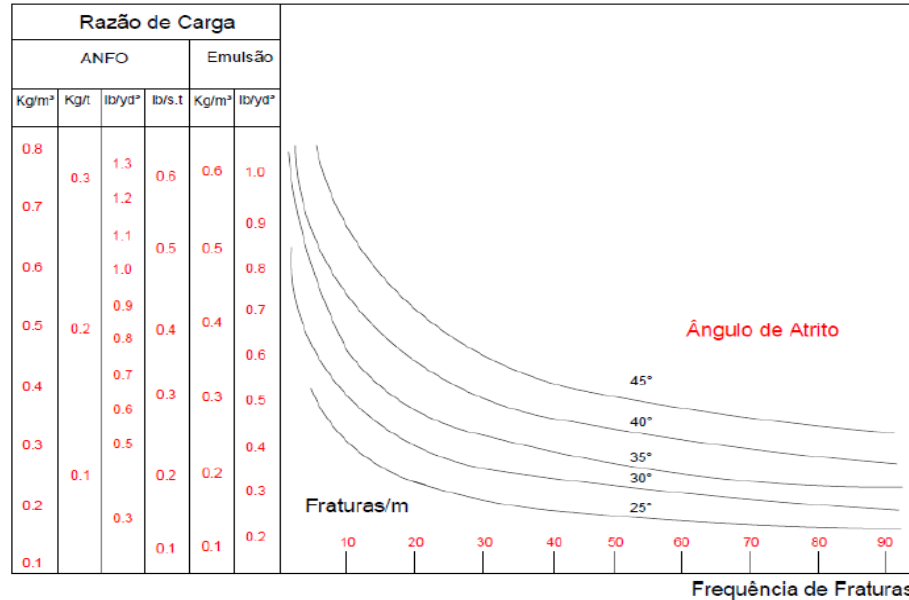


Figura 17 - Esquema de blastabilidade de Ashby para mina de Bougainville

Fonte: Adaptado de Hoek e Bray, 1977

3.3.2 ÍNDICE DE BLASTABILIDADE DE LILLY

Lilly (1986) desenvolveu um índice de blastabilidade baseado na densidade e orientação das descontinuidades, densidade e dureza da rocha. O índice foi correlacionado com a razão de carga para detonação em minas a céu aberto de minério de ferro. Os parâmetros de caracterização de Lilly estão descritos na tabela 3.

Tabela 3 - Índice de blastabilidade de Lilly**Fonte:** Melo, José Jairo, Trabalho de conclusão de curso - UFPE

	Descrição	Classificação	Índice
RMD	Descrição do maciço rochoso	Friável	10
		Blocado	20
		Maciço	50
JPS	Espaçamento das fraturas	Pequeno (<0,10 m)	10
		Intermediário (0,10 a 1 m)	20
		Grande (>1 m)	50
JPO	Orientação do plano das fraturas	Horizontal	10
		Mergulho para fora da face livre	20
		Direção perpendicular à face livre	30
		Mergulho para dentro da face livre	40
SGI	Influência da densidade (d: densidade da rocha intacta, g/cm ³)	SGI=25d-50	
H	Dureza Mohr	1 a 10	

A utilização dos dados propostos na tabela 3, alimentam uma expressão que relaciona índice de blastabilidade e razão de carga requerida, equação 5. Esta equação é modificada a cada local e condições diferentes obtidas em qualquer mina, e pode ser desenvolvida através de dados histórico de detonações, sob várias condições:

$$BI = 0,5(RMD + JPS + JPO + SGI + H) \quad (5)$$

Onde o valor de BI de 100 refere-se à rocha extremamente resistente, maciça e densa (densidade 4,0 g/cm³).

Na tentativa de melhor quantificar o índice de blastabilidade proposto por Lilly (1986), Cunningham (1987) fez algumas alterações e propôs a seguinte equação (6) para representar o fator da rocha:

$$A = 0,06(RMD + RDI + HF) \quad (6)$$

Para a utilização desta equação, têm-se uma nova tabela, baseada na de Lilly, que apresenta novos parâmetros que quantifique e classifique melhor o maciço rochoso. A presença de módulo de Young e resistência a compressão uniaxial, fornece características que podem melhor entender o comportamento de quebra da rocha. A Tabela 4 apresenta a nova configuração de avaliação de índice de blastabilidade de Lilly, chamado fator de rocha.

Tabela 4 - Índice de blastabilidade de Lilly modificado**Fonte:** Melo, José Jairo, Trabalho de conclusão de curso - UFPE

Descrição		Classificação	Índice
RMD	Descrição do maciço rochoso	Friável	10
		Blocado	JF
		Maciço	50
JF	Maciço fraturado	JPS + JPA	
JPS	Espaçamento das descontinuidades (m)	Pequeno (<0,10 m)	10
		Intermediário (0,10 a 1 m)	20
		Grande (>1 m)	50
MS	Oversize da britagem primária (m)		
DP	Parâmetro da malha de perfuração (m)		
JPA	Descrição do mergulho com relação a face livre	Horizontal	10
		Mergulho para fora da face livre	20
		Direção perpendicular à face livre	30
		Mergulho para dentro da face livre	40
RDI	Influência da densidade (d: densidade da rocha intacta, g/cm ³)	SGI=25d-50	
HF	Se E < 50 Gpa	HF = E/3	
	Se E > 50 Gpa	HF = UCS/5	
UCS	Resistência à compressão uniaxial (Mpa)	1 a 10	

3.3.3 EQUAÇÃO DE TIDMAN

A energia relativa do explosivo é calculada através da equação de Tidman (7).

$$E = \left(\frac{VODe}{VODn}\right)^2 \times RWS \quad (7)$$

Onde E é a energia efetiva relativa por massa do explosivo; VODe é a velocidade de detonação efetiva do explosivo (medida em campo); VODn é a velocidade de detonação nominal do explosivo (m/s) e RWS representa a energia por massa relativa ao ANFO (%).

3.3.4 EQUAÇÃO DE KUZNETOV

Esta equação relaciona o tamanho médio das partículas (X_{50}) com a energia do explosivo, e utiliza os valores encontrados para o fator de rocha (A) e quantidade de energia liberada pelo explosivo (E). Para resolução desta fórmula ainda são necessários dados de: volume de rocha desmontada (V_o) em m^3 e a quantidade de explosivos utilizados em quilogramas. A equação (8) apresenta o método proposto por Kuznetov.

$$X_{50} = A \times \left(\frac{V_o}{Q_e}\right)^{0,80} \times Q_e^{1/6} \times \left(\frac{E}{115}\right)^{-19/30} \quad (8)$$

3.3.5 CORRELAÇÃO DOS PARÂMETROS DO PLANO DE FOGO (CUNNINGHAM)

A expressão proposta por Cunningham foi desenvolvida através de dados colhidos em campo, e é apresentada na equação (9). O índice de uniformidade se utiliza de todos os dados do plano de fogo como: afastamento (B) em metros, espaçamento (S) em metros, diâmetro do furo (D) em milímetros, desvio padrão da perfuração (W) em metros, comprimento total da carga (L) em metros e altura do banco (H) em metros.

$$n = \left[2,2 - 14 \times \left(\frac{B}{D}\right) \right] \times \left[\frac{(1 + \frac{S}{B})}{2} \right]^{0,5} \times \left[\left(1 - \frac{W}{B} \right) \times \frac{L}{H} \right] \quad (9)$$

Em casos que são utilizados dois explosivos no furo, a equação sofre um acréscimo dos fatores: comprimento da carga de fundo (BCL) em metros e comprimento da carga de coluna (CCL) em metros. Portanto, a equação (10) mostra a nova configuração.

$$n = \left[2,2 - 14 \times \left(\frac{B}{D}\right) \right] \times \left[\frac{(1 + \frac{S}{B})}{2} \right]^{0,5} \times \left[\left(1 - \frac{W}{B} \right) \times \frac{L}{H} \right] \times \left[abs \times \frac{(BCL - BCC)}{L} + 0,1 \right]^{0,1} \quad (10)$$

3.3.6 TEORIA DA DISTRIBUIÇÃO DO TAMANHO DAS PARTÍCULAS ROSIN-RAMMLER

Por fim, para obtermos a curva de distribuição granulométrica das partículas, utiliza-se a equação desenvolvida por Rosin-Rammler. Os dados necessários para tal objetivo são apenas o índice de uniformidade (n) e o tamanho médio das partículas (X_{50}). O valor da malha (X) ao qual deseja-se saber a porcentagem passante é inferida pelo operador do método. A equação (11) mostra a expressão proposta por Rosin-Rammler.

$$P = 100 x \left[1 - e^{-0,693 x \left(\frac{x}{x_{50}} \right)^n} \right] \quad (11)$$

3.3.7 FATOR DE ROCHA

A Tabela 5 apresenta os parâmetros e valores associados para o maciço rochoso para o cálculo do fator de rocha, que para calcular o fator, deve-se seguir a equação 6.

Tabela 5 - Valores para o fator de rocha (Lilly)

Fonte: Melo, José Jairo, Trabalho de conclusão de curso - UFPE

Siglas	Descrição	Classificação	Índice	Fórmulas
RMD	Descrição do maciço rochoso	Friável	10	Entrar com valor 10
		Fraturado	JF	JF = JPS + JPA
		Maciço	50	Entrar com valor 50
JPS	Espaçamento das descontinuidades	< 0,10 m	10	MS: oversize da britagem primária;
		0,10 a MS	20	DP: Parâmetros da malha de perfuração;
		MS a DP	50	
JPA	Direção e mergulho com relação a face livre	Horizontal	10	-
		Mergulhado para fora da face livre	20	-
		Direção perpendicular a face livre	30	-
		Mergulhado para dentro da face livre	40	-
RDI	Influência da densidade	Valor da densidade	2,7	SGI = 25*(densidade) - 50
HF	Propriedades mecânicas	Valor do Módulo de Young	15,04	E= Módulo de Young (Gpa)
		Valor da Resistência a Compressão Uniaxial	149,6	UCS= Resistência a compressão uniaxial (Mpa) Se E<50

Gpa usa-se HF= E/3
 Se E>50 Gpa usa-se
 HF= UCS/5

3.4 MODELO DE PREVISÃO DE FRAGMENTAÇÃO

Com o método Kuz-Ram é possível prever a distribuição de tamanho das partículas. A parte final do método e a geração da curva de distribuição passa pela equação (11), Rosin-Rammler. Os valores da malha requerida devem ser postos de maneira a abranger a maior quantidade de valores sem que tornasse redundante. A tabela 6, apresenta o tamanho das malhas propostas pelo autor e os respectivos percentuais passantes apenas a critério demonstrativo.

Tabela 6 - Tamanho da malha e percentual de material passante, demonstração

Fonte: Melo, José Jairo, Trabalho de conclusão de curso - UFPE

Tamanho da abertura (mm)	Percentual passante (%)
1	0,110054863
2	0,440125868
3	0,988389124
5	2,724318847
7	5,273403932
9	8,570503318
12	14,73344079
15	22,0544056
18	30,15734005
20	35,80305892
25	49,98485392
28	58,07587544
30	63,14114039
35	74,30632753
40	83,05870391
45	89,43434293
50	93,76739101
60	98,16487193
70	99,56758651
80	99,91846627
90	99,98769863
100	99,99851501
120	99,99998892
140	99,99999997
160	100

A partir dos dados da tabela 6, é possível a confecção de um gráfico que mostre a distribuição das partículas de forma geral. A figura 18 representa a curva de distribuição correspondente a tabela 6.

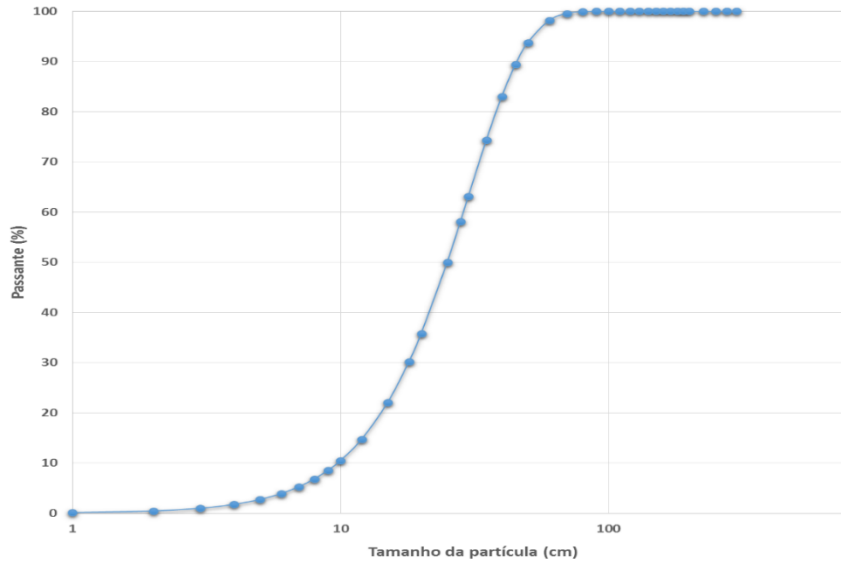


Figura 18 - Curva de distribuição granulométrica para o exemplo explicativo

Fonte: Melo, José Jairo, Trabalho de conclusão de curso - UFPE

4. TECNOLOGIA EM DESMONTE

4.1 SCAN LASER 3D

Tem por finalidade escanear a face livre e realizar levantamento da malha, caso esteja perfurada. O conjunto conta com um tripé de apoio, um bastão com prisma e o laser escâner. Equipamento capaz de realizar leituras georeferenciadas a partir da leitura de dois pontos com coordenadas conhecidas. Seus dados podem ser exportados para softwares de modelamento 3D, segue imagem do equipamento abaixo, Figura 19.



Figura 19 - Scan Laser 3D

Fonte: Explog, 2017

4.2 VANTs

Em minas com áreas tanto de solo como de subsolo, os VANTs (Veículo Aéreo Não Tripulado) podem fornecer informações importantes sobre o estado da área superior enquanto melhora a segurança dos trabalhadores no subsolo.

Os drones na mineração podem acessar e avaliar áreas de risco por via aérea que equipamento convencional não pode alcançar, garantindo assim a segurança do pessoal e oferecendo inúmeros benefícios na indústria de mineração. A escolha do VANT adequados para cada mina depende do resultado desejado. Em geral, os VANTs de asa fixa são utilizados para mapear grandes áreas. Em contraste, os rotativos – multirotores com 4-8 rotores – têm tempos de voo mais curtos, mas pode fornecer dados mais precisos.

Os drones (VANTs rotativos) também são capazes de pairar no local e, assim, realizar tarefas de inspeção. Além disso, eles não precisam de uma pista à medida que sobem verticalmente para o ar. Consequentemente, também são adequados para a inspeção de grandes áreas, ao contrário de dispositivos de difícil acesso e seus componentes, como os mastros dos reboques. Além disso, podem ser implantados rapidamente e normalmente requerem o mínimo de recursos humanos – tudo que é necessário para um voo de inquérito é um piloto.

4.3 INCLINÔMETRO

Equipamento responsável pela auditoria da perfuração, consiste em uma capsula metálica com bússola integrada e orientação de inclinação e azimute.

Seu corpo pode ser rígido com estruturas dobráveis ou a cabo. Seu corpo geralmente possui uma escala que permite medir também a profundidade do furo. Imagem do equipamento a seguir, figura 20.

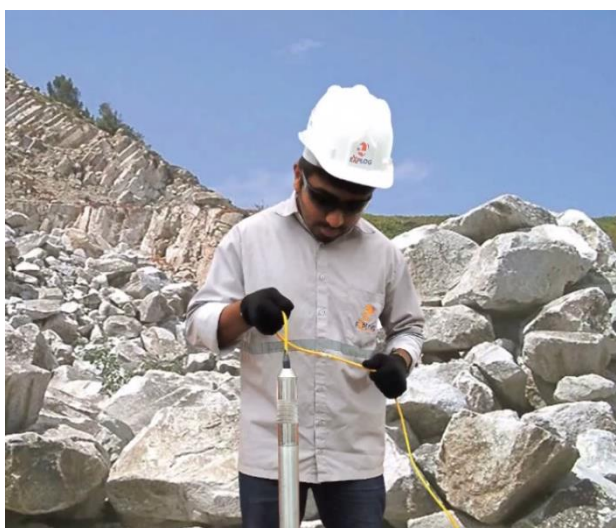


Figura 20 - Inclinômetro

Fonte: Explog, 2017

4.4 SISMÓGRAFO

O sismógrafo, figura 21, detecta e mede as ondas sísmicas naturais ou induzidas e permite determinar, principalmente se organizado em rede, a posição exata do foco (hipocentro) dessas ondas e do ponto da sua chegada na superfície terrestre (epicentro).

Agente de monitoramento e controle ambiental, registro e segurança. O equipamento registra a velocidades de partículas nas três direções, frequências nas três direções e o sopro de ar.



Figura 21 - Sismógrafo

Fonte: Site Geosonics, produtos

4.5 VoD

Leitor de velocidade de queima do explosivo (velocity of detonation), com auxílio de um cabo coaxial, comum de antena de TV, pelo fenômeno da resistência elétrica no cabo a perda do comprimento consegue ser medido em intervalos de tempo na escala de milissegundos. Segue imagem do equipamento na figura 22.



Figura 22 - VoD

Fonte: Site Explog, serviços

4.6 FOTOMETRIA – WIPFRAG

O uso da fotometria é indispensável como parâmetro essencial na avaliação da fragmentação no desmonte de rocha. Existem diversos softwares que possibilitam a análise fotométrica do material desmontado, dentre eles, o mais avançado e moderno, WipFrag.

Originalmente desenvolvido em 1986 na Universidade de Waterloo, WipFrag é um software de análise de tamanho de partícula baseado em imagem. Nas suas primeiras versões era um aplicativo de linha de comando DOS que importava os dados por disquetes, computadores limitados seu desenvolvimento foi um desafio. A última versão, Figura 23, roda em iOS também para analisar imagens tiradas com uma câmera iPad ou iPhone ou importados de outro dispositivo.

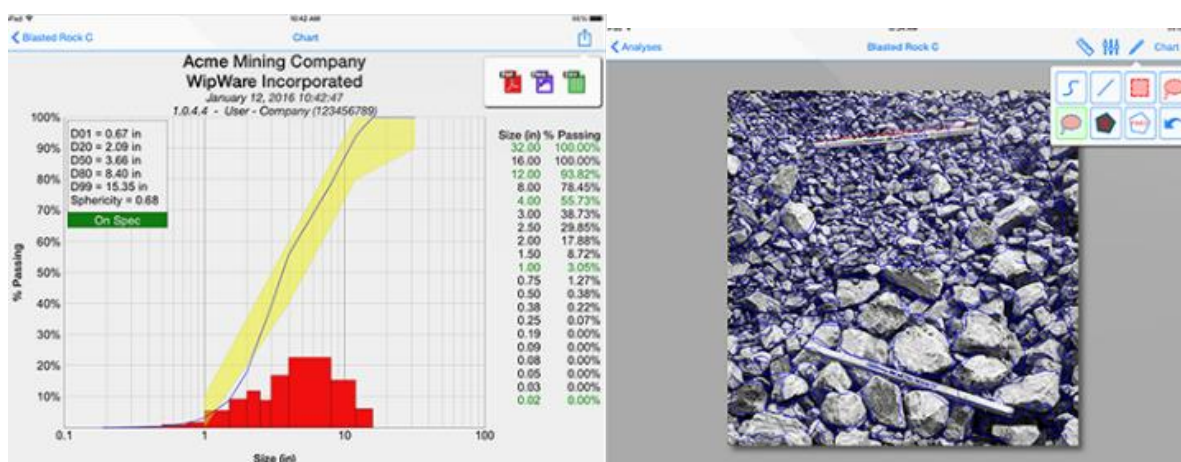


Figura 23 - Curva granulométrica à direita e à esquerda demonstrando processo de tratamento de imagem

Fonte: Site WipFrag, imagens

Ele também possui sistemas de monitoramento de correias transportadoras ou veículos em movimento, proporcionando dados de tamanho de partícula contínua em tempo real para o seu dispositivo portátil.

4.7 GPS

O sistema de posicionamento global, mais conhecido pela sigla GPS (em inglês global positioning system) é um sistema de posicionamento por satélite que fornece a um aparelho receptor móvel a sua posição, assim como informação horária, sob quaisquer condições

atmosféricas, a qualquer momento e em qualquer lugar na Terra, desde que o receptor se encontre no campo de visão de três satélites GPS (quatro ou mais para precisão maior). Encontram-se em funcionamento dois sistemas de posicionamento por satélite: o GPS americano e o GLONASS russo.

O GPS é utilizado na aviação geral e comercial e na navegação marítima, porém, atualmente é utilizado por diversas pessoas, que querem saber sua posição na sua própria cidade, e principalmente para viajar. Com um sistema de navegação por satélite integrando um GPS, é possível encontrar o caminho para um determinado local, saber a velocidade e direção do seu deslocamento. Atualmente, o sistema está sendo muito utilizado em automóveis, com um sistema de mapas.

Existem diversos tipos de GPS, de diversas marcas com soluções "tudo-em-um", como os externos que são ligados por cabo ou ainda por bluetooth, e celulares modernos (Smartphone), que possuem o GPS integrado e acessível através de seus próprios aplicativos.

4.8 SIMULADORES DE DESMONTE – O-PITBLAST

Um simulador de desmonte de rocha a céu aberto por ação de explosivo, que permite a importação de dados do VoD, Inclinômetro, Scanner 3D, VANT e Sismógrafo. Com sua interface intuitiva é possível modelar um desmonte rapidamente e compartilhar com os demais envolvido pelo O-Pitcloud, também gera relatórios e permite a auditoria do carregamento através de aplicativo para iOS.

Dente as diversas aplicabilidades do software, estão: previsão de Fragmentação, previsão de vibração, remodelar geometria do fogo de modo a configurar: malha, inclinação, tampão, subperfuração e temporização. Na figura 24, segue imagem da interface do programa.

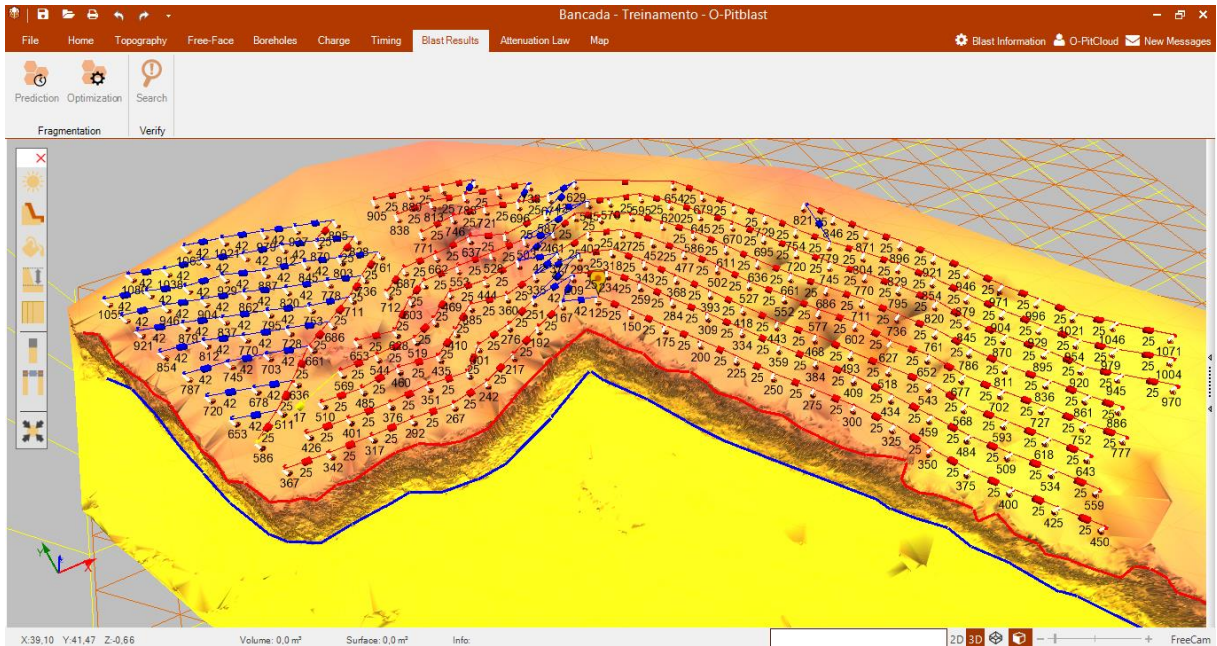


Figura 24 - Imagem da interface do simulador de desmorte, O-Pitblast

Fonte: Autor, via O-Pitblast

5. OTIMIZAÇÃO DE DESMORTE

5.1 COLETA DE DADOS

Nessa fase o maior número de informações sobre o desmorte irá facilitar o trabalho, bem como informações da finalidade do fogo, volume esperado, proximidade de edificações, entre outros fatores.

Um bom começo é coletar dados de desmontes anteriores, caso hajam. Conhecer as condições da rocha e inspecionar a área circunvizinha. Observar os equipamentos disponíveis, sejam de carregamento, perfuração, transporte, britadores, tudo está ligado por uma cadeia produtiva e sua capacidade máxima de produção está limitada a capacidade do equipamento mais improdutivo. Em uma analogia, a resistência a tração de uma corrente de aço é a resistência do elo mais fraco. No processo minerário não é diferente.

O escaneamento da área de trabalho, face livre ou cava, com o scan laser ou VANT é o primeiro dado a se coletar, juntamente com o georreferenciamento junto a um GPS. Realizar a classificação geotécnica pelo método de Lilly. Registros fotográficos também ajudam na realização de um bom planejamento.

5.2 PLANEJAMENTO DO DESMONTE

O primeiro passo do planejamento é a seleção da área do desmonte, figura 25, bem como o volume a ser desmontado. Assim, é possível planejar o desmonte quando a sua geometria (malha, profundidade dos furos, tampão, etc.), nesse ponto já é possível definir a temporização do fogo, figura 26.

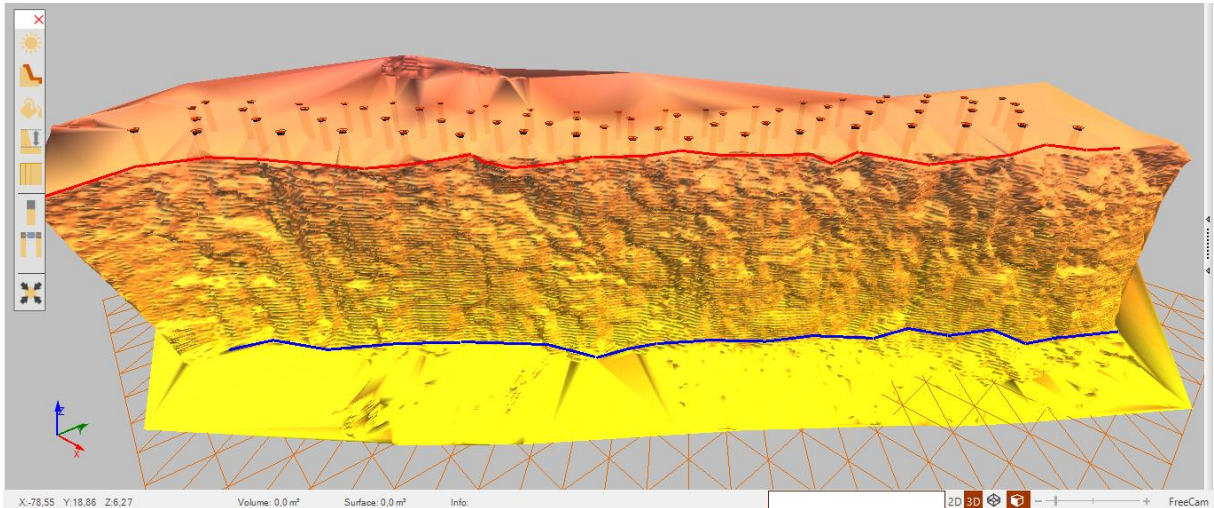


Figura 25 - Área selecionada para o desmonte, com malha definida

Fonte: Autor, via O-Pitblast

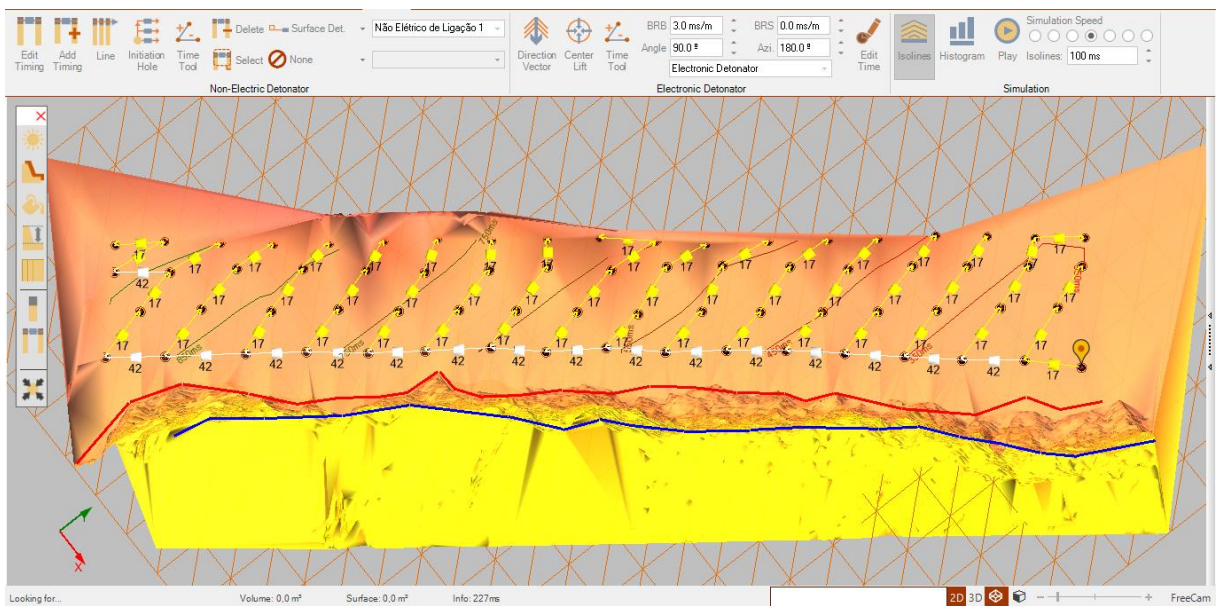


Figura 26 - Temporização da bancada

Fonte: Autor, via O-Pitblast

Agora é preciso estimar um fator de rocha para o maciço, seja pelo valor encontrado no método de Lilly multiplicado por 0,06, ou estimando da seguinte forma: 1 a 3 em rochas brandas, 4 a 8 em rochas médias como um calcário e 9 a 13 em rochas muito competentes como o granito. Com o fator de rocha estimado é possível prever a fragmentação, através de Kuz Han. Segue imagem da função no O-Pitblast, figura 27.

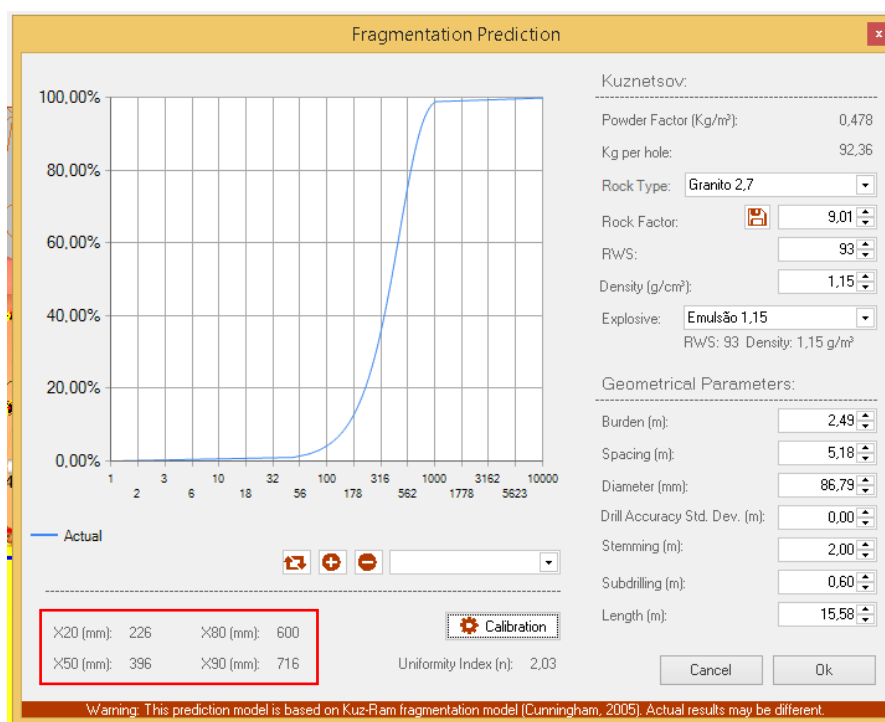


Figura 27 - Previsão de fragmentação

Fonte: Autor, via O-Pitblast

Observa-se na figura 27 os valores de x20, x50, x80 e x90, o que significa que o material é x% passante em determinado valor em milímetros. Deve ser ajustado ao valor desejado, normalmente se espera uma fragmentação de 80% passante o menor tamanho da boca do britador. É importante lembrar que essa é a curva de fragmentação teórica.

5.3 OPERAÇÃO

Passado o planejamento é hora de executar o desmonte conforme o plano de fogo criado, para isso é necessário coletar mais alguns dados para garantir a confiabilidade dos novos parâmetros que serão gerados com o resultado fogo.

Auditoria da geometria da bancada com o uso do inclinômetro para verificar a profundidade perfurada e os de dados coletados pelo equipamento, isso deve acontecer um dia antes do desmonte, para não atrapalhar o carregamento e para ajustar o carregamento caso haja alguma diferença significativa com relação ao planejado. Realizar registro fotográfico da face livre.

Durante o carregamento, com o aplicativo O-Pitblast para iOS registrar o quantitativo, em quilos, de explosivos por furo, bem como o comprimento de cada tampão. Realizar registro fotográfico da bancada carregada e amarrada, da pilha desmontada para posterior análise.

As imagens da pilha desmontada devem conter objetos de dimensões conhecidas, para servir de referência na fotometria. De preferência dois objetos, para uma melhor análise, conforme figura 28.



Figura 28 - Exemplo de registro fotográfico com duas referências

Fonte: Melo, José Jairo, Trabalho de conclusão de curso - UFPE

5.4 TRATAMENTO DE DADOS

Nessa quarta fase, é necessário realizar a análise fotométrica das imagens da pilha. Com o aplicativo WipFrag 3, é possível realizar essa foto-análise em poucos segundos. Gerar a curva granulométrica a partir das foto-análises dos fragmentos de rocha.

Comparar as duas curvas de fragmentação, prevista e real. Desse modo é possível corrigir o fator de rocha para um valor bem próximo ao real, conforme figura 29.

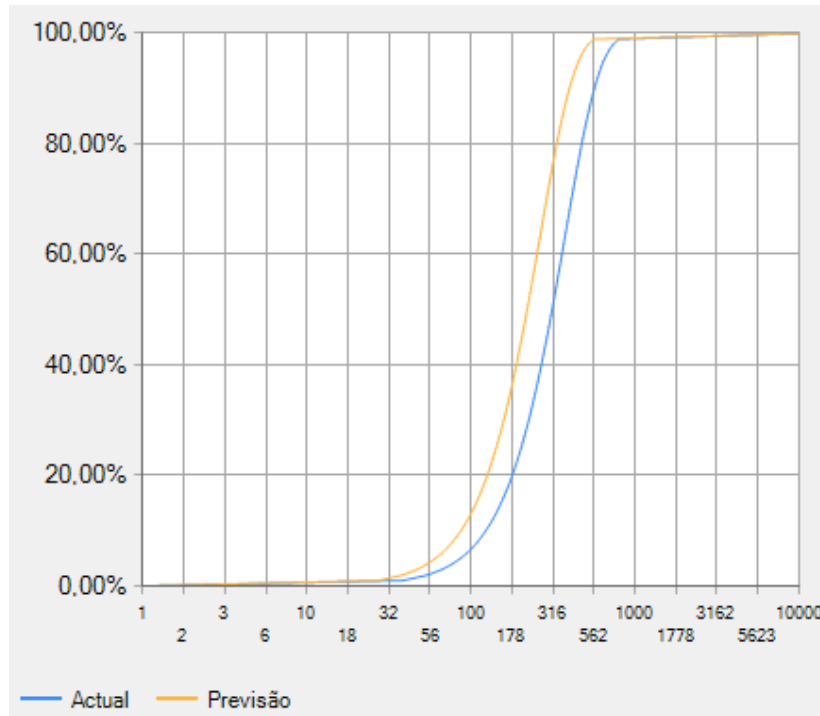


Figura 29 - Comparação das curvas de granulométricas, previsto e realizado

Fonte: Autor, via O-Pitblast

5.5 DEFINIÇÃO DA MALHA

Na fase 5, com o fator de rocha determinado, aumenta-se a malha de perfuração de forma progressiva de modo que, os valores sejam aceitáveis a alimentação do britador primário.

Nessa última etapa, a expansão progressiva da malha, resulta em menores custos em perfuração, explosivos, tempo e conseqüentemente o custo global da operação.

Esse ciclo pode e deve ser repetido até se encontrar o que seria a malha ótima, não necessariamente o desmonte mais barato, e sim, aquele cuja o custo global da mina é menor. Além de poder realizar previsões de forma segura.

6. CONCLUSÕES

A operação de desmonte de rochas é de suma importância para as etapas posteriores da produção mineral, pois o desmonte visa principalmente à liberação e adequação de fragmentos de rocha a frações granulométricas aceitáveis ao restante do sistema, possibilitando (e otimizando) assim as etapas de carregamento, transporte e britagem. Portanto, o acompanhamento dos resultados atingidos pelos desmontes é fundamental para a indústria mineral.

Os softwares de simulação e de fotometria, associados aos dados de escaneamento da bancada e auditoria dos furos, permitem a realização de uma otimização precisa; embora haja pequenos erros e limitações, estas são ferramentas idôneas e confiáveis na busca pela calibração do fator de rocha de um determinado maciço.

O acompanhamento e controle dos parâmetros do desmonte permitem a calibração dos desmontes subsequentes através da aplicação do modelo de otimização apresentado. As sucessivas calibrações possibilitam encontrar o “desmonte ótimo” de cada bancada de uma determinada jazida mais rapidamente que por modo empírico, reduzindo o custo de atividades onerosas, como o desmonte mecânico por rompedor hidráulico, a perfuração e o desmonte propriamente dito (consumo de explosivos e acessórios); ao terem seus custos reduzidos, estes processos proporcionam uma consciente redução nos custos globais da mina.

Naturalmente, o que se espera e normalmente acontece, é que o processo de otimização por si só pague pelas licenças dos softwares necessários a um determinado estudo, proporcionando ganhos quando comparado a estudos sem o uso das tecnologias disponíveis. O autor espera que a metodologia apresentada neste projeto difunda as ferramentas aqui aplicadas e possibilite o aperfeiçoamento profissional daqueles que tenham este estudo em mãos, contribuindo assim com o aperfeiçoamento das práticas (muitas vezes arcaicas) na indústria voltada à extração mineral.

7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- [1] ABNT. 2005. NBR 9653 - Guia para Avaliação dos Efeitos Provocados pelo Uso de Explosivos nas Minerações em Áreas Urbanas - Procedimento. Rio de Janeiro: s.n., 2005.
- [2] Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering*. Wiley: New York.
- [3] Cameron, A. & Hagan, T. Curso Internacional: Tecnologia de desmonte de rochas com explosivos para minas a céu aberto e subterrâneas. Belo Horizonte: IBRAM, 1996. 146p.
- [4] Cunningham, C.V.B. 1983. *The Kuz–Ram model for prediction of fragmentation from blasting*. In R. Holmberg & A Rustan (eds), *Proceedings of First International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, Luleå, 439–454.
- [5] Cunningham, C.V.B. 1987. Fragmentation estimations and the Kuz–Ram model – four years on. In W. Fourney (ed.), *Proceedings of Second International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, Keystone, Colorado, 475–487.
- [6] Hustrulid, W. (1999). *Blasting Principles for Open Pit Mining: General Design Concepts* (Vol. 1). A.A. Balkema.
- [7] International Society of Explosives Engineerz. (2008). *Manual del Especialista en Voladura*. (R. B. Hopler, Ed.) Cleveland, Ohio, Usa.
- [8] Jimeno, C., Jimeno, E. and Carcedo, F. 1995. *Drilling and Blasting of Rocks*. Rotterdam: A. A. Balkema, 1995.
- [9] Konya, C. 1995. *Blast Design*. Montville, OH: Intercontinental Development Corporation, 1995.
- [10] Kuznetsov, V.M. *The mean diameter of the fragments formed by blasting rock*. Soviet Mining Science, 1973. p. 144-148.
- [11] Lilly, P. (October de 1986). *Blastability, An Empirical Method of Assessing Rock Mass*. (T. I. group, Ed.) Large Open Pit Mining Conference, 89 - 92.

- [12] Sanchidrián, J., & E., M. (2000). *Tecnología de Explosivos*. Madrid: Fundación Gomez Pardo
- [13] Melo, Jairo José. *Estimativa da granulometria resultante de desmonte de rocha utilizando o método de Kuz-ram*. 2016. Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação em Engenharia de Minas). Centro de tecnologia e geociência. Universidade Federal de Pernambuco, Pernambuco.
- [14] Morais, Juarez Lopes. *Simulação da fragmentação dos desmontes de rocha por explosivos*. 2004. Tese (Doutorado em engenharia metalúrgica e de minas). Escola de engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Minas Gerais.
- [15] Sanchidrián, J. and Muñiz, E. 2000. *Curso de Tecnología de Explosivos*. Madrid: Fundación Gomez Pardo, 2000.
- [16] Silva, Valdir C. (2008). *Curso de desmonte de rochas por explosivos*. 2015. Treinamento de desmonte de desmonte de rocha por explosivos. AEMIRN. Natal – RN.
- [17] Wyllie, D. C., Mah, C. W., & Hoek, E. (2004). *Rock slope engineering: civil and mining*. London, Spon Press.