



Universidade Federal de Ouro Preto - UFOP
Escola de Minas - EM
Departamento de Engenharia de Minas – DEMIN
Campus Morro do Cruzeiro
Ouro Preto – Minas Gerais - Brasil



MONOGRAFIA DE GRADUAÇÃO
EM ENGENHARIA DE MINAS

**Análise da fragmentação de gnaise no desmonte com explosivos por
métodos analíticos e uso de imagens**

Nicolas Yuri Braga

Ouro Preto
Julho de 2018

Nicolas Yuri Braga

**Análise da fragmentação de gnaiss no desmonte com explosivos por métodos analíticos
e uso de imagens**

Monografia apresentada ao Curso de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto como parte dos requisitos para a obtenção do Grau de Engenheiro de Minas.

Orientadora: Luma Alvarenga Carvalho de Vasconcelos

**Ouro Preto
DEMIN/EM/UFOP
Julho de 2018**

B813a Braga, Nicolas Yuri.
Análise da fragmentação de gnaisse no desmonte com explosivos por métodos analíticos e uso de imagens [manuscrito] / Nicolas Yuri Braga. - 2018.

84f.: il.: color; tabs.

Orientador: Profa. MSc. Luma Alvarenga Carvalho de Vasconcelos.

Monografia (Graduação). Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas.

1. Minas e mineração. 2. Rochas. 3. Explosivos. I. Vasconcelos, Luma Alvarenga Carvalho de. II. Universidade Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU: 622.23



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO
Universidade Federal de Ouro Preto
Escola de Minas - Departamento de Engenharia de Minas

DECLARAÇÃO

Declaramos para os devidos fins, a composição da comissão avaliadora do Trabalho de Conclusão de Curso de Engenharia de Minas intitulado "ANÁLISE DA FRAGMENTAÇÃO DE GNAISSE NO DESMONTE COM EXPLOSIVOS POR MÉTODOS ANALÍTICOS E USO DE IMAGENS", realizado em 12 de julho de 2018, e apresentado pelo aluno Nicolas Yuri Braga.

Ouro Preto, 12 de julho de 2018.

M.Sc. Luma Alvarenga Carvalho de Vasconcelos
Presidente da Comissão Avaliadora e Orientadora

Prof. Dr. Carlos Enrique Arroyo Ortiz
Membro da Comissão Avaliadora

Gabriele Martins Gontijo
Eng^a de Minas Gabriele Martins Gontijo
Membro da Comissão Avaliadora

Prof. MSc. José Fernando Miranda
Professor Responsável pela Disciplina MIN-491 Trabalho de Conclusão de Curso II

DEDICATÓRIA

*Aos meus amados pais, Cláudio e Rosânia,
Que tudo me deram, mesmo quando tudo faltou,
Pois nunca faltou o mais puro amor,
Que vinha direto do coração de Deus
Fazendo escala nos seus corações humanos,*

Justo para mim, que nem sou merecedor.

AGRADECIMENTOS

Agradeço à Deus, meu Senhor e Salvador, por ter me amado mesmo quando não o amei, por ter sido fiel mesmo quando eu não fui e por ter me levantado quando eu caí.

Agradeço à Maria Santíssima, mãe de Deus e minha, pelo colo materno e pela escola de humildade. Rogai por mim, Mãe, para que eu seja digno das promessas do seu Filho.

Agradeço aos meus pais, Cláudio e Rosânia. Lembro-me sempre de tudo o que por mim fizeram, quando o chão não existiu, vocês se deitaram para eu pisar. Quando não existiu ar para respirar, vocês por mim suspiraram. Quando não existiu mais luz, vocês me deram as mãos para caminhar. Quando não tive para onde olhar, me deram sonhos para sonhar. Agradeço imensamente por terem me mostrado o verdadeiro amor e me trazido até aqui com fé, amor e esperança.

Agradeço ao Igor, meu amado Irmão e Amigo, por caminhar comigo e me ensinar a cada dia que o essencial está no simples e na verdadeira amizade.

Agradeço aos meus queridos familiares, avós presentes e falecidos, tios e tias, primos e sobrinhos. Ao meu padrinho Regivaldo, pela amizade e pelo incentivo contínuos, me impulsionando a cada passo que dou. Também ao Klinger, família, amigo e parceiro de viagens, obrigado por me apoiar sempre que preciso.

À Thaís Grossi, companheira e amiga, pela força, presença, carinho, colo, amor e paciência! Obrigado pelo seu carinho e amor nos momentos mais felizes, mas principalmente pelo seu colo e sustento nos difíceis!

Aos meus amigos de longa data, especialmente Igor Rafael, José Carlos, Gabriel Barbosa, Philipe e Pâmella Rosa, mesmo àqueles que o tempo e a distância separaram, porque se hoje sou o que sou e estou onde estou, vocês tiveram parte especial na minha caminhada.

Aos amigos que fiz em Ouro Preto, através do Ministério Universidades Renovadas do GOU Nossa Senhora das Graças, especialmente ao amigo Aureliano Rocha e Tatiana Marins. Com vocês me tornei quem sou hoje, e sua amizade me mostrou onde quero chegar e o que quero construir: o meu lugar é o céu, que começou a ser sonhado e construído ao seu lado!

Aos professores que me instruíram durante o período de graduação e me ensinaram a ser bons profissionais. Especialmente, agradeço às professoras Christianne Nogueira e Milene Sabino,

Agradeço à Luma, pela orientação sempre atenciosa neste trabalho.

À Gabriela Gontijo, pelo apoio com os dados do trabalho.

Aos lares que me acolheram em Ouro Preto: Repúblicas Tabor e Grande Família, pelo aconchego e amigos fiéis que ali encontrei.

Agradeço, enfim, aqueles que contribuíram e estiveram presentes durante a graduação!

RESUMO

Sabe-se que existe uma crescente preocupação das mineradoras em integrar etapas de produção visando operações mais lucrativas e eficientes. Assim, os sistemas de gestão atuais acreditam que é importante que cada etapa de operação de mina seja bem realizada a fim de não causar interferências negativas na etapa subsequente. Um dos fatores importantes dentro da perfuração e desmonte é a análise da fragmentação das rochas desmontadas que é responsável pela energia utilizada na redução de tamanho mais eficiente em todo o processo produtivo.

A fragmentação das rochas no desmonte por explosivos é realizada através da utilização da energia de explosão que fragmenta a rocha de maneira rápida e com grande eficiência. Para que o controle de fragmentação da rocha nos desmontes por explosivos seja realizado é necessário o conhecimento das características do maciço, das propriedades da rocha intacta e do plano de fogo. A união dessas três variáveis pode descrever a fragmentação do material desmontado através de modelos matemáticos, que podem ser comparados com análises por imagens de softwares.

A elaboração dos modelos matemáticos se tornou expressiva em 1983 com a criação do modelo Kuz-Ram, união das teorias de Kuznetsov e Rosin-Rammler. A fim de superar suas limitações, principalmente a dificuldade de previsão dos finos no desmonte, outros modelos baseados no precursor Kuz-Ram foram desenvolvidos, como o modelo KCO, proposto por Ouchterlony e o modelo TCM da JKRCM, desenvolvido através da teoria das zonas de fragmentação ao redor do furo, que é capaz de prever com maior exatidão a fração fina do desmonte.

Diante disso, o presente trabalho tem por objetivo a comparação dos três modelos matemáticos citados e o resultado da análise de imagens através do software WipFrag para o caso de uma pedreira em Divinópolis, MG. Para tal, foram utilizadas planilhas de cálculo em que se inseriram os dados necessários, geraram-se, então, gráficos das curvas granulométricas dos fragmentos do desmonte segundo cada um dos métodos. A interpretação analítica dos modelos e do software foi realizada baseando-se nas quantidades de finos previstas por cada método, uma vez que os finos são realidade na pedreira estudada.

Verificou-se um comportamento semelhante nos três modelos para a previsão de fragmentos maiores que 40 mm, sendo que a função Swebrec do modelo KCO foi capaz de prever fragmentos maiores que 1,0 metros de diâmetro. Além disso, o modelo TCM foi o mais eficaz na previsão dos finos, o que corrobora a eficiência da teoria das zonas de fragmentação da rocha no desmonte por explosivos. O WipFrag não foi capaz de detectar fragmentos menores que 20mm e maiores que 1,0m, além de prever uma distribuição mais fina que os três métodos na faixa de granulometria média.

Palavras chave: Kuz-Ram, Swebrec, fragmentação, explosivos, plano de fogo, mine to mill.

ABSTRACT

It is known that there is a growing concern of the mining companies in integrating stages of production aiming at operations more profitable and efficient. Thus, current management systems believe that it is important that each step of mine operation is well performed in order not to cause negative interference in the subsequent step. One of the important factors within the drilling and blasting is the analysis of the fragmentation of the blasted rocks that is responsible for the more efficient energy used in the reduction of size in the whole productive process.

The fragmentation of rocks in blasting by explosives is accomplished through the use of the explosive energy that fragments the rock quickly and with great efficiency. In order for the control of rock fragmentation in the blasting by explosives to be carried out, it is necessary to know the characteristics of the rock mass, the properties of the intact rock and the blast plan. The union of these three variables can describe the fragmentation of the blasted material through mathematical models, that can be compared with image analysis of some softwares.

The elaboration of the mathematical models became expressive in 1983 with the creation of the Kuz-Ram model, union of the theories of Kuznetsov and Rosin-Rammler. In order to overcome its limitations, especially the difficulty in predicting the fines in blasting, other models based on the Kuz-Ram precursor were developed, such as the KCO model proposed by Ouchterlony and the TCM model of JKRMC, developed through the fragmentation around the hole theory, which is able to predict with greater accuracy the fine fraction of the blasting.

Therefore, the present work has the objective of comparing the three mathematical models cited and the results of the image analysis through the WipFrag software for the case of a quarry in Divinópolis, MG. For this purpose, calculation spreadsheets were used in which the necessary data were inserted, generating graphs of the grain size curves of the blasting fragments according to each of the methods. The analytical interpretation of the models and software was performed based on the amount of fines predicted by each method, since the fines are reality in the quarry studied.

A similar behavior was observed in the three models for the prediction of fragments larger than 40 mm, and the Sweco function of the KCO model was able to predict fragments larger than 1.0 meters in diameter. In addition, the TCM model was the most effective in the prediction of fines, which corroborates the efficiency of the theory of rock fragmentation zones in the dismantling by explosives. WipFrag was not able to detect fragments smaller than 20mm and larger than 1.0m, in addition to predicting a finer distribution than the three methods in the mean grain size range.

Keywords: Kuz-Ram, Swabrec, fragmentation, explosives, blast plan, mine to mill.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - a) Fragmentação ótima e Custos (b) Graus de fragmentação e impactos ambientais. Fonte: Bhandari (1997).....	18
Figura 2 - Transição da rocha intacta para um maciço rochoso fraturado com o aumento gradativo da escala de observação. Fonte: Duncan (2004).	19
Figura 3 - Estruturas presentes num maciço rochoso. Fonte: Barreto (2015).....	20
Figura 4 - Exemplos de ocorrência dos tipos de ruptura. Fonte: Goodman (1989)	22
Figura 5 - Variação da densidade de fundo em relação ao comprimento da coluna de emulsão. Fonte: Resende (2011).....	26
Figura 6 - Dinamites encartuchadas. Fonte: Alonso (2013).....	28
Figura 7 - Hidro gel. Fonte: Alonso (2013).....	29
Figura 8 - Tipos de ANFO e Emulsão. Fonte: Alonso (2013)	31
Figura 9 - Iniciadores elétricos instantâneo e com retardo. Fonte: Alonso (2013)	32
Figura 10 - Detonador eletrônico. Fonte: Alonso (2013)	32
Figura 11 - Detonador não elétrico. Fonte: Alonso (2013)	32
Figura 12 - Detonador Ordinário. Fonte: Alonso (2013).....	33
Figura 13 - Estrutura de um cordel de detonação. Fonte: Bhandari (1997)	33
Figura 14 - Boosters em diversos tamanhos. Fonte: Alonso (2013)	34
Figura 15 - Parâmetros geométricos numa bancada com duas linhas de furo. Fonte: adaptado de Bhandari (1997)	34
Figura 16 - Parâmetros geométricos numa bancada com duas linhas de furo. Fonte: adaptado de Bhandari (1997)	36
Figura 17 - A fase de expansão gasosa. Fonte: Zhu (2007).	39
Figura 18 - Configurações de relação entre o mergulho das estratificações e a face do talude. a) Estratos mergulhando a favor da face: pode ocorrer overbreaks na crista do banco; (b) Estratos mergulhando contra a face: ocorrência de repés no pé do banco; (c) Estratos perpendiculares à face: diferença de dureza entre os estratos pode gerar face irregular; (d) Estratos paralelos à face do talude: fragmentação homogênea, projeção do material fragmentado. Fonte: adaptado de Alonso (2013).	42
Figura 19 - Padrões de fratura para diferentes razões de carregamento. $P_0=100\text{MPa}$, $\beta/x=1,5$: (a) $20\text{MPa}/\mu\text{s}$, (b) $10\text{MPa}/\mu\text{s}$ e (c) $1,0\text{MPa}/\mu\text{s}$. Fonte: Ma e An (2008)	43
Figura 20 - Pressão no furo (MPa) em função do tempo (μs). Fonte Ma e An (2008)	43

Figura 21 - Reflexão das ondas de choque na face livre. Fonte: Zhu (2007).....	44
Figura 22 - Modelo de bloco usado na simulação. Fonte: Ma e An (2008)	45
Figura 23 - Processo de propagação de fraturas num modelo de uma face livre. Fonte: Ma e An (2008).....	45
Figura 24 - Padrões de fratura observados num granito com diferentes afastamentos. Fonte: Bergman e Riggle (1973)	47
Figura 25 - Perfuração inclinada versus vertical. Fonte: Alonso (2013).....	48
Figura 26 – Formação da zona de geração de fragmentos grossos num desmonte, causado pelo efeito do tamponamento. Fonte: Kanchibotla et al. (1999)	55
Figura 27 - Configuração do plano de fogo e da sequência de detonação. B=afastamento=2,3m; S=espaçamento=5,2m; D=diâmetro do furo=0,075m. Fonte: Própria.	58
Figura 28 - Representação do banco e dos furos. Fonte: Própria (Layout desenvolvido no programa O-PitBlast).....	58
Figura 29 - Emulsão encartuchada utilizados no desmonte em caso de trincas no banco e cordéis detonantes.....	59
Figura 30 - Frente de lavra e pilha desmontada. Fonte: Própria.....	59
Figura 31 - Amostra submetida ao Ensaio de Compressão Pontual. Fonte: Própria.....	60
Figura 32 - Planilha utilizada para cálculos do modelo KCO (2005). Fonte: Própria.	61
Figura 33 - Planilha utilizada para cálculos do modelo Kuz-Ram (1987). Fonte: Própria.	62
Figura 34 - Planilha utilizada para cálculos do modelo TCM (1999). Fonte: Própria.	62
Figura 35 - Planilha de cálculo dos parâmetros do modelo Kuz-Ram. Fonte: Própria.	64
Figura 36 - Distribuição dos fragmentos do desmonte pelo método de Kuz-Ram. Fonte: Própria.	66
Figura 37 - Simulação da influência da orientação das discontinuidades na previsão do modelo Kuz-Ram. Fonte: Própria.....	67
Figura 38 - Planilha de cálculo dos parâmetros do modelo KCO. Fonte: Própria.	67
Figura 39 - Distribuição dos fragmentos do desmonte pelo modelo KCO. Fonte: Própria.	69
Figura 40 - Distribuição dos fragmentos variando-se o JPS em 10 e 40. Fonte: Própria.....	70
Figura 41 - Planilha de cálculo dos parâmetros do modelo TCM. Fonte: Própria.....	71
Figura 42 - Curva granulométrica dos finos do desmonte (menores que 20mm). Fonte: Própria.	72
Figura 43 - Distribuição dos fragmentos do desmonte pelo modelo TCM. Fonte: Própria.	74
Figura 44 – Imagem analisada e imagem em análise pelo software WipFrag. Fonte: Própria.	74

Figura 45 – Resultados da análise de imagem pelo WipFrag; Distribuição e frequência dos fragmentos. Fonte: Própria.	75
Figura 46 - Comparação das curvas dos três modelos e a análise de imagem. Fonte: Própria.	77
Figura 47 – Frequências para fragmentos menores que 10cm previstas pelos modelos e medidas pelo WipFrag. Fonte: própria.	78

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Classificação dos maciços rochosos através do RQD. Fonte: Barreto (2015).	21
Tabela 2 - Densidades típicas de alguns explosivos comerciais. Fonte: Resende (2011)	26
Tabela 3 - Parâmetros do índice de blastabilidade de Lilly (1986). Fonte: Morais (2004)	40
Tabela 4 - Parâmetros do Fator de Rocha de Cunningham (1987). Fonte: Morais (2004)	41
Tabela 5 - Parâmetros de entrada dos modelos Kuz-Ram, KCO e TCM. Fonte: Própria.	57
Tabela 6 - Plano de fogo avaliado. Fonte: Própria.	57
Tabela 7 - Propriedades do explosivo. Fonte: adaptado de http://www.oricaminingservices.com/br/pt	58
Tabela 8 - Série de peneiras utilizadas no peneiramento. A série em amarelo foi realizada a úmido e a laranja, a seco. Fonte: Própria.	60
Tabela 9 - Resultado dos ensaios de compressão pontual. Fonte: Própria	61
Tabela 10 - Tabela auxiliar para cálculo do Fator de Rocha. Fonte: Própria.	63
Tabela 11 - Distribuição dos tamanhos dos fragmentos através do modelo de Kuz-Ram e parâmetros de cálculo.	65
Tabela 12 - Distribuições dos tamanhos de partícula para o modelo KCO e parâmetros de cálculo. Fonte: Própria.	68
Tabela 13 - Parâmetros próprios do modelo TCM. Fonte: Própria.	70
Tabela 14 – Frequência dos diâmetros do desmonte e parâmetros de cálculo do modelo TCM. Fonte: Própria.	72
Tabela 15 - Comparação entre a frequência dos fragmentos para cada um dos 3 métodos. Fonte: Própria.	76

SUMÁRIO

1 – INTRODUÇÃO.....	13
2 – OBJETIVO E JUSTIFICATIVA	15
3 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	16
3.1 Mine to mill (M2M).....	16
3.2 Mecânica das Rochas	18
3.3 Explosivos.....	24
3.4 Fragmentação.....	38
3.4.1 Influência das rochas	41
3.4.2 Influência dos explosivos	42
3.4.3 Influência da face livre.....	44
3.4.4 Influência das descontinuidades.....	45
3.4.5 Influência da geometria do plano de fogo.....	46
3.5 Os modelos de fragmentação	48
3.5.1 O modelo Kuz-Ram (1983).....	49
3.5.2 O Modelo JKMRC – TCM (1999).....	50
3.5.3 O Modelo KCO (Kuznetsov-Cunningham-Ouchterlony, 2005).....	53
3.5.4 Medição da fragmentação real e análises de imagem	54
4 - METODOLOGIA	56
4.1 Escolha dos modelos de fragmentação	56
4.2 Ensaios	59
4.5 Desenvolvimento das planilhas de cálculo	61
5 RESULTADOS E DISCUSSÕES.....	63
5.1 Modelo de Kuz-Ram.....	63
5.2 Modelo de KCO.....	67
5.3 Modelo TCM	70
5.5 Comparação geral	75
6 – CONCLUSÃO.....	78
6.1 Sugestões de Trabalhos Futuros.....	79
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	80

1 – INTRODUÇÃO

A fragmentação da rocha na operação de desmonte de uma mineração é parâmetro de suma importância na otimização do processo como um todo, visando lucratividade e eficiência.

A rocha se fragmenta ao ser solicitada pela energia de detonação do explosivo e a distribuição do tamanho do material resultante é influenciada pelas propriedades geomecânicas, pelo plano de fogo e pelas propriedades dos explosivos. As características dos explosivos determinarão a quantidade e taxa de liberação de energia, bem como a sua interação com a rocha. Ademais, a distribuição espacial dos furos determinará a eficiência da energia utilizada e a sua capacidade de gerar fragmentação.

A rocha é um material frátil que possui baixa resistência à tração. No processo de fragmentação da rocha por explosivos a pressão de detonação nas paredes do furo é responsável por comprimir a rocha ao redor do furo, gerando redistribuições internas de tensão e o esmagamento da rocha num raio “r”. A zona gerada ao redor do furo que sofre compressão é pulverizada, por isso recebe o nome de zona de pulverização (*crushing zone*). As ondas de choque geradas pela liberação abrupta de energia de detonação são responsáveis por grande parte da fragmentação da rocha, pelo mecanismo de ruptura por tração quando as ondas de choque são refletidas em faces livres ou em descontinuidades do maciço, gerando a fragmentação por *spalling*. A segunda fase da explosão é a expansão gasosa, onde os gases gerados exercem pressão nas trincas e fraturas pré-existentes ou geradas na compressão da rocha, abrindo-as e gerando uma zona de fratura radial, chamada zona de fraturamento (*cracking zone*). Sabendo que os parâmetros controláveis num desmonte são os relacionados aos explosivos, é possível criar modelos matemáticos que prevejam como ocorrerá a fragmentação do maciço.

Ao longo dos anos, estudos foram desenvolvidos e avanços tecnológicos importantes nos últimos 70 anos possibilitaram o desenvolvimento de métodos de controle da fragmentação no desmonte por modelos empíricos através da previsão da curva granulométrica do material desmontado, modelos matemáticos e análises de imagens através de softwares. Cunningham (1983) desenvolveu o modelo de Kuz-Ram, largamente utilizado pela fácil formulação e aplicação prática, apesar de suas limitações. Outros modelos, como o KCO (Ouchterlony, 2005), apresentam novas formulações visando aprimorar o modelo Kuz-Ram. Numa tentativa de melhorar a previsão de finos, os modelos TCM (Djordjevic, 1999) e CZM (Kanchibotla et al. 1999) propõem a teoria das zonas de fragmentação, levando em conta a ação do explosivo que gera diferentes tipos de ruptura, sendo mais apropriados para o caso de rochas brandas que geram grande quantidade de finos.

Como alternativa de controle da fragmentação da pilha desmontada, alguns softwares de análise de imagens são amplamente utilizados, devido à sua praticidade e rapidez de análise. Uma boa análise pode retornar resultados próximos aos reais, com erros baixos e aceitáveis. A comparação entre os modelos de previsão e das análises de imagem são uma alternativa de verificar qual modelo se aproxima mais da realidade da mina estudada.

O engenheiro de desmonte deve conhecer o maciço, as características da rocha e recolher informações em cada localidade do maciço a ser desmontado, devido à sua

heterogeneidade no espaço que leva à mudança de comportamento no desmonte. Algumas informações são de difícil obtenção, o que pode levar à simplificação dos modelos criados.

Neste trabalho foram desenvolvidas planilhas para simular os modelos Kuz-Ram, KCO e TCM para um desmonte de uma pedreira em Divinópolis (MG), comparando os resultados também com a análise por imagens através do software WipFrag e realizando uma interpretação analítica das principais diferenças e variações observadas.

2 – OBJETIVO E JUSTIFICATIVA

A realização do presente trabalho se justifica pela necessidade e interesse cada vez maiores por partes das mineradoras de que as operações de mina sejam executadas com maior eficiência e lucratividade.

Assim, os sistemas de gestão atuais acreditam que é importante que cada etapa de operação de mina seja bem realizada a fim de não causar interferências negativas na etapa subsequente, como introduz o *Mine to Mill*. Um dos fatores importantes dentro da perfuração e desmonte é a análise da fragmentação das rochas desmontadas que é responsável pela energia utilizada na redução de tamanho mais eficiente em todo o processo produtivo.

Diante disso, como objetivos gerais do trabalho citam-se a revisão e entendimento aprofundado do processo de fragmentação da rocha durante um desmonte por explosivos e a análise de um caso real de detonação, segundo os modelos matemáticos de previsão da curva granulométrica do material desmontado mais utilizados na atualidade.

Os objetivos específicos podem ser divididos em dois conjuntos básicos. Primeiramente deseja-se:

- Entender a importância da fragmentação para o processo produtivo das minas;
- Aprofundar nos mecanismos de ruptura da rocha durante a detonação;
- Conhecer o funcionamento básico dos explosivos e da detonação;
- Conhecer os fatores limitantes e influência das inúmeras variáveis envolvidas no resultado da detonação.
- Identificar os principais modelos matemáticos de previsão e análise de fragmentação utilizados atualmente.

E, finalmente:

- Realizar a análise de fragmentação de um desmonte em uma pedreira;
- Realizar a análise da fragmentação segundo os modelos escolhidos;
- Comparar os resultados reais com os resultados das simulações dos modelos, validando o mais adequado ao caso da pedreira estudada.

3 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

No presente capítulo apresenta-se uma revisão do modelo de gestão *Mine to mill*, dos conceitos básicos envolvendo a mecânica de rochas e por fim os principais conteúdos envolvendo a fragmentação da rocha com o uso de explosivos (processo, modelos e fatores influentes).

3.1 Mine to mill (M2M)

Mine to Mill é a expressão, sinônima de *Pit to Port* e *Resource to Market*, que designa a relação entre planejamento, lavra, cominuição, concentração e metalurgia como processos intimamente ligados e interdependentes. McCaffery (2012) apud Mckee (2013, p.10) define o termo como:

(...) *Mine to Mill* é realmente um código para fazer o esforço e colocar os processos em prática para registrar, num formato acessível, a compreensão do corpo de minério, como mudanças no corpo de minério e na prática das operações dirigem a produtividade e a produção, e entendendo os parâmetros de operação na mina e na usina que podem ser manipulados para otimizar a produtividade e os custos de operação. Isso é o que as pessoas na mina e no processamento em campo devem fazer como parte normal do seu dia a dia. (...)

Adel et al. (2006) apud Mckee (2013, p.10) define mais especificamente:

(...) *Mine to Mill* (otimização) é uma abordagem holística das operações de operação e processamento da mina. Isso implica em minimizar o consumo de energia dos processos de redução de tamanho de partícula (...).

Enfim, Scott et al. (2002) apud Mckee (2013, p. 10) definem: "*Mine to Mill* são melhorias que envolvem otimização da cadeia dos processos de quebra da rocha in situ na mina até os produtos dos concentradores" (Scott et al., 2002, p. 1).

As três definições abordam o *Mine to Mill* como um modelo holístico de gestão das atividades da mina que leva em conta todo o processo produtivo, abordando todas as etapas e operações unitárias, incluindo o conhecimento geológico aprofundado do minério e estéril, passando pela perfuração, desmonte, carregamento, transporte, até as etapas de cominuição e concentração da usina, para otimização de custos, melhorias nos processos, aumento de produtividade e melhoria na segurança e ergonomia das operações. Segundo Mckee (2013), ganhos de 10 a 20% em produtividade são possíveis com considerável redução de custos. Assim a preocupação em integrar etapas de produção possibilita a economia de energia e tempo nas etapas subsequentes. Cada etapa tem um impacto direto nas operações seguintes.

A introdução da expressão no dia a dia das minas foi motivação para estudos de otimização ao longo dos anos, principalmente após 1970, com o avanço das ferramentas computacionais de simulação, que possibilitaram o estudo integrado das atividades minerárias e metalúrgicas. Em 1969, a conferência APCOM (1969) apresentou inúmeros estudos em forma de livro pela *Society for Mining*, chamado "*A Decade of Digital Computing in the Mineral Industry*", que foi o início dos avanços na área. Em 1977, o Centro de Pesquisa

Julius Kruttschnitt (JKMRC) da Universidade de Queensland, na Austrália, avançou no entendimento das detonações e da fragmentação. Outros estudos como os de Kai Nielsen (1984), puderam relacionar lavra e beneficiamento. Em 1983, Claude Cunningham publica um artigo com um modelo matemático que relaciona a fragmentação com características da rocha, dos explosivos e do plano de fogo. Este modelo foi largamente difundido e aprimorado ao longo do tempo, inclusive por estudos do JKMRC (1999). Atualmente, a função de Swebrec, de Ouchterlony (2005) ganha espaço, ao refutar o modelo de Kuz-Ram (1983) de Cunningham.

Avaliando isoladamente os custos das etapas de operação de uma mineração tem-se que geralmente os preços de carregamento e transporte de minérios podem corresponder a mais da metade do custo operacional de minas a céu aberto (Asi e Oraee, 2006) e a cominuição é a etapa mais cara em todo o processo de produção. Logo, a otimização nestas etapas pode gerar consideráveis economias no custo total de lavra e beneficiamento, principalmente pela correta fragmentação do material desmontado. O desmonte por explosivos é uma etapa relativamente barata na lavra e tem grande capacidade de influência nos custos das etapas seguintes de cominuição.

O desmonte por explosivos é particularmente barato devido ao tipo de energia utilizada, sendo mais eficiente que o desmonte por equipamentos movidos a óleo combustível ou elétricos. Hustrulid (2013) avaliou em seu trabalho o custo de perfuração e desmonte na mina de Simikameen, no Canadá, em C\$0,20/t (dólares canadenses por tonelada) em 1986, o que representava 22% do custo de lavra e 4,1% do custo de produção. Já a mina de Huckleberry em 2004 apresentou custo de C\$0,164/t para a perfuração e desmonte: 15% do custo de lavra e 3,4% do custo de lavra e beneficiamento. Nessas duas minas, os custos de carregamento e transporte foram 38% do custo de lavra e os custos de cominuição foram de 42% e 50% do custo de produção do minério, respectivamente. Uma vez que os custos para cominuição do produto detonado são perto da metade dos custos de produção total do minério (especialmente a moagem), um plano de fogo e estudo do maciço e da fragmentação bem feitos podem diminuir consideravelmente os custos de produção do minério.

Portanto, as etapas de perfuração e desmonte, em especial a fragmentação, são importantes no desenvolvimento do *Mine to Mill*, já que é responsável pela energia utilizada na redução de tamanho mais eficiente em todo o processo produtivo. O sucesso dessas etapas é determinante na cadeia produtiva da mina, já que possui a capacidade de influenciar os custos das etapas procedentes.

MacKenzie (1966) apud Johnson (2014) define Fragmentação Ótima como a detonação que gera o grau de fragmentação necessário para obter o menor custo unitário nas operações de perfuração, carregamento, transporte e cominuição combinadas. Este conceito é especialmente importante, uma vez que, como mencionado os custos nas operações unitárias posteriores à detonação, como a moagem, dependem do grau de fragmentação obtido após a explosão. Na prática, deseja-se fragmentar a rocha tanto quanto possível para facilitar a liberação do mineral minério ou para se obter o produto pretendido, de forma que não sejam gerados finos além do que é desejável na planta de beneficiamento, evitando também fragmentação insuficiente que gere matacos, blocos que necessitem da operação de desmonte secundário, ou blocos maiores que o ideal para o britador e moinho. Operações evitáveis

geram custos que são também evitáveis, uma vez que o desmorte por explosivos pode diminuir consideravelmente a energia utilizada nas etapas de cominuição subsequentes.

Segundo Bhandari (1997), a energia dos explosivos é muito mais eficiente que a elétrica, bem como os impactos ambientais também são minimizados na faixa de fragmentação ótima (Figura 1). Para que se obtenha a fragmentação desejada no desmorte, deve-se, portanto, controlar o início e o processo de propagação dinâmica das fraturas.

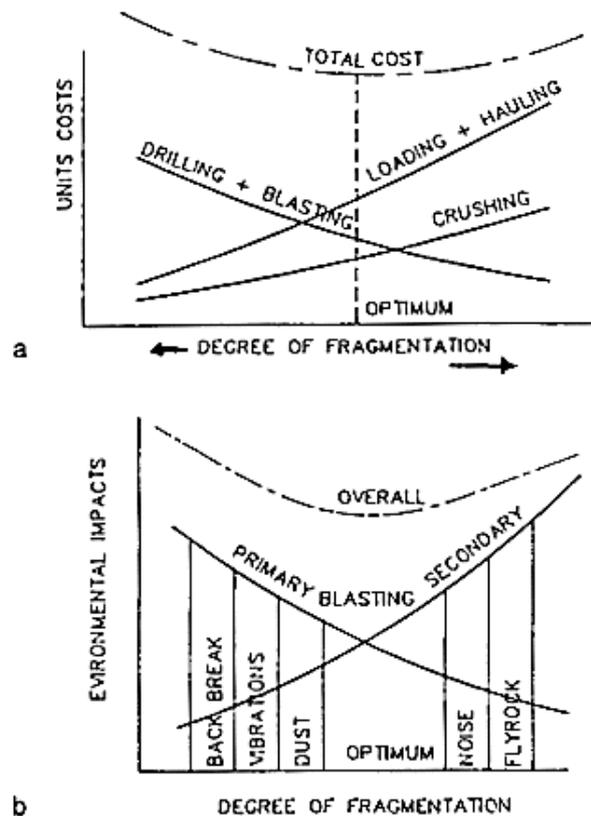


Figura 1 - a) Fragmentação ótima e Custos (b) Graus de fragmentação e impactos ambientais. Fonte: Bhandari (1997)

3.2 Mecânica das Rochas

Grotzinger (2013) define rocha como um agregado sólido de minerais que ocorre naturalmente. Algumas delas podem conter apenas um tipo de mineral, como alguns mármores, entretanto as rochas multiminerálicas são mais comuns. Muitos são os motivos que levam ao interesse nestes materiais pois são a base das construções, a matéria prima para a maior parte dos bens produzidos em todos os setores da indústria e são a origem das riquezas almejadas pelo homem (como o ouro e o diamante). Motivações para se estudar as rochas sempre existirão, portanto. A mineração é a atividade de extração das rochas e seu processamento. Logo, a caracterização da rocha é de vital importância para os engenheiros de minas nas diversas fases da mineração, incluindo a perfuração e o desmorte.

As rochas podem ser classificadas, quanto à sua formação, como ígneas, intrusivas ou extrusivas; sedimentares, as que sofrem o processo de litificação, após acúmulo de sedimentos

de rochas intemperizadas; e metamórficas, que sofrem mudanças na sua estrutura através da ação da tensão e temperatura (Grotzinger, 2013).

Como agregados de minerais que as compõem, as rochas trazem também as características próprias destes. Estes agregados podem estar organizados de diferentes formas, de acordo com as condições de formação dos cristais e sua composição química, o que será determinante nas suas características. Sendo assim, as rochas são o resultado de uma série de processos físicos e químicos que geram um material com inúmeros defeitos em diferentes escalas: na estrutura molecular podem existir elementos diferentes dos da cadeia atômica, como a substituição ou superposição de ferro e manganês num cristal; na estrutura cristalina, com regiões onde o cristal não se forma como cadeia contínua, formando planos com diferentes ligações químicas e maclas; na estrutura entre cristais formados separadamente, de mesma mineralogia ou não; micro fissuras e micro fraturas; porosidade e água intersticial; planos de intercessão entre camadas de rochas ou zonas de mineralização; direções preferenciais de cristalização; até grandes fraturas ao longo da rocha. Todos estes fatores, entre outros, dão à cada rocha características próprias e que variam localmente ao longo de um mesmo maciço.

Devido a estes defeitos intrínsecos à estrutura da rocha, as análises do material rochoso dependem do grau destes defeitos nas diferentes escalas de observação, como mostra a Figura 2. A influência da escala nas características do material rochoso é denominada Efeito de Escala, conceito que depende dos conceitos de rocha intacta, descontinuidades e maciço rochoso.

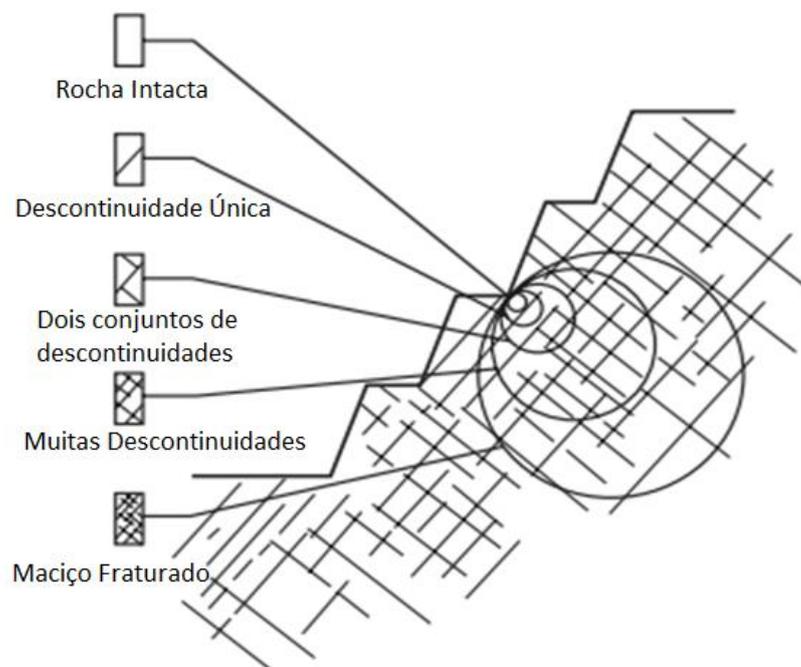


Figura 2 - Transição da rocha intacta para um maciço rochoso fraturado com o aumento gradativo da escala de observação. Fonte: Duncan (2004).

Um maciço rochoso é, segundo Brady e Brown (2013), um pacote *in situ* contendo planos de acamamento, falhas, juntas, e os blocos de rocha intacta, delimitados por tais descontinuidades em diferentes direções.

Segundo Priest (1993) e Duncan (2004) as discontinuidades são planos de acamamento, juntas ou falhas. Estas, por sua vez, são estruturas aproximadamente planares que possuem atitude, ou seja, direção (orientação da reta horizontal) e mergulho (inclinação da reta de máximo declive deste plano). Descontinuidades com atitudes muito próximas formam um padrão, com espaçamentos (distância entre os planos) aproximadamente constantes e, neste caso, dá-se o nome para este conjunto de família de discontinuidades. Um maciço rochoso pode apresentar inúmeras famílias de discontinuidades, que têm sua gênese ligada às características cristalinas da rocha e as tensões aplicadas ao longo do tempo geológico (Brady e Brown, 2013). A Figura 3 mostra as principais estruturas encontradas num maciço rochoso.

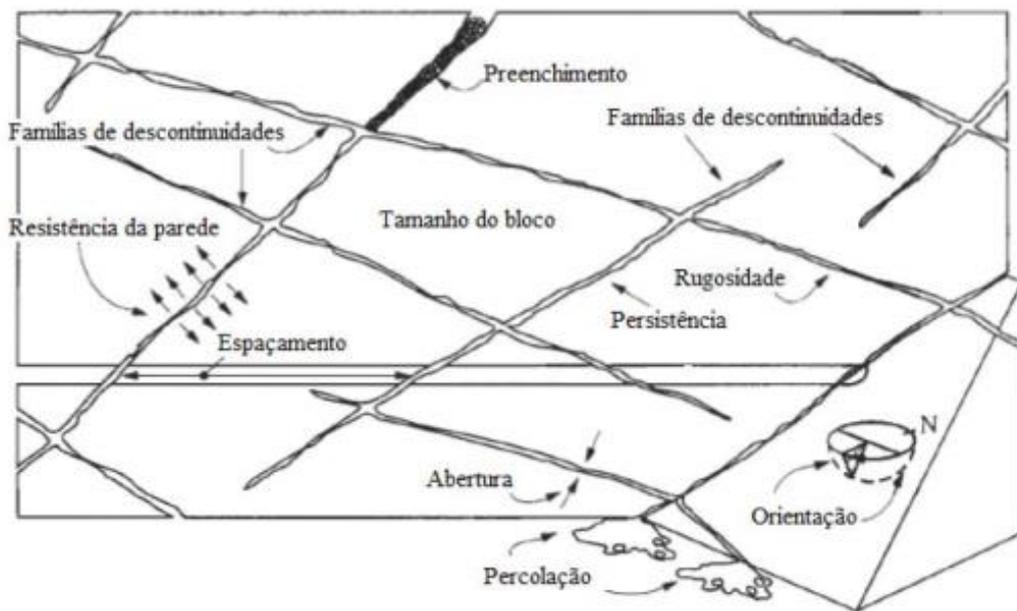


Figura 3 - Estruturas presentes num maciço rochoso. Fonte: Barreto (2015)

O índice de qualidade da rocha, ou RQD, é um indicativo de qualidade do maciço, que leva em conta a frequência de descontinuidades num dado testemunho de sondagem. Proposto por Deere et al. (1967), é calculado segundo a Equação 3.1.

$$RQD = \frac{\sum \text{porções de rocha intacta maiores que } 10 \text{ cm}}{\text{comprimento total do testemunho}} \times 100 \quad (1)$$

Na ausência de testemunhos de sondagem, é possível estimar o RQD pela fórmula de Palmström (1982):

$$RQD = 115 - 3.3J_v \quad (2)$$

Onde J_v é a quantidade de juntas num dado volume de rocha. A classificação da rocha pelo RQD é dada pela Tabela 1.

Tabela 1 - Classificação dos maciços rochosos através do RQD. Fonte: Barreto (2015).

RQD (%)	Qualidade da rocha
<25	Muito ruim
25 a 50	Ruim
50 a 75	Razoável
75 a 90	Bom
90 a 100	Excelente

Fourmaintraux (1976) propôs um indicador para a qualidade da rocha intacta, o IQ (Índice de Qualidade), que mede o grau de fissuramento em pequena escala. Ele leva em consideração as microfissuras e a porosidade da rocha e é determinado pelo ensaio de propagação de onda.

Muitos dos Sistemas de Classificação Geomecânica, como o RSR, o RMR, o Q-System, o GSI e o RMi se propõem a quantificar a qualidade do maciço rochoso para uso prático na engenharia.

A rocha intacta é definida por Brady e Brown (2013) d como a porção de rocha contida entre descontinuidades, que podem ser juntas, falhas ou fraturas capilares. Isto posto, a rocha intacta, delimitada em um maciço pelas descontinuidades, possui algumas características importantes que influenciarão diretamente no desmonte de rochas. São algumas destas propriedades (Goodman, 1989):

A porosidade é a fração de volume de vazios (poros) no volume total da rocha.

$$n = \frac{V_p}{V} \quad (1)$$

A densidade é a massa de rocha por unidade de volume total, expressa por:

$$d = \frac{m}{V} \quad (2)$$

O peso específico é expresso pelo peso de rocha por unidade de volume. Pode ser expressado também em função do peso das partículas sólidas (γ_s) ou em função do volume total (γ).

$$\gamma_s = \frac{P_s}{V_s} \quad (3)$$

$$\gamma = \frac{P_s}{V} \quad (4)$$

Ainda, dentro da mecânica das rochas é importante compreender os conceitos relacionados a resistência desses materiais. A rocha *in situ* experimenta constantemente um

estado de tensão que pode levá-la à ruptura, caso as tensões aplicadas superem a resistência da rocha.

O estado de tensões varia de acordo com a profundidade, com o tectonismo no local ou com intervenções humanas, como construções e escavações. Goodman (1989) cita quatro formas com que a rocha poderá sofrer ruptura: por flexão, cisalhamento, tração e compressão, demonstrados na Figura 4.

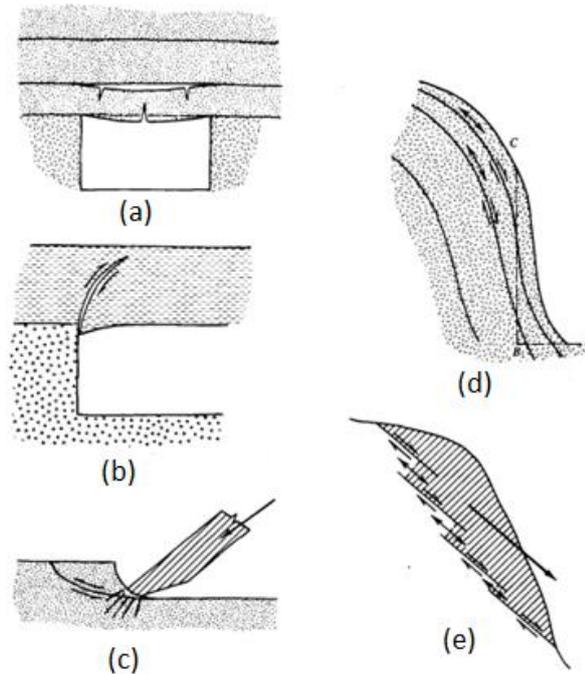


Figura 4 - Exemplos de ocorrência dos tipos de ruptura. Fonte: Goodman (1989)

A flexão ocorre quando a rocha se dobra por algum motivo, desenvolvendo fraturas por tração. Este tipo de fratura tende a ocorrer em camadas de tetos de minas subterrâneas, quando se separam da rocha acima e, pela ação gravitacional sobre seu próprio peso, ela se flexiona e rompe. A fratura começa se desenvolvendo nas zonas de tração, do lado inferior do centro da camada, e se propagam para cima (Figura 4.a). Pode ocorrer em taludes por tombamento flexural.

A ruptura por cisalhamento se refere a uma superfície onde as tensões cisalhantes se tornam críticas, normalmente em planos de fraqueza (com menor resistência), a rocha perde coesão e a ruptura ocorre, gerando um movimento relativo entre os blocos acima e abaixo da superfície de ruptura. Pode ocorrer em taludes com material fracos ou alterados (Figura 4.b, c e d).

A tração pode ocorrer em camadas de rochas acamadas apoiadas numa superfície inclinada (como granitos bandados). A base do talude possui camadas mais inclinadas do que o ângulo de atrito entre as camadas, gerando um esforço de tração nas camadas apoiadas devido ao seu próprio peso (Figura 4.d). Ocorre também em taludes onde existem descontinuidades não conectadas (Figura 4.e). Superfícies de ruptura por tração costumam ser mais rugosas e sem fragmentos superficiais. A ruptura por tração também pode ocorrer em superfícies de um furo de sondagem, de detonação ou num túnel, devido à pressão interna de água ou gás, e ainda devido às ondas de choque refletidas.

Finalmente, a ruptura por compressão (ou esmagamento) ocorre quando um volume de rocha sofre uma carga muito alta ou sofre um golpe muito forte. Ao examinar o processo de ruptura compressiva, verifica-se uma sequência complexa de fases que começam com a formação de pequenas fraturas de tensão que crescem e interagem com os mecanismos de flexão e cisalhamento. Quando não há espaço para movimentação, as partículas começam a sofrer cominuição, o que ocorre na rocha que sofre pressão dos bits durante a perfuração ou em pilares de minas subterrâneas, até perderem resistência e romper por cisalhamento.

A rocha é considerada um material rúptil, que possui grande resistência à compressão e baixa resistência à tração, diferentemente de materiais metálicos, altamente resistentes à tração. O conhecimento da resistência do maciço é crucial para a determinação dos parâmetros do plano de fogo e do explosivo no desmonte, uma vez que a fragmentação depende da energia aplicada que gerará a tensão necessária para quebrar o material. A resistência à tração da rocha é um parâmetro que deve ser estudado pelo engenheiro de desmonte, uma vez que a ruptura por tração é um importante mecanismo para a qualidade da fragmentação, como será detalhado nos capítulos seguintes.

Hino (1959) apud Morais (2004) propôs uma relação entre os limites máximo e mínimo da resistência da rocha, aceitos nesse caso como as resistências à compressão e à tração, respectivamente. O fator é conhecido como Coeficiente de Detonação.

Os modelos matemáticos de fragmentação são função da resistência a compressão uniaxial das rochas, que se correlaciona com a resistência à compressão pontual, obtida pelo Ensaio de Compressão Pontual (Point Load Test) com amostras regulares ou irregulares, sendo muito utilizada a norma da American Society for Testing and Materials (2002). O ensaio consiste em comprimir a amostra entre duas ponteiros que aplicarão a carga somente em um ponto da amostra, até que ela sofra ruptura por tração e cisalhamento. Assim, a resistência à compressão pontual é calculada pela fórmula:

$$I_s = \frac{P}{D_e^2} \quad (5)$$

Onde I_s é a resistência à compressão pontual em MPa, P é a carga aplicada em MN e D_e é a distância entre as ponteiros, em m, que varia de acordo com o tipo de ensaio (diametral, axial, em bloco de teste ou em amostras irregulares). Em caso de amostras com D_e diferentes de 50 mm, deve-se corrigir o I_s para o $I_{s(50)}$.

$$I_{s(50)} = F \times I_s \quad (6)$$

$$F = \left(\frac{D_e}{50}\right)^{0,45} \quad (7)$$

Onde $I_{s(50)}$ é a resistência à compressão pontual corrigida e F é o fator de correção.

Segundo Barreto (2015) existem inúmeros trabalhos que relacionam o $I_{s(50)}$ à resistência à compressão uniaxial. A mais utilizada é a proposta por Broch & Franklin (1972):

$$\sigma_c = 24xI_{s(50)} \quad (8)$$

O processo de fragmentação e a resistência da rocha são totalmente influenciados pela deformabilidade das mesmas. Isto ocorre porque ao submeter um corpo de prova a uma tensão compressiva axial, são geradas tensões internas que são redistribuídas tridimensionalmente através do rearranjo dos grãos e preenchimento dos vazios. Aumentando-se os níveis de tensão, ocorre a deformação dos grãos e formação de microfissuras geradas por cisalhamento interno do material. A relação entre a tensão aplicada e as deformações do material, são as suas propriedades elásticas.

Brady e Brown (2013) falam sobre duas parcelas de deformação apresentadas pela maioria dos materiais, uma plástica e uma elástica. Elas são responsáveis pela absorção de energia pelo material e pela capacidade de liberar esta energia ao cessar o carregamento. Através do comportamento do material sob uma condição de carregamento, podemos inferir algumas propriedades elásticas e plásticas, dos quais os principais são o Módulo de Young (E) e o coeficiente de Poisson (ν).

A razão entre a tensão σ aplicada na zona de deformação elástica e a deformação elástica apresentada é denominada Módulo de Young (E).

$$E = \frac{\sigma}{\varepsilon} \quad (9)$$

Ao deformar axialmente, no sentido de aplicação da carga, o material deforma lateralmente, gerando uma parcela de tensão lateral confinante, que não permite a mesma deformação do sentido axial. Lateralmente, portanto, a rocha deformará menos que axialmente. A razão entre estas deformações é denominada coeficiente de Poisson (ν):

$$\nu = -\frac{\varepsilon_{lat}}{\varepsilon_a} \quad (10)$$

De acordo com Brady e Brown (2013), as deformações dúcteis acontecem quando a rocha é capaz de sustentar uma deformação sem perder capacidade de carregamento. Materiais frágeis são aqueles que possuem baixa capacidade de deformação e ao sofrer um carregamento, tendem a responder rompendo-se.

3.3 Explosivos

Explosivos são um conjunto de substâncias energéticas que liberam energia através de uma explosão. Lusk e Siva (2018) definem uma explosão como um processo químico no qual a substância reage com oxigênio e libera calor. Persson (1994, p. 55) considera que: “Explosivo significa um material que sofre uma reação química exotérmica rápida, resultando numa rápida expansão dos produtos da reação a um volume maior do que o inicial”.

Entre as características dos explosivos, as que interferem na velocidade de reação são a sua densidade, velocidade de detonação e pressão de detonação. Essas propriedades são importantes pois diferem a reação de um explosivo de uma reação química comum pois a potência na detonação do explosivo é consideravelmente maior.

Os explosivos se distinguem de acordo com sua composição química e suas propriedades indicam sua finalidade. Dentre as propriedades próprias dos explosivos pode-se citar:

- Força:

A força de um explosivo está relacionada à sua energia química, mas também às propriedades da reação de decomposição: velocidade de detonação (VOD), propagação das ondas de choque e características de resistência da rocha detonada.

Segundo Hustrulid (1999), a força de um explosivo (S) pode ser expressa como absoluta (ASW, ou *Absolut Strenghht Weight*) ou relativa (RSW, *Relative Strenghht Weight*, porcentagem em relação ao ANFO) e é a quantidade de energia (Q_d , energia de detonação) liberada na detonação por unidade de massa do explosivo, que depois será transformada em trabalho. A energia de detonação do ANFO (AN=94,5% e FO=5,5%) é de 912 kcal/kg. Portanto, $ASW_{ANFO}=912$. A força volumétrica (S_{vol}) é a quantidade de energia por unidade de volume, dada por cal/cm³ e é dada por:

$$S_{vol} = \rho \cdot ASW \quad (11)$$

Onde ρ é a densidade do explosivo. Para o ANFO com $\rho = 0.8 \text{ g/cm}^3$, $S_{volANFO} = 730 \text{ cal/cm}^3$.

Por exemplo, se um dado explosivo possui $ASW=890 \text{ kcal/kg}$ e $\rho=1,3 \text{ g/cm}^3$, então: $RSW_{\text{explosivo}}=912/890=0,9766$ e o $S_{\text{explosivo}}=(890*1,3)/(912*0,8)=1,59$. Isso significa que para um mesmo volume de furo, a energia liberada por este explosivo será 59% maior que a liberada pelo ANFO.

- Velocidade de detonação (VOD):

É a velocidade com que a onda de choque se propaga pela coluna de explosivo, variando de 1500 a 7500 m/s. As emulsões possuem velocidades em torno de 4500 m/s, caso sejam a base de nitrato de amônio entre 2500 e 3000 m/s (baixa velocidade de detonação) e alguns cordéis detonantes alcançam os 7500 m/s. A velocidade de detonação aumenta com o aumento da densidade do explosivo e com o diâmetro do furo (EEEP, 2007).

- Densidade:

A densidade de um explosivo se relaciona com a velocidade de detonação e com a energia liberada, pois sabe-se que a velocidade de propagação de uma onda depende da densidade do meio e, além disso, a energia liberada também cresce com o aumento da densidade do explosivo, visto que a massa de explosivo aumenta, mantendo-se constante o volume.

A maioria dos explosivos têm densidades entre 0,8 e 1,6 g/cm³. O ANFO normalmente varia de 0,8 a 1,0 g/cm³. Explosivos mais densos são indicados para rochas duras, uma vez que possuem energia de detonação mais concentrada.

Explosivos pouco densos ($<1,2 \text{ g/cm}^3$) garantem menor custo unitário (aquisição e razão de carregamento), entretanto dependem de uma operação de perfuração bem-feita pela menor energia de detonação liberada e possui problemas com água. Os densos ($>1,2 \text{ g/cm}^3$) possuem a vantagem de serem mais resistentes e alcançar o fundo de furos com água, além de se adequar mais às perfurações com desvios de furos, presença de repés ou afastamentos irregulares, apesar do mais alto custo unitário e da presença de nitroglicerina.

Pode-se usar dois tipos de explosivos num único furo, já que a energia necessária na base do furo é maior para o arranque da rocha e uma fragmentação ótima. A carga que localizada na parte mais profunda do furo é chamada carga de fundo e a posicionada logo acima é denominada carga de coluna. A Tabela 2 mostra as densidades de alguns tipos de explosivos.

Tabela 2 - Densidades típicas de alguns explosivos comerciais. Fonte: Resende (2011)

TIPO	MASSA ESPECÍFICA (g/cm^3)
Dinamite granulada	0,8 – 1,4
Dinamite gelatinosa	1,0 – 1,7
Lama encartuchada	1,1 – 1,3
Lama a granel	1,1 – 1,6
ANFO	0,8 – 1,0
ANFO derramando	0,8 – 0,9
ANFO encartuchada	1,1 – 1,2
ANFO pesado	1,1 – 1,4

A carga de explosivos pode gerar uma diferença de densidade entre a parte inferior do furo e a parte superior, devido ao próprio peso da coluna. A apresenta a diferença, para uma emulsão, das densidades média e de fundo em função da profundidade para furos secos com 250 mm de diâmetro (Resende, 2011).

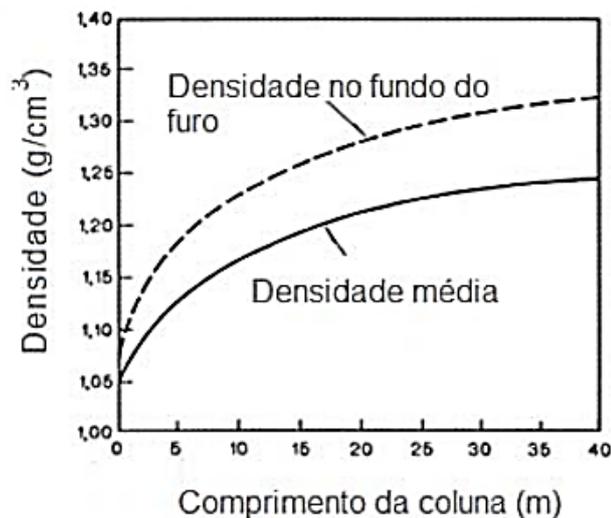


Figura 5 - Variação da densidade de fundo em relação ao comprimento da coluna de emulsão. Fonte: Resende (2011)

- Sensibilidade, Sensitividade e Estabilidade Térmica:

A sensibilidade refere-se à detonação ou à propagação. A sensibilidade aos agentes iniciadores aumenta com a diminuição da densidade do explosivo (Resende, 2011).

A sensibilidade é a capacidade de detonação por ondas de choques. A nitroglicerina é extremamente sensível (Geraldi, 2011 apud Cunha, 2013).

A estabilidade é a capacidade do explosivo de se decompor a temperatura ambiente. Relaciona-se com a energia de iniciação, ou seja, à temperatura e à sensibilidade. A nitroglicerina, por exemplo, é estável à temperatura ambiente, com tempo de meia vida de aproximadamente 1 milhão de anos, mas à temperatura de 200°C este tempo diminui para 1 segundo. Cada explosivo necessita de uma determinada energia de ativação para iniciar o processo de deflagração, os explosivos estáveis necessitam de uma energia grande para deflagrar (Persson, 1994).

- Resistência à água:

A resistência à água é a afinidade do explosivo com a água. A afinidade com a água, ou higroscopia, é característica de explosivos à base de sais de nitrato, não recomendados para operações na presença de água ou umidade. Classificam-se os explosivos como:

- Nenhuma resistência à água: perdem capacidade de detonação e se decompõem na presença de água, por exemplo, granulados industriais. Segundo Silva (2006) apud Resende (2011), explosivos com densidades menores que 1,0 g/cm³ não devem ser utilizados em furos com água.
- Boa resistência à água: não perdem sua sensibilidade até 24h de submersão e a pressão hidrostática de 3 atm.
- Ótima resistência à água: não perdem sua sensibilidade até 72h de submersão e a pressão hidrostática de 3 atm, por exemplo, dinamites e emulsões.

- Volume de Gases:

A reação química de explosão de um explosivo tem como produtos gases na temperatura e pressão de detonação. Os explosivos são classificados quanto à produção de gases como de baixa expansão gasosa (abaixo de 800 l/kg) e de alta expansão gasosa (acima de 800 l/kg) (Ricardo e Catalani, 2007 apud Cunha, 2013).

- Iniciação da detonação:

A detonação depende do calor local ou pontos de calor e centros de reação. Estes centros de reação podem ser por ar ou bolhas de gás inflamável introduzidos no explosivo. A reação de explosão ocorre pela energia liberada neste pequeno ponto, que é suficiente para consumir as moléculas adjacentes, que, por sua vez, também liberam uma quantidade de energia suficiente para iniciar a reação nas suas adjacências. Pelo mecanismo de colapso da bolha, a energia é concentrada num pequeno volume de explosivo e a temperatura sobre aquele ponto, iniciando a reação de explosão. A reação se espalha em parte pela queima na interface entre os produtos da reação e o material não reagido e parte pela onda de choque gerada ao atravessar o material não reagido. Além disso, a turbulência nos vazios pode ajudar a espalhar a reação pela coluna de explosivo. Juntamente com este processo, a taxa de queima na interface gás/sólido cresce com o aumento da temperatura e pressão (Persson, 1994).

Devido a grande variedade de propriedades e características relacionadas aos tipos de explosivo, existem atualmente, diversos tipos que atendem as mais variadas finalidades e objetivos.

Persson (1994) classifica os explosivos, em relação à sua composição química, em Explosivos Simples e Explosivos Compostos.

Os explosivos simples são aqueles que possuem um único tipo de molécula bem definida na sua composição. Esta molécula se decompõe principalmente em produtos gasosos, como CO_2 , N_2 e H_2O . Dentre os representantes dessa classe, pode-se citar o Trinitrotolueno (TNT), $(\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_2)_3)$, sólido, e os líquidos: Nitrometano (NM), (CH_3NO_2) , e a Nitroglicerina (NG), $(\text{C}_3\text{H}_5(\text{NO}_3)_3)$.

Os compostos são explosivos que possuem duas ou mais substâncias explosivas, podendo também possuir outros tipos de substância, como combustíveis e aditivos oxidantes. O ANFO é um exemplo, sendo uma mistura de aproximadamente 95% Nitrato de Amônio (AN – *Ammonium Nitrate*) e 5% óleo diesel (FO – *fuel Oil*).

Podem ser classificados também como primários, secundários e terciários. Essa classificação está ligada à força do estímulo necessária para iniciar ou alto suportar a reação de decomposição (Persson, 1994).

Os explosivos primários são capazes de detonar a uma distância muito pequena da superfície de queima. Como exemplo pode-se citar o Azida de Chumbo (LA, PbN_6), usado na iniciação de detonadores, deflagra a uma distância menor que seus grãos (0,2mm), devido à simplicidade de sua molécula.

Os secundários podem também detonar, porém com quantidades relativamente maiores. Por exemplo, uma dinamite pode queimar lentamente como uma vela, mas em quantidades maiores pode gerar uma explosão.

Por último, explosivos terciários são difíceis de detonar devido à sua estabilidade a certas condições, necessitando quantidades bem maiores de energia para deflagrar.

Como mencionado, existem inúmeros tipos de explosivos disponíveis no mercado. Não é comum encontrar explosivos primários e secundário puros, por questões de segurança, na maioria das vezes eles são transportados como pastas, misturados com 10% em peso de água e etileno glicol (Persson, 1994).

As dinamites (Figura 6) são uma mistura de Nitroglicerina (NG) e Nitroglicol (EGDN), $\text{C}_3\text{H}_4(\text{NO}_3)_2$ como sensibilizador, misturados com uma porcentagem de combustível e pó oxidante (como nitrato de amônio). Uma porcentagem de 1 a 2% de nitrocelulose é adicionada para transformar o líquido em gel. Por questões de segurança, recomenda-se o armazenamento das dinamites entre -25 e -60 °C. A presença da nitroglicerina dá às dinamites uma grande sensibilidade, de forma que pequenas quantidades de explosivos podem deflagrar poderosamente caso sejam iniciadas.



Figura 6 - Dinamites encartuchadas. Fonte: Alonso (2013)

Originalmente foi desenvolvida por Alfred Nobel em 1867, que descobriu como estabilizar a nitroglicerina. Segundo Alonso et al (2013), as dinamites atuais se dividem em duas classes principais:

- i. Dinamites granuladas: Nitrato de Amônio (AN), combustível e uma pequena quantidade (próxima de 10%) de sensibilizador (NG, TNT ou uma mistura dos dois). Possuem baixa potência, densidade entre 1,0 e 1,2 g/cm³, pouco resistência à água, pouca sensibilidade ao choque e fricção e VOD entre 2 e 4 km/s. Indicada para rochas de dureza baixa a média e sem água.
- ii. Dinamites gelatinosas: Desenvolvida para ter maior resistência à água e maior potência, para isso possui uma quantidade maior de NG e uma pequena quantidade de Nitrocelulose para gelatinizar. Possui alta potência, resistência à água e densidade de 1,2 a 1,4 g/cm³, alta VOD (4 a 7 km/s) e certa sensibilidade à fricção e ao choque. Indicada para rochas de dureza alta.

Os hidro géis (Figura 7) contêm soluções aquosas contendo sais oxidantes, como o NA, combustíveis solúveis e explosivos, como o nitrato monometilamina (MMAN) e NG como sensibilizador. Além da fase gelatinosa, contêm uma fase espessa suspensa no gel formada de TNT granular e/ou alumínio em pó fino como sensibilizador, NA não dissolvido e podem ter combustíveis sólidos, como alumínio granular, que também otimiza a taxa da reação dos outros reagentes, uma vez que aumenta a temperatura de reação e o número de pontos ignizados de onde a reação pode começar. De acordo com Alonso (2013), possuem alta potência, densidade média a alta (1,2 a 1,3 g/cm³), grande resistência à água e VOD entre 3,5 e 4,5km/s. Aplicam-se à rochas de dureza média a alta.



Figura 7 - Hidro gel. Fonte: Alonso (2013)

Em comparação com as dinamites, os explosivos gelatinosos, com água na sua composição (12-15%), possuem uma sensibilidade à fricção e ao impacto muito pequena, reduzindo riscos de transporte e carregamento e aumentando significativamente a segurança das operações. Todos os avanços trazidos pelos explosivos hidrogelatinosos possibilitaram o bombeamento de explosivos para o furo de detonação, reduzindo custos. Mesmo assim, hidrogéis podem detonar em condições de muita pressão, como no caso de problemas no bombeamento, por isso as regras de segurança devem ser rigorosamente respeitadas.

O ANFO foi desenvolvido para aumentar a segurança das operações diminuindo-se a quantidade de AN nas misturas explosivas. É a mistura de aproximadamente 95:5% de Nitrato de Amônio (AN) e óleo combustível (FO – *Fuel Oil*). Sua forma é de pequenos grânulos sem resistência à água, motivo pelo qual sua utilização se restringe a furos secos. Além disso, possui uma baixa densidade, devido aos vazios criados entre os grãos. Não obstante, possui a

grande vantagem do transporte fácil e venda a granel ou encartuxado. Em alguns casos, pode-se adicionar pó de alumínio (ALANFO) para aumentar o calor de reação e melhorar a potência da detonação (Alonso, 2013).

As características principais do ANFO são a baixa densidade (entre 0,8 e 1,0 g/cm³), baixa a média potência de detonação, baixíssima resistência a água (o AN perde capacidade de detonar em água), baixa velocidade de detonação (2 a 3 km/s), não são sensíveis ao detonador, necessitando de outro explosivo para detonar, como cordéis detonantes, dinamite gelatinosa, cartuxos de hidrogel ou multiplicadores.

O último desenvolvimento nos ingredientes de explosivos foram as emulsões. Elas são uma solução concentrada e quente de AN e/ou Nitrato de Sódio (NaNO₃) em água (14-20%) dispersos que formam micro gotículas recobertas em uma fina camada de 10⁻⁴ mm óleo combustível (aproximadamente 4%, que protegem o AN da água) e uma pequena fração de emulsificantes e ceras para aumentar a consistência e tempo de armazenamento (1-2%), resultando numa textura parecida com a de margarina. São extremamente resistentes à água e as gotículas minúsculas de AN e óleo dão uma grande área de contato entre o combustível e a solução oxidante. Não obstante muitos tipos de emulsões com diferentes densidades e sensibilidades poderem ser produzidos, são bastante estáveis, principalmente a densidades acima de 1,35 g/cm³ devido ao pequeno acréscimo de temperatura gerado por ondas de choque (Persson, 1994 e Alonso, 2013).

Alonso (2013) completa que as emulsões surgiram na busca de grande segurança nas operações, resistência à água e máxima potência. Para aumentar a potência e sensibilidade, alguns fabricantes adicionam uma pequena quantidade de alumínio ou pequenas esferas de vidro para aumentar a velocidade de detonação. As emulsões podem ser encartuchadas ou mesmo bombeadas com segurança. Como principais características, pode-se ressaltar a velocidade de detonação entre 4,5 e 5,5 km/s, resistência à água e baixíssima sensibilidade ao choque e à fricção.

Existem também produtos que são misturas de ANFO e Emulsão (Figura 8). Essas misturas variam nas proporções de 10/90 a 50/50% ANFO/Emulsão e dependem da aplicação e das características de custo, força, densidade e resistência à água desejadas, as densidades variam de 1,1 a 1,25 g/cm³. As misturas com grande quantidade de emulsão são chamadas emulsões dopadas, podendo ser bombeadas por caminhões e possuem alta VOD, já as ricas em ANFO são chamadas ANFO pesado, menos resistentes à água e menos potentes (Alonso, 2013).



Figura 8 - Tipos de ANFO e Emulsão. Fonte: Alonso (2013)

Por fim, para o correto funcionamento dos explosivos é necessário ainda a utilização dos iniciadores e acessórios de detonação. Segundo Bhandari (1997), os sistemas de iniciação têm 3 principais partes: uma fonte de energia inicial, um sistema de distribuição dessa energia que a leva aos furos individualmente e na ordem desejada e um sistema de iniciação da detonação dentro dos furos. A fonte de energia primária pode ser uma fonte elétrica ou de calor.

Iniciadores elétricos têm fonte de energia elétrica e a transmite para um detonador elétrico e este irá detonar a carga de explosivos. Os detonadores elétricos e eletrônicos consistem num tubo metálico com um inflamador pirotécnico. Na extremidade deste tubo há uma carga explosivo compactado em quantidade suficiente para energizar o alto explosivo no furo. Existem os detonadores de força nº6 e nº8. Os nº6 possuem como carga uma mistura de 1g, 20% fulminato de mercúrio e 80% de clorato de potássio, ou o equivalente em Azida de Chumbo, estifinato de chumbo ou pó de alumínio, usados em conjunto com PETN ou RDX. Os nº8 possuem 2g de mistura de 80% de fulminato de mercúrio e 20% de clorato de potássio. Nos detonadores elétricos, a energia é transmitida por fios até o inflamador.

Detonadores instantâneos levam alguns milissegundos para detonar (menos que $5\mu s$) e são usados quando as cargas devem ser detonadas simultaneamente. Já os detonadores com retardo possuem uma pasta de queima lenta que atrasa a transmissão da energia para o explosivo, sendo possível sequenciar a ordem das explosões de acordo com o tempo de retardo de cada detonador (Figura 9). As vantagens do retardo são a diminuição da vibração, backbreak/underbreak e ultra lançamento. Existem três tipos de retardos: os retardos de meio segundo, de milissegundos e retardo de minas de carvão. A desvantagem dos detonadores elétricos é a variação nos tempos de retardo real e nominal, que podem sofrer desvios em até 10% (Bhandari, 1997).

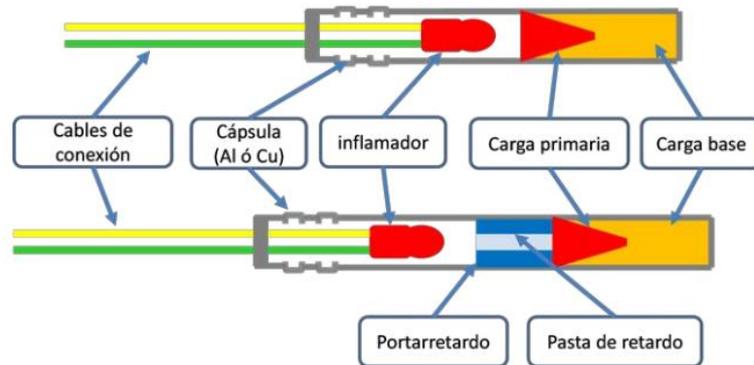


Figura 66:
Detonador eléctrico instantáneo y de retardo

Figura 9 - Iniciadores elétricos instantâneo e com retardo. Fonte: Alonso (2013)

Detonadores eletrônicos possuem a vantagem da alta precisão nos tempos de retardo. Eles distribuem o impulso elétrico por meio de microchips com acurácia de retardo impressionante (Figura 10). Possuem o custo consideravelmente maior que os elétricos.

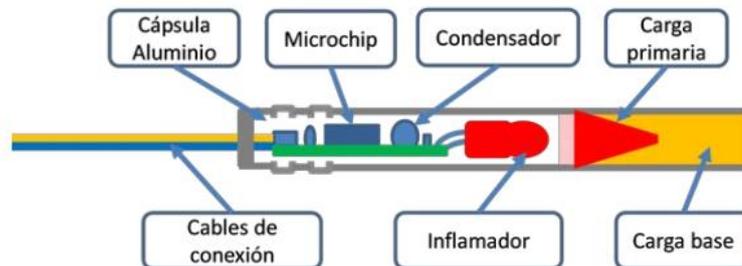


Figura 69: Detonador electrónico

Figura 10 - Detonador eletrônico. Fonte: Alonso (2013)

Sistemas de iniciação não elétricos possuem a mesma configuração dos elétricos na parte explosiva, mas diferem pelo estímulo energético: a carga se inicia por uma onda de choque transmitida a 2,0 km/s por um tubo de transmissão com uma pequena quantidade de alumínio e HMX (Figura 11).

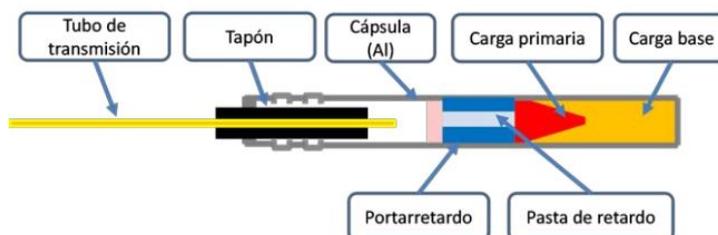


Figura 11 - Detonador não eléctrico. Fonte: Alonso (2013)

Há também os detonadores ordinários, utilizados em desmonte de rochas ornamentais. Estes, entretanto, não possuem nenhum tipo de retardo devido à sua configuração bastante

simples: a energia de ativação é uma chama lenta que entra por uma extremidade do detonador e detona as cargas primárias e base, que por sua vez detonarão o explosivo no furo (Figura 12).

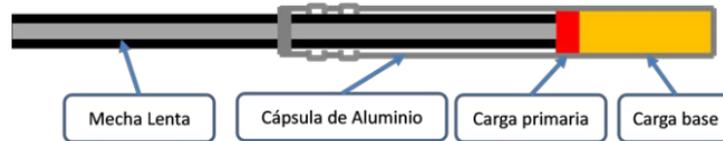


Figura 12 - Detonador Ordinário. Fonte: Alonso (2013)

Os cordéis detonantes (Figura 13) são fios compostos por uma capa plástica contendo no interior Pentrita (PETN), um alto explosivo cuja VOD é em média igual a 7,0 km/s, recobertos por fibras e fios resistentes. Sua principal função é transmitir aos explosivos dos furos adjacentes a detonação iniciada pelos detonadores, mas podem também servir como detonadores principais, devido à energia liberada pelo PETN ser consideravelmente grande. A densidade linear de explosivo no cordel depende da sua aplicação e pode variar de 3 a 150g/m linear (usualmente 10g/m. de 4,65mm de diâmetro). O conjunto é resistente à tração, abrasão e umidade, devido à alta sensibilidade do explosivo (Alonso, 2013 e Bhandari, 1997).

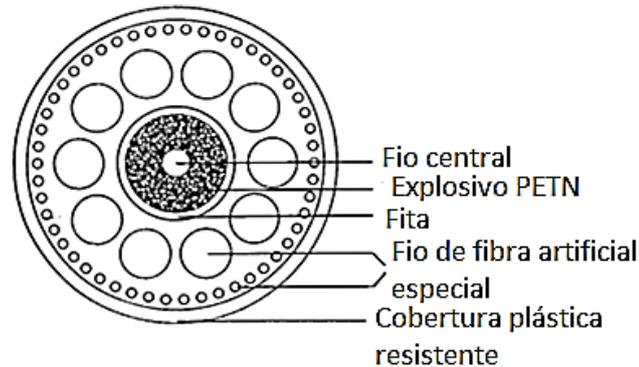


Figura 13 - Estrutura de um cordel de detonação. Fonte: Bhandari (1997)

De acordo com Bhandari (1997), cordéis de detonação de alta energia (HEDC) podem ser utilizados para detonar explosivos pouco sensíveis, como o ANFO, por detonação lateral.

Para Alonso (2013) para iniciar uma carga com um cordel deve-se simplesmente colocá-lo em contato com o explosivo. A iniciação do cordel, entretanto, pode ser feita por um detonador ou por outro cordão detonado amarrado na direção desejada de propagação da detonação. A conexão entre cordéis deve se dar por nós ou acessório de amarração, de forma que estejam em contato e na direção correta.

Micro retardos para cordéis de detonação são utilizados como forma de retardar a detonação de furos através dos cordéis, que sozinhos causam detonação instantânea. São compostos por estruturas de plástico contendo um retardo metálico cilíndrico onde se aloja o elemento retardante, nas extremidades do cilindro encontram-se pequenas cargas de nitrato de chumbo para facilitar a queima do elemento retardante. Os retardos são da ordem de

milissegundos e a escolha correta depende do plano de fogo e da ordem de detonação desejada (Alonso, 2013).

Os boosters (Figura 14) são reforçadores, ou seja, reforçam a iniciação de explosivos de baixa sensibilidade, como o ANFO, todavia podem ser usados também em emulsões e hidrogeis. São compostos por uma blendagem de TNT e PETN, que detonam a VOD de 7,5km/s, numa capa cilíndrica. Axialmente existem orifícios por onde passam os iniciadores dos boosters (cordéis detonantes ou detonadores). A maioria dos boosters utilizados em mineração possui entre 150 e 500g, porém comercialmente se encontram de até 2,0kg para campanhas sísmicas.



Figura 14 - Boosters em diversos tamanhos. Fonte: Alonso (2013)

Como fonte de energia para a iniciação das cargas explosivas, pode-se usar os explodidores. Os elétricos fornecem a energia elétrica para os detonadores elétricos e eletrônicos. Possuem a grande vantagem da segurança, por oferecerem simplesmente a quantidade correta e necessária para a detonação, diminuindo os riscos de acidentes.

3.4 Plano de fogo

O plano de fogo refere-se à geometria do banco e dos furos de detonação, bem como às características dos explosivos e respectivas cargas. Os principais elementos do plano de fogo são indicados na Figura 15, comentados por Bhandari (1997):

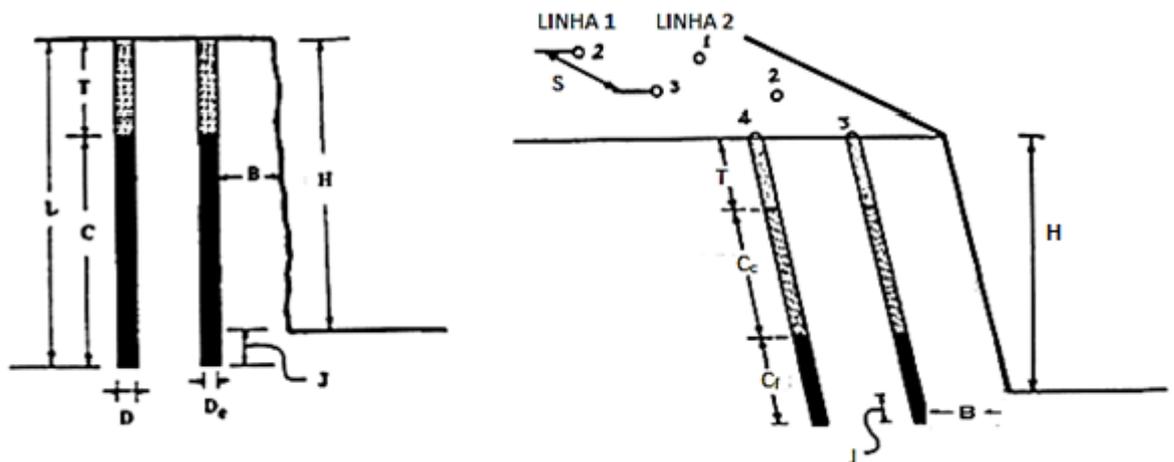


Figura 15 - Parâmetros geométricos numa bancada com duas linhas de furo. Fonte: adaptado de Bhandari (1997)

Em que D (m) é o diâmetro do furo; D_e (m) é o diâmetro do explosivo no furo; B (m) é o afastamento, ou a distância entre o furo e a face livre mais próxima; L (m) é o comprimento do furo; C (m) é o comprimento da carga de explosivo no furo; C_c (m) é o comprimento da carga de coluna; C_f (m) é o comprimento da carga de fundo; T (m) é o tamponamento (ou tampão), localizado acima da carga de explosivos; J (m) é a subfuração, ou seja, comprimento de furo abaixo da cota do pé do banco, H (m) é a altura do banco; S (m) é o espaçamento dos furos numa mesma linha (oculto na imagem).

A altura do banco, H (m), é a distância vertical entre o pé do banco e sua crista. São comuns alturas entre 15 e 20 metros (geralmente a altura entre 10 e 18 como mais econômica), podendo variar para mais ou menos, de acordo com questões operacionais, de segurança e de projeto da mina. A escolha da altura determinará os possíveis diâmetros de perfuração e, portanto, as perfuratrizes utilizadas. Os parâmetros operacionais que influenciam a escolha da altura de bancada são: a taxa de penetração das perfuratrizes, devido ao tempo da operação de perfuração; a qualidade do minério; e o tempo de carregamento do banco desmontado. A principal variável de projeto é a altura dos blocos no modelo de blocos projetado. Além das variáveis de segurança: depende das especificações do equipamento de carga, nunca maiores que o seu alcance e pela estabilidade do talude.

A largura do banco é a dimensão longitudinal, paralela à face, e a espessura é medida em profundidade, perpendicular à face do talude. A espessura mínima é definida de acordo com os níveis de produção requeridos e pelas capacidades dos equipamentos de carga e transporte. Deve-se também observar as condições de estabilidade antes e após o desmonte, de acordo com o método de lavra empregado.

O diâmetro dos furos é escolhido juntamente com o afastamento e o espaçamento. Entre os fatores que interferem na escolha do melhor diâmetro estão as características do explosivo, como a força (RSW ou ASW) e a razão de carga. Usualmente, são utilizados furos com diâmetros de 35 a 440 mm. O aumento do diâmetro do furo aumenta ligeiramente os custos de perfuração por metro linear, porém o volume de explosivos aumenta numa proporção quadrática em relação ao acréscimo de diâmetro. Um dos fatores limitantes do diâmetro é a vibração gerada na detonação devido ao volume de explosivo e velocidade de detonação. Utiliza-se, portanto, o diâmetro que gerará a maior energia de detonação por quilograma de explosivo utilizado.

Furos inclinados são uma opção para minas com face de bancada inclinada para melhorar a fragmentação, evitando a diferença de afastamento entre furo e face ao longo do comprimento, fazendo necessária uma subfuração menor. O afastamento menor na zona de colar (próxima à crista do talude) pode resultar em ultralançamentos. A inclinação dos furos diminui este efeito e permite a utilização mais uniforme da carga no furo.

A inclinação ideal é a mesma da face do talude, para uma distribuição homogênea da energia no furo e diminuir as zonas de má fragmentação (como na parte superior do furo) desperdício de energia. Entretanto, inclinações maiores que 25° são de difícil execução, carregamento e aumentam o risco de desvios, problema que vem sendo tratado e diminuído com tecnologias. Para grandes alturas de banco, recomenda-se inclinações entre 20 e 25° . O afastamento é a distância entre os furos e a face livre mais próxima ou a distância entre duas linhas consecutivas de furos. Devido aos retardos utilizados, é possível criar faces livres a cada sequência de detonação, ordenando a detonação por fileiras, a partir da face do banco.

Por isso, cada linha de furos será uma nova face livre para a linha adjacente. Existem diversas equações que sugerem o afastamento ideal, de acordo com o explosivo, diâmetro do furo e tipo de rocha tais como as equações propostas por (Alonso, 2013), Rustan (1990), Persson (1994), Ash (1968) e Vutukuri e Bhandari (1973).

O espaçamento é a distância entre furos consecutivos numa linha perpendicular ao afastamento. Calcula-se S em função do afastamento, da profundidade do furo e da influência dos intervalos de iniciação. Cada furo sozinho tem uma área de influência aproximadamente triangular, que tem comprimento aproximadamente igual a duas vezes o afastamento na face do talude. Como mostra a Figura 16, ao espaçar 2 furos por uma distância igual ao afastamento, observa-se uma área entre os furos que sofre menor influência da detonação. Esta área depende do ângulo de influência do furo, na figura suposto como 90° .

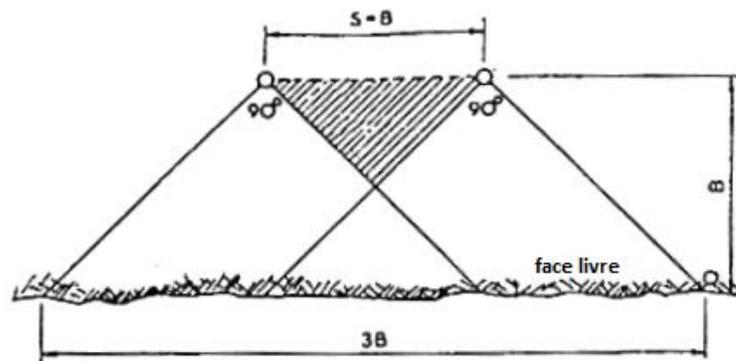


Figura 16 - Parâmetros geométricos numa bancada com duas linhas de furo. Fonte: adaptado de Bhandari (1997)

A subfuração é a continuação do furo abaixo da cota do pé da bancada, tendo por objetivo diminuir o aparecimento de repés, protuberâncias ou matacos no pé do talude, uma vez que esta região é de difícil arranque de rochas, principalmente no caso de furos verticais. Furos inclinados aproveitam melhor a energia de detonação para esta região e necessitam, portanto, uma subfuração menor. Na prática, adota-se o comprimento da subfuração como 0,3 o tamanho do afastamento. Em termos de diâmetro do furo, pode-se usar a razão $J/D=8$ para furos inclinados (em caso de maciços pouco fraturados), ou, em casos de furos e bancadas verticais, essa razão pode ser entre 10 e 12.

Razões J/B menores que 8 são aceitáveis em caso de uma alta energia linear do explosivo. No caso de discontinuidades entre o furo e a face livre, a subfuração é desnecessária. Ademais, a subfuração excessiva é gasto desnecessário, gera vibrações indesejadas, além de gerar fragmentação excessiva do material abaixo do pé do banco, onde circularão perfuratrizes e equipamentos pesados sobre material desmontado, podendo causar danos nos pneus.

Tamponamento ou simplesmente tampão, é a porção do furo acima da carga de explosivos, preenchida com material da própria mina ou brita, que tem como objetivo vedar o furo, confinando os gases produzidos na reação, gerando aumento da pressão interna no furo. Além disso, ajuda a conter lançamento de fragmentos e poeira projetada. O comprimento do tampão deve estar entre 0,5 a 0,67 vezes o afastamento. Se a rocha for muito fraturada, um

tampão maior pode ser usado, já em caso de rochas competentes e maciças, um tampão menor pode diminuir o barulho, *backbreak* e melhorar a fragmentação nesta zona

O comprimento de carga (C) refere-se ao comprimento do furo preenchido por explosivo. Existem duas possibilidades de carregamento do furo: com um tipo de explosivos e com dois tipos de explosivo. No caso de dois tipos de explosivos no mesmo furo, a carga mais abaixo é chamada carga de fundo (Q_f) e a carga imediatamente acima é a carga de coluna (Q_c). A função do explosivo de fundo, com maior densidade e potência por metro linear, é arrancar a rocha da base com eficiência. De acordo com Alonso (2013), a quantidade de explosivo a ser usado como carga de fundo pode ser expressa pela equação a seguir:

$$Q_f = 1,3 \frac{\pi \cdot D^2 \cdot B \cdot d_e}{40} \quad (12)$$

Onde Q_f é a carga de fundo (kg), D é o diâmetro do furo (cm), B é o afastamento (m) e d_e é a densidade do explosivo (g/cm^3). O comprimento da carga de coluna pode ser calculado pela fórmula:

$$C_c = C_{total} - 2,3 * B \quad (13)$$

De forma que se o comprimento total do furo é igual ou maior a $2,3B$, não é necessária a carga de fundo. Portanto, os explosivos mais potentes são comumente utilizados como carga de fundo, por exemplo, as dinamites, emulsões, hidro géis. O ANFO é geralmente utilizado como carga de coluna. O comprimento da carga de coluna em relação à de fundo varia de acordo com as características da rocha, obviamente e rochas mais duras e maciças necessitam maior carga de fundo e rochas brandas podem nem mesmo necessitar das cargas e fundo (Alonso, 1997).

O termo Razão de Carga é utilizado para designar a quantidade de explosivo (kg) em relação ao monte de rocha detonado, seja em volume (m^3) ou em massa (kg ou ton). A relação entre a razão de carga volumétrica e mássica é dada pela expressão:

$$Q^{vol} = \rho \cdot Q^m \quad (14)$$

Onde Q^{vol} é a razão de carga volumétrica (kg/m^3), ρ é a densidade da rocha (ton/m^3) e Q^m é a razão de carga mássica (kg/ton).

De acordo com Bhandari (1997), afastamentos acima de 3 metros geram problemas na fragmentação da parte superior da bancada, onde a razão de carga é pequena. As razões mais utilizadas são de 0,1 a $0,6 \text{ kg/m}^3$.

A razão linear expressa a massa de explosivo por metro linear de furo e está ligada intimamente com a energia liberada por metro linear, portanto ao poder de fragmentação.

3.4 Fragmentação

Como mencionado anteriormente, no desmonte o processo contínuo de quebra é função dos defeitos preexistentes na rocha e dos causados pela explosão. Estes pequenos defeitos em diferentes escalas serão os regentes da propagação e do tamanho das fraturas geradas, sendo agravados com a energia liberada. A energia da explosão gera novos defeitos na rocha, que depois serão aumentados de forma contínua (Ma e An, 2008).

Konya (1991) identifica dois tipos de energia disponíveis na detonação que geram a fragmentação: a energia de choque e a energia da expansão gasosa (ou energia de gás). Alguns explosivos proporcionam praticamente somente a energia de gás, são os chamados baixos explosivos, outros disponibilizam uma grande quantidade de energia de choque e em seguida a energia de gás, são os chamados alto explosivos.

A energia de choque é gerada na explosão e gera ondas mecânicas. A intensidade em que a energia é liberada é maior no caso dos baixos explosivos, onde a energia de gás é grande devido à velocidade de reação (2 a 5 mil pés por segundo) e deflagração do explosivo, grande parte do trabalho é revertido na expansão gasosa. Estes são indicados, portanto, para casos onde a explosão é confinada. Já os altos explosivos produzem a energia de choque, que é liberada antes da expansão gasosa, sendo responsável por 10 a 15% do trabalho útil realizado na detonação, e a energia de gás restante exerce uma força quase constante nas paredes do furo até que ele se rompa. Nos altos explosivos a energia de gás é maior que nos baixos explosivos.

Konya (1991) completa ainda que a energia de choque gera a pressão de detonação gerada na explosão. Ela é diretamente proporcional à densidade do explosivo multiplicada pela velocidade de detonação ao quadrado, sendo uma forma de energia cinética. A energia gasosa é responsável pela maior parte da quebra da rocha em situações confinadas e é a energia aplicada como pressão de explosão perpendicularmente à parede dos furos e das fraturas, após completa a reação química. Ela é função do volume de gás gerado por unidade de peso de explosivo e é grosseiramente aproximada como metade da pressão de detonação. O ANFO gera, entretanto, uma baixa pressão de detonação e uma alta pressão de explosão.

A zona de pulverização é criada quando o pico de pressão aplicado nas paredes do furo excede a resistência à compressão da rocha. Segundo Torbica (2014) a tensão compressiva a uma distância r_{cn} do centro do furo é de:

$$\sigma_{rc} = P_h \frac{r_h}{r_{cn}} \quad (15)$$

Onde σ_{rc} é a tensão compressiva radial, P_h é a pressão no furo, r_h é o raio do furo, r_{cn} é o raio da zona de fratura.

Segundo Johnson (2014), os processos que agem unidos e levam à fragmentação são as ondas de estresse, expansão gasosa e reflexão. Na detonação, uma grande quantidade de energia é liberada com uma potência muito alta, gerando pulsos de pressão compressiva e cisalhante na parede do furo, seguidos de esforços compressivos que esmagam a rocha ao redor, abrindo fraturas que posteriormente se estenderão radialmente partindo do centro do

furo e, ao atingir o raio máximo de propagação das fraturas, a onda se propaga como ondas sísmicas.

Alguns pesquisadores usam ferramentas computacionais para estudar o comportamento da rocha durante o desmonte por explosivos. Zhu (2007) simulou explosões em pequenas amostras de 100mm de diâmetro e monitoraram uma série de parâmetros no decorrer da simulação. Primeiramente, analisou as tensões compressivas σ_r e σ_θ , geradas pela onda compressiva inicial. Em $2.00225\mu s$, a diferença máxima entre σ_r e σ_θ foi de 441,2 MPa. Neste mesmo instante de tempo, a tensão cisalhante máxima foi de 316 MPa, superando a resistência da rocha, de 265 MPa, ocorrendo a ruptura por cisalhamento na zona de raio igual a 5,15mm próxima ao furo. Após a ruptura, a rocha sofreu uma altíssima pressão compressiva de 1,3269 GPa, esmagando a parede do furo. Na segunda fase da explosão, uma zona maior de raio 12,114mm, as tensões σ_r (sempre compressiva) e σ_θ (inicialmente compressivo, mas depois de tração) variam de forma a gerar fraturas radiais ao superar a resistência da rocha. Muitos pequenos defeitos são criados, porém não são completamente estendidos, uma vez que a velocidade de propagação da onda mecânica é maior que a velocidade de propagação da fratura. Entretanto, na fase de expansão gasosa, estas pequenas fraturas serão então propagadas, rompendo por tensão de tração nas suas extremidades.

As ondas refletidas na face livre retornam e causam uma rarefação de tensão que produzem ondas de tração, causando queda abrupta de tensão para valores negativos. Devido ao fato das rochas serem menos resistentes à tração do que à compressão, fraturas são geradas na face da bancada, rompendo-se e propagando-se pelas ondas de tração (Johnson, 2014).

As ondas refletidas em discontinuidades presentes nos maciços rochosos, gerando zonas de quebra concentradas nas regiões das discontinuidades, que funcionam também como barreira para a propagação de ondas mecânicas e escape de energia e gases de detonação.

O último estágio de fragmentação é a expansão gasosa a altas pressões e temperaturas, que abrem e estendem as fraturas geradas pelas ondas mecânicas. A energia liberada empurra todo o maciço detonado na direção da face livre, como mostra a Figura 17.

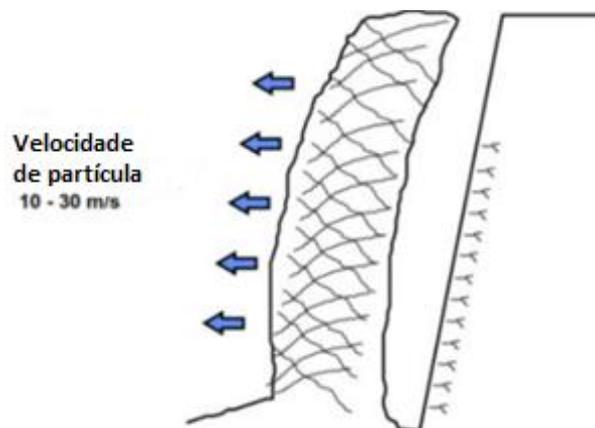


Figura 17 - A fase de expansão gasosa. Fonte: Zhu (2007).

Dentro ainda dos conceitos envolvendo a fragmentação, é importante compreender o significado de *Blastability*. *Blastability* é o termo em inglês que quer dizer susceptibilidade

à detonação. Segundo Morais (2004), as características do maciço rochoso têm grande importância e controla os resultados dos desmontes, entretanto, a incorporação dessas características nas simulações de plano de fogo é ainda precária. A ausência deste índice leva a aproximações empíricas dos parâmetros do plano de fogo, adaptando-o à realidade. Um índice de blastabilidade eficiente seria aquele que incorporasse todas as variáveis de um maciço rochoso, bem como se propõem a fazer alguns modelos de classificação geomecânica e índices de qualidade de rocha. Entretanto, além das características estruturais da rocha, a blastabilidade deve considerar o comportamento mecânico da rocha, que dependem do Módulo de Young, coeficiente de Poisson, propriedades de absorção de energia, W_i , dentre outros parâmetros.

Lilly (1986) propôs um índice de blastabilidade obtido através da Equação 3.18.

$$BI = 0,5(RMD + JPS + JPO + SGI + H) \quad (16)$$

Cujos valores dos parâmetros influentes estão descritos e apresentados na Tabela 3.

Tabela 3 - Parâmetros do índice de blastabilidade de Lilly (1986). Fonte: Morais (2004)

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

Cunningham (1987) modificou o índice de Lilly, denominando-o como Fator de Rocha. O autor incorporou alguns parâmetros, como o espaçamento das discontinuidades em relação ao *oversize* da britagem primária e aos parâmetros da malha de perfuração e as propriedades elásticas, inserindo o HF, função do módulo de Young e do UCS (resistência à compressão uniaxial). O Fator de Rocha (A) pode ser calculado pela Equação 3.19, cujos parâmetros estão explicados na **Erro! Fonte de referência não encontrada.**

$$A = 0.06(RMD + RDI + HF) \quad (17)$$

Tabela 4 - Parâmetros do Fator de Rocha de Cunningham (1987). Fonte: Morais (2004)

Descrição		Classificação	Índice
RMD	Descrição do maciço rochoso	Friável	10
		Blocado	JF
		Maciço	50
JF	Maciço Fraturado	JPS = JPA	
JPS	Espaçamento das descontinuidades (m)	<0,1	10
		0,10 a MS	20
		MS a DP	50
MS	<i>Oversize</i> da britagem primária (m)		
DP	Parâmetros da malha de perfuração (m)		
JPA	Direção e mergulho com relação à face livre	Horizontal	10
		Mergulhando para fora da face livre	20
		Direção perpendicular à face livre	30
		Mergulhando para dentro da face	40
RDI	Influência da densidade da rocha intacta	RDI=25d - 50	
HF	Se E<50GPa	HF=E/3	
	Se E>50GPa	HF=UCS/5	
E	Módulo de Young (Gpa)		
UCS	Resistência à compressão uniaxial (MPa)		

3.4.1 Influência das rochas

Diferentes rochas possuem diferentes características e, mesmo as que possuem a mesma classificação ou de localidades próximas, são sempre únicas quanto suas propriedades físicas e estruturais. O maciço, por sua vez, como agregado heterogêneo de diferentes litologias que costumam mudar o comportamento mecânico localmente, influencia diretamente o resultado dos desmontes, sendo necessária uma análise particular a cada avanço da frente de lavra ou através da setorização do maciço lavrado.

A heterogeneidade da rocha faz com que na mesma mina, em diferentes setores, as rochas respondam de formas diferentes à detonação. Em geral se relaciona a blastabilidade de uma rocha à sua dureza: quanto maior a dureza, maior a quantidade de energia (explosivo) necessária para fragmentá-la. Por outro lado, a fragilidade da rocha é um importante parâmetro a ser considerado. O quartzito, como rocha dura, porém frágil, responde bem à onda de detonação, quebrando-se e gerando fissuras que depois serão propagadas. Em contrapartida, rochas brandas e elásticas, tendem a absorver grande parte da energia de detonação através da deformação, sem gerar fissuras. Neste caso a expansão dos gases não será tão efetiva na fragmentação. Por isso, em rochas brandas, aconselha-se o uso de explosivos com menores velocidades de detonação e para rochas duras, maiores velocidades (Alonso, 2013).

As estratificações são outro importante variável na eficiência das detonações. Estratos são planos de menor resistência à tração, como bandamentos em rochas ígneas e metamórficas e os acamamentos em rochas sedimentares. Estes planos se tornam direção

preferencial de propagação das fraturas durante a expansão gasosa dos explosivos, o que pode ou não ser benéfico para a fragmentação. Todavia, fissuras pré-existentes na rocha são abertas durante a explosão, de forma a melhorar o desempenho dos explosivos. Segundo Alonso (2013) a orientação das estratificações pode ter grandes influência no resultado dos desmontes. A Figura 18 mostra estes efeitos.

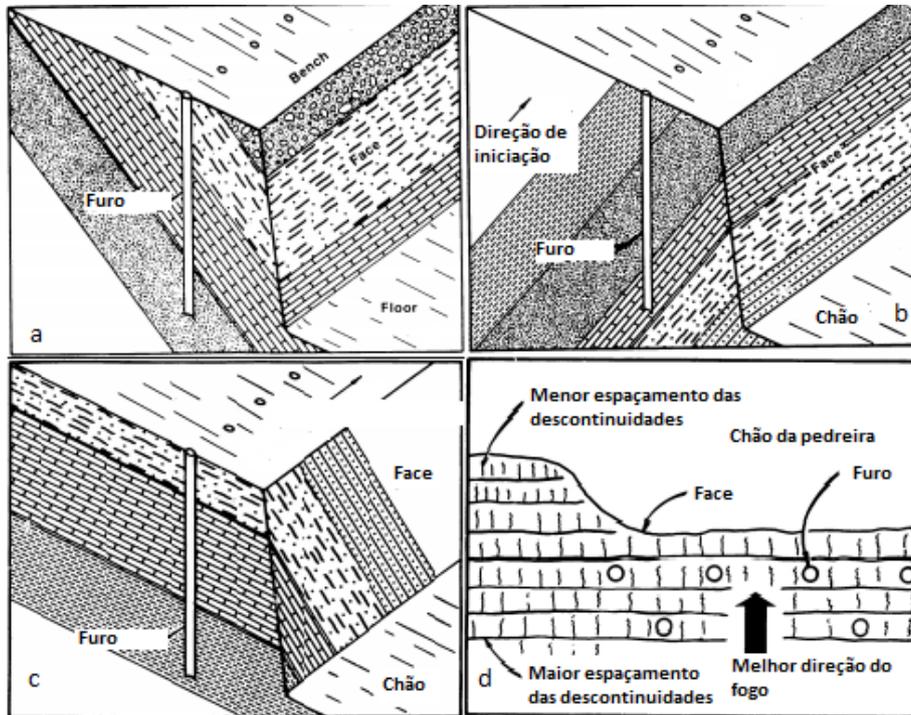


Figura 18 - Configurações de relação entre o mergulho das estratificações e a face do talude. a) Estratos mergulhando a favor da face: pode ocorrer overbreaks na crista do banco; (b) Estratos mergulhando contra a face: ocorrência de repés no pé do banco; (c) Estratos perpendiculares à face: diferença de dureza entre os estratos pode gerar face irregular; (d) Estratos paralelos à face do talude: fragmentação homogênea, projeção do material fragmentado. Fonte: adaptado de Alonso (2013).

3.4.2 Influência dos explosivos

Dentre os parâmetros relacionados aos explosivos que influenciam no resultado do desmonte, cita-se o volume de gases, uma vez que é responsável pela abertura de fissuras e fraturas pré-existentes na rocha.

A pressão de detonação também possui influência significativa. As maiores pressões de detonação estão relacionadas aos explosivos mais densos e com os de maior velocidade de detonação, que se relacionam de forma quadrática. A pressão de detonação é responsável pela fragmentação por compressão ao redor do furo, onde se geram os finos e se geram fraturas que serão posteriormente propagadas pela expansão dos gases de detonação.

Bergman e Riggle (1973) realizaram experimentos com blocos de granito (80x80x50 in³) para testar os efeitos da variação das características do explosivo na fragmentação. As conclusões fazem a crer que o aumento carga de explosivos e da pressão no interior do furo aumenta a fragmentação. Ao testar a variação da velocidade de detonação, mostrou-se que maiores velocidades tendem a melhorar a fragmentação, desde que mantidas as outras

propriedades constantes. O estudo também mostra que explosivos mais densos obterão melhores resultados na fragmentação do que explosivos pouco densos, pois possuem maiores razão de carga e energia de detonação.

Ma e An (2008), comentam que a razão de carregamento é diretamente proporcional ao raio da zona de pulverização (aquela ao redor do furo que sofre fratura por compressão), uma vez a velocidade de detonação na coluna de explosivo e, conseqüentemente, a pressão aplicada na parede do furo também aumentam quanto maior a razão de carga no furo.

A taxa de aumento da pressão interna no furo é um parâmetro fundamental na para a fragmentação da rocha. Ma e An (2008) mostram uma simulação com 3 taxas diferentes de aumento da carga interna num furo de 0,05 metros de raio, em um corpo de prova cúbico de 6 metros de lado. A uma alta taxa de 20 MPa/ μ s, apenas uma zona de fratura com pequeno raio é criada, já que a energia primária é dissipada. Reduzindo-se a taxa pela metade, a 10 MPa/ μ s, uma zona de fratura com raio maior que a primeira é criada, com fraturas radiais. Por fim, a uma taxa de 1,0 MPa/ μ s, criam-se grandes fraturas radiais com uma pequena zona de pulverização. As Figura 19 Figura 20 Figura 19 - Padrões de fratura para diferentes razões de carregamento. $P_0=100$ MPa, $\beta/x=1,5$: (a) 20 MPa/ μ s, (b) 10MPa/ μ s e (c) 1,0 MPa/ μ s. Fonte: Ma e An (2008)apresentam os resultados dessas simulações.

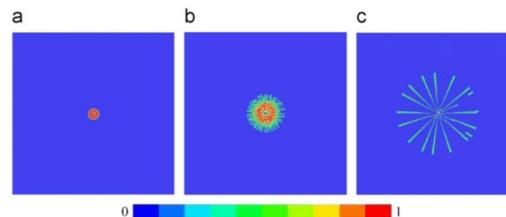


Figura 19 - Padrões de fratura para diferentes razões de carregamento. $P_0=100$ MPa, $\beta/x=1,5$: (a) 20 MPa/ μ s, (b) 10MPa/ μ s e (c) 1,0 MPa/ μ s. Fonte: Ma e An (2008)

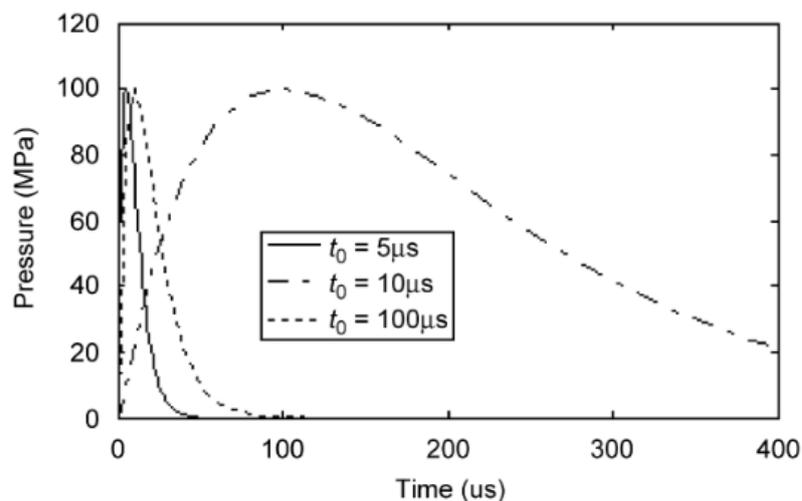


Figura 20 - Pressão no furo (MPa) em função do tempo (μ s). Fonte Ma e An (2008)

3.4.3 Influência da face livre

Um desmorte deve ocorrer sempre nas proximidades de uma face livre. Ela reflete as ondas esforço compressivas, então as ondas refletidas e as que caminham em direção à face se sobrepõem, gerando uma onda de tração. Se a onda superar o limite de resistência dinâmica à tração da rocha ela se rompe, lascando no sentido da face para o centro do furo (Ma e An, 2008). A Figura 21 mostra como o fenômeno ocorre.

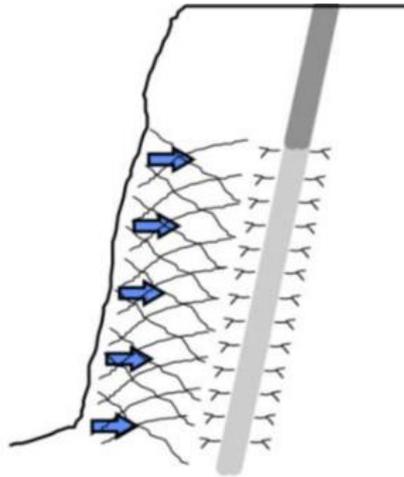


Figura 21 - Reflexão das ondas de choque na face livre. Fonte: Zhu (2007)

A energia da onda refletida depende da distância entre o furo e a face livre. Por isso, em bancos inclinados, os furos com mesma inclinação da face produzem uma fragmentação melhor do que os verticais, uma vez que na base do furo a distância é maior que no topo, com o perigo de formação de repés ou grandes blocos na base do banco.

O afastamento dos furos deve ser determinado, portanto, levando em conta o raio de influência da detonação, de acordo com a carga do furo e das características do explosivo. A face livre pode ser considerada, entretanto, como limitada ou ilimitada, para o cálculo do espaçamento.

Os retardos na detonação têm um papel determinante na qualidade da fragmentação. A cada explosão se retira uma fatia de rocha e se cria uma face livre e, na prática, cada fileira de explosivo será a face livre da fileira seguinte.

Ma e An (2008) simularam a influência de uma face livre próxima ao furo na fragmentação de um bloco conforme a Figura 22. Na Figura 23 é possível observar o resultado das simulações em diferentes instantes da detonação. Pode-se notar a fragmentação acentuada na zona próxima à face, devido à reflexão das ondas compressivas, que geram ondas de tração.

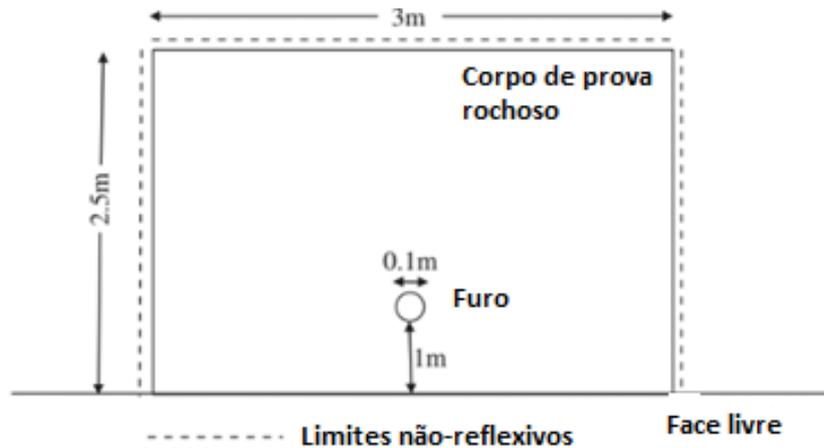


Figura 22 - Modelo de bloco usado na simulação. Fonte: Ma e An (2008)

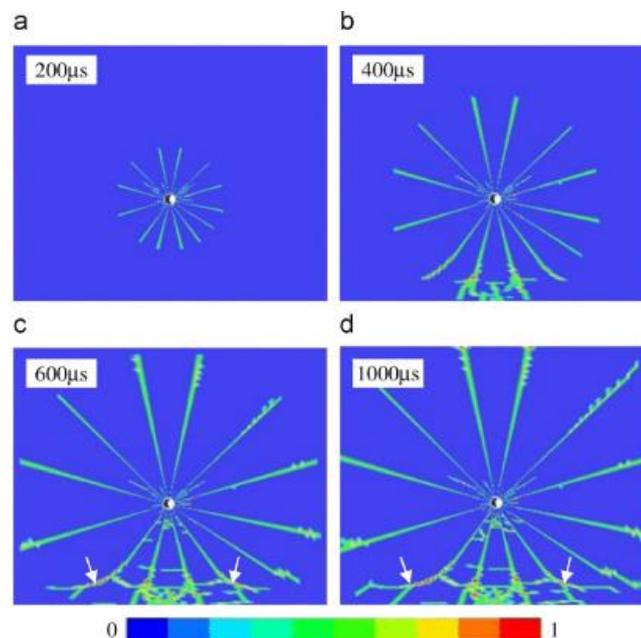


Figura 23 - Processo de propagação de fraturas num modelo de uma face livre. Fonte: Ma e An (2008)

3.4.4 Influência das discontinuidades

Como mencionado nos itens anteriores o maciço possui um comportamento mecânico diferente da rocha intacta, uma vez que contém inúmeras fraturas, juntas, acamamentos, xistosidades, planos de fraquezas gerados por mineralizações heterogêneas, direcionais e anisotropias. As discontinuidades são importantíssimas no desmorte, por influenciar diretamente na sua qualidade, na formação de repés ou *over* e *underbreak* e na segurança do banco remanescente.

O mais importante na descrição de um maciço rochoso para o desmorte é saber como se dá a frequência das discontinuidades, número de famílias e sua orientação, as intercessões destes planos com a face do talude e com a superfície. Ademais, um maciço cuja rocha é defeituosa em diferentes escalas, será mais susceptível à ação da detonação. Do ponto de vista

da otimização do desmonte, é natural pensar nas descontinuidades como vantajosas para a fragmentação, uma vez que elas delimitam blocos de rocha com tamanhos menores que o maciço como um todo. Entretanto, para um entendimento mais realista do comportamento do maciço sob tensão e vibração, é necessário também entender a deformabilidade plástica e elástica das descontinuidades. Nelas a resistência à tração é considerada muito baixa ou nula, em alguns casos.

Ma e An (2008) reforçam que as descontinuidades têm efeitos importantes no resultado de um desmonte. As simulações realizadas pelos autores revelam que a onda sofre reflexão na descontinuidade, devido à abertura, que age como uma face livre. A reflexão altera substancialmente o padrão de fratura, pois forma-se uma zona próxima à descontinuidade que sofre fratura por tração (como numa face livre) e que se espalha lateralmente. Além disso, estas fraturas interagem com algumas fraturas radiais propagadas desde o centro do furo, criando uma zona altamente fraturada próxima a descontinuidade. Por outro lado, a orientação em relação à face livre interfere no padrão de fragmentação da rocha delimitada pelas descontinuidades: quando esta é paralela à face livre, o bloco delimitado entre a face e o plano sofre fragmentação, pois a onda é transferida através da descontinuidade. No caso de serem perpendiculares, não ocorre dano no bloco afrente da descontinuidade.

Persson (1994) comenta sobre a influência de fatores geológicos ligados às descontinuidades. Planos de acamamento em rochas sedimentares e foliações em rochas metamórficas podem apresentar propriedades mecânicas direcionais, podendo também representar direção preferencial de propagação de fraturas, devido à menor resistência à tração ao longo destes planos. Estas características podem inclusive causar um efeito de escala na previsão da fragmentação e deve-se leva-las em conta no cálculo do diâmetro do furo. Para um resultado homogêneo do desmonte, a carga do furo deve estar distribuída uniformemente no volume de influência, o que pode não acontecer caso o plano de fogo não leve em consideração as características geológicas do maciço. Entretanto, o engenheiro pode tirar vantagem das descontinuidades, em alguns casos, se entender como pode diminuir o diâmetro do furo (e os custos de perfuração e explosivos) aproveitando o faturamento inicial do maciço.

3.4.5 Influência da geometria do plano de fogo

Para se otimizar a fragmentação, deve-se ter em mente três objetivos: maximizar fragmentação para uso futuro, minimizar danos ambientais e manter custos mínimos ou sensatos (Johnson, 2014). A fragmentação pode ser otimizada através da variação da geometria do plano de fogo e do explosivo utilizado.

Os estudos de Bergman e Riggle (1973) revelam que a diminuição no afastamento dos furos gera uma melhor fragmentação da rocha. Isso explica também porque o uso dos furos na mesma inclinação da face do banco é mais eficiente do que furos verticais (não levando em conta as dificuldades de execução dos furos), uma vez que a distância entre o furo e a face é constante por todo o comprimento da furação. Furos verticais resultam em distâncias maiores na parte inferior do furo, fazendo-se necessário o uso da carga de fundo.

A fragmentação na zona de pulverização do furo gera a fração fina do desmonte, como discutido nos capítulos anteriores. A fração grossa, por outro lado, é gerada pela propagação de fraturas radiais e pelo fenômeno de *spalling*, ou seja, a fragmentação devido à reflexão das ondas na face livre (ruptura por tração). As fraturas radiais delimitam blocos entre duas fraturas consecutivas. Conseqüentemente, quanto maiores seus comprimentos, maiores os blocos delimitados. O aumento do afastamento dos furos, bem como o espaçamento, gera zonas de influência maiores, ou seja, maiores os blocos de rocha formados. Igualmente, o *spalling* é acentuado em menores afastamentos. A Figura 24 demonstra o efeito do aumento do afastamento na fragmentação.

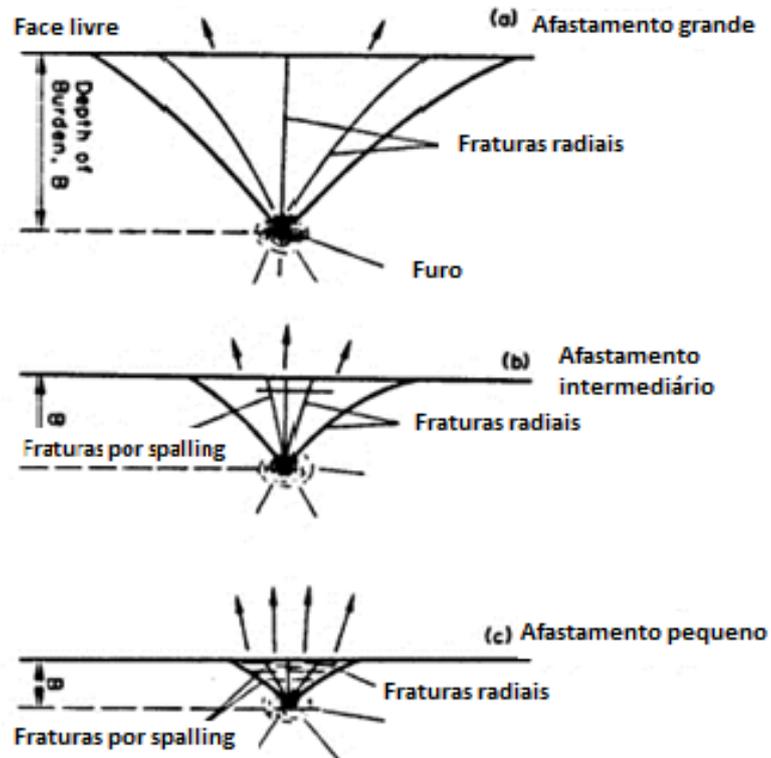


Figura 24 - Padrões de fratura observados num granito com diferentes afastamentos. Fonte: Bergman e Riggle (1973)

A inclinação dos furos em relação à face é importante devido à eficiência da energia liberada pela coluna de detonação e quanto à reflexão das ondas na face. Como mostra a Figura 25 - Perfuração inclinada versus vertical. Fonte: Alonso (2013) Figura 25.

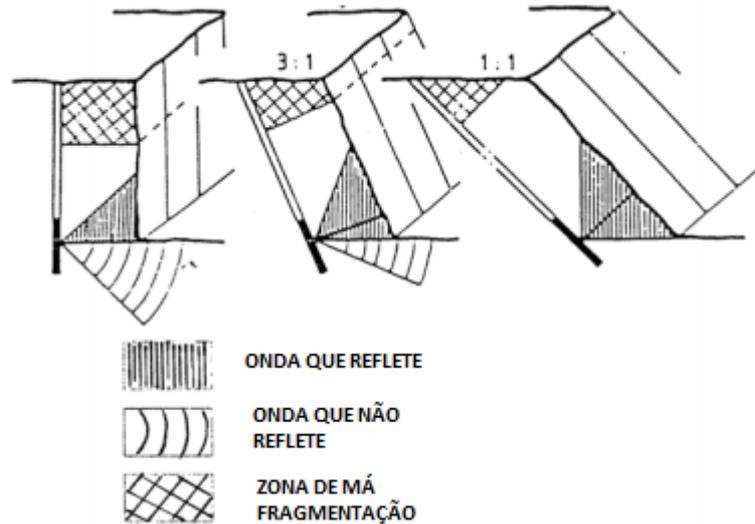


Figura 25 - Perfuração inclinada versus vertical. Fonte: Alonso (2013)

3.5 Os modelos de fragmentação

Inúmeros modelos empíricos foram propostos ao longo do tempo a fim de prever a fragmentação de um maciço após a detonação. Dentre eles estão os modelos citados por Kansake et al. (2016): Bond-Ram, a equação de Rustan, EBT (Energy Block Transition), SweDeFo (Swedish Detonic Foundation), Kuz-Ram (largamente difundido e utilizado, 1983), de Larson, de Rosin-Rammler, KCO (Kuznetsov-Cunningham-Ouchterlony, 2005), modelo de Hung e Katsabanis, Modified Kuz-Ram (2009), CZM (Crushed Zone Model, 1999), TCM (Two Component Model, 1999), ANN (Artificial Neural Networks, 2005), dentre outros menos utilizados. Alguns modelos são evoluções de modelos anteriores, ou modificações que sanam limitações e adequam para determinada condição, a medida que consideram mais ou menos parâmetro importantes numa detonação.

O desenvolvimento de modelos de fragmentação empíricos é sempre difícil devido a inúmeras dificuldades técnicas e mesmo tecnológicas durante os estudos. Cunningham (2005) discorre sobre as limitações dos modelos empíricos para a previsão da fragmentação no desmonte por explosivos, dividindo-as em três categorias: parâmetros não levados em consideração, limitações de medida de fragmentação e dificuldades de dimensionar os efeitos da detonação.

Geralmente os modelos não consideram todas as características da rocha, a densidade espacial dos furos, a influência da subfuração e do tampão, o comportamento da detonação (velocidade de detonação), os efeitos do ar e da água e as condições de contorno do volume desmontado (faces influenciadas por detonações anteriores e condições geológicas).

Dentre as limitações de medida de fragmentação, o fator mais complexo é a obtenção de amostras representativas do material desmontado, devido à escala de operações. A grande dificuldade está na medida correta dos finos, que se perdem na poeira e pela água ou dos que se formam pela circulação dos equipamentos após a detonação, e dos blocos maiores que precisam de desmonte secundário. O imageamento por fotos da pilha ou de caminhões carregados têm sido utilizados com maior sucesso para determinar a distribuição

granulométrica da pilha detonada, mesmo com algumas limitações, dentre as quais pode-se citar problemas de resolução, ângulo, dificuldade de detectar fragmentos menores que 40 mm , dificuldade de detectar as três dimensões das amostras e detectar somente fragmentos superficiais (nem sempre representativos de toda a pilha).

Além disso, é extremamente difícil reproduzir uma detonação em escala laboratorial, ou mesmo ter um resultado representativo da detonação do maciço com o uso de materiais alternativos e a modelagem equivocada pode levar a conclusões falsas.

3.5.1 O modelo Kuz-Ram (1983)

O modelo de fragmentação de Kuz-Ram foi desenvolvido por Cunningham (1983), integrando os trabalhos de Rosin Rammler (1933) e Kuznetsov (1973).

Rosin Rammler (1933) propõe a equação que fornece a porcentagem R_x , em massa, do material passante numa peneira com abertura x , como indicado na Equação 3.20.

$$R_x = 1 - e^{-0,693\left(\frac{x}{x_m}\right)^n} \quad (18)$$

Onde x_0 é o tamanho característico de partícula que permite que 62,3% ($1-1/e=0,632$) do material passe pela peneira de abertura x , x_m é o tamanho médio das partículas, e n é o índice de uniformidade do material (fator geométrico geralmente entre 0,7 e 2,0).

Kuznetsov (1973) propôs a equação para o tamanho médio das partículas (x_m) de uma pilha desmontada, que foi adaptada por Cunningham (1983):

$$x_m = AK^{-0,8}Q_e^{1/6}\left(\frac{115}{RWS}\right)^{19/20} \quad (19)$$

Onde A é o chamado Fator de Rocha, função das características do maciço; K é o Fator de Carga ($K=Q_e/V_0$, massa em kg de explosivo por m^3 de rocha desmontada, V_0 é o volume de rocha desmontado por furo (m^3)); Q_e é a massa de explosivo no furo (kg); 115 é a energia relativa do TNT; e RWS , ou E_r (%), é a energia relativa do explosivo utilizado em relação ao ANFO ($RWS_{ANFO}=100$) que pode ser calculada através da Equação de Tidman (1991):

$$E_r = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n}\right)^2 \cdot RSW_e \quad (20)$$

Onde VOD_e é a velocidade de detonação efetiva em m/s (medida em campo); VOD_n é a velocidade de detonação nominal em m/s (no rótulo do produto); e RSW é a energia relativa do ANFO ($RSW_{ANFO}=100$).

Cunningham (1987) propôs a fórmula do índice de uniformidade (n , tipicamente entre 0,7 e 2), após ensaios de campo, em função das características geométricas do plano de fogo. Para um único tipo de explosivo no furo, tem-se que:

$$n = \left[2,2 - 14 \left(\frac{B}{D} \right) \right] \cdot \left[\frac{\left(1 + \frac{S}{B} \right)}{2} \right]^{0,5} \cdot \left[\left(1 - \frac{W}{B} \right) \cdot \frac{L}{H} \right] \quad (21)$$

Caso haja carga e fundo e carga de coluna, com explosivos diferentes, a equação é modificada para:

$$n = \left[2,2 - 14 \left(\frac{B}{D} \right) \right] \cdot \left[\frac{\left(1 + \frac{S}{B} \right)}{2} \right]^{0,5} \cdot \left\{ \left(1 - \frac{W}{B} \right) \cdot \left[\text{abs} \frac{(BCL - CCL)}{L} + 0,1 \right]^{0,1} \cdot \left(\frac{L}{H} \right) \right\} \quad (22)$$

Onde B é o afastamento (m); S o espaçamento (m); D o diâmetro do furo (mm); W o desvio padrão da precisão do furo (m); L o comprimento da carga (m); BCL o comprimento da carga de fundo (m); CCL o comprimento da carga de coluna (m); e H a altura do banco (m). Percebe-se que o índice de uniformidade de Cunningham não incorpora parâmetros da rocha ou características dos explosivos.

O Fator de Rocha (A) é calculado através da proposta de Cuningham (1987), como indicado na Equação 17. O Fator de Rocha proposto é eficaz para rochas homogêneas com poucas descontinuidades, enquanto não o é para rochas muito fraturadas e pouco homogêneas.

Cunningham (2005) propõe uma correção C(A) para o fator de rocha A, entre 0.5 e 2, caso se perceba pelas previsões preliminares que o fator de rocha está super ou subestimado e outro fator A_t (*timing factor*) para adequar-se aos novos detonadores elétricos. Além disso, introduz uma correção para o índice de uniformidade C(n) (fator de dispersão).

O modelo de fragmentação de Kuz-Ram é, portanto, de fácil modelagem computacional e aplicável aos casos que lidam com rochas duras e que geram poucos finos, uma vez que sua maior limitação é a previsão da fração fina de rocha gerada na detonação (Cunningham, 2005; Kansake et al., 2016; Johnson 2014), fato que tem sido estudado e superado pela proposição de métodos mais eficientes na previsão de finos do material desmontado. Outra desvantagem é que o modelo não leva em conta o efeito dos detonadores eletrônicos e elétricos atuais e seu tempo de atraso curtíssimo e preciso, não levando em conta o efeito da detonação de furos adjacentes (Cunningham, 2005; Kansake et al., 2016).

Não obstante suas limitações, a facilidade de se parametrizar e trabalhar com diferentes layouts em planilhas, possibilitou que o modelo Kuz-Ram fosse largamente utilizado (Johnson, 2014; Cunningham, 2005). Até 1987 não foi muito contestado. Entretanto, da necessidade de atender melhor às situações em que o modelo não era representativo, alguns pesquisadores propuseram modificações.

3.5.2 O Modelo JKMRC – TCM (1999)

Os modelos JKMRC foram desenvolvidos por um grupo de pesquisadores da Universidade de Queensland, na Austrália, de forma a introduzir na análise do modelo de fragmentação de Kuz-Ram a teoria das zonas de fragmentação no desmonte. Assumem-se

duas regiões circuncêntricas que sofrem ruptura por mecanismos distintos e, portanto, não poderiam gerar produtos semelhantes.

Os principais mecanismos de fratura durante uma detonação são a ruptura compressivo-cisalhante na região próxima aos furos, ou zona de pulverização, onde o material recebe a maior parte da energia da detonação e, portanto, onde se gera grande quantidade de finos; e a ruptura por tração na região mais externa ao furo, onde as falhas preexistentes são estendidas radialmente e novas rupturas são geradas por tração, como é mostrado na Figura 3.25.



Figura 3.25 - Regiões que sofrem fraturamento na detonação. Fonte: Morais (2004).

O modelo das duas componentes (*Two Component Model*) é uma adaptação do modelo Kuz-Ram. Segundo Djordjevic (1999), a variação de pressão no furo devido à expansão gasosa e a concentração da energia de detonação na região próxima ao centro do furo geram duas regiões concêntricas que têm produtos com diferentes granulometrias. Por este motivo, após o desmonte, a pilha será composta por duas frações diferentes de material, uma mais fina proveniente da zona de pulverização e uma mais grosseira. É preciso, portanto, analisar as duas componentes de fragmentação separadamente.

Na porção de fragmentos finos do volume desmontado por um furo (F_c), que sofre ruptura compressivo-cisalhante, ou seja, a porção fina que se encontra na zona de pulverização, a influência das estruturas da rocha é mínima (Djordjevic, 1999). Assim define-se o valor de F_c como indicado na Equação 23.

$$F_c = \frac{M_0}{M} = \left[\frac{(\pi \cdot x^2)}{B \cdot S} \right] \quad (23)$$

Onde x é o raio da zona de pulverização, M_0 é a massa de rocha que sofre ruptura compressivo-cisalhante, M é a massa desmontada por furo, que pode ser calculada através dos parâmetros geométricos do plano de fogo:

$$M = \rho \cdot B \cdot S \cdot H \quad (24)$$

Onde ρ é a densidade da rocha (t/m^3), B é o afastamento (m), S é o espaçamento (m) e H é a altura da bancada (m).

Portanto, a fração grossa da massa de rocha que sofre ruptura por tração é $1-F_c$. Cada porção precisa, assim, ser descrita por uma função de Rosin Rammler (1933) própria:

$$P_1 = 100 \cdot \left(1 - e^{-0,693 \left(\frac{x}{c} \right)^d} \right) \quad (25)$$

$$P_2 = 100 \cdot \left(1 - e^{-0,693 \left(\frac{x}{a} \right)^b} \right) \quad (26)$$

Onde P_1 é a distribuição da fração fina do desmonte e P_2 a distribuição da fração grossa. Os parâmetros d e b são, respectivamente, os índices de uniformidade das frações fina e grossa. Já os parâmetros c e a são os tamanhos médios dos finos e grossos, respectivamente. A soma de P_1 e P_2 dá a distribuição total da pilha:

$$P = F_c \cdot P_1 + (1 - F_c) \cdot P_2 \quad (27)$$

$$P = \left[1 - (1 - F_c) \cdot e^{-0,693 \left(\frac{x}{a} \right)^b} - F_c \cdot e^{-0,693 \left(\frac{x}{c} \right)^d} \right] \quad (28)$$

Segundo Djordjevic (1999) a fração F_c pode ser igual ou aproximadamente igual a zero em rochas muito duras e maciças, neste caso a equação $P=P_1$, ou seja, a equação original de Rosin Rammler. O autor considera como finos os fragmentos menores ou iguais a 50 mm.

Crum et al. (1990), apud Djordjevic (1999) demonstra que a geração de finos é independente da escala da detonação, uma vez que os explosivos tenham as mesmas características dos usados em campo e a rocha seja representativa do maciço. Para calcular o valor de F_c , o autor sugere que através do critério de resistência de Griffith possa-se encontrar o raio de influência da zona de ruptura compressivo-cisalhante:

$$(\sigma_1 - \sigma_2)^2 - 8T_0 \cdot (\sigma_1 + \sigma_2) = 0 \quad (29)$$

Assumindo o coeficiente de Poisson $\nu = 0,25$ e $\sigma_2 = \left[\frac{\nu}{1-\nu} \right] \sigma_1$, r é que é dado por:

$$r = \frac{D}{\sqrt{24 \frac{T_0}{P_b}}} \quad (30)$$

Onde r é o raio da região de fratura compressivo-cisalhante, D o raio do furo (mm), T_0 a resistência à tração da rocha e P_b o pico de tensão no furo devido à detonação, que é dada pela equação de Person, Holmberg e Lee (1994):

$$P_b = \rho \frac{VOD^2}{4} \quad (31)$$

Onde P_b é dado em Pa, VOD a velocidade de detonação (m/s) e ρ a densidade do explosivo (kg/m³).

O tamanho médio da fração grossa do modelo TCM (a) pode ser calculada segundo a equação 32, segundo Morais (2004).

$$a = X_{\left(50+100\frac{F_c}{2}\right)} \text{ da curva de Kuz-Ram} \quad (32)$$

Já o tamanho médio da fração fina (c) é dado pela curva granulométrica da fração fina do desmonte, através do resultado do peneiramento.

O índice de uniformidade da fração fina (d) pode ser calculado também pela proposta de Morais (2004) através da substituição da porcentagem de finos e do tamanho médio dos finos c na distribuição de Rosin-Rammler, conforme indicado na equação 33.

$$d = n_{finos} = \frac{\ln \left[\ln \left(\frac{1}{(1 - F_c)^{0.693}} \right) \right]}{\ln \left(\frac{1}{X_{50}} \right)} \quad (33)$$

Onde X_{50} é o tamanho médio de Kuz-Ram.

Por fim, o índice de uniformidade da fração grossa (c) pode ser considerado como igual ao n no modelo Kuz-Ram, uma vez que ele representa a fração P_2 do modelo TCM com bastante fidelidade.

3.5.3 O Modelo KCO (Kuznetsov-Cunningham-Ouchterlony, 2005)

Este modelo é uma modificação do modelo Kuz-Ram proposta por Ouchterlony (2005), onde a equação de Rosin-Rammler é substituída pela função Swebrec e o índice de uniformidade é substituído pelo fator de ondulação da curva (Ouchterlony, 2005; Kansake et al., 2016). O KCO possui duas grandes vantagens sobre modelo Kuz-Ram: uma maior eficiência na previsão dos finos e do tamanho máximo dos fragmentos (Ouchterlony, 2005).

A função Swebrec substitui a equação de Rosin Rammler e é dada por:

$$P(x) = \frac{1}{\left\{ 1 + \left[\frac{\ln \left(\frac{x_{max}}{x} \right)}{\ln \left(\frac{x_{max}}{x_{50}} \right)} \right]^b \right\}} \quad (34)$$

Onde $P(x)$ é a porcentagem de material passante numa peneira com abertura X (cm), b é o fator de ondulação da curva, X_{50} é o tamanho médio da distribuição granulométrica da pilha de material desmontado (cm) e X_{max} é o tamanho máximo dos blocos formados na detonação (cm).

Kansane et al. (2005) dizem que X_{max} pode ser calculado como a média geométrica entre o afastamento e o espaçamento.

O fator de ondulação da curva (b) é um fator geométrico, função do índice de uniformidade n de Cunningham (1987) e é dado por:

$$b = \left[2 \cdot \ln 2 \cdot \ln \left(\frac{x_{max}}{x_{50}} \right) \right] \cdot n \quad (35)$$

3.5.4 Medição da fragmentação real e análises de imagem

A escolha do melhor método de previsão nem sempre é um processo fácil ou intuitiva, entretanto pode-se dizer que os métodos empíricos e semiempíricos foram desenvolvidos através de estudos de determinados tipos de rocha, o que não os torna necessariamente aplicáveis a todos os tipos de rocha. Como exemplo, para rochas muito competentes, o modelo TCM se equipara ao Kuz-Ram, devido à fração F_c ser desprezível neste caso. Outros modelos são aconselhados para rochas mais ou menos competentes. Para determinar, portanto, o melhor método de previsão de fragmentação no desmonte em determinada situação, deve-se realizar um processo de validação, para conhecer aquele que melhor se adequa ao caso de estudo. Este estudo passa pela comparação dos resultados simulados com os dados reais da fragmentação gerada num desmonte.

Existe uma grande dificuldade de medição da fragmentação real no desmonte. Esta dificuldade se dá principalmente pelos seguintes motivos:

- Escala de detonação: A grande escala de trabalho, na ordem de milhares de toneladas, impossibilita uma aferição real da distribuição granulométrica do produto do desmonte, sendo impossível ensaiar toda a massa de rocha em laboratório. Para tal, deve-se realizar uma amostragem representativa do todo;
- Dificuldades de amostragem representativa: Uma amostragem representativa deve ser realizada com o recolhimento de frações de cada faixa granulométrica com massas proporcionalmente iguais ao todo. Entretanto, um desmonte produz fragmentos de diferentes ordens de grandeza, desde finos na ordem de milímetros a metro de diâmetro médio, ou fragmentos de frações de grama a fragmentos de toneladas. Esta diferença dificulta ou até mesmo impossibilita uma amostragem bem-feita para análise em laboratório. Além disso, fragmentos grandes são de difícil manejo e análise em laboratório, o que impossibilita a real medida dos finos e grossos do desmonte.
- Efeito de sobreposição dos grossos: Naturalmente os fragmentos maiores tendem a se alocar na parte superior da pilha, devido ao efeito da detonação. Gera-se uma

zona de produção de grossos no desmonte, uma vez que a energia de detonação atua de forma menos eficaz na parte superior do banco, efeito causado pelo tamponamento. Esta zona será responsável pelos maiores fragmentos gerados e eles serão alocados acima da pilha, como mostra a Figura 26. Esta superposição de fragmentos grandes que impedem o acesso à fração mais fina, dificulta uma boa amostragem e a visualização da fração fina.



Figura 26 – Formação da zona de geração de fragmentos grossos num desmonte, causado pelo efeito do tamponamento. Fonte: Kanchibotla et al. (1999)

Diante destas dificuldades, foram desenvolvidos métodos por softwares de análises da granulometria da pilha desmontada baseados no mapeamento dos fragmentos por fotografias, usando escalas em diferentes profundidades, o que permite a comparação entre os tamanhos dos fragmentos com, possibilitando a análise da distribuição granulométrica. Tais softwares permitem a análise de qualquer faixa granulométrica com diversas aplicabilidades. Além disso, pode-se analisar imagens tanto da pilha desmontada, quanto caçambas de caminhões, correias transportadoras ou mesmo pequenas amostras de finos em microscópios. Os métodos são limitados, mas podem ser representativos. Primeiramente, para uma análise mais realista possível, são necessárias análises do maior número possível de imagens em diferentes ângulos, de forma que capture toda a pilha e mostre claramente as frações fina e grossa. Além disso, são necessárias duas escalas em diferentes profundidades, de forma que o software identifique a influência da profundidade e analise a pilha de forma tridimensional. Uma boa análise pode gerar resultados com erros próximos de 5% para a distribuição da fragmentação. Os softwares mais populares utilizados atualmente são o WipFrag, FragScan, GoldSize e o Desktop.

4 - METODOLOGIA

A metodologia de execução do trabalho seguiu a seguinte ordem de execução:

- i. Escolha da pedreira cujo estudo de caso será realizado;
- ii. Seleção dos modelos de fragmentação a serem utilizados na análise;
- iii. Obtenção dos dados do plano de fogo, de amostras e imagens do desmonte;
- iv. Realização dos ensaios de laboratório para obtenção dos parâmetros dos modelos;
- v. Desenvolvimento das planilhas de cálculo e gráficos;
- vi. Análise dos resultados obtidos.

4.1 Localização da pedreira

A pedreira cujo desmonte foi analisado localiza-se na cidade de Divinópolis, em Minas Gerais. A Dibrita Britadora Divinópolis Ltda, empresa que realiza a lavra da mina, é fornecedora de britas, pedra de Gnaisse e areia para a construção civil na cidade de Divinópolis, Minas Gerais e região.

4.1 Escolha dos modelos de fragmentação

De acordo com o levantamento bibliográfico desenvolvido e análise de softwares que trazem as opções de análise e previsão de fragmentação, observou-se que os modelos de fragmentação mais utilizados na prática são os modelos Kuz-Ram e KCO, apesar de suas limitações. Ambos os modelos são de fácil formulação e necessitam poucos dados de entrada para obtenção dos seus parâmetros. O preço de softwares comerciais pode levar algumas empresas a lançar mão de ferramentas alternativas para controle e desenvolvimento da mina. Por este motivo, muitas empresas utilizam-se de planilhas próprias, com o uso de softwares baratos como o Excel.

Os modelos de fragmentação da JKRMC possuem a vantagem da previsão da fração fina do desmonte, importantes para a abordagem *Mine to Mill*, principalmente no caso de rochas brandas ou de competência média, devido a sua abordagem teórica, que considera duas zonas de fragmentação diferentes. Estes tendem a ser mais precisos, mas em caso de rochas muito competentes podem gerar resultados semelhantes aos dos modelos Kuz-Ram e KCO. Hall e Brunton (2002) compararam os modelos Kuz-Ram e TCM e identificaram que 12 dos 13 parâmetros analisados são necessários para desenvolver o modelo TCM (Tabela 5 - Parâmetros de entrada dos modelos Kuz-Ram, KCO e TCM. Fonte: Própria.Tabela 5).

Uma vez que se observa na pedreira em estudo uma quantidade significativa de finos como resultado do desmonte, achou-se necessária a análise segundo um dos métodos JKRMC. Portanto, apesar da complexidade, escolheu-se trabalhar com o TCM. O trabalho foi conduzido então comparando os modelos Kuz-Ram, KCO e TCM.

Tabela 5 - Parâmetros de entrada dos modelos Kuz-Ram, KCO e TCM. Fonte: Própria.

Parâmetro	Kuz-Ram	TCM	KCO
Densidade	x	x	x
Resistência à compressão uniaxial	x	x	x
Resistência à tensão	x	x	x
Módulo de Young	x	x	x
Tamanho médio		x	
Mergulho das descontinuidades		x	
Direção das descontinuidades		x	
Diâmetro mínimo			
VOD		x	
Raio do furo		x	
RWS		x	
Fração de finos		x	
Diâmetro máximo			x

4.3 Obtenção dos dados do plano de fogo

Os parâmetros do plano de fogo avaliado estão exibidos na Tabela 6.

Tabela 6 - Plano de fogo avaliado. Fonte: Própria.

Parâmetro	Símbolo	Unidade	Valor
Diâmetro dos furos	D	mm	75
Afastamento	S	m	2,3
Espaçamento	B	m	5,2
Subfuração	J	m	1
Tampão	T	m	1,7
Altura do Banco	H	m	18
Comprimento do Furo	L	m	19
Comprimento da Carga	C	m	17,3
Carga de Fundo	Cf	m	0
Carga de Coluna	Cc	m	17,3
Número de furos	N	-	30
Inclinação	α	°	0
Total Desmontado	TD	ton	16791,8
Volume Total Desmontado	VT	m ³	6458,4
Volume Desmontado por Furo	VF	m ³	215,28
Carga de Explosivo por Furo	Q _e	Kg	0,0879
Razão Linear	RL	Kg/m	6,257
Razão de Carga Mássica	RCm	Kg/ton	0,2

Razão de Carga Volumétrica RCv kg/m³ 0,52

A Figura 27 apresenta a configuração dos furos em planta e na Figura 28 é possível visualizar a configuração em 3D. Com uma configuração de duas linhas, os furos possuem 75mm de diâmetro (3 polegadas), afastamento de 2,3m, espaçamento de 5,2m e a bancada com 18m de altura.

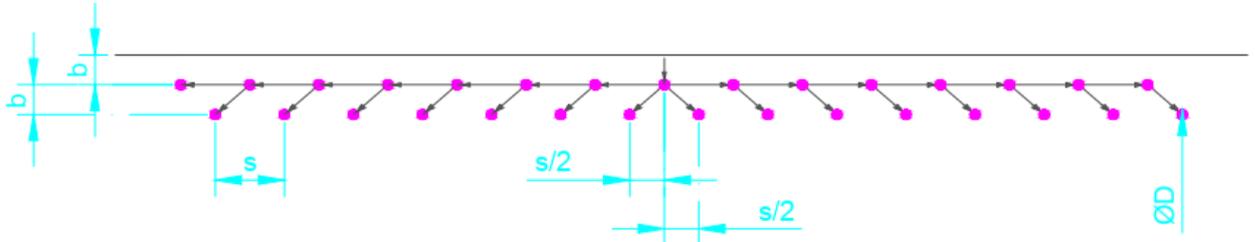


Figura 27 - Configuração do plano de fogo e da sequência de detonação. B=afastamento=2,3m; S=espaçamento=5,2m; D=diâmetro do furo=0,075m. Fonte: Própria.

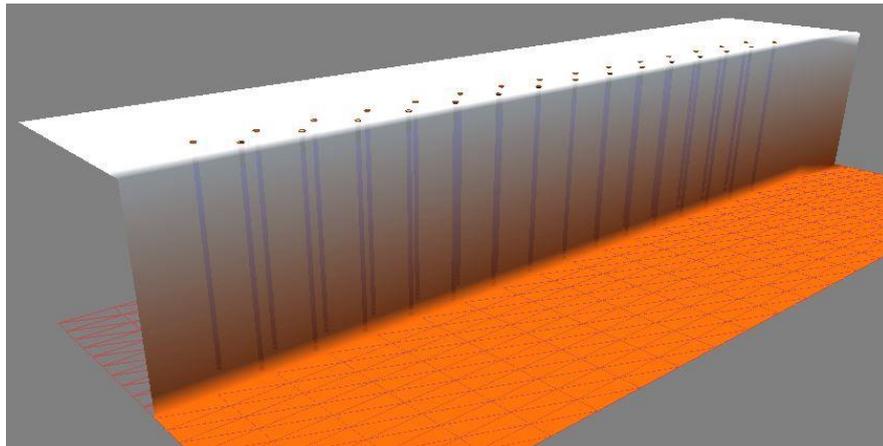


Figura 28 - Representação do banco e dos furos. Fonte: Própria (Layout desenvolvido no programa O-PitBlast).

O explosivo utilizado no desmote foi do tipo emulsão bombeável disponibilizados pela *Orica Mining Services*, cujas propriedades são apresentadas na Tabela 7. Bananas encartuchadas PiroFort (Figura 29 - Emulsão encartuchada utilizados no desmote em caso de trincas no banco e cordéis detonantes. Figura 29 Erro! Fonte de referência não encontrada.) foram também utilizadas no caso de trincas que possam absorver a emulsão bombeada. Para aumentar a sensibilidade da emulsão, foi adicionada uma pequena quantidade de ANFO e Nitrito de Sódio (sensibilizante) na mistura.

Tabela 7 - Propriedades do explosivo. Fonte: adaptado de <http://www.oricaminingervices.com/br/pt>

Propriedades do Explosivo	
Tipo	Emulsão
Densidade (g/cm ³)	1,15
RSW	85,0
VOD _n (km/s)	4,25



Figura 29 - Emulsão encartuchada utilizados no desmorte em caso de trincas no banco e cordéis detonantes.

Na Figura 4.4 é exibida a imagem da frente de lavra e da pila desmontada após a denotação do plano de fogo avaliado.



Figura 30 - Frente de lavra e pilha desmontada. Fonte: Própria.

4.2 Ensaios

Foram realizados os ensaios de compressão pontual a fim de determinar a resistência à compressão uniaxial da rocha, e ensaio de granulometria para obtenção dos parâmetros necessários para a análise pelos modelos selecionados.

O ensaio de granulometria foi realizado com o objetivo de determinar o tamanho médio da fração fina, assim realizou-se a amostragem do material fino maior que 20,0 mm e o peneiramento do mesmo. Foi feito inicialmente o peneiramento a úmido de todo o material, com a primeira peneira de 16#. Seguidamente, secou-se e pesou-se a fração menor que a abertura da peneira e peneirou-se a seco a fração retida. A série de peneiras utilizada está indicada na Tabela 8.

Tabela 8 - Série de peneiras utilizadas no peneiramento. A série em amarelo foi realizada a úmido e a laranja, a seco. Fonte: Própria.

Peneira (#)	Abertura (mm)
0,25	19
0,5	12,7
0,75	6,35
3,5	5,632
8	2,368
12	1,67
14	1,184
16	1,18
20	0,837
28	0,592
48	0,296
65	0,209
100	0,148
-100	

A rocha, um gnaiss de densidade igual a $2,6 \text{ g/cm}^3$ (dado fornecido pela empresa), foi submetida à ensaios de compressão pontual, segundo a norma da American Society for Testing and Materials (2002) para amostras irregulares coletadas em campo. A Figura 31 mostra uma amostra sendo submetida ao ensaio. A resistência média encontrada foi de 131 MPa para dez amostras ensaiadas. Os resultados do ensaio são apresentados na Tabela 9.

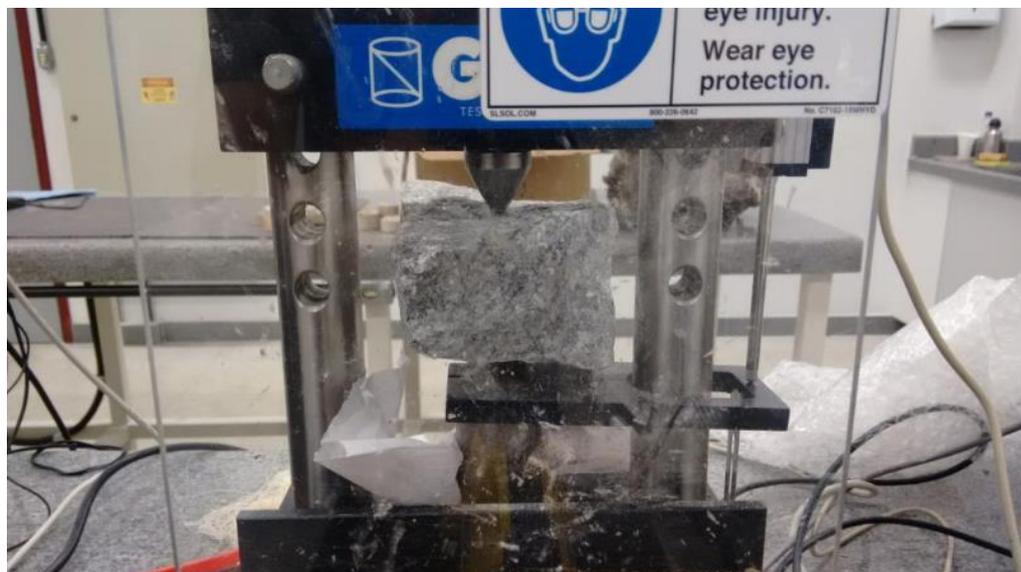


Figura 31 - Amostra submetida ao Ensaio de Compressão Pontual. Fonte: Própria.

Tabela 9 - Resultado dos ensaios de compressão pontual. Fonte: Própria

RCU (MPa)	Is(50) (MPa)
94,54	3,94
344,96	14,37
112,89	4,7
248,1	10,34
114,58	4,77
96,02	4
47,34	1,97
87,44	3,64
79,78	3,32
84,82	3,53
Média	Média
131,047	5,458

4.5 Desenvolvimento das planilhas de cálculo

Para geração dos gráficos da previsão da fragmentação da rocha segundo cada uns dos três modelos foram criadas planilhas utilizando o Excel. As planilhas foram criadas de forma autônoma, com simples formulação dos parâmetros no software, ratificando a simplicidade com que os modelos podem ser aplicados. Nestas planilhas, os inputs são os parâmetros relacionados a cada método. Os resultados são as porções dos fragmentos com diâmetro maiores que um tamanho X (cm), da equação de Rosin-Rammler (1933). Os gráficos gerados são as curvas granulométricas previstas para os resultados de cada método simulado. Nas Figura 32, Figura 33 e Figura 34 é possível visualizar o printscreen das planilhas elaboradas para os três métodos avaliados.

The screenshot shows a detailed Excel spreadsheet for rock fragmentation calculations. It is divided into several sections:

- FRAGMENTAÇÃO DA ROCHA (KUZ-RAM):** A table with columns for 'Descrição', 'Símbolo', 'Penetra', 'Und', and 'Valores'. It lists various parameters like 'Fator de Rocha', 'Tamanho Médio da Partícula', and 'Índice de Uniformidade'.
- Cálculo de A:** A small table with inputs like RDI, VO, HF, and E (Gpa).
- Cálculo de K (Qe/VO):** A table with inputs like Qe, VO, VODe, VOOn, RWS, and Er.
- Cálculo de Er:** A table with inputs like VODe, VOOn, RWS, and Er.
- Cálculo de n:** A table with inputs like B (efast), S (espac), D (diam f), W (desv pad perf), L (comp tot carga), H (alt banco), BCL (comp carga fun), CCL (comp carga col), and abs (abs de BCL-CCL).
- Equations:**
 - $$P(x) = \frac{1}{1 + \left[\ln \left(\frac{X_{max}}{X} \right) \right]^b}$$

$$b = \left[2 \cdot \ln 2 \cdot \ln \left(\frac{X_{max}}{X_{50}} \right) \right] \cdot n$$

$$n = \left[2 \cdot 2 - 14 \left(\frac{B}{D} \right) \right] \left(\frac{1 + S}{2} \right)^{0.5} \left\{ \left[1 - \frac{W}{D} \right] \left[\frac{BCL - CCL}{L} + 0,1 \right] \left(\frac{L}{D} \right) \right\}$$

$$X_m = AK^{-0.8} Q^{1/6} \left(\frac{115}{RWS} \right)^{19/20}$$
- Distribuição de Tamanho dos Fragmentos:** A table with columns for size (cm) and percentage (%).
- Summary Table:** A table with columns for 'Descrição', 'Classificação', and 'Índice'.

Figura 32 - Planilha utilizada para cálculos do modelo KCO (2005). Fonte: Própria.

FRAGMENTAÇÃO DA ROCHA (KUZ-RAM)					Cálculo de A		Cálculo de K (Qe/VO)		Cálculo de Er		Cálculo de n		
Descrição	Símbolo	Peneira	Und	Valores	RDI	Qe	VODe	VODn	RWS	B (afast)	unidade	valor	
Fator de Rocha	A	-	-	0	d (g/cm³)	0	0	0	0	S (espaç)	m		
Tamanho Médio da Partícula	X50	-	cm	#DIV/0!	HF	K	#DIV/0!	Er	#DIV/0!	D (diam f)	mm		
Índice de Uniformidade	n	-	-	-	UCS (Mpa)					W (desv pad perf)	m		
Distribuição de Tamanho dos Fragmentos	P	0,00370	cm	%	#DIV/0!	RMD				L (comp tot carga)	m		
		0,00523	cm	%	#DIV/0!	JF				H (alt banco)	m		
		0,00740	cm	%	#DIV/0!	JPS				BCL (cmp carga fun)	m		
		0,01047	cm	%	#DIV/0!	MS				CCL (cmp carga col)	m		
		0,01480	cm	%	#DIV/0!	DP				abs (abs de BCL-CCL)	m	#VALOR!	
		0,02093	cm	%	#DIV/0!	JPA				1 tipo de explosivo	n1	#DIV/0!	
		0,02960	cm	%	#DIV/0!	A	0	d (g/cm³)		2 tipos de explosivos	n2	#DIV/0!	
		0,04186	cm	%	#DIV/0!	<p>Equação de Rosin-Rammler</p> <p>O percentual passante é calculado por:</p> $P = 100 \left[1 - e^{-0.693 \left(\frac{x}{x_{50}} \right)^n} \right]$ <p>Onde:</p> <p>X: tamanho da malha da peneira;</p> <p>n: índice de uniformidade.</p>							
		0,05920	cm	%	#DIV/0!	<p>A fragmentação é prevista pela equação de Rosin Rammler</p> <p>A Eq de Rosin Rammler é dependente de n e de X50</p> <p>n é calculado de acordo com os dados do plano de fogo, pela Eq de Cunningham</p> <p>X50 é calculado através da Eq de Kuznetsov</p> <p>A Eq de Kuznetsov depende de A (fator de Rocha), de K (Qe/VO), de Qe e de Er</p> <p>O fator de Rocha (A) é calculado pela Eq de Lilly e depende dos parâmetros da Rocha</p> <p>Er é a Energia do Explosivo (%). É calculada pela Eq de Tidman e depende do explosivo</p>							
		0,08372	cm	%	#DIV/0!								
		0,11840	cm	%	#DIV/0!								
		0,16744	cm	%	#DIV/0!								
		0,23680	cm	%	#DIV/0!								
		0,33489	cm	%	#DIV/0!								
		0,47360	cm	%	#DIV/0!								
		0,66977	cm	%	#DIV/0!								
		0,94720	cm	%	#DIV/0!								
		1,33954	cm	%	#DIV/0!								
		1,89440	cm	%	#DIV/0!								
		2,67909	cm	%	#DIV/0!								
		3,78880	cm	%	#DIV/0!								
		5,35817	cm	%	#DIV/0!								
		7,57760	cm	%	#DIV/0!								
		10,71634	cm	%	#DIV/0!								
		15,15520	cm	%	#DIV/0!								
21,43269	cm	%	#DIV/0!										
30,31040	cm	%	#DIV/0!										
42,86538	cm	%	#DIV/0!										
60,62080	cm	%	#DIV/0!										
85,73076	cm	%	#DIV/0!										
#####	cm	%	#DIV/0!										
#####	cm	%	#DIV/0!										
#####	cm	%	#DIV/0!										
#####	cm	%	#DIV/0!										
#####	cm	%	#DIV/0!										
#####	cm	%	#DIV/0!										
#####	cm	%	#DIV/0!										

Figura 33 - Planilha utilizada para cálculos do modelo Kuz-Ram (1987). Fonte: Própria.

FRAGMENTAÇÃO DA ROCHA (TCM)						Parâmetros TCM			Cálculo de A		Cálculo de K (Qe/VO)		Cálculo de Er		Cálculo de b e d		
Descrição	Símbolo	Peneira	Und	Grossos (1-Fc)	Finos (Fc)	P	Parâmetr	Unidade	Valor	RDI	Qe	VODe	VODn	RWS	B (afast)	unidade	valor
Fração de Finos	Fc	-	-	-	-	0	TC	Mpa	0	d (g/cm³)	0	0	0	0	S (espaç)	m	
Fator de Rocha	A	-	-	-	-	0	VOD	m/s	0	HF	K	#DIV/0!	Er	#DIV/0!	D (diam f)	mm	
Tamanho Médio Finos	d	x	cm	-	-	-	P	Mpa	0	UCS (Mpa)					W (desv pad perf)	m	
Tamanho Médio Grossos	b	-	cm	-	-	-	gamma			RMD					L (comp tot carga)	m	
Índice de Unif Finos	c	-	-	-	-	-	x			JF				H (alt banco)	m		
Índice de Unif Grossos	a	-	-	-	-	-	AQ			JPS				BCL (cmp carga fun)	m		
Distribuição de Tamanho dos Fragmentos	P	0,00370	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!	V		MS					CCL (cmp carga col)	m	
		0,00523	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!	AO		JPA					abs (abs de BCL-CCL)	m	#VALOR!
		0,00740	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!	V		A	0	d (g/cm³)			1 tipo de explosivo	n1	#DIV/0!
		0,01047	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!	VO							2 tipos de explosivos	n2	#DIV/0!
		0,01480	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!	M		<p>Equação de Rosin-Rammler</p> <p>O percentual passante é calculado por:</p> $P = 100 \left[1 - e^{-0.693 \left(\frac{x}{x_{50}} \right)^n} \right]$ <p>Onde:</p> <p>X: tamanho da malha da peneira;</p> <p>n: índice de uniformidade.</p>							
		0,02093	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!	MO		<p>A fragmentação é prevista pela equação de Rosin Rammler</p> <p>A Eq de Rosin Rammler é dependente de n e de X50</p> <p>n é calculado de acordo com os dados do plano de fogo, pela Eq de Cunningham</p> <p>X50 é calculado através da Eq de Kuznetsov</p> <p>A Eq de Kuznetsov depende de A (fator de Rocha), de K (Qe/VO), de Qe e de Er</p> <p>O fator de Rocha (A) é calculado pela Eq de Lilly e depende dos parâmetros da Rocha</p> <p>Er é a Energia do Explosivo (%). É calculada pela Eq de Tidman e depende do explosivo</p>							
		0,02960	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!	Fc	#####								
		0,04186	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!	r									
		0,05920	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		0,08372	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		0,11840	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		0,16744	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		0,23680	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		0,33489	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		0,47360	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		0,66977	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		0,94720	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		1,33954	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		1,89440	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		2,67909	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		3,78880	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		5,35817	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		7,57760	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		10,71634	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
		15,15520	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!										
21,43269	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!												
30,31040	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!												
42,86538	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!												
60,62080	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!												
85,73076	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!												
121,24160	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!												
171,46152	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!												
242,48320	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!												
342,92303	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!												
484,36540	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!												
685,84606	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!												
969,93280	cm	%	#DIV/0!	#DIV/0!	#DIV/0!												

Figura 34 - Planilha utilizada para cálculos do modelo TCM (1999). Fonte: Própria.

5 RESULTADOS E DISCUSSÕES

Os resultados avaliados foram as curvas granulométricas dos materiais desmontados para cada um dos métodos selecionados e para o software WipFrag.

5.1 Modelo de Kuz-Ram

No cálculo do Fator de Rocha (A) utilizou-se a tabela proposta por Cunningham (1987) para o cálculo de A e dos parâmetros RMD, RDI e HF, como indicado na Tabela 10.

Conforme a Figura 30 da frente de lavra, pode-se verificar que o maciço é fraturado, observando-se claramente pelo menos duas famílias de descontinuidades: uma horizontalizada (de mergulho para fora da face) e uma verticalizada (perpendicular à face). O espaçamento entre as descontinuidades foi tomado como maior que o tamanho do *oversize* da britagem primária (MS=0,185m); a densidade da rocha é de 2,6 g/cm³ (dado fornecido pela empresa); e considerou-se o módulo de Young (E) para o gnaisse é de 53,9 GPa (Panitz, 2007).

Tabela 10 - Tabela auxiliar para cálculo do Fator de Rocha. Fonte: Própria.

Descrição	Símbolo	Classificação		Valores	
Classificação do Maciço Rochoso	RMD	Friável	10	JF	
		Fraturado	JF		x
		Maciço	50		
Maciço Fraturado	JF	JPS + JPA		80	
Espaçamento das Descontinuidades (m)	JPS	<0,1 m	10	50	
		0,1 a MS	20		
		MS a DP	50		x
Parâmetros da Malha de Perfuração	DP	S=5,2m e B=2,3		-	
Oversize da britagem primária (m)	MS	7,5" ou 0,185 m			
Direção e Mergulho em Relação à Face Livre	JPA	Horizontal	10	30	
		Para fora da Face	20		
		Perpendicular à Face	30		x
		Para Dentro da Face	40		
Influência da ensidade da rocha intacta	RDI	RDI=25d-50, d=2,6g/cm ³		15	
Se E < 50 Gpa	HF	HF = E/3		26,20	
Se E > 50 Gpa		HF = UCS/5			
Módulo de Young (GPa)	E	53,9		-	
Resist. à Compressão Uniaxial (MPa)	RCU	131			
Fator de Rocha	A	0,06*(RMD + RDI + HF)		7,27	

Para o cálculo das outras equações e parâmetros necessários ao modelo, utilizou-se a planilha desenvolvida, mostrada na Figura 35. Devido à impossibilidade de medida dos desvios de perfuração, estes foram considerados iguais à zero (W=0); pelo mesmo motivo as

velocidades de detonação nominal e real foram consideradas iguais (razão 1:1). Além disso, consideraram-se as descontinuidades perpendiculares à face livre (JPA=30).

Cálculo de A		Cálculo de K		Cálculo de Er		Cálculo de n		
RDI	15	Q _e	111,95	VODe	1	Parâmetro	unid	valor
d (g/cm ³)	2,6	V0	215,28	VODn	1	B	m	2,3
HF	26,2	RC (g/m ³)	0,52	RWS	85	S	m	5,2
G (Gpa)	53,9	K	0,52	Er	85	D	mm	75
UCS (Mpa)	131	X ₅₀ 32,668931			Parâmetros da Rocha	W	m	0
RMD	80					E (Gpa)	53,9	L
JF	40	UCS (Mpa)	131	H		m	18	
JPS	50	d (g/cm ³)	2,6	Cf		m	0	
MS	0,185	A		7,272		Cc	m	17,3
DP	2,3			1 explosivo n1		2,173		
JPA	30	A'		7,872		T (tampão)	m	1,7
				Parâmetros da Rocha		2 explosivos n2	2,1938	

Figura 35 - Planilha de cálculo dos parâmetros do modelo Kuz-Ram. Fonte: Própria.

	Cálculo de A		Cálculo de K		Cálculo de Er		Cálculo de n	
		RDI	15	Q _e	111,95	VODe	1	Parâmetro
	d (g/cm ³)	2,6	V0	215,28	VODn	1	B	
	HF	26,2	RC (g/m ³)	0,52	RWS	85	S	
	G (Gpa)	53,9	K	0,52	Er	85	D	
	UCS (Mpa)	131	X ₅₀ X' ₅₀ X'' ₅₀ 32,669 35,364 27,278			Parâmetros da Rocha	W	
	RMD	80					E (Gpa)	53,9
	JF	40	UCS (Mpa)	131	H			
	JPS	50	d (g/cm ³)	2,6	Cf			
JPS = 40	MS	0,185	A		7,272		Cc	
0,03%	DP	2,3			1 explosivo			
0,13%	JPA	30	A'		7,872		T (tampão)	
0,32%					Parâmetros da Rocha			
0,61%								
0,98%								
1,46%								
2,03%								
2,70%								
3,48%								

Por fim, a distribuição (R(x)) foi obtida através da Tabela 11, contida na planilha, relacionando apenas os dados necessários para sua obtenção.

Na Figura 36 é possível visualizar a curva gerada pelo modelo Kuz-Ram. Visualiza-se pela curva granulométrica que o modelo prevê um tamanho mínimo de fragmentos de aproximadamente 40 mm, com frequência de 0,72%. O tamanho máximo apresentado pelo

modelo, em contrapartida, foi de aproximadamente 80 cm. E tamanho médio de Kuz-Ram foi de 32,7 cm.

Para simular o efeito da orientação das descontinuidades em relação à face do banco, variou-se o JPA do Fator de Rocha entre os valores 10 e 40. Uma vez que o Fator de Rocha é um índice de blastabilidade, quanto maior o seu valor menos susceptibilidade à detonação. Para JPS=10, A=6,1 e se JPS=40, A=7,9, que tiveram os tamanhos médios de $x_{50}=35,4$ e $x_{50}=27,3$ cm, respectivamente. As curvas da Figura 37 mostram como variou a previsão da fragmentação. Percebe-se que o modelo Kuz-Ram foi sensível somente para tamanhos de partícula maiores que 40 mm, mas para diâmetros maiores, o JPS=10 prevê maior frequência que o JPS=40 para o mesmo diâmetro de fragmentos.

Tabela 11 - Distribuição dos tamanhos dos fragmentos através do modelo de Kuz-Ram e parâmetros de cálculo.

Descrição	Símbolo	Valores
Fator de Rocha	A	7,272
Tamanho Médio da Partícula (cm)	X_{50}	32,66893088
Índice de Uniformidade	n	2,173012004
Distribuição de Tamanho dos Fragmentos		
Abertura da Peneira	Porcentagem Passante Acumulada	
1,0 cm	0,04%	
2,0 cm	0,16%	
3,0 cm	0,39%	
4,0 cm	0,72%	
5,0 cm	1,17%	
6,0 cm	1,73%	
7,0 cm	2,41%	
8,0 cm	3,21%	
9,0 cm	4,12%	
10,0 cm	5,15%	
20,0 cm	21,23%	
30,0 cm	43,78%	
40,0 cm	65,90%	
50,0 cm	82,58%	
60,0 cm	92,55%	
70,0 cm	97,35%	
80,0 cm	99,22%	
90,0 cm	99,81%	

100,0 cm	99,96%
110,0 cm	99,99%
120 cm	100,00%

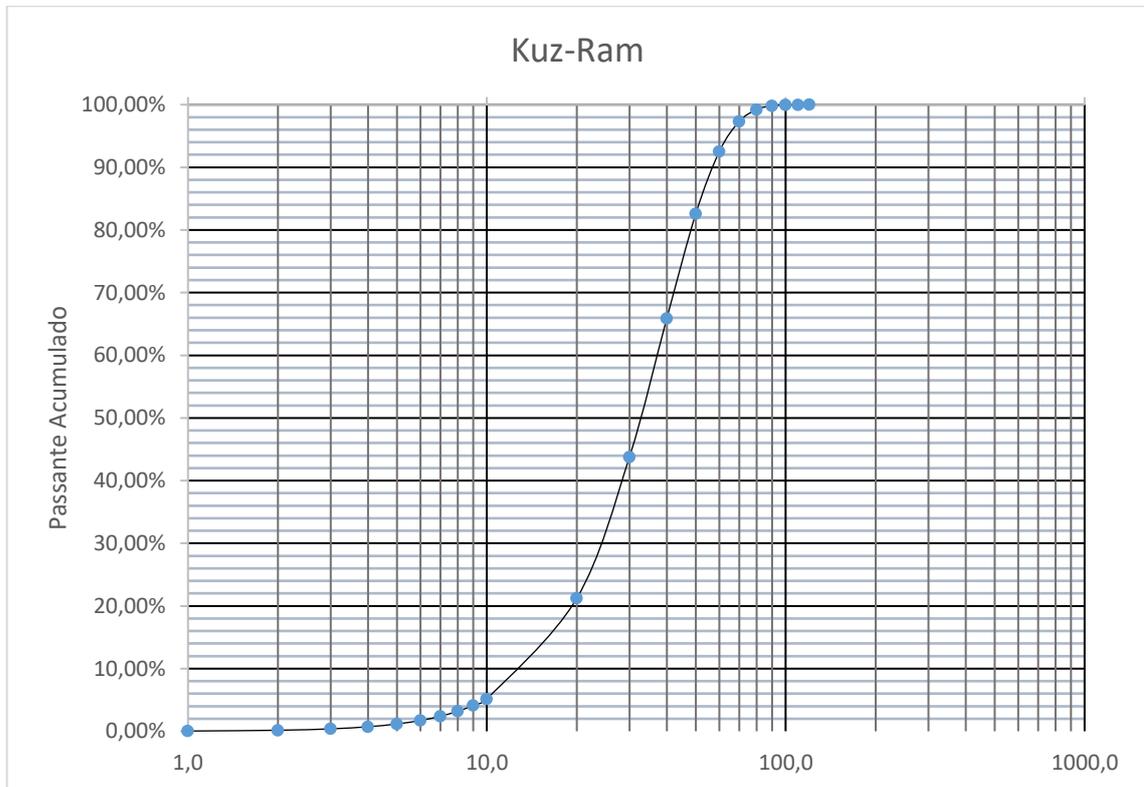


Figura 36 - Distribuição dos fragmentos do desmonte pelo método de Kuz-Ram. Fonte: Própria.

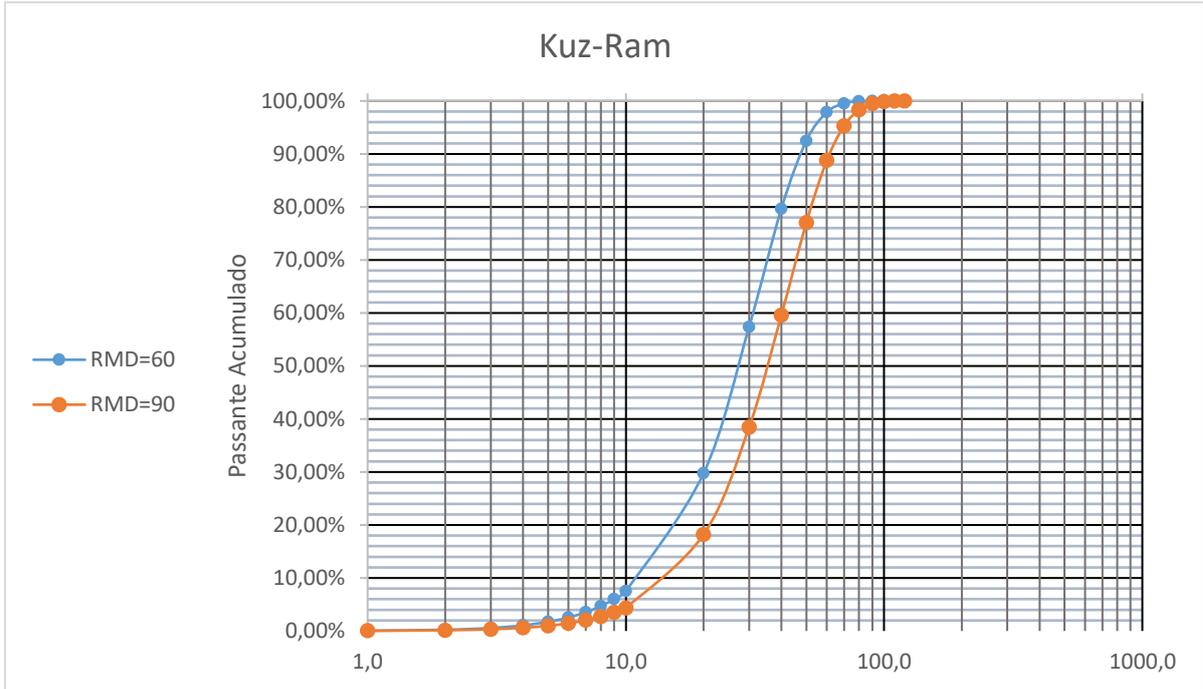


Figura 37 - Simulação da influência da orientação das descontinuidades na previsão do modelo Kuz-Ram. Fonte: Própria.

5.2 Modelo de KCO

Para o modelo KCO os parâmetros para obtenção do Fator de Rocha foram os mesmos obtidos no modelo de Kuz-Ram e devido a semelhança entre os modelos as planilhas para obtenção dos parâmetros e equações intermediárias foram também análogas como indicado na Figura 38.

Cálculo de A		Cálculo de K (Qe/V0)		Cálculo de Er		Cálculo de n		
RDI	15	Qe	111,9456	VODE	1	Parâmetro	unid	valor
d (g/cm ³)	2,6	V0	215,28	VODn	1	B	m	2,3
HF	26,2	RC (g/m ³)	0,52	RWS	85	S	m	5,2
E (Gpa)	53,9	K	0,52	Er	85	D	mm	75
UCS (Mpa)	131	X₅₀ (Kuznetsov)		X_{max} (cm)		W	m	0
RMD	80	X ₅₀	32,66893	345,8323		L	m	17,3
JF	40	Parâmetros da Rocha		b		H	m	18
JPS	50	E (Gpa)	53,9	7,107928		Cf	m	0
MS	0,19	UCS (Mpa)	131			Cc	m	17,3
DP	2,3	d (g/cm ³)	2,6			Tampão	m	1,7
JPA	30					1 tipo de e>n1		2,173
A	7,27					2 tipos de e>n2		2,1938

Figura 38 - Planilha de cálculo dos parâmetros do modelo KCO. Fonte: Própria.

A Tabela 12 exibe as distribuições segundo os diâmetros de partícula. O tamanho médio de Kuznetsov foi de 32,7cm.

Segundo Ouchterlony (2005), a função Swebrec seria capaz de fornecer uma modelagem melhor, em comparação com a função de Rosin-Rammler, para a parcela de finos. A Figura 39 mostra uma modelagem de finos semelhante ao modelo Kuz-Ram, porém com uma distribuição ligeiramente maior para os fragmentos menores que 10cm, o que pode ser observado também pela Tabela 12. Já o tamanho máximo previsto pelo modelo foi de 3,45m, como a média geométrica do espaçamento e afastamento propostos por Kansane et al. (2005).

Da mesma forma que no modelo Kuz-Ram, variou-se o JPS em 10 e 40 para analisar a sensibilidade de ambos os modelos às descontinuidades. Assim, através da Figura 40 pode-se concluir que a orientação das descontinuidades realmente é um parâmetro que influencia no resultado dos desmontes. Para um tamanho de 20 cm, por exemplo, para a curva com JPS=10, a frequência foi de 30%. Ao alterar JPS para 40, a frequência diminuiu para 17%.

Tabela 12 - Distribuições dos tamanhos de partícula para o modelo KCO e parâmetros de cálculo. Fonte: Própria.

Descrição	Símbolo	Valores
Fator de Rocha	A	7,272
Tamanho Médio da Partícula (cm)	X ₅₀	32,66893088
Índice de Uniformidade	n	2,173012004
Distribuição de Tamanho dos Fragmentos		
Abertura da Peneira	Porcentagem Passante Acumulada	
1,0 cm	0,16%	
2,0 cm	0,39%	
3,0 cm	0,69%	
4,0 cm	1,07%	
5,0 cm	1,54%	
6,0 cm	2,09%	
7,0 cm	2,73%	
8,0 cm	3,47%	
9,0 cm	4,32%	
10,0 cm	5,26%	
20,0 cm	20,70%	
30,0 cm	43,73%	
40,0 cm	65,42%	
50,0 cm	80,44%	

60,0 cm	89,26%
70,0 cm	94,12%
80,0 cm	96,75%
90,0 cm	98,18%
100,0 cm	98,97%
110,0 cm	99,42%
120 cm	99,67%
130,0 cm	99,81%
140,0 cm	99,89%
150,0 cm	99,94%
160,0 cm	99,96%
170,0 cm	99,98%
180,0 cm	99,99%
190,0 cm	99,99%
200,0 cm	100,00%
282,8 cm	100,00%

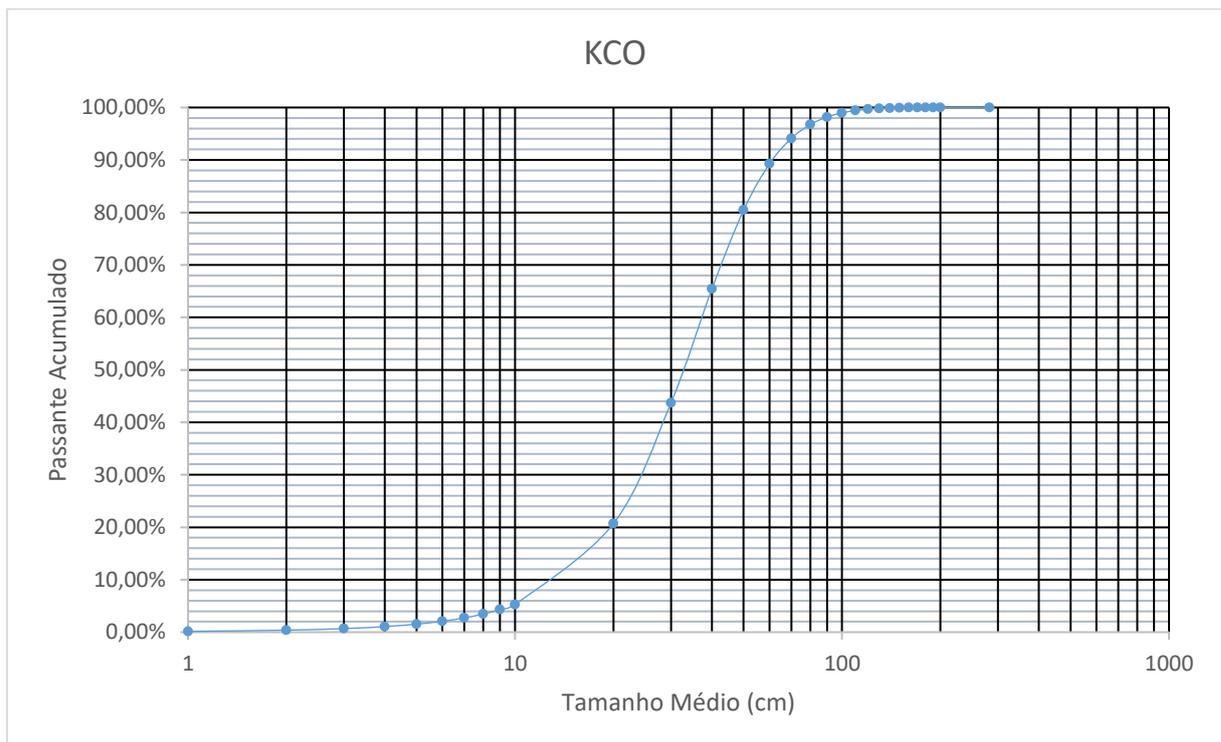


Figura 39 - Distribuição dos fragmentos do desmonte pelo modelo KCO. Fonte: Própria.

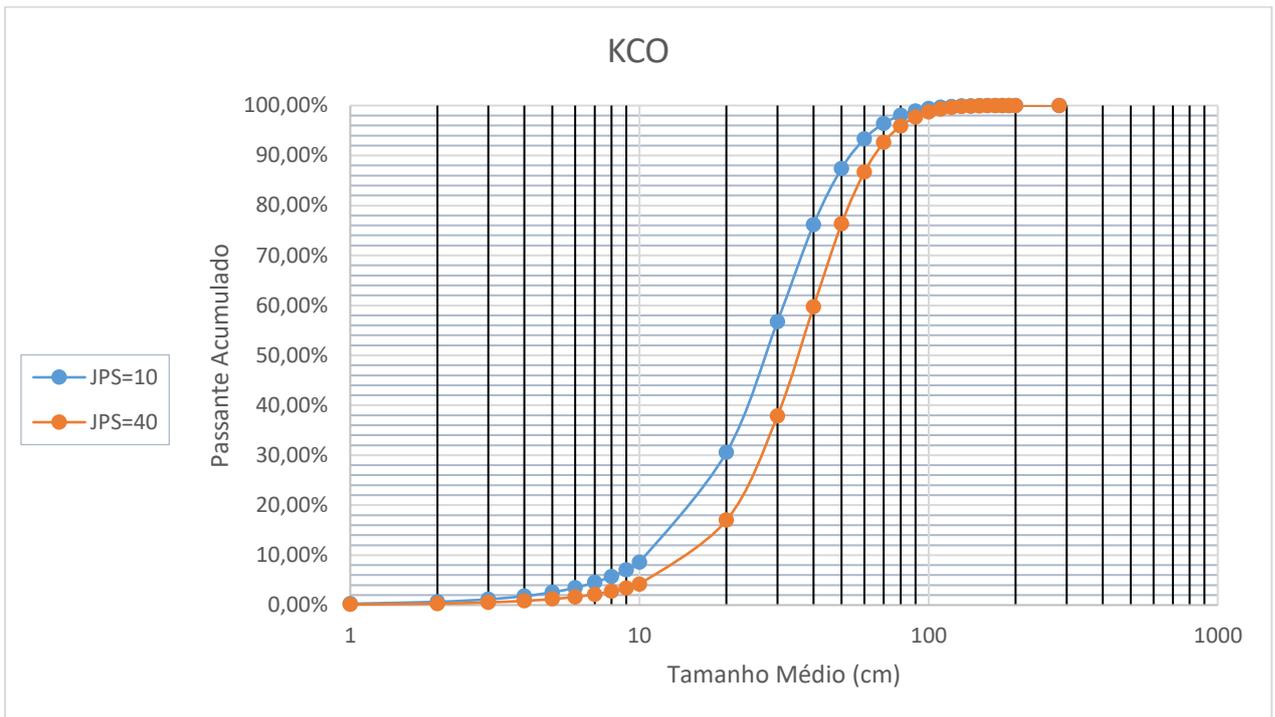


Figura 40 - Distribuição dos fragmentos variando-se o JPS em 10 e 40. Fonte: Própria.

5.3 Modelo TCM

Para o modelo TCM utilizou-se também para o cálculo do fator de Rocha (A) a tabela proposta por Cunningham (1987) e ainda, utilizou-se a Tabela 13 e planilha representada pela Figura 41 para o cálculo das equações e parâmetros intermediários.

Tabela 13 - Parâmetros próprios do modelo TCM. Fonte: Própria.

Parâmetro	Unidade	Fórmula	Valor
T_0	MPa	$RCU/23,5$	5,57
RCU	MPa	-	131,00
VOD_e	m/s	-	4250,00
P_b	MPa	$\rho \cdot (VOD_e^2)/4$	5192,97
ρ	kg/m ³	-	1150,00
D	mm	-	75,00
A	m ²	S * B	11,96
A_0	m ²	$\pi \cdot r^2$	0,17
F_c	%	A_0/A	0,0143
r	m	$D/2(\text{raiz}(24T_0/P_b))$	0,23

Cálculo de A		Cálculo de K		Cálculo de Er		Cálculo de n		
RDI	15	Q _e	111,95	VODe	1	Parâmetro	unid	valor
d (g/cm ³)	2,6	V0	215,28	VODn	1	B	m	2,3
HF	26,2	RC (g/m ³)	0,52	RWS	85	S	m	5,2
G (Gpa)	53,9	K	0,52			D	mm	75
UCS (Mpa)	131			Er	85	W	m	0
RMD	80					L	m	17,3
JF	40	X₅₀ (Kuznetsov)				H	m	18
JPS	50	X ₅₀	= 32,67			Cf	m	0
MS	0,185	Parâmetros da Rocha				Cc	m	17,3
DP	2,3	E (Gpa)	53,9			T	m	1,7
JPA	30	UCS (Mpa)	131			1 explosivo	n1	2,173
		d (g/cm ³)	2,6			2 explosivos	n2	2,1938
A	7,272							

Figura 41 - Planilha de cálculo dos parâmetros do modelo TCM. Fonte: Própria.

Segundo Goodman (1989), para um Gnaiss de Sworshak Dam, a razão RCU/T_0 (Razão de Detonação) é igual a 23,5. Tomando esta razão como verdadeira para o Gnaiss de Divinópolis, $T_0=5,57$ MPa.

Para o cálculo do tamanho médio para a fração grossa (a), usou-se a Equação 32 ($a = X_{(50+100\frac{F_c}{2})}$), que indicou que o parâmetro 'a' é equivalente ao tamanho X_{51} da distribuição de Kuz-Ram. Considerando a curva linear próxima ao X_{50} , fez-se a interpolação entre o X_{50} (32,67cm) e o $X_{43,58}$ (30cm), encontrando X_{51} igual a 33,0cm, praticamente igual a X_{50} .

Considerou-se como finos os fragmentos a partir de 40,0 mm, tamanho a partir do qual a curva de Kuz-Ram foi sensível. O peneiramento da fração fina amostrada em campo, teve como resultado a curva da Figura 42. O tamanho máximo retido no peneiramento foi de 20,0mm, o que influenciou no resultado da fração fina. O modelo TCM se mostrou bastante sensível ao parâmetro 'c'. Entretanto, uma amostragem com fragmentos menores que 40,0mm poderia ser mais representativa do maciço fornecendo resultados mais realistas.

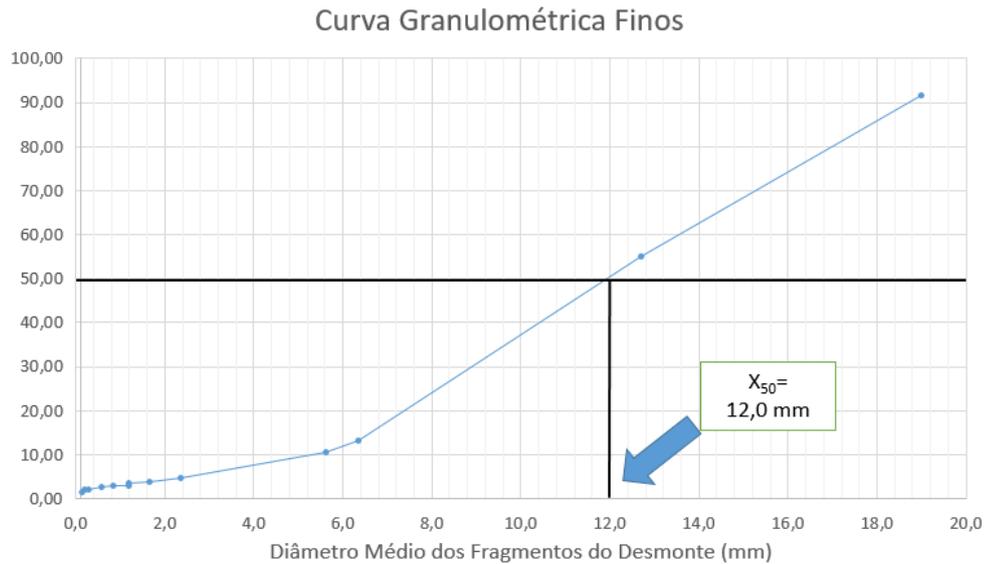


Figura 42 - Curva granulométrica dos finos do desmorte (menores que 20mm). Fonte: Própria.

A fração de finos F_c prevista foi igual a 1,43%. O tamanho médio da fração fina do desmorte foi de aproximadamente 12 mm. A Tabela 14 mostra a frequência dos diâmetros do desmorte pelo modelo TCM e na Figura 43 está exibido o gráfico contendo a curva granulométrica prevista.

Levando em consideração o fato de que esperava-se obter no modelo TCM uma maior porcentagem de finos, uma situação fictícia variando-se a velocidade de detonação ($VOD_e = 5,0$ km/s), resistência à tração ($T_0 = 4,26$ MPa), densidade do explosivo ($\rho_e = 1250$ kg/m³) e diâmetro do furo ($D = 100$ mm) foi analisada. Como resultado a fração de finos alcançou a fração de 5%:

Tendo em vista que o diâmetro máximo dos finos foi considerado como 40mm, ao usar o tamanho médio dos finos (c) igual a 20mm, a frequência da fração fina aumentou para 8%.

Apesar de a frequência de fragmentos menores que 40,0 representarem apenas 2,4% da distribuição total, o modelo mostrou ser capaz de prever a fração fina da distribuição dos fragmentos do desmorte.

Tabela 14 – Frequência dos diâmetros do desmorte e parâmetros de cálculo do modelo TCM. Fonte: Própria.

Descrição	Símbolo	Valores
Fração de Finos	F_c	0,014338
Fator de Rocha	A	7,272
Tamanho Médio Finos	c	1,2
Tamanho Médio Grossos	a	33
Índice de Unif Finos	d	1,320657

Índice de Unif Grossos	b	2,173012	
Distribuição de Tamanho dos Fragmentos			
Abertura da Peneira	P1 (finos)	P2 (grossos)	P = P1 + P2
1,0 cm	0,8316%	1,4680%	2,2996%
2,0 cm	0,3678%	1,5881%	1,9559%
3,0 cm	0,1403%	1,8059%	1,9462%
4,0 cm	0,0479%	2,1279%	2,1759%
5,0 cm	0,0150%	2,5586%	2,5736%
6,0 cm	0,0043%	3,1008%	3,1051%
7,0 cm	0,0012%	3,7563%	3,7574%
8,0 cm	0,0003%	4,5257%	4,5260%
9,0 cm	0,0001%	5,4092%	5,4093%
10,0 cm	0,0000%	6,4058%	6,4058%
20,0 cm	0,0000%	21,9532%	21,9532%
30,0 cm	0,0000%	43,8870%	43,8870%
40,0 cm	0,0000%	65,5989%	65,5989%
50,0 cm	0,0000%	82,1636%	82,1636%
60,0 cm	0,0000%	92,2307%	92,2307%
70,0 cm	0,0000%	97,1728%	97,1728%
80,0 cm	0,0000%	99,1447%	99,1447%
90,0 cm	0,0000%	99,7858%	99,7858%
100,0 cm	0,0000%	99,9558%	99,9558%
110,0 cm	0,0000%	99,9925%	99,9925%
120 cm	0,0000%	99,9990%	99,9990%
130,0 cm	0,0000%	99,9999%	99,9999%

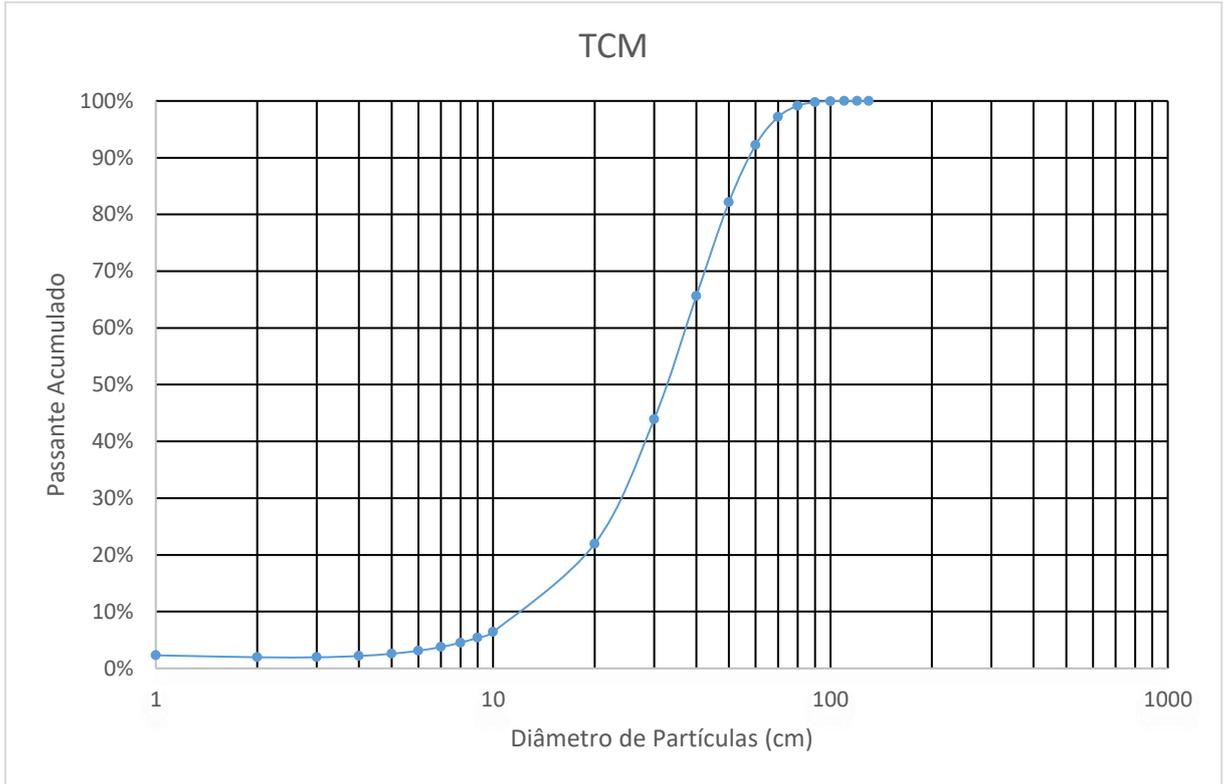


Figura 43 - Distribuição dos fragmentos do desmonte pelo modelo TCM. Fonte: Própria.

5.4 Análise pelo Software WipFrag

Para análise da granulometria do material estudado, realizou-se a análise da imagem do resultado do desmonte, mostrado na Figura 44. A análise das imagens realizada pelo software WipFrag são mostradas na Figura 45.

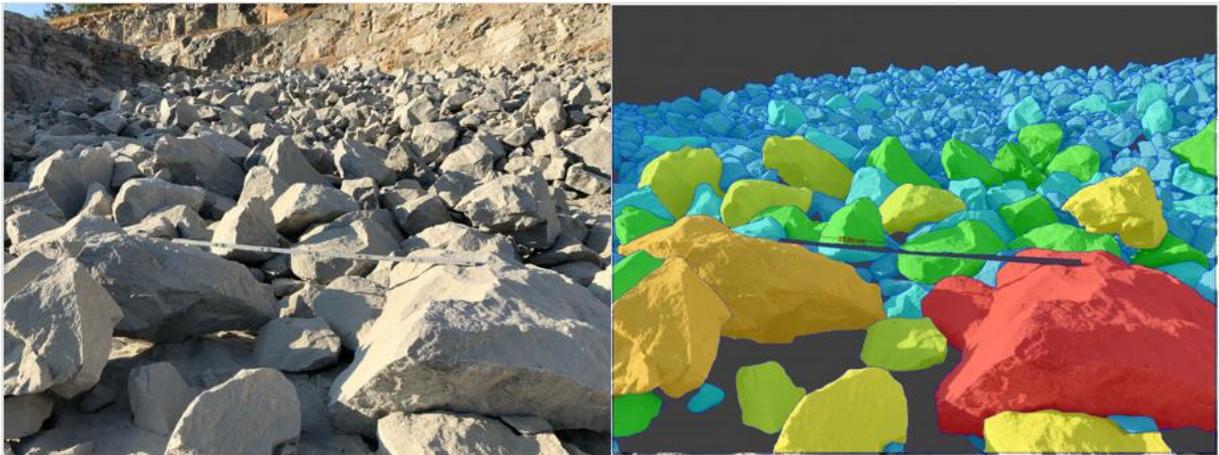


Figura 44 – Imagem analisada e imagem em análise pelo software WipFrag. Fonte: Própria.

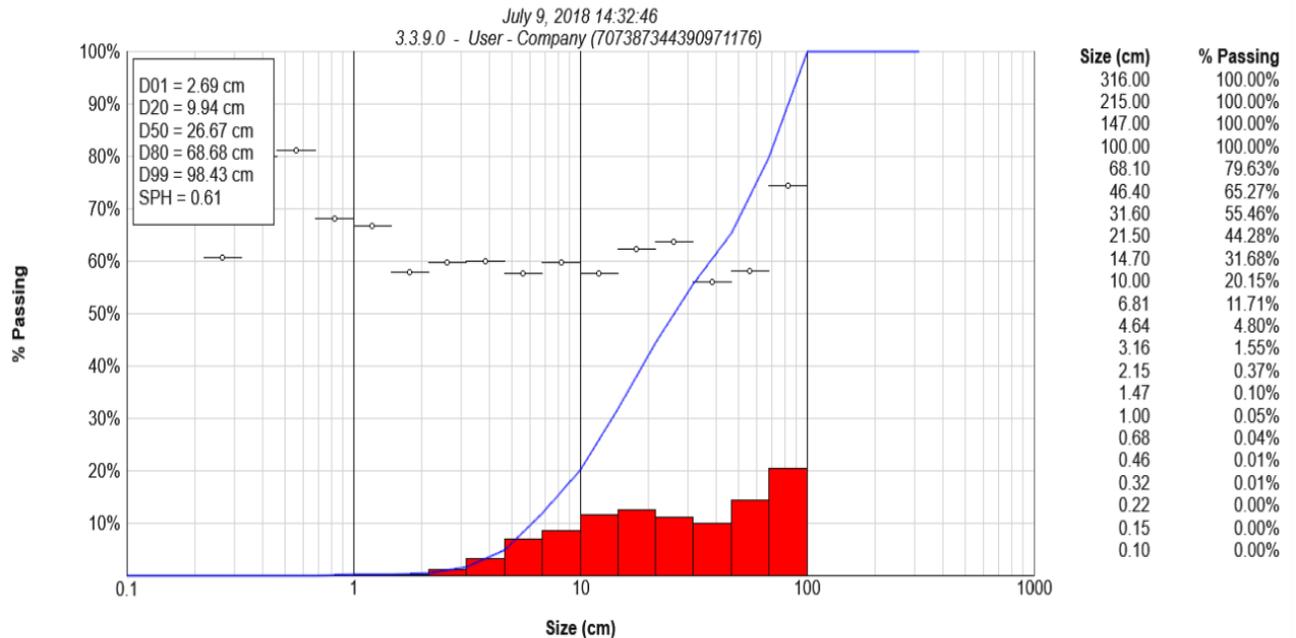


Figura 45 – Resultados da análise de imagem pelo WipFrag; Distribuição e frequência dos fragmentos. Fonte: Própria.

Pode-se verificar que o tamanho máximo da análise está próximo de 100cm e o tamanho mínimo de aproximadamente 30mm. O tamanho médio foi aproximadamente 28cm.

É importante ressaltar as limitações da análise realizada, que podem ter influenciado negativamente, gerando um erro significativo em relação à curva de granulometria real da pilha, uma vez que somente uma foto foi analisada e há somente uma escala, o que faz com que o software considere a foto como um plano.

5.5 Comparação geral

Ao analisar os três modelos separadamente, é possível observar que os modelos Kuz-Ram e KCO apresentaram menor porcentagem de finos. O modelo KCO, como observado na Tabela 15, prevê maior frequência que o Kuz-Ram para diâmetros menores que 10,00 mm, mesmo que de forma discreta. A partir deste tamanho, Kuz-Ram prevê uma frequência maior. Entretanto, o TCM foi capaz de prever maior frequência em toda a faixa de diâmetros analisados.

Os tamanhos médios dos fragmentos dos três modelos foram de 32,7cm, uma vez que possuem formas iguais de cálculo: a equação de Kuznetsov. O TCM, ao separar os parâmetros próprios das frações grossa e fina, faz com que o tamanho médio da fração grosseira seja ligeiramente maior que o diâmetro médio dos outros dois métodos e quanto mais a fração fina é próxima de zero, como no caso analisado, o tamanho médio no TCM tende a se igualar aos dos outros dois modelos.

Tabela 15 - Comparação entre a frequência dos fragmentos para cada um dos 3 métodos. Fonte: Própria.

Peneira	Kuz-Ram	KCO	TCM
1,0 cm	0,00%	0,16%	2,30%
2,0 cm	0,16%	0,39%	1,96%
3,0 cm	0,39%	0,69%	1,95%
4,0 cm	0,72%	1,07%	2,18%
5,0 cm	1,17%	1,54%	2,57%
6,0 cm	1,73%	2,09%	3,11%
7,0 cm	2,41%	2,73%	3,76%
8,0 cm	3,21%	3,47%	4,53%
9,0 cm	4,12%	4,32%	5,41%
10,0 cm	5,15%	5,26%	6,41%
20,0 cm	21,23%	20,70%	21,95%
30,0 cm	43,78%	43,73%	43,89%
40,0 cm	65,90%	65,42%	65,60%
50,0 cm	82,58%	80,44%	82,16%
60,0 cm	92,55%	89,26%	92,23%
70,0 cm	97,35%	94,12%	97,17%
80,0 cm	99,22%	96,75%	99,14%
90,0 cm	99,81%	98,18%	99,79%
100,0 cm	99,96%	98,97%	99,96%
110,0 cm	99,99%	99,42%	99,99%
120 cm	100,00%	99,67%	100,00%
130,0 cm	100,00%	99,81%	100,00%
140,0 cm	100,00%	99,89%	100,00%
150,0 cm	100,00%	99,94%	100,00%
160,0 cm	100,00%	99,96%	100,00%
170,0 cm	100,00%	99,98%	100,00%
180,0 cm	100,00%	99,99%	100,00%
190,0 cm	100,00%	99,99%	100,00%
200,0 cm	100,00%	100,00%	100,00%
282,8 cm	100,00%	100,00%	100,00%

O modelo KCO apresenta o parâmetro X_{\max} , que é o tamanho máximo teórico de partícula que pode ocorrer no desmonte. Está relacionado com os parâmetros geométricos do plano de fogo, assumindo que um bloco entre furos adjacentes sempre será fragmentado em pelo menos um bloco com as dimensões da média geométrica entre afastamento e espaçamento (Ouchterlony, 2005). Neste caso, o parâmetro X_{\max} foi de 349 cm. Entretanto, as simulações mostraram que este valor está entre 170 e 200 cm. Para o Kuz-Ram e TCM os parâmetros X_{\max} foram de aproximadamente 100 cm. A Figura 44 mostra a ocorrência de fragmentos com dimensões próximas ou maiores que um metro que provavelmente necessitarão de desmonte secundário.

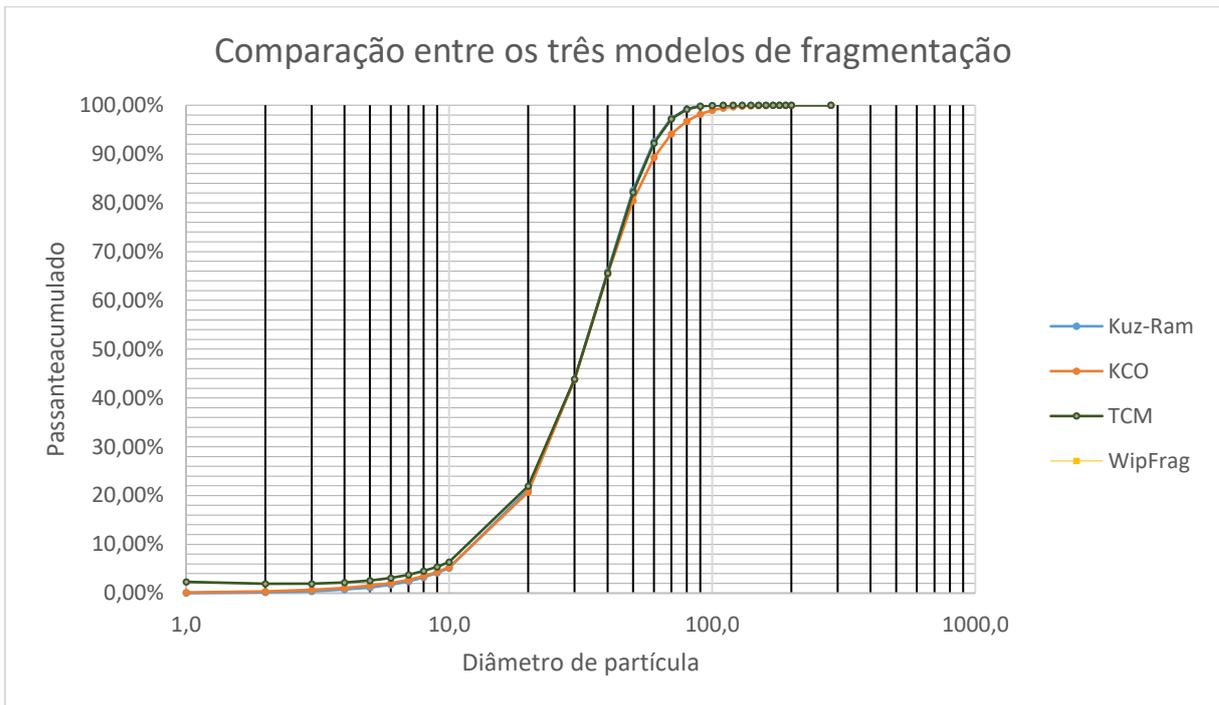


Figura 46 - Comparação das curvas dos três modelos e a análise de imagem. Fonte: Própria.

Como explica Djordjevic (1999), para a fração grossa, o modelo TCM se assemelha ao Kuz-Ram, mas é capaz de fornecer uma previsão mais representativa dos finos, devido à sua abordagem teórica que leva em conta o fenômeno das zonas de fratura. As análises visuais do resultado do desmonte mostram que a fração de finos gerada é considerável, portanto, provavelmente pode-se concluir que o modelo que melhor se adapta ao caso analisado é aquele que melhor modela a quantidade de finos do desmonte. Essen (2003), ao comparar as diferentes equações para o raio da zona de pulverização, indica a deficiência do TCM ao subestimá-lo. Entretanto, para o estudo de caso em questão, esse modelo pode ser considerado o melhor, dentre os três analisados, pois foi o único que previu uma quantidade razoável de finos.

Para frações intermediárias, entre 10 e 60%, o comportamento dos três modelos foram bastante parecidos. Esta faixa representa aproximadamente 95% do total de fragmentos gerados no desmonte.

Conforme a Figura 46, as análises de imagem demonstram uma frequência de fragmentos entre 3 e 40cm consideravelmente maiores que os três modelos. Para fragmentos entre 40 e 100cm o WipFrag mostra uma frequência menor que nos modelos. A Figura 47 mostra que o software também mediu uma quantidade de finos entre 2 e 10cm maior do que o previsto pelos modelos Kuz-Ram e KCO, entretanto o modelo TCM previu uma frequência maior para fragmentos menores que 30mm do que o medido pelo WipFrag.

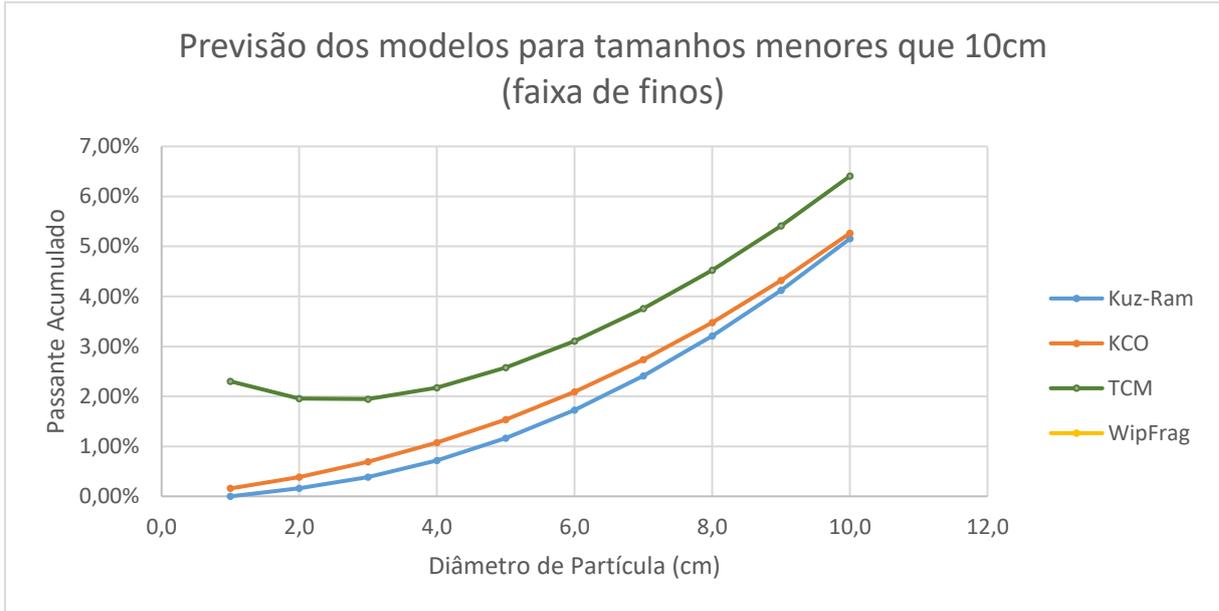


Figura 47 – Frequências para fragmentos menores que 10cm previstas pelos modelos e medidas pelo WipFrag.
Fonte: própria.

6 – CONCLUSÃO

Através dos resultados obtidos podemos concluir para o estudo de caso em questão (pedreira em rocha gnaisse) que:

- O modelo TCM apresentou F_c baixo comparado ao que se vê em campo. Possíveis explicações são que esse método subestime o raio da zona de pulverização (Essen, 2003); possível incompatibilidade dos parâmetros inferidos pela literatura com os reais (Módulo de Young e Resistência à Tensão); ou possível erro de amostragem da parcela fina do desmonte;
- O método TCM foi o mais eficaz dentre os três para modelagem dos finos do desmonte, apesar da porcentagem de finos parecer subestimada, pois foi o único que previu uma quantidade significativa de finos menores que 40mm, o que o torna o melhor entre os três para o estudo de caso;
- Na fração intermediária dos tamanhos, os três modelos apresentaram comportamentos muito semelhantes entre si. Mas o modelo KCO foi mais eficiente para previsão da fração mais grossa (acima de 1 metro de diâmetro) dos fragmentos.;
- Os modelos são sensíveis aos parâmetros do Fator de Rocha, como analisado através da variação do JPS. Além disso, são parâmetros aos quais os três modelos são sensíveis: velocidade de detonação, RSW, densidade do explosivo, resistência da rocha, diâmetro do furo. Os parâmetros geométricos influenciam em menor magnitude, desde que variem dentro dos limites estabelecidos pelos diferentes estudos citados no trabalho (afastamento e espaçamento);
- As propriedades da rocha e do explosivo se mostraram determinantes no resultado, corroborando a necessidade de um índice de blastabilidade que incorpore o máximo de informações possíveis da rocha;

- Pelas fotos da face, é possível notar a irregularidade da face, consequência possível do: mau dimensionamento dos parâmetros geométricos e do explosivo; orientação das descontinuidades em relação à face o que também pode gerar resultados não satisfatórios.

6.1 Sugestões de Trabalhos Futuros

São feitas as seguintes sugestões para futuros trabalhos a partir dos resultados e conclusões obtidos no presente trabalho:

- Análise com outros modelos de fragmentação, inclusive alguns mais sofisticados, como o ANN.
- Análise do raio de influência através de dados experimentais exatos.
- Utilização de parâmetros mais compatíveis com a realidade, através de medições e ensaios, tais como a velocidade de detonação e resistência à tração, que não foram possíveis de serem medidos no campo.
- Trabalho de simulação e otimização do desmonte para geração da fragmentação ótima com o menor custo de produção, levando em conta todo o processo produtivo do minério.
- Estudo da influência dos detonadores com retardo no resultado do desmonte.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALONSO, J. B.; GÓMEZ, J. C. E HERBERT, J. H. **Perforación y voladura de rocas en minería**. 2013.

APCOM. **A Decade of Digital Computing in the Mineral Industry**. A Weiss (ed). American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers: New York. 1969, 952p.

ASTM, D. 5731, Standard test method for determination of the point load strength index of rock. ASTM International, West Conshohocken, PA, 2002.

ATLAS POWDER COMPANY. **Explosives and Rock Blasting**. Dallas: Atlas Powder, 1987. 662p.

AWUAH-OFFEI, K. E DOYLE. **Energy Efficiency in the Minerals Industry**. Springer, 2018.

BERGMANN, O. R.; RIGGLE, J. W. E WU, F. C. **Model rock blasting—effect of explosives properties and other variables on blasting results**. In: International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. Pergamon, p. 585-612, 1973.

BERGMANN, O. R.; RIGGLE, J. W.; WU, F. C. **Model rock blasting—effect of explosives properties and other variables on blasting results**. In: International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. Pergamon, 1973. p. 585-612.

BHANDARI, Sushil. **Engineering rock blasting operations**. A. A. Balkema. 388, p. 388, 1997.

BRADY, B.H.G. E BROWN, E.T. **Rock Mechanics for Underground Mining. Third Edition**. Springer science & business media, 2013. New York, 2004. 628 p.

COOPER, Paul W. **Explosives engineering**. Vch Pub, 1996.

CUNHA, L. E. **O estudo de plano de fogo para otimização dos custos de transporte e britagem**. 2013. 89f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Universidade Federal de Juiz de Fora, Juiz de Fora, 2013.

CUNNINGHAM, C. **The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting**. [In:] Proc. 1st Int. Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, P. 439-453, 1983.

CUNNINGHAM, C. V. B. **Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model – four years on**. [In:] Proc. 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, p. 475-487, 1987.

CUNNINGHAM, C. V. B. **The Kuz-Ram fragmentation model-20 years on**. In: Brighton conference proceedings. 2005. p. 201-210.

DEERE, D.U., MILLER, R.P. **Engineering classification and index properties for intact rocks**. Tech. Report. Air Force Weapons Lab., New Mexico, No. AFNL-TR, p. 65 – 116, 1966.

DJORDJEVIC, N. **Two-Component Model of Blast Fragmentation**. Proceedings of Fragblast conference, South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, p. 213 – 219, 1999.

ESCOLA ESTADUAL DE EDUCAÇÃO PROFISSIONAL. **Desmonte e estabilidade de rochas**. Curso técnico de Mineração, Governo do Estado do Ceará Secretaria de Educação,

ESEN, S. **Fragmentation Modelling and the Effects of ROM Fragmentation on Comminution Circuits**. In: 23rd International Mining Congress & Exhibition of Turkey, p. 252-260, 2013.

ESSEN, S.; ONEDERRA, I. E BILGIN, H. A. **Modelling the size of the crushed zone around a blast hole**. Int J Rock Mech Min Sci;40, p. 485–95, 2003.

GHEIBIE, S.; et al. **Modified Kuz–Ram fragmentation model and its use at the Sungun Copper Mine**. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 6, 967–973, 2009.

GOODMAN, R. E. **Introduction to rock mechanics**. Segunda Edição. New York: Wiley, 1989. 562 p.

GROTZINGER, J. E JORDAN, T. **Para Entender a Terra**. Sexta Edição. Bookman Editora, 2013.

HALL, J. AND BRUNTON, I. **Critical Comparison of JKMRC Blast Fragmentation Models**. Explo, Australia, 2001.

HUDSON, J. A. **Rock mechanics principles in engineering practice**. 1989.

HUSTRULID, W. **Blasting Principles for Open Pit Mining**. Vol 1. Rotterdam: Balkema, 1999. 301p

INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS (ISRM). **The ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring**. Springer, USA, 293p. 2007.

JOHNSON, C. E. **Fragmentation Analysis in the Dynamic Stress Wave Collision Regions in Bench Blasting**. Unpublished PhD Thesis Report, University of Kentucky, U.S.A, 158 pp. 2014.

KANCHIBOTLA, S. S. **Optimum blasting? Is it minimum cost per broken rock or maximum value per broken rock?**. Fragblast, v. 7, n. 1, p. 35-48, 2003.

KANSAKE, B. A.; TEMENG, V. A. E AFUM, B. **O.Comparative Analysis of Rock Fragmentation Models–A Case Study**. 4 th UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference, p. MP 1 – 11, 2016.

KONYA, C. J. et al. **Rock blasting and overbreak control**. United States. Federal Highway Administration, 1991.

KOPPE, J. C. E COSTA, J. F. C. L. **Operações de Lavra em Pedreiras**. CETEM, 2009.

KUZNETSOV, V.M. **The mean diameter of the fragments formed by blasting rock**. Soviet Mining Science, 9(2), p. 144-148, 1973.

LIMA, A. D. R.; ROMANEL, C. E DE ARAÚJO, T. D. P. **Análise numérica do fraturamento de rocha sã por explosão**. 22nd iberian latin-american congress on computational methods in engineering. 22nd Congress on Computational Mechanics. Campinas, SP – Brazil, November, 2001.

LUSK, B. E SILVA, J. J. **Energy distribution in the blast fragmentation process**. In: Energy Efficiency in the Minerals Industry. Springer, Cham, p. 11-30, 2018.

MA, G. W. E AN, X. M. **Numerical simulation of blasting-induced rock fractures**. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, v. 45, n. 6, p. 966-975, 2008.

MCKEE, D. J. **Mine to mill**. 2013.

MORAIS, J. L. E; GRIPP, M. F. A. **Fundamentos para simulação dos desmontes de rocha por explosivos**. Rem: Rev. Esc. Minas, Ouro Preto, v. 57, n. 4, p. 241-248, Dec. 2004.

MORAIS, J. L. Simulação da Fragmentação dos Desmontes de Rochas por Explosivos. Programa de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, 2004. 224p

MUNJIZA, A.; LATHAM, J. P.; ANDREWS, K. R. F. **Detonation gas model for combined finite-discrete element simulation of fracture and fragmentation**. International journal for numerical methods in engineering, v. 49, n. 12, p. 1495-1520, 2000.

OLIVEIRA. Davi Bastos Martins de. **Projeto de melhoria de fragmentação em desmonte de rochas**. 2018. 150 f. Monografia (Graduação em Engenharia de Minas) - Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2018.

ORAEE, K. E ASI, B. **Prediction of Rock Fragmentation in Open Pit Mines, using Neural Network Analysis** In: Cardu M, Ciccu R, Michelotti E (ed.) Mine Planning and Equipment Selection 2006: Proceedings of the Fifteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection. Fifteenth international symposium on mine planning and equipment selection (MPES 2006), Turin, Italy. Setembro de 2006.

ORICA MINING SERVICES. Disponível em: <http://www.oricaminingservices.com/br/pt/product/products_and_services/bulk_systems/page_bulk_systems/centra_gold/908>

OUTCHTERLONY, F. **The Swebrec© Function: Linking Fragmentation by Blasting and Crushing**, Mining Technology (Trans. Instn. Min. Metall. A), Vol. 114, p. A29 –A44, 2005.

PALMSTRÖM, A. **The volumetric joint count - a useful and simple measure of the degree of jointing**. Proc. IV Int. Congr. IAEG, New Delhi, p.221-228, 1982.

PANITZ, JSP. **Desenvolvimento e Implementação de Metodologias para a Determinação da Deformabilidade e Tensões em Maciços Gnáissicos**. Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro, 2007.

PERSSON, P. A., HOLMBERG, R. E LEE, J. **Rock blasting and explosives engineering**. CRC press, 1994.

RESENDE, S. A. Desenvolvimento de explosivos utilizando combustíveis não-convencionais. 2011. 100 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2011

RICARDO, H.S.; CATALANI, G. **Manual Prático de Escavação – Terraplenagem e Escavação de Rocha**. 3 ed. São Paulo: PINI, 2007.

ROSIN, P. R. E. **The laws governing the fineness of powdered coal**. J. Inst. Fuel, (7), 29-36, 1933.

SANTOS, Tatiana Barreto dos. **Aplicabilidade das classificações geomecânicas e retroanálises para estimação de propriedades dos maciços rochosos**. 2015. 149 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) - Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2015.

SPATHIS, A. T. **A correction relating to the analysis of the original Kuz–Ram model**. Int. J. Fragmentation and Blasting, vol. 8, 201–205, 2005.

TIDMAN, J. P. **Target for blast fragmentation models**. In: International Society of Explosives Engineers. Proceedings of 7th Annual Symposium of Explosives and Blasting Research; 1991 February 6-7; Las Vegas, Nevada: ISEE. p. 159-166.

TORBICA, S. E LAPCEVIC, V. **Rock breakage by explosives**. European International Journal of Science and Technology, v. 3, n. 2, p. 96-104, 2014.

WYLLIE, D. C. E MAH, C. W. **Rock Slope Engineering**. Fourth Edition. Taylor e Francis Group, London, UK, 2005. 456 p.