



UNIVERSIDADE FEDERAL DO CEARÁ
CAMPUS CRATEÚS
CURSO DE ENGENHARIA DE MINAS

ÉRIC FERREIRA GOMES

MODELOS MATEMÁTICOS UTILIZADOS NA FRAGMENTAÇÃO DE ROCHAS
COM USO DE EXPLOSIVOS: Uma revisão

CRATEÚS-CE

2022

ÉRIC FERREIRA GOMES

MODELOS MATEMÁTICOS UTILIZADOS NA FRAGMENTAÇÃO DE ROCHAS COM
USO DE EXPLOSIVOS: Uma revisão

Trabalho de conclusão de curso apresentado ao Curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Ceará, Campus Crateús, como requisito parcial para obtenção do título de Bacharel em Engenharia de Minas.

Orientador: Prof. Me. Rafael Chagas Silva

CRATEÚS-CE

2022

Dados Internacionais de Catalogação na Publicação
Universidade Federal do Ceará
Biblioteca Universitária

Gerada automaticamente pelo módulo Catalog, mediante os dados fornecidos pelo(a) autor(a)

- G613m Gomes, Eric Ferreira.
Modelos matemáticos utilizados na fragmentação de rochas com uso de explosivos : Uma revisão / Eric Ferreira Gomes. – 2022.
102 f. : il. color.
- Trabalho de Conclusão de Curso (graduação) – Universidade Federal do Ceará, Campus de Crateús, Curso de Engenharia de Minas, Crateús, 2022.
Orientação: Prof. Me. Rafael Chagas Silva.
1. Desmorte de rochas. 2. Plano de fogo. 3. Distribuição granulométrica. 4. Modelos de fragmentação. I. Título.

CDD 622

ÉRIC FERREIRA GOMES

MODELOS MATEMÁTICOS UTILIZADOS NA FRAGMENTAÇÃO DE ROCHAS COM
USO DE EXPLOSIVOS: Uma revisão

Trabalho de conclusão de curso apresentado ao Curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Ceará, Campus Crateús, como requisito parcial para obtenção do título de Bacharel em Engenharia de Minas.

Orientador: Prof. Me. Rafael Chagas Silva

Aprovada em: ____/____/____.

BANCA EXAMINADORA

Prof. Me. Rafael Chagas Silva (Orientador)
Universidade Federal do Ceará (UFC)

Prof. Me. Kennedy da Silva Ramos
Universidade Federal do Ceará (UFC)

Prof. Me. Carlos Eduardo da Silva Araújo
Universidade Federal de Pernambuco (UFPE)

A todos aqueles que depositaram confiança e
me apoiaram

AGRADECIMENTOS

Primeiramente a GADU (Grande Arquiteto do Universo), que forneceu os meios para que esse momento de realização fosse possível.

Aos meus pais, Júlio César e Sueli, em especial a minha mãe, que sempre esteve presente me ajudando dia a dia nessa jornada, cuidado e fazendo tudo que podia para que conquistasse mais esse objetivo e concluísse mais essa etapa.

A minha namorada, Eduarda Taynara, que me manteve firme em todos os momentos difíceis e me ajudou sempre que eu precisei.

Ao professor Rafael Chagas por ter disponibilizado seu tempo e ter se dedicado a me ajudar para a realização desse trabalho.

Ao professor Carlos Eduardo, Emanuel Itaquê e Kennedy Ramos por terem aceito o convite de participação da banca e pela oferta de todo conhecimento nessa jornada acadêmica.

Ao meus amigos, Thiago Gomes, Domingos Sávio, Alexander F. Marques, José Matheus, Wesley Oliveira, Flávio Lima, Vanessa Araújo, Paulo Gildário e Rafael Tavares que tornaram a experiência Universitária completa, com todos nossos momentos de risadas e desesperos e, por todas as madrugadas em claro.

A Universidade por todo seu corpo docente e funcionários.

Nós acreditamos que o tempo decorre de forma linear, que ele avança uniformemente para sempre, até o infinito. Mas, a diferenciação entre presente, passado e futuro não passa de uma ilusão. O ontem, o hoje e o amanhã não se sucedem, mas estão conectados em um círculo infinito. Tudo está conectado! (Darck)

RESUMO

As operações de perfuração e desmonte de rochas somam cerca de um terço dos custos médios de produção em minas a céu aberto. Os principais fatores que corroboram para esses custos, estão relacionados à má projeção do plano de fogo, envolvendo o dimensionamento inadequado dos parâmetros geométricos, à escolha dos explosivos e, principalmente aos estudos relacionados à fragmentação do maciço rochoso, que pode fornecer uma previsão da distribuição granulométrica da pilha formada a partir do material desmontado. A adequação dos parâmetros do plano de fogo para obtenção de uma pilha com granulometria desejável pode ser realizada por meio do uso de modelos de fragmentação de rochas. À vista disso, o presente trabalho tem como objetivo apresentar uma revisão complementar à literatura atual sobre os modelos matemáticos utilizados para estimar a proporção granulométrica da fragmentação de rochas com uso de explosivos. Para tanto, foram selecionados os seguintes modelos: Kuz-Ram, JKMR (Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre), KCO (Kuznetsov Cunningham Ouchterlony) e TCM (*Two Component Model*). O modelo de Cunningham, Kuz-Ram, foi o primeiro conjunto de equações utilizado para estimar a distribuição granulométrica da pilha de rocha desmontada com uso de explosivos. Todavia, este modelo é aplicado com maior eficiência em maciços rochosos de boa resistência mecânica e não prevê de forma precisa a quantidade de finos na pilha de fragmentos. O modelo JKMR surgiu a partir do Kuz-Ram e adaptou as equações para estimar de forma precisa a percentagem de partículas finas no material desmontado. O modelo KCO, adaptou o Kuz-Ram para inserir as zonas de fragmentação e uma nova equação de uniformidade de estimativa da distribuição granulométrica. O modelo TCM, realizou uma adaptação do KCO e inseriu como parâmetro a presença de descontinuidades no maciço rochoso que possibilitou uma reclassificação da distribuição granulométrica para prevê de forma precisa o percentual de partículas finas. Além disso, o presente trabalho conta com uma análise comparativa de três estudos de casos que aplicaram os métodos de fragmentação em situações práticas, a fim de determinar a eficiência dos mesmos. Após à análise foi possível concluir que os modelos matemáticos utilizados para prevê a fragmentação de rochas tem fundamental importância para aumentar a eficiência da etapa de desmonte, pois é confiável e apresenta resultados relevantes, reduzindo os custos operacionais e adicionais dessa fase, como o desmonte secundários.

Palavras-chave: desmonte de rochas; plano de fogo; distribuição granulométrica; modelos de fragmentação.

ABSTRACT

Drilling and rock blasting operations add up to about a third of the average production costs in open pit mines. The main factors that corroborate these costs are related to the bad projection of the fire plane, involving the inappropriate sizing of the geometric parameters, the choice of explosives and, mainly, to studies related to the fragmentation of the rock mass, which can provide a prediction of the granulometric distribution of the pile formed from the dismantled material. The adequacy of fire plane parameters to obtain a pile with desirable granulometry can be performed using rock fragmentation models. In view of this, the present work aims to present a complementary review to the current literature on the mathematical models used to estimate the granulometric proportion of rock fragmentation with the use of explosives. For that, the following models were selected: Kuz-Ram, JKMR (Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre), KCO (Kuznetsov Cunningham Ouchterlony) and TCM (Two Component Model). The Cunningham model, Kuz-Ram, was the first set of equations used to estimate the granulometric distribution of the rock pile dismantled using explosives. However, this model is more efficiently applied to rock masses with good mechanical strength and does not accurately predict the amount of fines in the pile of fragments. The JKMR model emerged from the Kuz-Ram and adapted the equations to accurately estimate the percentage of fine particles in the dismantled material. The KCO model adapted the Kuz-Ram to insert the fragmentation zones and a new uniformity equation to estimate the granulometric distribution. The TCM model made an adaptation of the KCO and inserted the presence of discontinuities in the rock mass as a parameter, which allowed a reclassification of the granulometric distribution to accurately predict the percentage of fine particles. In addition, the present work has a comparative analysis of three case studies that applied fragmentation methods in practical situations, in order to determine their efficiency. After the analysis, it was possible to conclude that the mathematical models used to predict rock fragmentation are of fundamental importance to increase the efficiency of the blasting stage, as it is reliable and presents relevant results, reducing the operational and additional costs of this phase, such as dismantle secondaries.

Keywords: rock blasting; fire plan; particle size distribution; fragmentation models.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Operações mineiras de perfuração, detonação, carregamento e transporte de rochas	18
Figura 2 - Elementos de um plano de fogo.....	20
Figura 3 - ilustra o posicionamento dos martelos de forma esquemática.....	22
Figura 4 - Mostra um exemplo de broca tricônica (a) dentes de aço; (b) dentes insertos de carbono de tungstênio e; (c) seus componentes.....	25
Figura 5 - Ilustração da disposição espacial dos furos em maciços fraturados	28
Figura 6 - Malhas de perfuração. a) malha quadrada; b) malha retangular; c) malha estagiada ou pé de galinha.....	30
Figura 7 - Fraturamento do maciço rochoso, rocha intacta (1), pouco fraturada (2), mediamente fraturada (3), muito fraturada (4) e extremamente fraturada (5) (meio contínuo “equivalente”)	31
Figura 8 – ANFO (AFOMAX) embalado da Empresa Britanite - Enaex	37
Figura 9 - Emulsão encartuchada (Ibegel) da Empresa Britanite- Enaex.....	38
Figura 10 - Estopim da Empresa ZETEX.....	42
Figura 11 - Espoleta simples da Empresa Britanite - Enaex	43
Figura 12 - Cordel detonante da Empresa Britanite- Enaex.....	43
Figura 13 - Retardo bidirecional da Empresa Britanite- Enaex.....	44
Figura 14 - Sistema não elétrico com linha silenciosa da Empresa Britanite - Enaex	45
Figura 15 - Mecanismos de ruptura da rocha durante a ação dos explosivos.....	46
Figura 16 - Fluxograma de inclusão e exclusão de trabalhos para elaboração da pesquisa	48
Figura 17 - Distribuição de tamanhos de finos e grossos de ROM	57
Figura 18 - Ilustra o esquema de fraturamento das regiões no modelo TCM.	58
Figura 19 - Frente de lavra e pilha desmontada.....	62
Figura 20 - Em (A), tem-se a configuração do plano de fogo e da sequência de detonação. B=afastamento=2,3m; S=espaçamento=5,2m; D=diâmetro do furo=0,075m. Em (B), Representação do banco e dos furos (Layout desenvolvido no programa O-PitBlast).	64
Figura 21 - Emulsão encartuchada utilizados no desmonte em caso de trincas no banco e cordéis detonantes	65
Figura 22 - Planilha de cálculo dos parâmetros do modelo Kuz-Ram	68
Figura 23 - Distribuição dos fragmentos do desmonte pelo método de Kuz-Ram.....	69

Figura 24 - Simulação da influência da orientação das descontinuidades na previsão do modelo Kuz-Ram.....	69
Figura 25 - Planilha de cálculo dos parâmetros do modelo KCO	70
Figura 26 - Distribuição dos fragmentos do desmonte pelo modelo KCO.	71
Figura 27 - Distribuição dos fragmentos variando-se o JPS em 10 e 40.....	71
Figura 28 - Planilha de cálculo dos parâmetros do modelo TCM.....	72
Figura 29 - Curva granulométrica dos finos do desmonte (menores que 20mm).	73
Figura 30 - Distribuição dos fragmentos do desmonte pelo modelo TCM	74
Figura 31 - Imagem analisada e imagem em análise pelo software WipFrag.....	74
Figura 32 - Resultados da análise de imagem pelo WipFrag; Distribuição e frequência dos fragmentos	75
Figura 33 - Análise da imagem no software Split Desktop. Em (A) - Aquisição da imagem; Em (B) - Definição da configuração de escala; Em (C) - Auto delimitação da imagem realizada pelo software; Em (D) - Edição manual do delimitação.....	78
Figura 34 - Resultados da fragmentação da Mina A	79
Figura 35 - Resumo da análise de fragmentação para a mina A	80
Figura 36 - Resultados da fragmentação da Mina B	81
Figura 37 - Resumo da análise de fragmentação para a mina B.....	81
Figura 38 - Resultados dos modelos de fragmentação para Mina A. Em (A) para explosão Desmonte 1; Em (B), para Desmonte 2; Em (C) para Desmonte 3; Em (D) o tamanho médio dos fragmentos.....	82
Figura 39 - Resultados dos modelos de fragmentação da Mina B. Em (A) para Desmonte A; Em (B), para Desmonte B; Em (C) para Desmonte C; Em (D) para Desmonte D.....	85
Figura 40 - Imagem aérea da Mina de Carajás.....	88
Figura 41 - Frente de lavra de detonação - hematita dura	89
Figura 42 - Comparação das curvas dos modelos TCM e Kuz-Ram geradas no programa SIMBLAST para detonação de hematita dura.....	91
Figura 43 - Comparação das curvas dos modelos TCM e Kuz-Ram geradas no programa SIMBLAST para detonação de hematita mole.....	92

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - parâmetros do plano de fogo avaliados	63
Tabela 2 - Propriedades do explosivo.....	65
Tabela 3 - Série de peneiras utilizadas no peneiramento. A série em amarelo foi realizada a úmido e a laranja, a seco.....	66
Tabela 4 - Resultado dos ensaios de compressão pontual	67
Tabela 5 - Parâmetros próprios do modelo TCM	72
Tabela 6 - Frequência dos diâmetros do desmonte e parâmetros de cálculo do modelo TCM	73
Tabela 7 - Parâmetros geométricos do plano de fogo das Minas A e B.....	77
Tabela 8 - Parâmetros dos explosivos das minas A e B	77
Tabela 9 - Resultado do cálculo de RSME da Mina A.....	86
Tabela 10 - Resumo dos resultados da análise de correlação e regressão para a Mina A	86
Tabela 11 - Resultado do cálculo de RSME da Mina A.....	87
Tabela 12 - Resumo dos resultados da análise de correlação e regressão para a Mina A	87
Tabela 13 - Determinação do fator de rocha para hematita dura.....	90
Tabela 14 - Principais parâmetros do plano de fogo para hematita dura	90

LISTA DE QUADROS

Quadro 1 - Classificação do maciço rochoso através do RQD.....	32
Quadro 2 - Densidades típicas de alguns explosivos comerciais	35
Quadro 3 - Classificação geomecânica para obtenção do fator de rocha	52
Quadro 4 - Parâmetros de entrada dos modelos Kuz-Ram, KCO e TCM.....	63

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	15
1.1	Objetivo Geral	16
1.2	Objetivos Específicos	16
2	FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA	17
2.1	Escavação em Rochas	17
2.1.1	<i>Elementos de perfuração do plano de fogo</i>	18
2.2	Principais Métodos de Perfuração	21
2.2.1	<i>Perfuração rotopercussiva</i>	21
2.2.2	<i>Perfuratrizes rotativa com broca tricônica</i>	25
2.3	Principais Características dos Furos	26
2.3.1	<i>Diâmetro dos furos</i>	26
2.3.2	<i>Profundidade do furo</i>	26
2.3.3	<i>Retilidade</i>	26
2.3.4	<i>Estabilidade do furo</i>	27
2.3.5	<i>Subfuração</i>	27
2.4	Geologia Estrutural Aplicada a Perfuração de Rochas	28
2.5	Perfuração Horizontal e Inclinada	29
2.5.1	<i>Vantagens da realização de uma perfuração inclinada</i>	29
2.5.2	<i>Desvantagens da realização de uma perfuração inclinada</i>	29
2.6	Malha de Perfuração	29
2.7	Maciço Rochoso	31
2.8	Explosivos	33
2.9	Tipos de Explosivos	34
2.9.1	<i>ANFO</i>	36
2.9.2	<i>Emulsão</i>	38
2.9.3	<i>Hidrogéis e gelatinas</i>	39

2.9.4	<i>Acessórios Iniciadores</i>	41
2.10	Mecanismo de Fragmentação Do Explosivo	45
3	METODOLOGIA	47
4	RESULTADOS E DISCUSÕES	49
4.1	Modelos de Fragmentação	49
4.1.1	<i>Modelo Kuz-Ram</i>	50
4.1.2	<i>Modelo Kuznetsov Cunningham Ouchterlony (KCO)</i>	54
4.1.3	<i>Modelo Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC)</i>	56
4.1.4	<i>Two Component Model (TCM)</i>	57
4.2	Estudos de Caso	61
4.2.1	<i>Estudo de Caso 1</i>	61
4.2.2	<i>Estudo de Caso 2</i>	76
4.2.3	<i>Estudo de Caso 3</i>	88
5	CONCLUSÕES	94
	REFERÊNCIAS	97

1 INTRODUÇÃO

O desmonte de rochas com uso de explosivos pode ser considerado a primeira operação unitária do processo de beneficiamento com o intuito de fragmentar os maciços rochosos que se encontram consolidados no estado *in situ* formando uma pilha de distribuição granulométrica uniforme para as operações de carregamento e transporte do material (QUAGLIO, 2020).

Dessa forma, a distribuição granulométrica gerada na pilha de desmonte é o principal fator de controle de custos, pois a formação de fragmentos grandes, blocos e matacões, com diâmetros superiores a 1000 mm e excesso de finos com diâmetros inferiores a 0,002 mm são os grandes problemas, uma vez que, os custos de processamento desses materiais aumentam de acordo com suas necessidades específicas, tornando assim, as fases subsequentes mais complexas e com maior custo de operação nas plantas de beneficiamentos (ABNT, 1995).

Com o desenvolvimento e aprimoramento dos estudos aliados aos avanços tecnológicos importantes dos últimos 70 anos, foi possível desenvolver métodos de controle de fragmentação por meio de modelos matemáticos empíricos. Com objeto de analisar a curva granulométrica da pilha desmontada, junto a eles o desenvolvimento de *softwares* que permitiram o processamento e incremento de dados de forma mais eficaz e menos onerosa. Entre os principais trabalhos, destacam-se: Kuznetsov (1973), Cunningham (1983), Lilly (1986), Sarma (1994), Djordjevic (1999), Ouchterlony (2005) e Kanchibotla *et al.* (1999) (MORAIS; GRIPP, 2004; QUAGLIO, 2020).

Nesse sentido, os modelos matemáticos visam estimar a fração granulométrica proveniente da fragmentação dos maciços rochosos com uso de explosivos, sendo possível a predição da quantidade de matacões ou blocos de rochas e a quantidade relativa de finos com maior exatidão. Dessa forma, os modelos empíricos podem otimizar o plano de fogo, porque permitem variações de seus parâmetros geométricos, visando compreender o comportamento da curva de distribuição granulométrica e assim garantir um resultado mais próximo ao ideal para cada ambiente de trabalho específico. Consequentemente, a realização desses estudos garante ao empreendimento menor custo de processamento e maior segurança nos trabalhos, pois, é possível obter controle sobre aspectos como: ultralaçamentos, ruídos, vibrações do terreno, fumos e poeira. (BRAGA, 2018; QUAGLIO, 2020).

Dessa forma, verifica-se a importância da utilização de um plano de fogo eficiente, uma vez que ele colabora de forma imprescindível para a obtenção de uma fragmentação adequada, segura e produtiva. Logo, evitar a geração de blocos grandes e excesso de finos no processo de detonação das rochas, terá como consequência a diminuição os custos gerais de produção

devido a maior eficiência das etapas consecutivas ao desmonte de rochas, como carregamento, transporte e cominuição (CUNHA, 2013).

1.1 Objetivo Geral

Apresentar revisão complementar à literatura atual sobre os modelos matemáticos utilizados para estimar a proporção granulométrica da fragmentação de rochas com uso de explosivos.

1.2 Objetivos Específicos

- Reunir resultados de trabalhos publicados na literatura sobre os modelos de fragmentação de rochas;
- Comparar os parâmetros intrínsecos dos modelos de fragmentação entre trabalhos publicados na literatura;
- Apresentar estudos de caso de pesquisas publicadas que aplicaram as técnicas dos modelos de fragmentação de forma prática.

2 FUNDAMENTAÇÃO TEÓRICA

2.1 Escavação em Rochas

O processo de escavação em rochas constitui uma série de operações mineiras, que são realizadas em diversas fases durante a execução da lavra e exploração mineral. Em trabalhos de mineração subterrâneas destacam-se a perfuração de chaminés, comumente chamado de *raises*, a perfuração de *shafts* (poços), e as perfurações de produção e carregamento de explosivos. Por outro lado, em trabalhos de mineração a céu aberto, concentram-se principalmente em perfurações de banco de desenvolvimento e perfurações de rochas com capeamento (HARTMAN, 1987).

As operações de escavação podem ser classificadas como manual ou mecanizada. O processo de escavação manual, geralmente ocorre na fase inicial da exploração mineral, nas etapas de investigação e pesquisa mineral, com a coleta de amostras por meio de aberturas de poços testes e/ou trincheiras, como também durante amostragem feita por equipamentos movidos a força humana, como as sondas a trado e *banka* ou *empire*. Já a escavação mecanizada utiliza de maquinários para realizar o processo de remoção do material *in situ*, este possui vantagem quando comparado ao método anterior por apresentar maior eficácia e realizar as atividades em menor tempo. Porém são atividades com maior custo associado ao investimento. As máquinas realizam a força mecânica para remoção de material desagregado (solo, cascalho, areia, silte e argila) ou rochas de baixa resistência mecânica. Os principais equipamentos utilizados nestes processos são tratores equipados com escarificadores e lâmina frontal, tipo *bulldozer*, que realizam cortes em camadas na superfície do solo; e retroescavadeiras (lâmina invertida) para realizar pequenas aberturas superficiais, tipo trincheiras para coleta de amostras de calha. Em profundidades maiores, a escavação é realizada por meio da coleta de fragmentos e/ou testemunhos de sondagem, as máquinas que realizam estas operações podem ser do tipo rotary, percussiva e rotopercussiva para coleta de fragmentos ou rotativa diamantada para coleta de testemunhos de rocha (BORGES; SALES, 2018). Em rochas sãs, a escavação é realizada por meio do desmonte com uso de explosivos que é executado através de um plano de fogo. Segundo Herrmann (1972), o ciclo de operações unitárias do desmonte de rochas, Figura 1, se inicia com a perfuração do maciço rochoso para promover a formação de furos com distribuição e geometria adequada para alocar os explosivos e acessórios iniciadores. Quando os

explosivos detonam, forma-se uma pilha de fragmentos com disposição apropriada para os equipamentos de carregamento e transporte do material desmontado.

Figura 1 - Operações mineiras de perfuração, detonação, carregamento e transporte de rochas



Fonte: Sousa, D. M, 2021

2.1.1 Elementos de perfuração do plano de fogo

O plano de fogo pode ser definido como o conjunto de etapas e processos usados em um projeto para o desmonte de rochas com uso sistemático de explosivos. Nele conterà informações como: a quantidade de explosivos que deverá ser usada, carregamento ou razão de carga, tipo de explosivo, litologia, número de furos, croqui representando o posicionamento e detalhes do esquema de montagem dos explosivos e acessórios, como também lubrificantes utilizados na perfuração e custos em geral. A Figura 2 mostra os principais elementos geométricos de um plano de fogo praticado no desmonte de rochas a céu aberto (MENDES, 2015).

O diâmetro do furo, **D**, medido em polegadas, depende principalmente do tipo de equipamento disponível para a realização da perfuração e dos objetivos do desmonte. Desta forma, o diâmetro é diretamente proporcional à produção requerida na mina que, deve ser compatível com os equipamentos de carregamento e transporte disponíveis (RICARDO; CATALANI, 1977).

O afastamento, **A**, é a distância entre o furo e a face livre da bancada ou a menor distância de uma linha de furos a outra, medida em metros. A eficiência da fragmentação da rocha no desmonte está diretamente associada à distância do afastamento praticado (PINHEIRO, 2015; RICARDO; CATALANI, 1977).

O espaçamento, **E**, é a distância em metros entre dois furos de uma mesma linha. A relação prática para seu dimensionamento está ligada diretamente ao afastamento, **A** (RICARDO; CATALANI, 1977).

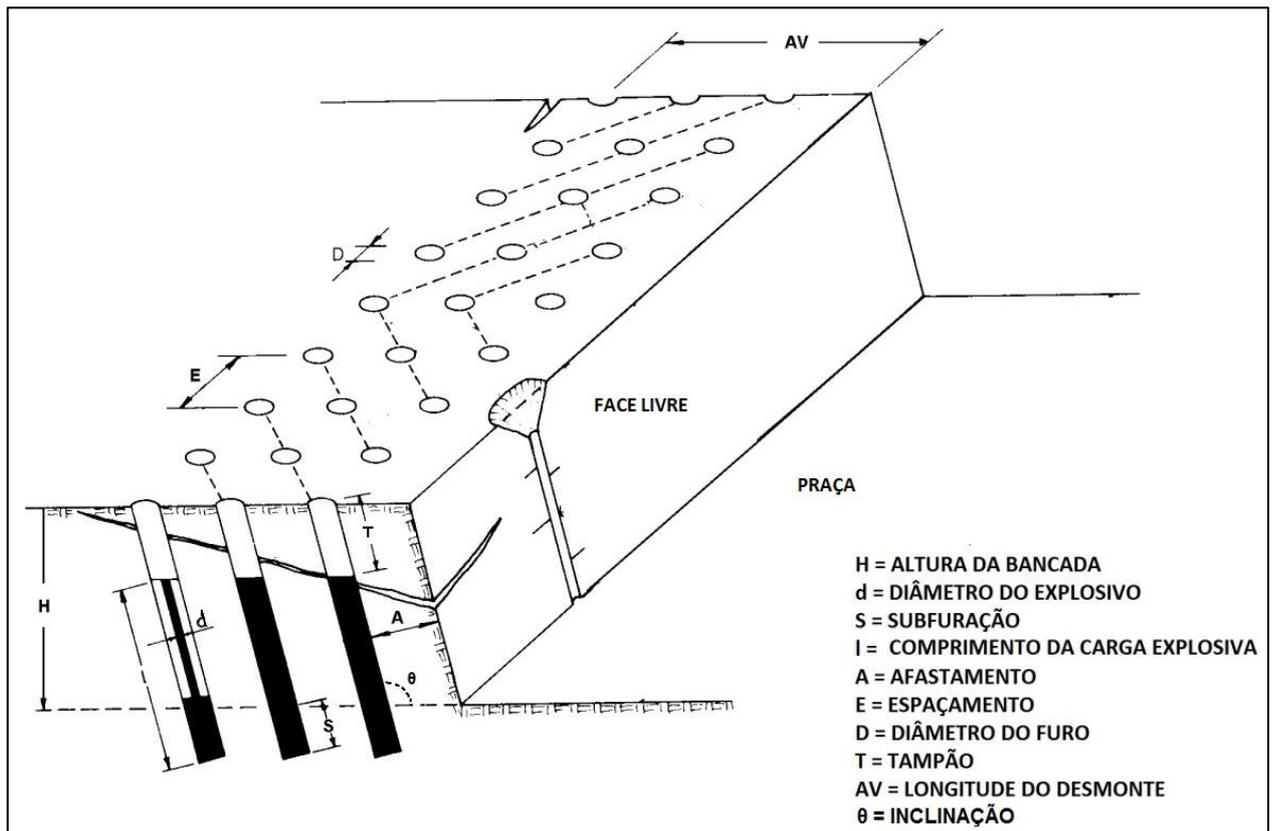
A altura da bancada, **H**, relaciona-se aos equipamentos disponíveis, às informações geológicas do maciço rochoso e ao acesso às frentes de lavra. Geralmente evita-se a construção de bancadas com alturas maiores que dez metros (NETO, 2010; RICARDO; CATALANI, 1977).

A profundidade total do furo é dada pela altura da bancada, **H**, mais um incremento de furação, conhecido como subfuração, **S**, que tem a função de evitar o aparecimento de repé ou bloco de rocha formado pela detonação insuficiente do pé da bancada, representada por uma superfície irregular que dificulta a realização de trabalhos subsequentes na praça do desmonte (RICARDO; CATALANI, 1977).

O ângulo de inclinação dos furos, **θ** , é determinado com base nas características geológicas do maciço e tem como principais vantagens: redução da subfuração no pé da bancada, diminuição da razão de carregamento de explosivos nos furos, redução dos efeitos de quebra para trás, *back break*, tornando a face livre mais segura e estável e melhora a fragmentação da rocha (RICARDO; CATALANI, 1977).

O tampão é a parte superior do furo com extensão recomendada igual ao afastamento, **A**, que não é carregado com explosivo, mas preenchido com materiais inertes, tais como: areia, pó de pedra e brita. Tem como principais funções: confinar os furos, impedindo que os gases dos explosivos escapem, reduzir os efeitos do *air blast* ou explosão de ar e minimizar o ultralancamento de fragmentos de rochas desmontados (RICARDO; CATALANI, 1977)

Figura 2 - Elementos de um plano de fogo



Fonte: Adaptado de Ricardo, H. S.; Catalani, G, 1977

2.2 Principais Métodos de Perfuração

Existem vários métodos e formas de executar uma perfuração em maciços rochosos para uso de explosivos na mineração, mas os métodos de perfuração rotativa com brocas tricônicas, *Top-Hammer* (ou martelo de superfície) e *Down the Hole, DTH* (ou martelo de fundo de furo, ou furo abaixo), denominadas de *Holler Bit*, são os mais utilizados (SILVA, 2009).

2.2.1 Perfuração rotopercussiva

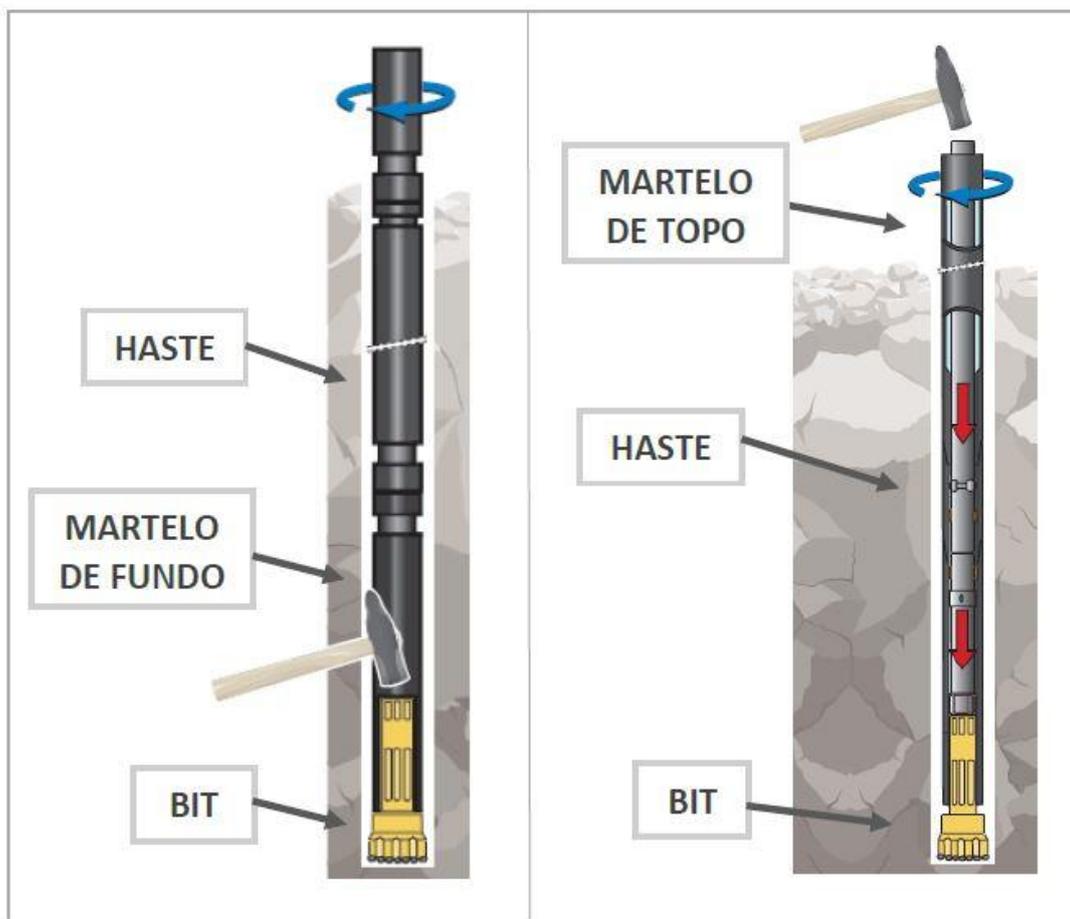
Esse tipo de perfuração teve origem simultânea com o desenvolvimento industrial do século XIX, com as primeiras máquinas feitas por Singer e Couth, tendo vapor como mecanismo de base. Mas, foi somente em 1861 que esse sistema foi aprimorado com o uso de ar comprimido, fornecendo-o maior eficiência de trabalho (JIMENO, 1987). Este é o mais comum para a maioria das rochas, também conhecido como perfuração por martelo, pode ser executado sobre dois princípios mecânicos a ar comprimido ou hidráulico, possuindo três sistemas de acionamento, percussão, rotação e avanço, estas três forças são transmitidas através das hastes metálicas para a coroa de perfuração. Em resumo, esses maquinários combinam a percussão, ou seja, o impacto na rocha, sendo este o principal mecanismo de perfuração; rotação, que irá garantir que os golpes do martelo sejam transmitidos a rocha em diferentes posições e; o avanço, responsável por manter o contato da broca com a rocha para garantir a efetividade dos golpes gerados pelo pistão. Assim, transmitindo a energia gerada pelo motor de rotação por meio da haste e equipamento de união até a broca para executarem a perfuração. O fluido de limpeza atua também como fluido de resfriamento (SILVA, 2009; JIMENO *et al.*, 1987). Geralmente se divide em dois tipos, as perfuratrizes do tipo *Top-Hammer* e as perfuratrizes do tipo DTH (Figura 3).

Quando se trata de minerações a céu aberto essas perfuratrizes do tipo *Top-Hammer* possuem aplicação limitada e exercem funções menores, como produção em pequenas minas, trabalhos de desenvolvimento de setores e ou bancadas, perfurações secundárias e trabalho de perfuração de furos para desmontes controlados, atingindo profundidades de no máximo 20 m, isso se dá devido a perda de energia dissipada ao longo da coluna de perfuração por meios das hastes e equipamentos de conexão (SILVA, 2009). No entanto, devido ao desenvolvimento do mecanismo DTH elas têm tido cada vez mais aplicações, principalmente em cenários de rochas

de alta resistência, uma vez que o martelo e a broca de perfuração permanecem sempre no fundo do furo, evitando perda de energia dissipada ao longo da(s) haste(s), podendo realizar furos de aproximadamente 150 mm a 229 mm de diâmetro. Portanto, o princípio da DTH é reduzir as perdas de energia de percussão para perfurações, principalmente naqueles de maior profundidade (GERALDI, 2011).

Segundo Geraldi (2011), no Brasil as DTH's são capacitadas para executar furos de 5" até 32" em rocha sã de alta resistência, geralmente usadas em sondagens profundas, prospecção e exploração de petróleo, escavações de poços artesianos, como também o uso em outros setores de engenharia, como em obras civis em fundações e outras aplicações.

Figura 3 - ilustra o posicionamento dos martelos de forma esquemática



Fonte: Teixeira, A. P. P., 2019

Existem dados e correlações matemáticas dos componentes das perfuratrizes, a exemplo tem-se: o número de furos por dia (Equação 1), a profundidade total dos furos realizados em um ano de trabalho (Equação 2), quantidade métrica perfurados por dia (Equação 3), número de perfuratrizes necessárias em uma operação (Equação 4), relação métrica existente entre haste e metro de furo (Equação 5), número de haste e luvas necessários (Equação 6), número de

punhos (equação 7), número de coroas necessário (equação 8), e por fim o custo total de perfuração em metros (equação 9) (GERALDI, 2011).

$$\text{Número de furos por dia } (N_f) = \frac{V_a}{A \cdot E \cdot H_f \cdot N_d} \quad (1)$$

Onde, V_a =volume anual (m^3);

A =afastamento (m);

E =espaçamento (m);

H_f =altura do furo (m);

N_d =dias de trabalho por ano.

$$\text{Profundidade total do furo } (PT) = N_f \cdot H_f \cdot N_d \quad (2)$$

Onde, N_f =Número de furos por dia;

H_f =altura do furo (m);

N_d =dias de trabalho por ano.

$$\begin{aligned} \text{Quantidade métrica perfurados por dia } (MP) \\ = NH \cdot TP \cdot DM \cdot RMO \cdot U \end{aligned} \quad (3)$$

Onde, NH =número de horas trabalhado por uma perfuratriz no dia;

TP =taxa de penetração $\left(\frac{m}{h}\right)$;

DM =disponibilidade mecânica da perfuratriz (%);

RMO =rendimento de mão de obra (%);

U =utilização do equipamento (%).

$$\text{Número de perfuratrizes necessárias em uma operação} = \frac{P_T}{N_d \cdot MP} \quad (4)$$

Onde, (PT)=profundidade total do furo;

N_d =dias de trabalho por ano;

(MP)=quantidade métrica perfurados por dia.

$$\text{Relação métrica existente entre haste e metro de furo } (K) = \frac{H_f \cdot c}{2 \cdot c} \quad (5)$$

Onde, H_f = altura do furo (m);

c = comprimento da haste (m).

$$\text{Número de haste } (N_H) \text{ e luvas } (N_L) \text{ necessários} = \frac{P_T \cdot K}{\text{vida útil}} \quad (6)$$

Onde, (PT)=profundidade total do furo;

(K)=relação métrica existente entre haste e metro de furo.

$$\text{número de punhos } (N_P) = \frac{P_T}{\text{vida útil}} \quad (7)$$

Onde, (PT)=profundidade total do furo;

$$\text{número de coroas necessário } (N_B) = \frac{P_T}{\text{vida útil}} \quad (8)$$

Onde, (PT)=profundidade total do furo;

$$\text{custo total de perfuração } (CTP) = \frac{A}{M} + \frac{D}{VP} \quad (9)$$

Onde, A=custo da ferramenta de perfuração (bracas e cortadores);

M=vida útil da ferramenta em metros;

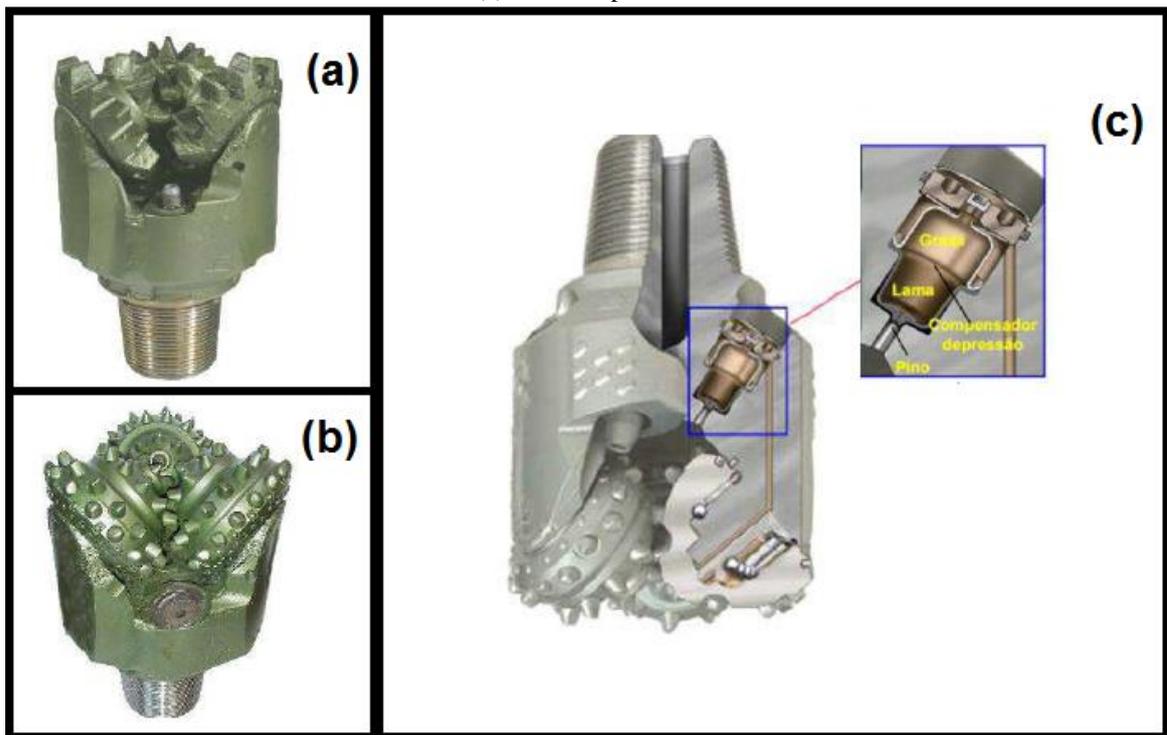
D=custo horário da perfuratriz (custo de propriedade e custo operativo);

VP=velocidade de penetração (m/h).

2.2.2 Perfuratrizes rotativa com broca tricônica

As perfuratrizes com brocas tricônicas são usadas quando se deseja escavar furos de grande diâmetro e em rochas mais brandas (GERALDI, 2011). As brocas tricônicas podem ser classificadas por dois aspectos principais, o material dos dentes e geometria do cone (SILVA 2009). Segundo Karanam; Misra (1998), quando classificados com base no material do dente, podem ser: aço e insertos de carboneto de tungstênio, chamados de botões de face dura ou cobertura endurecida. O cone, que é colado sobre o eixo dos rolamentos, sendo eles partes integrantes do corpo da broca; o corpo e os rolamentos constituem as principais partes das brocas tricônicas (Figura 4).

Figura 4 - Mostra um exemplo de broca tricônica (a) dentes de aço; (b) dentes insertos de carbono de tungstênio e; (c) seus componentes



Fonte: Notas de aula, Silva, R. C., 2015

2.3 Principais Características dos Furos

Segundo Silva (2009), os furos podem ser caracterizados de acordo com diâmetro, profundidade, retilinidade e estabilidade.

2.3.1 Diâmetro dos furos

O diâmetro dos furos depende de diversos fatores, como o tipo de explosivo que será utilizado, os tamanhos dos fragmentos do material após a detonação, a vibração admissível no local de trabalho, ou seja, depende da finalidade e particularidade de cada projeto. Em minerações a céu aberto, furos com diâmetros grandes, possuem baixo custo associado a perfuração e detonação por metro cúbico (m³). Por outro lado, em minas subterrâneas os diâmetros variam com a dimensão dos equipamentos, métodos de lavra empregados, e as etapas seguintes, carregamento e transporte. Além disso, o diâmetro depende ainda dos fatores geológicos e geomecânicos das rochas (SILVA, 2009).

2.3.2 Profundidade do furo

Assim como o diâmetro depende da dimensão do equipamento, a profundidade do furo também segue a mesma relação, por exemplo para profundidade de 30 metros ou superior é recomendado que se utilize uma perfuratriz do tipo DTH a *Top-Hammer*, por apresentar maior eficiência no aproveitamento da energia dos impactos produzidos pelo pistão do martelo (SILVA, 2009). Vale ressaltar que quanto mais profundo for o furo mais onerosa será a operação. Esse parâmetro é limitado pela capacidade e eficiência do equipamento, como também uma maior taxa de erro de desvio.

2.3.3 Retilidade

Este parâmetro tem dependência direta com os demais citados anteriormente, diâmetro e profundidade. Como também, a geologia da rocha, experiência do operador, e o método utilizado. Assim, se os furos forem executados de forma horizontal ou inclinados, o peso da coluna de perfuração associado a grandes profundidades resultará em desvio do furo. No entanto, esses desvios são indesejados quando extrapolam a margem de erro estabelecida, com isso, o furo

deve se manter o mais retilíneo possível para atender ao objetivo da operação. Por exemplo, durante a perfuração para carregamento de explosivos, os furos devem ser os mais retos possíveis, para que haja a distribuição correta do explosivo no maciço rochoso e o mesmo atenda ao objetivo estabelecido no plano de fogo. Outros fatores prejudiciais decorrentes dos desvios são os riscos de perdas de equipamentos devido alguma obstrução no percurso, a possibilidade dos furos se unirem, ocasionando em perda de eficiência dos explosivos naquele local.

A forma mais eficiente para contornar esse erro é reduzir o espaçamento entre os furos. Porém, essa redução promove a alteração dos demais aspectos geométricos pré-estabelecidos, resultando no aumento de custos (SILVA, 2009)

2.3.4 Estabilidade do furo

Visto todas as características anteriores pertinentes aos furos, por último, lista-se a estabilidade do furo, pois é importante que após executados, os furos permaneçam abertos enquanto as operações de carregamento de explosivos estiverem em execução. Para isso, utiliza-se de revestimentos para proteção e preservação dos furos, como mangueiras e tubos de revestimentos (SILVA, 2009).

2.3.5 Subfuração

Subfuração é um procedimento necessário a fim de evitar formações de repé de bancadas, onde os explosivos mais densos devem ser alojados, pois esta região possui maior engastamento na rocha. Consiste em uma técnica onde se perfura além da frente livre da bancada, caracterizando uma extensão do furo. Esse procedimento depende de três fatores principais: afastamento, tipo de maciço rochoso e especificações de projeto. A subfuração pode ser no máximo de 30% do afastamento pré-estabelecido na malha (Equação 10), devendo ser adaptado a cada projeto e tipo de maciço rochoso (GERALDI, 2011).

$$\text{Subfuração} \leq 0,3 \cdot A \quad (10)$$

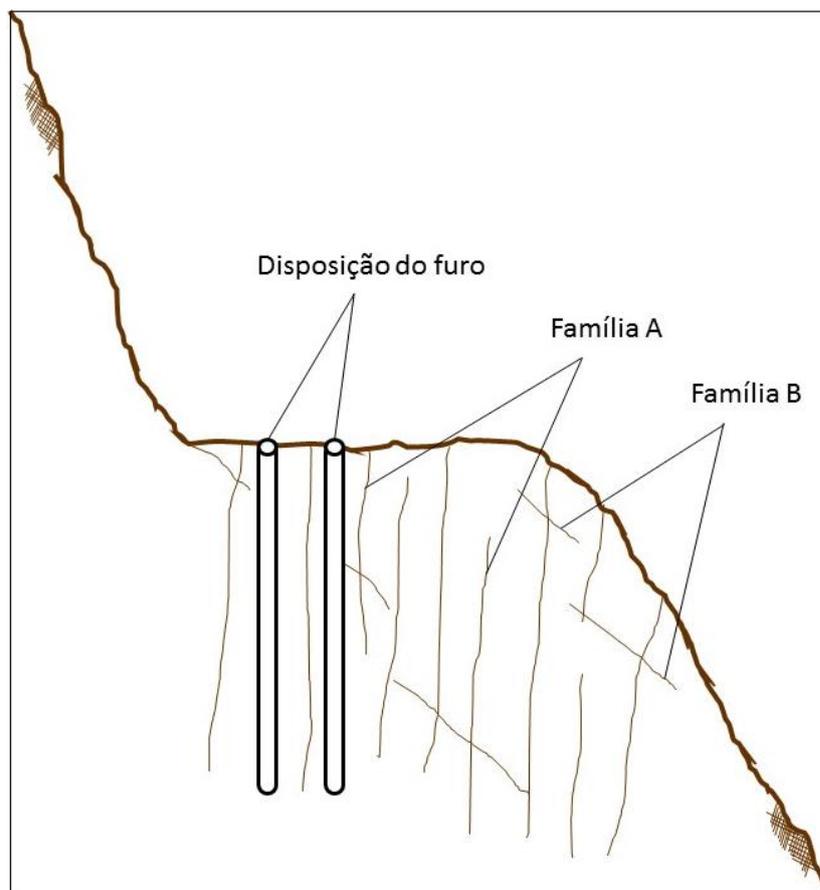
Vale destacar que a subfuração excessiva pode ocasionar problemas como aumento de custos com consumo demasiado de explosivos, uma maior fragmentação do piso da bancada, gerando uma superfície irregular (GERALDI, 2011).

2.4 Geologia Estrutural Aplicada a Perfuração de Rochas

Ao realizar uma análise geológica e obter as informações sobre as estruturas das rochas, pode-se parametrizá-las, e determinar a melhor abordagem para realizar as perfurações. Em rochas muito fraturadas os furos devem ser distribuídos em malha regular, localizados entre as famílias de descontinuidades, ou seja, nas regiões com menor número de descontinuidades, portanto, onde a rocha é sã (Figura 5). Os demais parâmetros, diâmetro, profundidade, retilinidade e estabilização também devem ser bem dimensionados.

Se houver detonação em ambientes muito fraturados e que ocorra interceptação de muitas descontinuidades, a eficiência do desmonte é reduzida, o que pode promover a formação de matações e de *back break* na bancada. Grotzinger (2006) e Ricardo; Catalani (1977), destacam que em bancadas muito fraturadas, recomenda-se diminuir o espaçamento entre furos e afastamento entre linhas na malha de perfuração.

Figura 5 - Ilustração da disposição espacial dos furos em maciços fraturados



Fonte: Adaptado de Oliveira, 2010

2.5 Perfuração Vertical e Inclinada

As perfurações podem ser executadas de duas formas, vertical ou inclinada. A escolha do método dependerá da abordagem ideal para a finalidade desejada. Dessa forma ressalta-se as vantagens e desvantagens de cada método.

2.5.1 *Vantagens da realização de uma perfuração inclinada*

A perfuração inclinada favorece a uma melhor fragmentação do material, maior lançamento da pilha, diminuição dos problemas de repé devido ao melhor aproveitamento das ondas de choque na parte crítica do furo, permitindo uma maior estabilidade da face da bancada. Além disso, proporciona redução da razão de carregamento que pode ser obtida pelo uso de explosivos de menor densidade e menor ultra arranque (SILVA, 2009).

2.5.2 *Desvantagens da realização de uma perfuração inclinada*

Furos inclinados promovem uma redução da produtividade da perfuratriz, aumentando os custos de operação, maior desgaste de brocas, hastes e estabilizadores, maior comprimento de furo para uma determinada altura da bancada e por fim, maior risco de ultra lançamentos dos fragmentos rochosos (SILVA, 2009). Em minerações a céu aberto, o ângulo de inclinação não deve exceder 20° em relação a vertical, pois furos muito inclinados promovem aumento nos custos com acessórios da coluna de perfuração, além de riscos de acidentes pelo mau uso da perfuratriz (GERALDI, 2011).

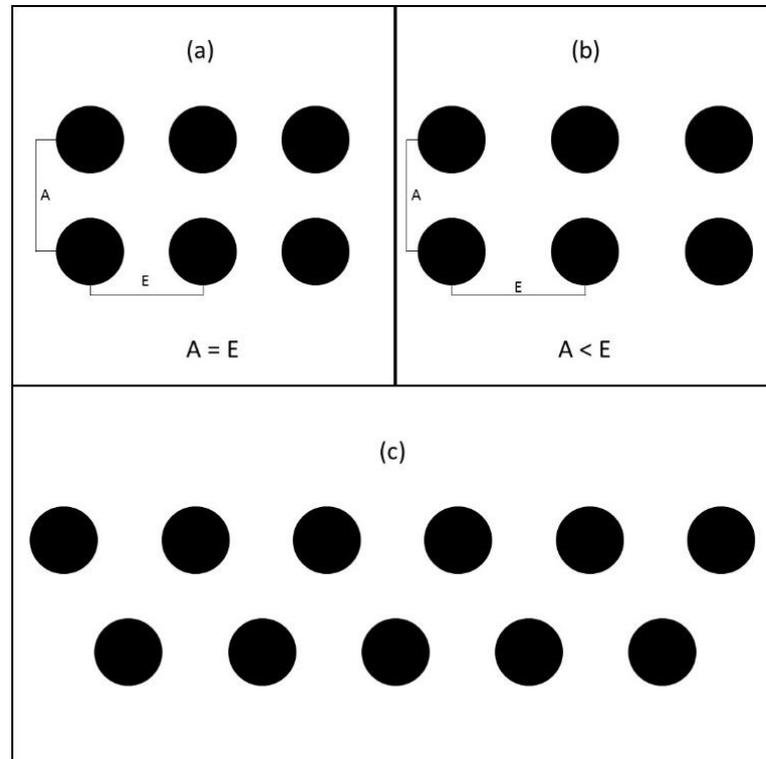
2.6 Malha de Perfuração

“A malha de perfuração é a área resultante do produto das distâncias, afastamento x espaçamento (em metros), adotadas para locação dos furos em uma frente de escavação de rocha”, conforme descrito na equação 11 (GERALDI, 2011).

$$\text{Malha de perfuração } (S) = A \cdot E \quad (11)$$

A distribuição dos furos em uma malha pode ser realizada de formas variadas e podem ser: quadrada, retangular, triângulo equilátero, alongada ou estagiada (SILVA, 2019). As malhas que são mais fáceis de perfurar e levam menor quantidade de tempo para realizar o carregamento de explosivos são as quadradas e retangulares. Enquanto as malhas de triângulo equilátero, possuem uma relação de espaçamento por afastamento (E/A) de 1,15. Esse método é mais adequado em rochas compactadas e duras, resultante de um melhor aproveitamento da energia dos explosivos. Já as malhas alongadas são recomendadas para rochas friáveis, pois possuem uma relação elevada entre espaçamento e afastamento. As malhas alongadas apesar de possuírem mais dificuldade de perfuração, garantem melhor distribuição dos explosivos no maciço rochoso (Figura 6) (QUAGLIO, 2020).

Figura 6 - Malhas de perfuração. a) malha quadrada; b) malha retangular; c) malha estagiada ou pé de galinha



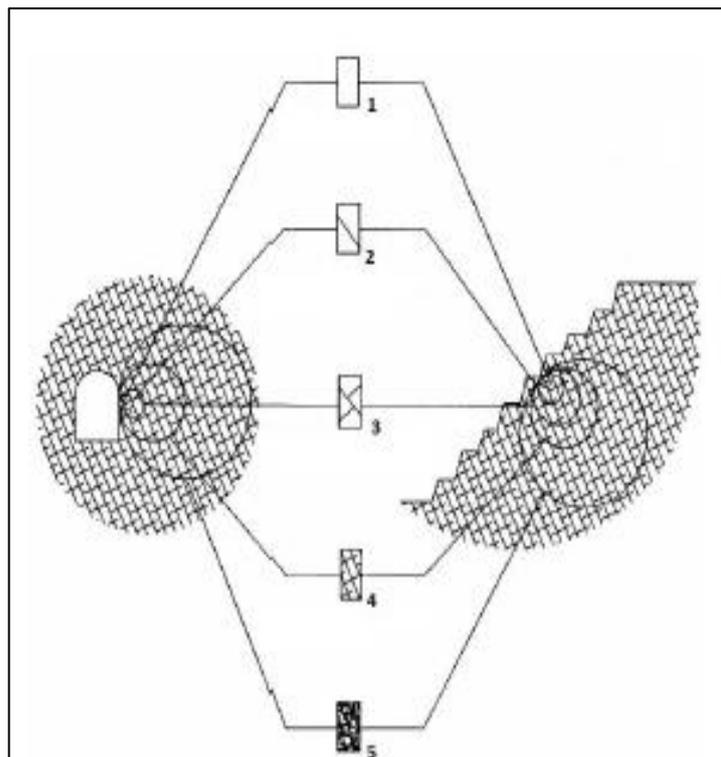
Fonte: Adaptado de Silva, 2009

2.7 Maciço Rochoso

Segundo Mesquita (2008), maciço rochoso é definido como rocha intacta ou um conjunto de blocos de rocha intacta com os planos de fraqueza que os delimitam. Mais tarde, maciço rochoso foi definido como toda massa rochosa que está afetada por planos de descontinuidades e que separam os blocos da matriz rochosa (VALLEJO, 2002). Diante disso, existem quatro aspectos críticos para um projeto de desmonte de rochas: a sequência de detonação, o tipo de explosivo, a qualidade do maciço rochoso e a distribuição do explosivo no furo (MORAIS, 2004).

O parâmetro RMD (Descrição do Maciço Rochoso) permite realizar uma descrição do maciço rochoso, de tal forma que o classifica como friável ou fraturado. Essa classificação é determinada por meio de escala, como ilustra a Figura 7 (FIGUEIREDO, 2016). Neste modelo considera-se como rocha intacta a porção 1, contudo, ao aumentar a escala de observação, o conceito do maciço muda, passando a ser classificado como pouco fraturado, porção 2, em 3, medianamente fraturado, 4 muito fraturado e em 5 extremamente fraturado (AZEVEDO, MARQUES, 2002).

Figura 7 - Fraturamento do maciço rochoso, rocha intacta (1), pouco fraturada (2), medianamente fraturada (3), muito fraturada (4) e extremamente fraturada (5) (meio contínuo “equivalente”)



Fonte: Figueiredo, 2016

Os objetivos da classificação do maciço rochoso podem ser entendidos como: identificar os principais parâmetros que influenciam na estabilidade geomecânica do maciço, fornecer uma

base para o entendimento de cada classe, dividir o maciço rochoso em classes de comportamento parecido, obter dados quantitativos e linha de orientação para o projeto de engenharia, e relacionar a experiência de condições da rocha de um local com experiências de outros locais (BIENIAWSKI, 1989).

De acordo com Braga (2018), dentre Sistemas de Classificações Geomecânicas e métodos presentes na literatura para classificação e quantificação da qualidade do maciço rochoso, tem-se o RSR (Rock Structure Rating), o RMR (Rock Mass Rating), o Q-System ou Q-Barton, o GSI (*Geological Strength Index*) e o RMI (*Rock Mass Index*) que se propõem a quantificar a qualidade do maciço rochoso para uso prático na engenharia. Por outro lado, quando se trata de avaliar a qualidade do maciço rochoso, o índice de qualidade da rocha ou *Rock Quality Designation* (RQD), desenvolvido por Deere, em 1967, utilizado para estimar as descontinuidades em testemunhos de sondagem, calculado pela expressão da Equação 12. Quando não se tem auxílio de testemunhos de sondagem, a determinação do RQD se dá pela expressão da Equação 13 (SGS, c2021) (DEERE *et al* 1967).

$$RQD = \frac{\sum \text{porções de rocha intactas maiores que 10cm}}{\text{comprimento total do testemunho}} * 100 \quad (12)$$

$$RQD = 115 - 3.3Jv \quad (13)$$

Onde, Jv é a quantidade de juntas num dado volume de rocha.

Segundo Santos (2015), a classificação da rocha pelo RQD é dada pela Quadro 1.

Quadro 1 - Classificação do maciço rochoso através do RQD

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

Fonte: Santos, 2015

2.8 Explosivos

Historicamente, os primeiros explosivos surgiram na Ásia no século XII, e eram muito utilizados em exibições pirotécnicas, como o uso da pólvora. No ano de 1840 culminou em um marco muito importante no desenvolvimento dos explosivos, a descoberta da nitroglicerina. Mais tarde surgiria o nitrato de amônio utilizado com a mistura de óleo combustível na fabricação de explosivos, foi responsável por atingir 80% das necessidades das indústrias. (MIRANDA, et al. 2007).

De acordo com Miranda, et al.

As propriedades dos explosivos são essencialmente as seguintes: a) força (associada à carga utilizada); b) velocidade de detonação; c) densidade do explosivo; d) pressão de detonação; e) sensibilidade (energia de ativação); f) resistência à água; g) emanações, substâncias químicas originadas no processo da detonação. (p.02, 2007).

Nessa perspectiva, a utilização de explosivos para a fragmentação de rochas é uma técnica desenvolvida desde o século XVII, quando começaram a utilizar a pólvora em minas, e até os dias de hoje essa técnica vem se aperfeiçoando sendo considerada uma das operações mais eficientes no desmonte de rochas. (ARAUJO, ANDREZA, 2020).

Desde o século XX, os explosivos vêm passando por uma série de mudanças em razão do desenvolvimento tecnológico e sua rápida velocidade de propagação, somando-se a isso a aprimoração dos métodos de mineração, tendo como principal objetivo: a segurança no manuseio e no transporte, uma melhor fragmentação da rocha, maior resistência à água e menor custo por rocha desmontada. Escolher adequadamente o tipo de explosivo que será utilizado no desmonte de rochas é de fundamental importância para alcançar os objetivos do desmonte de rochas (ARAUJO, ANDREZA, 2020).

Para execução do desmonte de rocha com explosivos, primeiramente são executadas algumas perfurações na rocha, mas que devem ser previamente calculadas através do plano de fogo. Após as devidas perfurações deve-se efetuar o preenchimento dos furos com os explosivos, para em seguida realizar a detonação. O explosivo que é carregado em furos na rocha, e detonado de acordo com uma sequência preestabelecida, tem a função de fraturar, fragmentar e deslocar uma parte bem definida de rocha. (ARAUJO, ANDREZA, p.14, 2020).

Os explosivos podem ser caracterizados por substâncias ou misturas encontradas em qualquer estado físico da matéria. Todavia, quando expostos a altas condições de energia térmica e/ou mecânica (calor, fricção, impacto, etc.), são parcialmente ou totalmente convertidos em gás em um curto intervalo de tempo e então liberado em pressão. (ARAUJO, ANDREZA, 2020). Assim, em uma detonação de explosivos usados para fragmentar rochas, apenas 5 a 15%

da energia é efetivamente canalizada para essa função. O que significa que 90% dessa energia é transmitida em forma de ruído, calor e, principalmente, vibração. (MIRANDA, et al. 2007).

Segundo Pontes, *et al.* (p. 02, 2013) “os principais impactos ambientais decorrentes de desmonte de rocha com explosivos estão associados à dissipação da fração de energia liberada pelo explosivo na detonação que não é transformada em trabalho útil”. Além disso, os explosivos contribuem também para agravamento de problemas no meio físico, biótico, antrópico e outros.

No meio físico a degradação das rochas com explosivos pode causar abalos sísmicos, emissão de gases e poeira. Já no meio biótico, os impactos negativos são vários: os ruídos e barulho das explosões contribuíram para a migração de aves e mamíferos, e a poeira e gases dissipados na atmosfera interferem na morfologia dos vegetais. Para o meio antrópico, as consequências são incontestáveis, como: a emissão de poeira e gases que poluem o ar e podem causar doenças respiratórias para as pessoas; o uso de explosivos expõe os trabalhadores a grandes riscos, nos piores casos, incapacitação, mutilação e morte (PONTES, *et al.* 2013).

A escavação de rochas duras pode ser caracterizada como uma operação frequente nas indústrias e que é necessário o uso recorrente dos explosivos nessas atividades e a detonação gera vibrações que podem se propagar no solo. Ademais, essas vibrações além de promoverem desconfortos aos seres humanos podem ser responsáveis pelo aparecimento de danos (estruturais e não estruturais) nas edificações (MIRANDA, *et al.* 2007).

2.9 Tipos de Explosivos

Para Araújo, Andreza (p.15, 2020) “os explosivos utilizados para a realização do desmonte de rochas têm como características: a força aplicada, a velocidade da detonação, a resistência à água, o manuseio seguro, a densidade, a sensibilidade, o volume de gases e os gases tóxicos que podem ser liberados”. Portanto, para realizar desmontes de rochas com uso de explosivos torna-se imprescindível o entendimento de suas características e especificidades.

Os explosivos industriais podem ser divididos em dois grupos: explosivos detonantes e rápidos: com velocidades de 2.000 m/s a 7000 m/s; e explosivos deflagrantes e lentos: com uma velocidade inferior a 2.000 m/s; os deflagrantes têm relação com a área de artilharia e fogos de artifício. Já os explosivos detonantes estão divididos em explosivos primários e secundários. Os primários são conhecidos como os iniciadores dos secundários, por serem altamente sensíveis, a exemplo têm-se o fulminato de mercúrio, o PETN, a pentolita, etc. Os secundários são menos sensíveis, mas não menos importantes, pois são eles os responsáveis pela própria quebra e desmonte da rocha. ARAUJO, ANDREZA (p.15, 2020).

Dentre os aspectos citados anteriormente, ressalta-se a importância da densidade, força e velocidade de detonação dos explosivos. Pois, para Braga (2018), a densidade de um explosivo está relacionada à sua velocidade de detonação e com a energia liberada, uma vez que a densidade do meio pode interferir na velocidade de propagação da onda. Além disso, ao aumentar a densidade do explosivo a energia de liberação na detonação também aumenta. Segundo Braga (p. 26, 2018) “a maioria dos explosivos têm densidades entre 0,8 e 1,6 g/cm³. O *Ammonium Nitrate and Fuel Oil* (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”.

À vista disso, é possível categorizar os explosivos em: pouco densos, aqueles com densidade menor que 1,2 g/cm³ (< 1,2 g/cm³) e densos, aqueles com densidade superior a 1,2 g/cm³ (> 1,2 g/cm³). Os explosivos pouco densos, a exemplo do ANFO, possuem menor custo unitário de aquisição quando comparados aos de maior densidade, porém, necessitam de furos com diâmetro acima de 150 mm para liberar energia de forma efetiva, além disso, possuem problemas com água e umidade excessiva, pois não são resistentes a água. Por outro lado, os explosivos densos, normalmente, são resistentes à água, liberam uma quantidade maior de energia e possuem elevado valor de mercado em comparação aos explosivos de menor densidade. O Quadro 2 mostra as densidades de alguns tipos de explosivos (BRAGA, 2018).

Para configuração de carregamento dos furos, é possível utilizar um único explosivo ou uma combinação de duas variedades. Quando se utilizam dois explosivos, o que ocupa a base do furo, precisa ter densidade e energia de liberação maior para o arranque da rocha e uma fragmentação ótima, essa coluna é conhecida como carga de fundo e a coluna superior, denominada de carga de coluna (BRAGA, 2018).

Quadro 2 - Densidades típicas de alguns explosivos comerciais

TIPO	MASSA ESPECÍFICA (g/cm³)
Explosivo pulverulento	0,8 – 1,4
Gelatina	1,0 – 1,7
Aquagel ou Lama	0,8 – 1,6
Emulsão encartuchada	1,1 – 1,3
Emulsão 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,

Fonte: Resende, 2011

Os explosivos podem ser classificados usando outros critérios, como por exemplo: sua composição química (sendo categorizado em Simples ou Compostos), ou quanto sua força de estímulo necessária para iniciar ou alto suportar a reação de decomposição (sendo: primários, secundários ou terciários) (PERSSON, 1994).

Ademais, os explosivos comerciais usados na mineração e na construção civil são classificados em três tipos: os altos explosivos, os baixos explosivos e os agentes detonantes. Os altos explosivos são caracterizados pela elevada velocidade de reação, 1500 m/s a 9000 m/s, e alta taxa de pressão, 50.000 a 4.000.000 de psi. São classificados como primários quando a sua iniciação se der por chama, centelha ou impacto, e secundários quando, para sua iniciação, for necessário um estímulo inicial de considerável grandeza. Exemplos de altos explosivos: TNT, dinamites e gelatinas. Os baixos explosivos, ou deflagrantes, caracterizam-se por uma velocidade de reação muito baixa, 200 m/s a 1499 m/s, e pressões no máximo de 50.000 psi. Exemplos: pólvora e explosivos permissíveis (MENDES, 2015).

E por último, os agentes detonantes, que são misturas, cujos ingredientes não são classificados como explosivos. Os agentes detonantes são os explosivos mais usados na mineração de pequeno porte, devido a elevada segurança no manuseio e o baixo custo por m³ de rocha e desmontada (MENDES, 2015; PINHEIRO, 2015). Os principais exemplos dos agentes detonantes são: ANFO, emulsão e aquagéis.

2.9.1 ANFO

Carbonitratos ou ANFO (*Ammonium Nitrate / Fuel Oil*), consiste de uma mistura entre dois compostos principais, nitrato de amônio e óleo combustível (Figura 8). O nitrato de amônio funciona como oxidante, enquanto o óleo combustível como redutor. Outros elementos podem ser adicionados, como por exemplo, alumínio para aumentar a temperatura de reação, óxido de zinco e microbolhas de ar (MENDES, 2015). É um explosivo muito estável, de baixo custo e fácil fabricação, apresenta aspecto pulverulento e granular, possui baixa densidade, inferior a 1 g/cm³, e pouca resistência à água.

Figura 8 – ANFO (AFOMAX) embalado da Empresa Britanite - Enaex



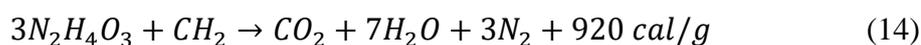
Fonte: Catálogo de produtos Britanite - Enaex

De acordo com Braga (p. 31, 2018), “O ANFO foi desenvolvido para aumentar a segurança das operações, diminuindo a quantidade de nitrato de amônio (NA) nas misturas explosivas. A mistura é formada por 94:5% de NA e 5,5% de óleo combustível (FO – *Fuel Oil*)”. Pode-se adicionar a mistura, pó de alumínio (ALANFO) para aumentar a velocidade de detonação, criando pontos de ignição que aumentam o calor da reação, melhorando a potência de detonação. Alonso (2013), descreve as principais características do ANFO como: baixa densidade e pouca resistência a água, velocidade e potência de detonação mediana, necessitam de outro dispositivo para detonar, os denominados acessórios iniciadores, como cordéis detonantes ou mesmo outro agente explosivo, como as lamas ou emulsões.

Ainda, de acordo com QUAGLIO (2020),

O ANFO apresenta como vantagens a ocupação do volume total do furo, grande estabilidade, geração de poucos gases tóxicos e baixo preço, e como desvantagens a falta de resistência à água, baixa densidade e a necessidade de iniciador especial (p.37, 2020).

Dessa forma, a reação de ANFO com balanço de oxigênio zero, pode ser expressa pela equação 14 (QUAGLIO, 2020). Verifica-se na Equação 14 que para cada molécula de combustível (CH_2), são necessárias três moléculas de nitrato de amônio. O NA atua como agente de oxidação para reduzir elétrons do combustível. Quando o equilíbrio estequiométrico é alcançado, a reação de detonação do ANFO, promove a formação de gás carbônico (CO_2), vapor de água (H_2O), gás nitrogênio (N_2) e libera cerca de 920 cal/g (JIMENO *et al.*, 1987)



Em contrapartida, no mercado existem diversos outros explosivos granulados com composições semelhantes ao ANFO, mas com a adição de outros compostos, como oxidantes, combustíveis, absorventes e outros (QUAGLIO, 2020).

2.9.2 Emulsão

As emulsões são variedades de agentes detonantes, formadas por misturas bifásicas de uma fase oleosa de combustível e uma fase aquosa de uma solução de nitrato de amônio, acrescidas de agentes emulsificantes que reduzem a tensão superficial das gotículas de NA para evitar segregação na massa explosiva (Figura 9). Além disso, pode-se adicionar a emulsão microgotículas de gás ou microesferas de vidro para reduzir a sensibilidade de iniciação e conferir uma maior energia de ativação durante o processo de detonação (JIMENO. 1987).

Figura 9 - Emulsão encartuchada (Ibegel) da Empresa Britanite- Enaex



Fonte: Catálogo de produtos Britanite - Enaex

São explosivos de textura pastosa, com densidade que varia de 1,1 a 1,6 g/cm³ e são resistentes à água. Quando embaladas, são denominadas de emulsão encartuchada. No entanto, em outras situações, grandes maciços de rochas, a emulsão pode ser aplicada diretamente no

furo, sem necessidade da embalagem, nesse momento é chamada de emulsão bombeada. Mas para o uso como explosivo bombeado, a emulsão deve ser armazenada e transportada em um caminhão-bomba que contenha uma unidade misturadora, pois é necessário o bombeamento para os furos para que a emulsão se torne explosiva, quando misturada ao nitrato de amônio/sódio. (ARAUJO, ANDREZA, 2020).

Segundo Quaglio.

“desenvolvida no início da década de 60, as emulsões são explosivas do tipo 'água-em-óleo' (water-in-oil), consistindo em microgotículas de solução suspensas em uma matriz de óleo. O oxidante dentro da mistura consiste em nitrato de amônio, com custos de produção e venda reduzidos e maximizando o rendimento energético” (p.38, 2020)

Existem soluções oxidantes que são muito utilizadas nesse processo, como é o caso do nitrato de amônio ou algumas misturas com nitrato de sódio. Em alguns casos, existe a utilização de até 50% de nitrato de cálcio para substituir o nitrato de amônio e assim, reduzindo custos, além disso, gerando óxidos sólidos e diminuindo a energia de emulsão (QUAGLIO, 2020). Na utilização do óleo pode ser adicionado cera para dar consistência e aumentar o tempo de armazenamento. O emulsificante pode agir formando a emulsão de água em óleo e assim, podem ser utilizados em vários tipos de compostos (QUAGLIO, 2020). Ademais, a adição de gás pode ser por duas formas: por microbolhas, ou por uma composição quimicamente gaseificada. Uma vez em contato, as bolhas aumentam o tempo de armazenamento e a sensibilidade do tipo de explosivo (QUAGLIO, 2020).

2.9.3 Hidrogéis e gelatinas

“Os hidrogéis são agentes explosivos constituídos por soluções aquosas saturadas de NA, muitas vezes com outros oxidantes como o nitrato de sódio e / ou cálcio, nos quais se dispersam combustíveis, sensibilizantes, espessantes e gelatinizantes que evitam a segregação de produtos sólidos” (JIMENO, p. 121, 1987). Apresentam boa resistência à água e geralmente embalados em cartuchos de filme plástico. (MENDES, 2015).

No final da década de 1950 dois pesquisadores, Cook e Farman, conseguiram desenvolver os primeiros testes promissores de hidrogéis. Esse explosivo contava com uma mistura de NA, alumínio (Al) e água, nas seguintes proporções: 65% de NA, 20% de Al e 15% de água. Com a intenção de aprimorar os resultados obtidos, Cook passou a usar o TNT como sensibilizante, dando início à fabricação patenteada no Canadá que posteriormente se estenderia aos Estados Unidos (JIMENO, 1987).

Mais tarde, novos estudos surgiram a fim de aumentar a eficiência dos hidrogéis desenvolvidos por Cook, dando início ao uso de alumínio como sensibilizador. No entanto, sérios problemas foram evidenciados com uso desse metal, o maior se dava pelo fato dele reagir com água em temperatura ambiente liberando hidrogênio (H^+). Dessa forma, foram desenvolvidos produtos denominados de hidrorrepelentes para proteger as partículas de alumínio, assim, evitando que a reação aconteça. Mas, foi somente em 1969 que o *design* atual dos hidrogéis foi desenvolvido. Dupont, combinou a mistura de substâncias orgânicas em vez de metais ou compostos de explosivos tradicionais (JIMENO, 1987).

Segundo Braga (p.30, 2018), “Os hidrogéis ou lamas contêm soluções aquosas contendo sais oxidantes, como o NA, combustíveis solúveis e explosivos, como o nitrato monometilamina (MMA)” e na adição de diversos produtos sólidos e líquidos, como oxidantes, espessantes, gelatinizantes, entre outros (JIMENO, 1987). A solução oxidante é composta por água, nitrato de amônio e nitrato de sódio, aos quais se adiciona tio-uréia e parte das gomas, o que permite atingir uma alta viscosidade para reter as bolhas de gás. O nitrato de sódio tem a vantagem de ter grande quantidade de oxigênio e de diminuir o ponto de cristalização das soluções salinas.

“A solução NMMA é preparada aquecendo os tambores em que é transportada, pois é solidificada por ter um ponto de cristalização entre 33 e 39 ° C. Este produto possui excelentes características de sensibilização, pois é um combustível muito bom com um balanço de oxigênio muito negativo e alta densidade, além de não ser muito sensível aos efeitos dinâmicos subsônicos de choques e fricção. As proporções de NMMA nos hidrogéis variam entre 10 e 35%. A mistura de aditivos sólidos é composta de alumínio, amido, gomas e outras substâncias em menor grau” (JIMENO, p. 121- 122, 1987)

Além disso, parâmetros como: densidade, resistência à água, velocidade de detonação e sensibilidade, podem ter diferentes características a depender da composição. Sua densidade pode variar de 0,8 a 1,6 g/cm³, podendo ser aumentada a partir de adição de leveduras, diminuindo a velocidade de denotação e conseqüentemente aumentando a sensibilidade do explosivo (JIMENO, 1987).

As gelatinas podem ser classificadas em granuladas, aquela que contém nitrato de amônio (NA), combustível e 10% de sensibilizador (nitroglicerina e/ou trinitrotolueno), densidade entre 1 a 1,2 g/cm³, baixa potência e resistência à água, recomendado para rochas de dureza baixa a média; e gelatinosas, possui maior quantidade de nitroglicerina, resistência a água e potência, com adição de nitrocelulose em sua composição, ideal para rochas de dureza elevada (ALONSO *et al*, 2013). Finalizando, para que os explosivos funcionem corretamente há a necessidade de aplicação de acessórios e dispositivos iniciadores (JIMENO, 1987).

2.9.4 *Acessórios Iniciadores*

Os explosivos industriais têm um certo grau de estabilidade química que os tornam excelentemente manuseáveis, dentro de condições normais de segurança. Para desencadear a detonação, torna-se necessário comunicar ao explosivo uma quantidade inicial de energia de ativação, suficientemente capaz de promover as reações internas para sua transformação em gases. Uma vez iniciada esta reação, ela se propaga por meio de toda a massa explosiva. A energia de iniciação é comunicada ao explosivo sob forma de atrito, de impacto e de choques moleculares por calor. Se o acessório iniciador não comunicar uma energia de ativação satisfatória para ocasionar uma iniciação desejável, pode resultar, simplesmente, na queima dos explosivos, sem detoná-los ou desencadear o processo de deflagração (MENDES, 2015; PINHEIRO, 2015).

Sendo assim, os conjuntos iniciadores possuem três principais componentes, são eles: fonte, de onde parte a energia que iniciará o fogo (podendo ser elétrica ou por calor); o conjunto distribuidor, que levará a energia gerada na fonte para cada furo individualmente respeitando a ordem de saída de cada furo pré estabelecido no plano de fogo e; o sistema de detonação individual de cada furo (BHANDARI 1997). Iniciadores do tipo elétrico possuem fonte de iniciação de energia elétrica que a transmite para um detonador também elétrico que detonará a carga de explosivos.

“Os detonadores elétricos e eletrônicos consistem num tubo metálico com um inflamador pirotécnico. Na extremidade deste tubo há uma carga explosiva compactada 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” (BRAGA, p.32, 2018).

Além disso, outras categorias de dispositivos detonantes podem ser citadas, como: detonadores instantâneos e os com retardo. Os detonadores de retardo são aqueles que atrasam a transmissão de energia entre os explosivos em furos diferentes ocasionando uma redução no tempo de detonação de cargas explosivas sequenciadas. Esse atraso decorre de uma queima lenta do elemento de retardo, possibilitando o sequenciamento das explosões, podendo ser de meio segundo ou milissegundos (MENDES, 2015).

Já os detonadores instantâneos são usados quando se deseja realizar um desmonte simultâneo, pois as explosões ocorrem em apenas alguns milissegundos (BRAGA, 2018). Com diversas análises, foi possível concluir as seguintes observações: detonadores elétricos possuem um desvio da variação dos tempos real e nominal dos retardos de aproximadamente 10%;

conjuntos iniciadores não elétricos tem a mesma configuração dos elétricos na parte explosiva, no entanto, possuem estímulo energético diferente; quando se utiliza de retardos para executar a detonação, ocorre a diminuição da vibração, *backbreak/underbreak* e ultra lançamento, tornando seu uso mais vantajoso (BHANDARI, 1997).

Vale ressaltar a existência dos detonadores ordinários e de cordéis detonantes. Os detonadores ordinários são simples, e geralmente empregados em atividade menos complexas como em lavra de rochas ornamentais, nas quais a energia de ativação é uma chama lenta que entra por uma extremidade do detonador e detona as cargas primárias da base, que por sua vez detonarão o explosivo no furo. Já os cordéis detonantes são fios compostos por uma capa plástica contendo no interior Pentrita (PETN), 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 alta com velocidade de detonação de 7.000 m/s". A conexão entre cordéis deve se dar por nós ou acessório de amarração, de forma que estejam em contato e na direção correta (BHANDARI, 1997 e ALONSO, 2013; BRAGA, p. 34, 2018).

Segundo MENDES (2015) os principais acessórios iniciadores transmissores de energia usados na mineração são:

- I. Estopim de segurança: responsável pela condução da chama para ignição direta de uma carga de pólvora ou detonação de uma espoleta simples, Figura 10. O estopim é constituído de um núcleo de pólvora negra, envolvida por materiais têxteis que, por sua vez, são envolvidos por material plástico, garantindo proteção e impermeabilidade. A iniciação do estopim pode ser feita pela chama de palitos de fósforos ou isqueiros.

Figura 10 - Estopim da Empresa ZETEX



Fonte: ZTEX Automação & Sistemas LTDA, 2019

- II. Espoleta simples: formada por um tubo de alumínio ou cobre, com uma extremidade aberta e outra fechada, contendo em seu interior uma carga detonante primária, ou de ignição, cujo explosivo é a azida de chumbo $Pb(N_3)_2$, e uma carga básica de PETN, tetranitrato de pentaeritritol ($C_2H_4N_2O_6$) (Figura 11). A azida de chumbo, uma vez

iniciada pela faísca do estopim, faz detonar a carga de PETN que é responsável pela detonação do explosivo secundário.

Figura 11 - Espoleta simples da Empresa Britanite - Enaex



Fonte: Catálogo de produtos Britanite - Enaex

- III. Cordel detonante: O cordel detonante é um acessório de detonação que consiste, essencialmente, de um tubo de plástico, Figura 12, com um núcleo de explosivo de alta velocidade, a nitropenta ($C_5H_8N_4O_{12}$) (Figura 12). O cordel detonante é usado para iniciar cargas explosivas simultaneamente, ou com retardos em lavra a céu aberto. A sua velocidade de detonação é de, aproximadamente, 7000 m/s. Muito embora a alta velocidade e violência de explosão, o cordel detonante é muito seguro no manuseio.

Figura 12 - Cordel detonante da Empresa Britanite- Enaex



Fonte: Catálogo de produtos Britanite - Enaex

- IV. Retardo bidirecional não elétrico para cordel detonante: tubo metálico que contém uma medida de PETN, revestido de plástico, iniciado em um dos extremos pelo cordel. Ao ser iniciado, o retardo promove uma diminuição na velocidade de propagação da onda de choque enquanto queima a carga de PETN. Terminada esta queima, ele detona o

cordel na sua extremidade, A Figura 13 mostra um exemplo de retardo bidirecional de 42 milissegundos.

Figura 13 - Retardo bidirecional da Empresa Britanite- Enaex



Fonte: Catálogo de produtos Britanite – Enaex

- V. Sistema não elétrico com Linha Silenciosa: consiste de uma espoleta comum, não elétrica, conectada a um tubo de plástico transparente, altamente resistente, com diâmetro externo e interno de 3 mm e 1,5 mm, respectivamente, Figura 14. O tubo plástico contém, em média, uma película de PETN pulverizada de 20 mg/m de tubo, que ao ser iniciada promove a formação de uma onda de choque, causada pelo calor e expansão dos gases dentro do tubo, que se propaga com uma velocidade, aproximadamente, de 2000 m/s. Essa reduzida carga explosiva, geradora da onda de choque, que se desloca através do tubo, não chega a afetar o lado externo do mesmo, porém, inicia a espoleta na extremidade do tubo. O sistema oferece inúmeras vantagens quando comparado ao cordel detonante, entre elas: baixo ruído, é insensível a correntes elétricas, não destrói parte da coluna de explosivo dentro do furo, seu tubo não detona nenhum tipo de explosivo comercial e permite a iniciação pontual, contribuindo para diminuir a carga máxima por espera no desmonte.

Figura 14 - Sistema não elétrico com linha silenciosa da Empresa Britanite - Enaex



Fonte: Catálogo de produtos Britanite – Enaex

2.10 Mecanismo de Fragmentação do Explosivo

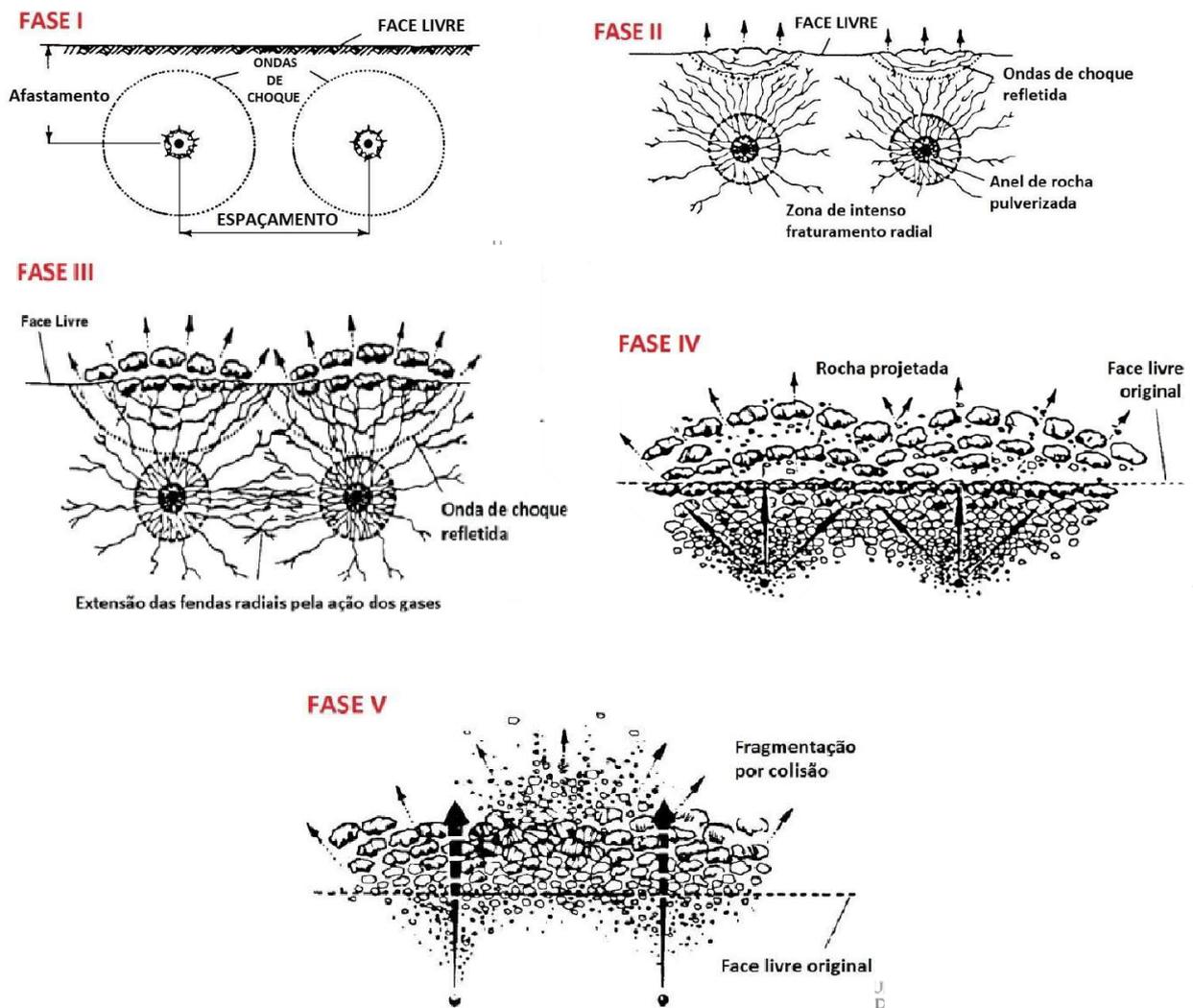
A teoria da reflexão de tensões explica, analiticamente, como a rocha se quebra quando uma carga explosiva concentrada é detonada em um furo próximo a uma face livre. O conceito é simples, direto e baseado no fato bem conhecido de que a rocha é sempre menos resistente a tensões de tração do que a tensões de compressão. A resistência à tração é cerca de 10 a 15 vezes menor que a resistência à compressão. O pulso da tensão compressiva, gerado pela detonação de uma carga explosiva, move-se por meio da rocha em todas as direções com uma amplitude decrescente. Este pulso é refletido na face livre e é convertido em uma tensão de tração, que progride de volta ao ponto de origem, criando fraturas de tração no maciço rochoso (MENDES, 2015; SILVA 2009).

Desse modo, para uma melhor compreensão dos aspectos que envolvem o desmonte de rochas com utilização de explosivos, é necessário o entendimento dos processos envolvidos durante as fases de fragmentação (SILVA 2009).

A Figura 15 mostra as fases de ruptura na rocha após a detonação do explosivo. Inicialmente a fase I ou fase dinâmica do processo de fragmentação corresponde à ação das ondas de choque, iniciada pela deflagração da reação química do explosivo, termodinamicamente instável, e encerrada pelo surgimento gradativo de fraturas tangenciais a partir das faces livres, início da fase II. A passagem da onda de tensão em volta do furo estabelece um estado de tensão semi-estático, fase II, que corresponde à ação da pressão dos gases de detonação ao percorrerem as fendas e as microfissuras resultantes da fase dinâmica e propagando-as à medida que os gases são liberados, ocorrendo o lançamento dos blocos, resultando no desmonte de rocha propriamente dito. Quando a onda de choque compressiva possui energia suficiente para alcançar a face livre e retornar refletida com amplitude de tensão superior à resistência de tração do maciço

rochoso, fase III, ocorre então a fragmentação da rocha, fase IV. Os fragmentos de rocha projetada no sentido da face livre colidem entre si, promovendo a fragmentação secundária, fase V (SILVA 2009).

Figura 15 - Figura 15 - Mecanismos de ruptura da rocha durante a ação dos explosivos



Fonte: Adaptado de Silva, 2009

3 METODOLOGIA

É por meio da revisão integrativa que o pesquisador se aproxima do seu objeto de estudo e conhece as diferentes vertentes e possibilidades de evolução do tema proposto. Nesse sentido, para embasar a pesquisa das publicações priorizou-se a seguinte questão: o que está publicado sobre os métodos matemáticos utilizados na fragmentação de rochas com uso de explosivos?

Sendo assim foi feita uma busca em diferentes base de dados, como: Pesquisa livre no Google Acadêmico, Periódicos CAPES, *Scientific Electronic Library Online* (SciELO). O levantamento ocorreu de maio de 2021 a março de 2022, utilizando as palavras chave desmonte de rochas, plano de fogo e modelos de fragmentação junto do marcador booleano *and*.

Foram encontrados, inicialmente, 310 trabalhos, envolvendo artigos, livros, monografias, teses e publicações no geral. Diante disso, foram aplicados os critérios de inclusão, trabalhos publicados em língua portuguesa, inglesa e/ou espanhola, e, trabalhos publicados que respondiam à pergunta problema. Dessa forma, restaram 100 trabalhos, sendo que 28 artigos eram duplicados, assim 60 artigos encontrados na pesquisa livre no Google Acadêmico, 26 trabalhos encontrados no Periódicos CAPES, e 14 pertencentes à base de dados SciELO.

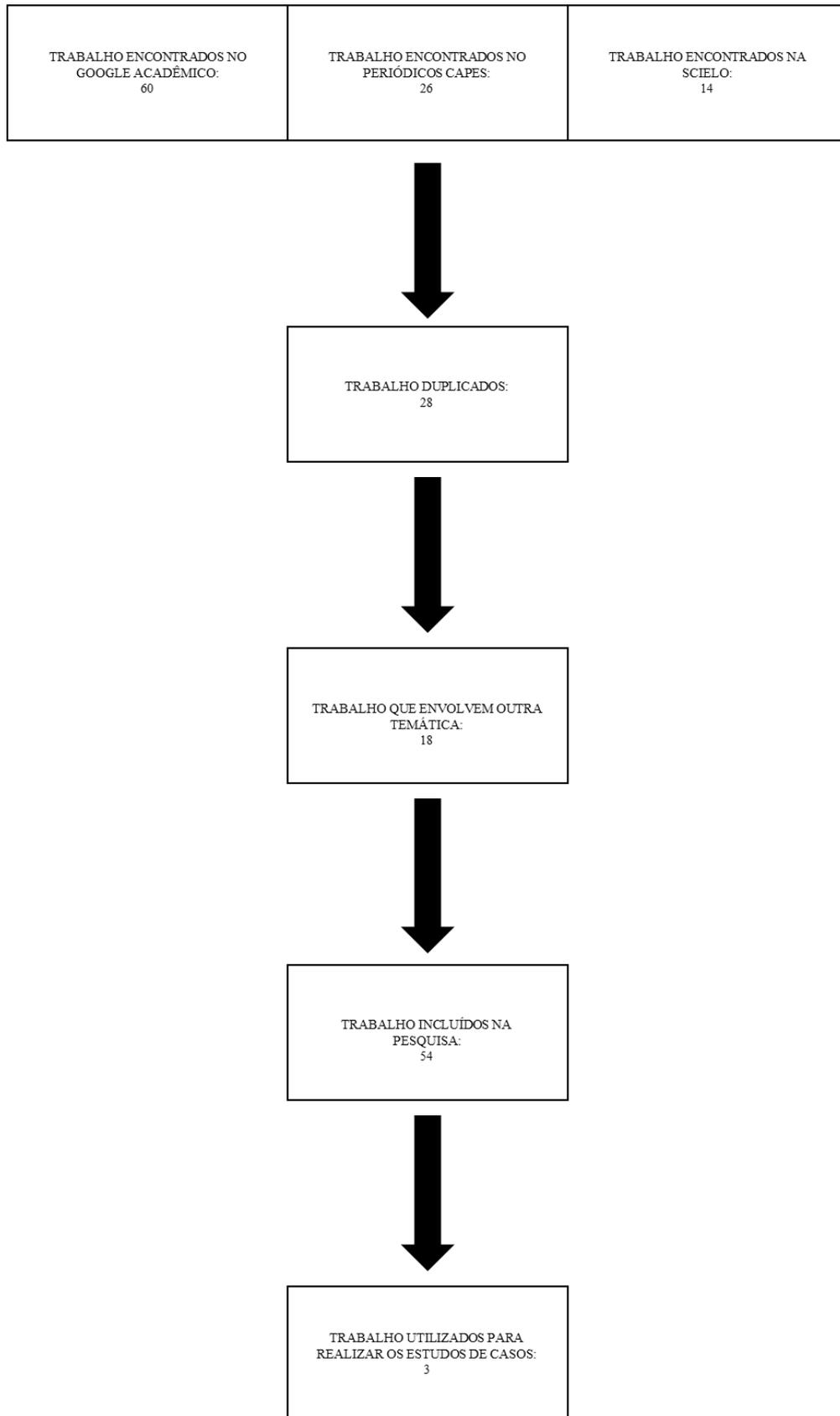
Após a leitura dos títulos, dos objetivos, dos resumos e dos textos na íntegra dos trabalhos, foram excluídos 28 duplicados e 18 que envolviam outras temáticas. Ao final restaram 54 trabalhos que compõe esta pesquisa.

A pesquisa possibilitou reunir e comparar os parâmetros intrínsecos dos principais modelos de fragmentação, publicados na literatura acadêmica, sendo estes: Kuz-Ram, KCO, JKMRC e TCM.

A partir dos trabalhos pesquisados, foram selecionados três estudos de caso que aplicaram os modelos de fragmentação para prevê os resultados da distribuição granulométrica dos fragmentos do desmonte de rochas com uso de explosivos.

A Figura 16 mostra o fluxograma da escolha dos trabalhos pesquisados até chegar na amostra final.

Figura 16 - Fluxograma de inclusão e exclusão de trabalhos para elaboração da pesquisa



Fonte: Elaborado pelo autor.

4 RESULTADOS E DISCUSÕES

4.1 Modelos de Fragmentação

Incomensuráveis obstáculos técnicos, científico e computacionais dificultam o desenvolvimento ou até mesmo o aperfeiçoamento dos modelos empíricos de fragmentação. De acordo com Cunningham (2005), as restrições sobre os modelos empíricos que pressupõe a fragmentação das rochas com uso de explosivos fracionam-se em três (3) conjuntos:

1. Fundamentos não levados em consideração;
2. Restrições da proporção de fragmentação; e
3. Impedimento de dimensionar os efeitos da detonação.

Normalmente, os modelos não levam em consideração todas as particularidades das rochas, como a densidade espacial dos furos, o desempenho completo da detonação envolvendo parâmetros como a velocidade de detonação real, a interferência do tampão e subfuração, além dos efeitos naturais como a influência da água, do ar e das condições de contorno devido aos desmontes anteriores, e as condições geológicas como um todo (BRAGA, 2018).

Ainda para Braga (2018), entre as restrições das proporções de fragmentação, o elemento mais complexo é a aquisição de amostras representativas do material desmontado, em consequência da escala de trabalho. Uma vez que a medição correta dos materiais particulados finos se torna um desafio devido sua granulometria, contaminação e perda. Pois o material é constantemente contaminado e perdido com os materiais que são trazidos e levados por equipamentos que circulam no ambiente, e por fatores como água e ar. Além dos materiais muito grosseiros, matacos, que necessitarão de uma desmonte secundário.

Para solucionar esses problemas, opções alternativas vêm sendo testadas, como o imageamento de pilhas ou caminhões carregados por fotos. Esse método tem obtido sucesso em seus testes em determinar a granulometria da pilha desmontada mesmo apresentando limitações e dificuldades como: resolução da imagem, problemas de identificar fragmentos inferiores a 40 mm, dificuldade de visualizar fragmentos não superficiais e verificar as três dimensões da amostra, e erros de interpretação associados ao ângulo da imagem. Além de que, é imensamente complicado reproduzir um desmonte em escala laboratorial ou ter uma conclusão do comportamento do desmonte com base em detonações anteriores com materiais alternativos (QUAGLIO, 2020).

Ao longo dos anos com interesse de subentender a fragmentação, diversos modelos experimentais foram apresentados, como o de Kuz-Ram, na qual foi largamente difundido e

utilizado desde 1983; o *Two Component Model* (TCM) de 1999; *Crushed Zone Model* (CZM) de 1999; *Kuznetsov-Cunningham-Ouchterlony* (KCO) de 2005; *Artificial Neural Networks* (ANN) de 2005; Modelo de Hung e Katsabanis; de Larson, de Rosin-Rammler, Bond-Ram e, a equação de Rustan. Além do modelo *Modified Kuz-Ram*, *Swedish Detonic Foundation* (Swe-DeFo) e o *Energy Block Transition* (EBT), entre outros menos utilizados. Determinados modelos são os aperfeiçoamentos de outros, ou uma variante que corrige as limitações anteriores. Adequando-se a diferentes condições considerando mais ou menos critérios importantes em uma detonação (KANSAKE *et al.*, 2016).

4.1.1 Modelo Kuz-Ram

Uma variedade de abordagens de modelagens, variando de modelos puramente empíricos a modelos numéricos rigorosos, têm sido usados para prever a fragmentação da detonação. Entre eles e o mais popular é o modelo Kuz-Ram desenvolvido por Cunningham (BRAGA, 2018; CUNNINGHAM, 1983).

O modelo Kuz-Ram foi apresentado pela primeira vez na conferência de Lulea em 1983, para a previsão de fragmentação de rochas com uso de explosivos. Desde então, o modelo foi avaliado e melhorado, no entanto, tem sido superado por outros modelos de fragmentação mais complexos. Ainda assim, mesmo sendo um modelo simples, fornece aproximações razoáveis do resultado da fragmentação da detonação. Assim, o modelo pode ser caracterizado por fundamentar-se em três parâmetros fundamentados nas equações de Kuznetsov, de Rosin Rammler, e o índice de uniformidade de Cunningham (ADEBOLA *et al.*, 2018). Portanto, estas três equações constituem a saída de previsão do modelo.

Cunningham (1987) modificou a equação empírica de Kuznetsov para estimar o tamanho médio do fragmento (x_m), e usou a distribuição de Rosin Rammler para descrever toda a distribuição de tamanho. A equação de Kuznetsov descreve o tamanho médio do fragmento detonado (x_m) e razão de carga conforme apresentado nas Equações 15 e 16, respectivamente (AYALA; ASSIS, 2016):

$$x_m = A \cdot K^{-0,8} \cdot Q_0^{0,167} \cdot \left(\frac{115}{ER}\right)^{0,633} \quad (15)$$

Onde A é o fator de Rocha (função das características do maciço rochoso, é eficaz para rochas homogêneas com poucas descontinuidades, não sendo adequado para rochas muito fraturadas e pouco homogêneas); K é o Fator de Carga (massa do explosivo por m³ de rocha

desmontada); 115 é a energia relativa do TNT; e ER ou RWS é a energia relativa do explosivo utilizado em relação ao ANFO (RSWANFO=100), (BRAGA, 2018).

$$A = 0,06 \cdot (RMD + JF + RDI + HF) \quad (16)$$

A Equação 17 define o fator de carga pela seguinte expressão (BRAGA 2018):

$$K = \frac{Q_e}{V_0} \quad (17)$$

Onde, Q_e é a massa de explosivo no furo (kg) e V_0 é o volume de rocha desmontado por furo (m^3)

A energia relativa do explosivo pode ser calculada segundo Tidman (1991), conforme citado por Braga (2018) por meio da Equação 18.

$$ER = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n} \right)^2 \cdot RSW_e \quad (18)$$

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 (RSWANFO=100) (BRAGA, 2018).

Vale destacar que Lilly (1986), desenvolveu o conceito de fator de rocha e posteriormente modificado por Cunningham (1987). Com intuito de definir esse fator são usados os dados obtidos na categorização do Quadro 3, que parametriza o tipo de rocha, direção e mergulho das descontinuidades em relação à frente livre do desmonte. Dessa forma, o fator da rocha é usado para ajustar o tamanho médio dos fragmentos do modelo (CUNNINGHAM, 1983; MORAIS *et al.*, 2004).

Quadro 3 - Classificação geomecânica para obtenção do fator de rocha

SIMBOLOGIA	DESCRIÇÃO	CLASSIFICAÇÃO	ÍNDICE
		FORMULA	
RMD	Maciço Rochoso	Friável Fraturado Maciço	10 JF 50
JF	Maciço Fraturado	JPS + JPA	
JPS	Espaçamento das descontinuidades (m)	< 0,10m 0,10 a MS MS a DP	10 20 50
MS	Oversize da britagem primária (m)		
DP	Parâmetros da malha de perfuração (m)		
JPA	Direção de mergulho em relação a face livre	Horizontal Mergulhando para fora da face livre Direção perpendicular à face livre Mergulhando para dentro da face	10 20 30 40
RDI	Influência da densidade (densidade da rocha intacta, g/cm ³)	RDI= 25d- 50	
HF	Se E < 50 Gpa Se E > 50 Gpa	HF= E/3 HF= UCS/5	
E	Módulo de Young (GPa)		
UCS	Resistência à compressão uniaxial (MPa)		

Fonte. MORAIS et al, 2004 *apud* CUNNINGHAM, 1983

As Equações (19) e (20), desenvolvidas por de Rosin Rammler estimam o percentual de material passante em peneiras para caracterização da distribuição do tamanho da pilha (Faramarzi, *et al.*, 2013).

$$\%passante = 100 - \left(100 \cdot e^{-0,693 \left(\frac{meshsize}{x_{50}} \right)^n} \right) \quad (19)$$

$$R_x = 1 - e^{-0,693 \left(\frac{x}{x_m} \right)^n} \quad (20)$$

Onde, *meshsize* é o tamanho da abertura da malha da peneira, *x_m* é o tamanho médio das partículas, *n* é o índice de uniformidade do material (fator geométrico geralmente entre 0,7 e 2,0).

Cunningham (1987) estabeleceu a aplicabilidade do coeficiente de uniformidade (n , geralmente entre 0,6 e 2,2) por meio de várias investigações, considerando os efeitos da geometria do plano de fogo, como: diâmetro do furo, comprimento do furo, espaçamento, carga e precisão de perfuração. Dessa forma, quando se trabalha com um único tipo de explosivo no furo, tem-se a expressão mostrada na Equação 21.

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

Onde B é o afastamento (m); S o espaçamento (m); D o diâmetro do furo (mm); W o desvio padrão da precisão de perfuração (m); L o comprimento total do furo perfurado (m); e H é a altura da bancada (m).

Quando se realizam desmontes com aplicação de diferentes cargas explosivas (carga de fundo e carga de coluna), tem-se a expressão da Equação 22 (ADEBOLA *et al.*, 2018; CUNNINGHAM, 1987):

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

Onde esta fórmula acrescenta no cálculo do coeficiente de uniformidade (n) o BCL que é o comprimento da carga de fundo (m); o CCL o comprimento da carga de coluna (m) e o P é o fator padrão de explosão.

Em concordância com Clark (1987), o índice n define o grau de uniformidade nos tamanhos dos fragmentos. Um valor correspondente a 0,6 significa que a pilha não é uniforme, formada por material muito fino e/ou muito grosseiro, como: poeira e blocos. Já para o valor de 2,2 significa que a pilha é uniforme, em que a maior parte dos fragmentos apresentam tamanhos próximos ao médio xm ou $x50$. Portanto, é desejável obter uma fragmentação uniforme, com valores variando de 1 a 2,2 evitando excesso de fragmentos variados (SEAN R. ANTON G, 2006).

Após a verificação dos critérios explicitados nas equações de Cunningham, observou-se que o índice de uniformidade não incorpora parâmetros da rocha ou características dos explosivos, tendo em vista somente especificações geométricas. Com a introdução de detonadores de retardos eletrônicos no mercado, Cunningham (2005) fez ajustes nas Equações (21) e (22) levando em consideração a supervalorização ou subestimação do fator de rocha. Além disso,

propôs analisar outro fator, o *timing fator* (At), adequando-se assim ao uso destes acessórios. Por fim, ele adicionou uma correção para o índice de uniformidade C(n) denominado de fator de dispersão.

Logo, Cunningham (2005) e Kansake *et al.* (2016), assumem que o modelo de fragmentação Kuz-Ram possui aplicação e modelagem computacional acessível nos cenários em que as rochas apresentam elevada resistência mecânica, que corrobora para geração de baixa porcentagem de finos. Todavia, a maior deficiência do Kuz-Ram relaciona-se a predição de materiais de granulometria muito pequena gerada no momento da detonação. Por esse motivo, os métodos atuais, buscam solucionar esta limitação para estimar de forma analítica a previsão de finos do material desmontado em rochas de resistências variadas (BRAGA, 2018).

Além disso, o método Kuz-Ram tem prejuízo com aplicação no uso de acessórios iniciadores elétricos atuais, exigindo uma reestruturação de adaptação por parte do responsável técnico encarregado da atividade de desmonte, isto ocorre devido aos detonadores eletrônicos e elétricos possuírem tempo de retardo extremamente curto e de alta precisão (CUNNINGHAM, 2005; KANSAKE *et al.*, 2016).

Johnson (2014) em consonância com Cunningham (2005), afirmam que o modelo de Kuz-Ram foi largamente utilizado devido sua facilidade de configurar e trabalhar com diferentes *designs* em planilhas, e até o ano de 1987 era largamente usado sem questionamentos. No entanto, com o avançar das necessidades novos estudos e novos modelos de fragmentação foram desenvolvidos (BRAGA, 2018).

4.1.2 Modelo Kuznetsov Cunningham Ouchterlony (KCO)

“O modelo Kuz-Ram vem sendo amplamente utilizado para a predição da fragmentação nos desmontes de rochas, com uma abordagem estruturada para alteração do padrão de fragmentação” (QUAGLIO, p. 63, 2020). Entretanto, tem-se trabalhado no desenvolvimento de melhorias a respeito da realidade de fragmentação das rochas em uma detonação. O modelo KCO proposto por Ouchterlony (2005) “é uma modificação do modelo Kuz-Ram” (BRAGA, p. 53, 2018). No qual ocorreram duas principais mudanças: a primeira, é que a equação de Rosin-Rammler é substituída pela função *Swebrec* P(x), e realizou-se a implementação de um pré-fator g(n), que tem por finalidade aumentar a quantidade de material fino quando “n” é pequeno, e deve ser utilizado quando comprovada sua eficiência e; a segunda, é que o índice de uniformidade é trocado pelo fator de ondulação da curva (OUCHTERLONY, 2005; KANSAKE *ET AL.*, 2016).

A função *Swebrec* $P(x)$ é descrita pela Equação 23 (OUCHTERLONY, 2005):

$$P(x) = \frac{1}{\left\{ 1 + \left[\frac{\ln \left(\frac{x_{max}}{x} \right)}{\ln \left(\frac{x_{max}}{x_{50}} \right)} \right]^b \right\}} \quad (23)$$

Onde $P(x)$ é a porcentagem de material passante numa peneira com abertura X em centímetros; b é o fator de ondulação da curva (fator geométrico); X_{50} é o tamanho médio da distribuição granulométrica da pilha de material desmontado em centímetros e; X_{max} é o tamanho máximo dos blocos formados na detonação em centímetros (BRAGA, 2018). “Em que X_{max} é obtido pela média aritmética entre espaçamento e afastamento ou tomado como o valor menor entre afastamento e espaçamento” (QUAGLIO, p. 65, 2020., CUNNINGHAM, 1987).

O pré-fator $g(n)$, é dado pela Equação 24 (QUAGLIO, 2020; OUCHTERLONY, 2005):

$$g(n) = \frac{\ln_2^{\frac{1}{n}}}{\Gamma \left(1 + \frac{1}{n} \right)} \quad (24)$$

Onde Γ é a função gama e n é o índice de uniformidade.

Equação 25, fator de ondulação (b):

$$b = \left[2 \cdot \ln(2) \cdot \ln \left(\frac{x_{max}}{x_{50}} \right) \right] \cdot n \quad (25)$$

Nessa perspectiva, o modelo proposto é chamado de Modelo KCO (Kusnetsov- Cunningham Ouchterlony), em homenagem ao pesquisador que o desenvolveu.

4.1.3 Modelo Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC)

“O modelo desenvolvido pelo Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC), em Queensland, Austrália esquematiza as principais etapas de um algoritmo com abordagem sistêmica, pelo controle global das etapas relevantes” (QUAGLIO, p 69, 2020). Assim, foi introduzido ao modelo JKMRC a análise do modelo de fragmentação proposto por Cunningham (Kuz-Ram) e a teoria relacionada as zonas de fragmentação no desmonte (BRAGA, 2018).

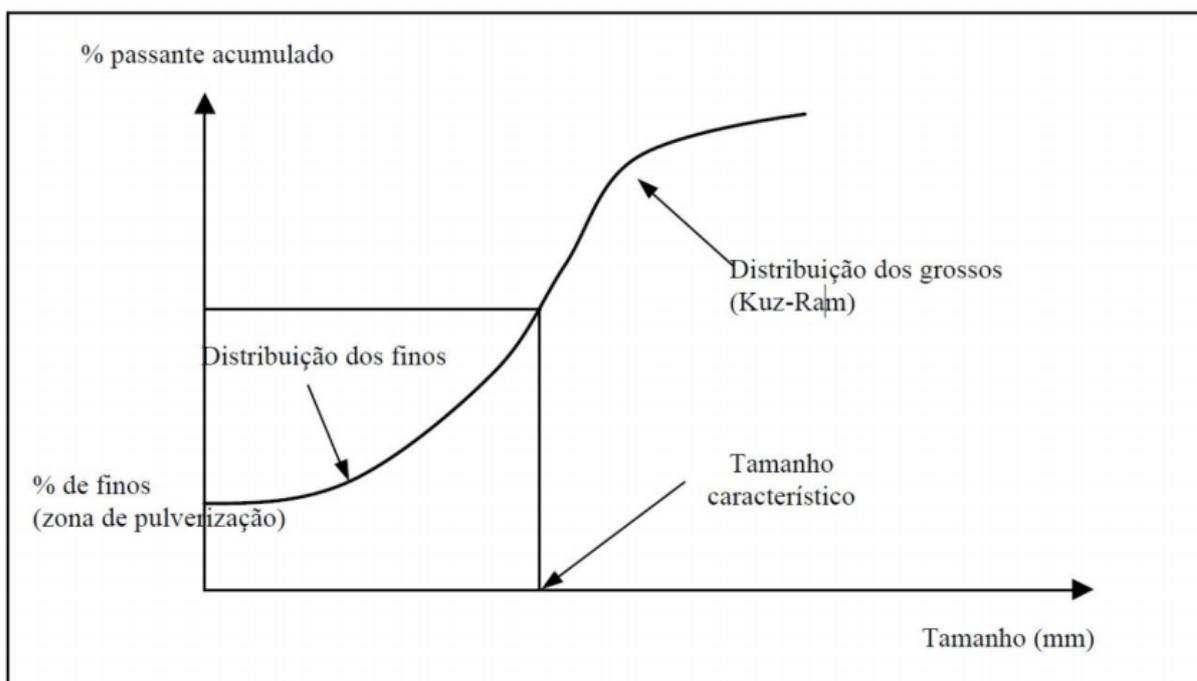
Para realizar as análises e compreender as etapas inerentes a modelação faz-se necessários o estudo da fragmentação por explosivos, as medidas de tamanho das partículas via software e, por fim, a modelagem *semi autogenius gridding* (SAG), que possui condições de previsão de particulados finos do material da pilha formado após o desmonte (JKMRC, 2000, *apud* MORAIS, 2004).

Morais (2004), diz que as propriedades dos explosivos e das rochas, associados ao estado de confinamento do explosivo atua como característica fundamental da energia efetiva do desmonte, que está relacionado diretamente à energia utilizada durante o processo de explosão dos corpos rochosos. “Este modelo mostra que os finos podem ser alterados por mudanças no plano de fogo, modificando o desempenho do circuito de cominuição” (QUAGLIO, p 69, 2020)

Desse modo, é notório que a diferença entre os modelos, de base (Kuz-Ram) e o JKMRC, está na consideração da formação de finos ocasionada devido a pulverização das rochas confinantes do furo de desmonte. Em síntese, é definido uma zona de pulverização por meio de uma projeção de um cilindro em volta dos furos de desmonte, na qual seu raio é definido pela distância do furo até o ponto onde a tensão radial exceda a resistência compressiva dinâmica da rocha, admitindo que o tamanho máximo do material não ultrapasse 1mm (MORAIS, 2004). A Figura 17 mostra a curva de distribuição de tamanhos de material fino e grosso no *Run Of Mine* (ROM).

Dessa maneira, o modelo capaz de prever com maior exatidão a fração fina de um desmonte, é o TCM (*Two Component Model*), derivado da JKMRC, que foi desenvolvido por meio da teoria das zonas de fragmentação (BRAGA, 2018).

Figura 17 - Distribuição de tamanhos de finos e grossos de ROM



Fonte: Morais (2004)

4.1.4 Two Component Model (TCM)

O *Two Component Model* ou modelo de fragmentação de duas componentes, foi desenvolvido com intenção de garantir maior exatidão na predição da distribuição granulométrica do material desmontado, com foco no particulado fino (DJORDJEVIC 1999). Publicado em 1999, no Aus IMM Proceedings, Brisbane, Austrália, por Djordjevic (MORAIS, 2004).

Djordjevic (1999), acrescenta, a concentração de energia resultante da detonação adjacente ao centro do furo e a expansão gasosa liberada durante a explosão acarretará em uma variação de pressão no meio, que por sua vez, provocará a criação de duas regiões concêntricas com granulometrias distintas, uma região de material mais fino e outra de material mais grosso, como mostra a Figura 18.

“O modelo considera dois conjuntos de material desmontado na pilha resultante, o primeiro de partículas finas, originadas relativamente próximo ao furo e fragmentadas por ruptura compressiva-cisalhante. Neste caso a estrutura do maciço rochoso é pouco relevante. O segundo conjunto é de material com granulometria maior que o primeiro e proveniente de regiões mais distantes do furo de desmonte, sendo criados devido a rupturas por tração, por abertura e extensão de fraturas preexistentes, planos de acamamento e discontinuidades do maciço” (QUAGLIO, p. 71, 2020).

Figura 18 - Ilustra o esquema de fraturamento das regiões no modelo TCM.



Fonte. Djordjevic (1999)

“Assumindo que a massa de rocha que se fragmenta devido à ruptura compressiva-cisalhante representa a fração F_c da massa total de rocha desmontada por furo”, tem-se a Equação 26 (MORAIS, p. 244, 2004):

$$F_c = \frac{M_0}{M} = \left[\frac{(\pi \cdot x^2)}{B \cdot S} \right] \quad (26)$$

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 por meio dos parâmetros geométricos do plano de fogo, Equação 27 (BRAGA, 2018).

$$M = \rho \cdot B \cdot S \cdot H \quad (27)$$

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) (BRAGA, 2018).

Nesse sentido, a fração da massa que sofre ruptura por tração é denominada de 1-Fc. Tendo, assim, que levar em consideração que cada desmonte executado tenha sua porção de distribuição de tamanho descrita em dois subconjuntos, cada um por uma função de Rosin Rammler própria apresentadas nas Equações 28 e 29, respectivamente.

$$P_1 = 100 \cdot \left(1 - e^{-0,693 \left(\frac{x}{c} \right)^d} \right) \quad (28)$$

$$P_2 = 100 \cdot \left(1 - e^{-0,693 \left(\frac{x}{a} \right)^b} \right) \quad (29)$$

Onde P1 é a distribuição da fração fina do desmonte e P2 a distribuição da fração grossa; d é o índice de uniformidade da fração fina e; b é o índice de uniformidade da fração grossa; a e c são, respectivamente, os tamanhos médios dos finos e grossos.

Logo, a soma de P1 e P2 (Equação 30) resultará na distribuição total da pilha pelas Equações 28 e 29 (BRAGA, 2018).

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

$$P = P_1 + P_2 = F_c \cdot 100 \cdot \left(1 - e^{-0,693 \left(\frac{x}{c} \right)^d} \right) + (1 - F_c) \cdot 100 \cdot \left(1 - e^{-0,693 \left(\frac{x}{a} \right)^b} \right) \quad (30)$$

Simplificando a equação 30. Tem-se (Equação 31):

$$P = 100 \cdot \left[1 - (1 - F_c) \cdot \left(e^{-0,693 \left(\frac{x}{a} \right)^b} \right) - F_c \cdot \left(e^{-0,693 \left(\frac{x}{c} \right)^d} \right) \right] \quad (31)$$

Djordjevic (1999), assume que em rochas com características maciças e de dureza elevada, a determinação da distribuição da pilha pode ser dada pela Equação 32, isto porque, a fração Fc pode ser igual ou muito próximo de zero (0). Acrescenta ainda, as frações consideradas finas são aquelas com granulometria ≤ 50 mm.

$$P = P_2 = 100 \cdot \left(1 - e^{-0,693\left(\frac{x}{a}\right)^b}\right) \quad (32)$$

Estudos realizados por Crum *et al.* (1990), conforme citado por Djordjevic (1999) esclarecem que a formação de material fino independe da escala, uma vez que, os testes tenham sido feitos com amostras representativas do maciço rochoso e do explosivo usado na detonação. Nesse sentido, ele sugere que F_c seja calculado usando o critério de resistência de Griffith (Equação 33), no qual seja possível encontrar o raio de influência da área de ruptura compressivo-cisalhante.

$$(\sigma_1 - \sigma_2)^2 - 8T_0 \cdot (\sigma_1 + \sigma_2) = 0 \quad (33)$$

Braga (p. 52, 2018), define “o coeficiente de Poisson $\nu = 0,25$ e $\sigma_2 = \left[\frac{\nu}{1-\nu}\right] \sigma_1$.”

O raio da zona de fratura compressivo-cisalhante é calculado por meio da Equação 34 (BRAGA, 2018).

$$r = \frac{D}{\sqrt{24 \left(\frac{T_0}{P_b}\right)}} \quad (34)$$

Onde r é o raio da região de fratura compressivo-cisalhante; D o raio do furo em mm; T_0 é a resistência à tração da rocha e; P_b é o pico de tensão no furo devido à detonação, descrita por Person, Holmberg e Lee (1994) na Equação 35 (BRAGA, 2018).

$$P_b = \rho \frac{VOD^2}{4} \quad (35)$$

Onde, VOD é a velocidade de detonação em m/s; ρ é a densidade do explosivo dado em kg/m^3 e; P_b é a pressão dado em Pa (BRAGA, 2018; PERSON, 1994).

Ademais, a dimensão intermediária da fração grossa do modelo TCM descrita por Morris (2004), está representada na Equação 36.

$$a = x_{\left(50+100\frac{F_c}{2}\right)} \text{ (da curva de Kuz-Ram)} \quad (36)$$

Enquanto a dimensão intermediária da fração fina é obtida pela curva granulométrica resultante do peneiramento da parte fina do desmonte. E, seu índice de uniformidade pode ser calculado por meio de uma manipulação da equação de Rosin-Rammler proposta por Morais (2004), representada na Equação 37.

$$d = \eta_{finos} = \frac{\ln \ln \left[\ln \ln \left(\frac{1}{(1 - F_c)^{0,693}} \right) \right]}{\ln \ln \left(\frac{1}{x_{50}} \right)} \quad (37)$$

Onde, X50 é o tamanho intermediário de Kuz-Ram.

Nesse sentido, Braga (2018) em conformidade com Morais (2004) e Quaglio (p. 72-73, 2020), afirmam que o índice de uniformidade da fração grossa pode ser considerado como igual ao do modelo Kuz-Ram, isto é, ele corresponde à fração P2 do modelo TCM. Logo, os resultados obtidos na análise utilizando o modelo Kuz-Ram “devem ser multiplicados pela fração representada pela razão entre a massa de rocha fragmentada devido à ruptura de tração e a massa total desmontada pelo furo.”

4.2 Estudos de Caso

4.2.1 Estudo de Caso 1

Este trabalho desenvolvido por Braga (2018), tem como título: Análise da fragmentação de gnaiss no desmonte com explosivos por métodos analíticos e uso de imagens. No qual tem como objetivos, uma elaboração da revisão e entendimento aprofundado do processo de fragmentação da rocha durante um desmonte por explosivos e a análise de um caso real de detonação, comparando os modelos Kuz-Ram, KCO e TCM no município de Divinópolis, em Minas Gerais.

A escolha desses modelos para comparação se deu por dois principais motivos: o primeiro deles, foi devido a verificação na literatura que os principais ensaios e estudos voltados a análise dos modelos analíticos se desenvolveu principalmente através do modelo Kuz-Ram e KCO, isso porque permitem uma maior facilidade de aplicação e análise, sendo facilmente reproduzidos pelas empresas. O segundo, se deu por meio de uma característica própria da pedra, notou-se a formação acentuada de materiais finos (Figura 18) o que resultou na escolha do modelo TCM, visto sua maior eficiência teórica na predição desses materiais. O Quadro 4, apresenta os parâmetros de entrada de cada modelo (BRAGA, 2018).

Segundo Braga (2018), devido o maciço ser fraturado, fato esse observado na Figura 19, apresenta pelo menos duas famílias de descontinuidades: uma horizontalizada com mergulho para fora da face e uma verticalizada sendo perpendicular à face. A densidade da rocha é de aproximadamente $2,6 \text{ g/cm}^3$ (dado fornecido pela empresa); e considerou-se o módulo de Young (E) para o gnaisse é de $53,9 \text{ GPa}$ (PANITZ, 2007).

Figura 19 - Frente de lavra e pilha desmontada



Fonte: Braga, 2018

Quadro 4 - Parâmetros de entrada dos modelos Kuz-Ram, KCO e TCM.

Parâmetros	Kuz-Ram	KCO	TCM
Densidade	X	X	X
Resistência a 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

Fonte: Braga, 2018

As características do plano de fogo apresentado por Braga (2018) são apresentadas na Tabela 1.

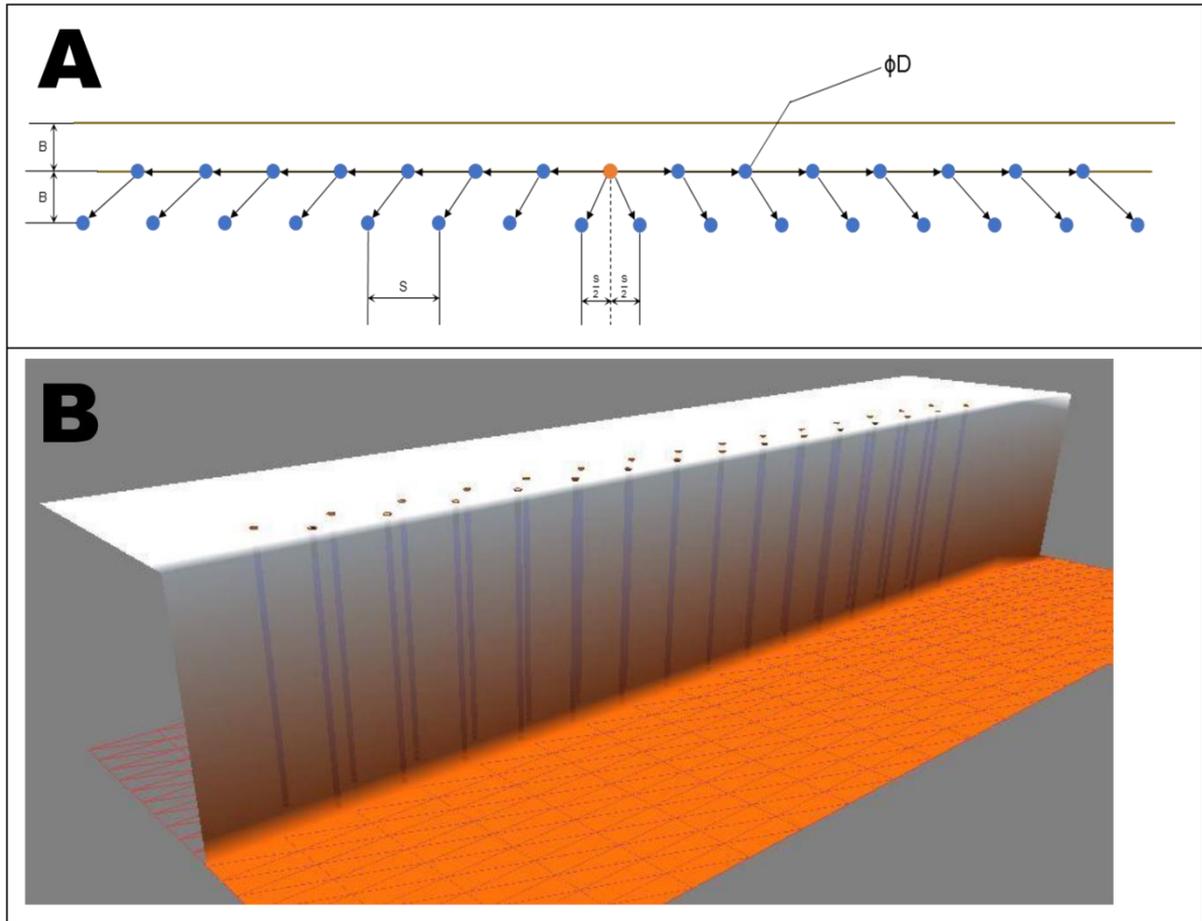
Tabela 1 - Parâmetros do plano de fogo avaliados

Parâmetro	Símbolo	Unidade	Valor
Diâmetro do furo	D	mm	75
Afastamento	B	m	2,3
Espaçamento	S	m	5,2
Subfuração	J	m	1
Tampão	T	m	1,7
Altura do Banco	H	m	18
Cumprimento 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	RC _m	Kg/ton	0,2
Razão de carga volumétrica	RC _v	Kg/m ³	0,52

Fonte: Braga, 2018

A Figura 20(A) mostra o arranjo dos furos em vista de planta e 19(B) em configuração 3D. Os furos foram dispostos espacialmente em duas linhas de perfuração, possuindo 75 mm de diâmetro, afastamento de 2,3 m, espaçamento de 5,2 m e uma bancada de 18m de altura conforme apresentado na Tabela 1 (BRAGA, 2018).

Figura 20 - Em (A), tem-se a configuração do plano de fogo e da sequência de detonação. B=afastamento=2,3m; S=espaçamento=5,2m; D=diâmetro do furo=0,075m. Em (B), Representação do banco e dos furos (Layout desenvolvido no programa O-PitBlast).



Fonte: Braga, 2018

Para realizar o desmonte, utilizou-se de emulsão bombeada, disponibilizada pela empresa *Orica Mining Services*, na qual possui suas propriedades apresentadas na Tabela 2. Em regiões que o maciço rochoso apresentou trincas, fez-se uso de emulsão encartuchada, PiroFort (Figura 21), para evitar as perdas nas discontinuidades. Além disso, adicionou-se a emulsão uma pequena quantidade de ANFO e Nitrito de Sódio para aumentar sua sensibilidade (BRAGA, 2018).

Tabela 2 - Propriedades do explosivo

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

Fonte: adaptado de <http://www.oricaminingservices.com/br/pt>

Figura 21 - Emulsão encartuchada utilizados no desmorte em caso de trincas no banco e cordéis detonantes



Fonte: Braga, 2018

Foram realizados ensaios de laboratório para obtenção dos parâmetros dos modelos de fragmentação (BRAGA, 2018):

- I. Ensaio de granulometria e de compressão pontual (Tabelas 3 e 4, respectivamente), a fim de determinar a resistência à compressão uniaxial da rocha e obtenção dos parâmetros necessários para a análise dos modelos selecionados. Assim, determinou-se que o material fino é o passante na peneira de 16 *mesh* (16#), e o tamanho médio da porção

fina é 20 mm e a resistência média encontrada foi de 131 MPa para dez amostras ensaiadas;

- II. Em seguida, com o auxílio do *software Microsoft Excel* foram geradas planilhas responsáveis por fornecer os gráficos de previsão da fragmentação da rocha segundo cada modelo. Sendo elas desenvolvidas pelo próprio autor tendo simples formulação dos parâmetros, onde estes são os *inputs* de cada modelo, ressaltando a simplicidade com que eles podem ser aplicados. Nesse sentido, os resultados gerados são as porções dos fragmentos com diâmetro maiores que um tamanho X (cm), da equação de Rosin-Rammler (1933) e os gráficos gerados das curvas granulométricas previstas para os resultados de cada método simulado. “Os resultados avaliados foram as curvas granulométricas dos materiais desmontados para cada um dos métodos selecionados e para o software WipFrag” (BRAGA, p. 64, 2018).

Tabela 3 - Série de peneiras utilizadas no peneiramento.

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	

Fonte: Braga, 2018

Tabela 4 - Resultado dos ensaios de compressão pontual

RCU (Mpa)	I_{S(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

Fonte: Braga, 2018

Onde $I_{S(50)}$ é a resistência à compressão pontual corrigida e RCU é a resistência a compressão uniaxial.

- Modelo Kuz-Ram

Os principais dados obtidos por meio da planilha estão apresentados na Figura 22. É possível notar algumas singularidades presentes na Figura 22, nos valores de VOD_e e VOD_n , que foram consideradas iguais, ou seja, razão de 1:1 para efeito de cálculo. Essa relação considerou que a energia relativa do explosivo foi equivalente a energia relativa do ANFO, conforme avaliado na Equação 18. Assumiu-se os valores das medidas de desvio de perfuração dos furos (W) igual a zero (0), devido a impossibilidade de medi-los em campo. Além disso, na Figura 19, é possível notar claramente duas famílias de descontinuidades, sendo uma delas horizontalizada e outro perpendicular à face livre, assim, foi levado em consideração as descontinuidades perpendiculares a face livre, com valor de $JPA = 30$.

Figura 22 - Planilha de cálculo dos parâmetros do modelo Kuz-Ram

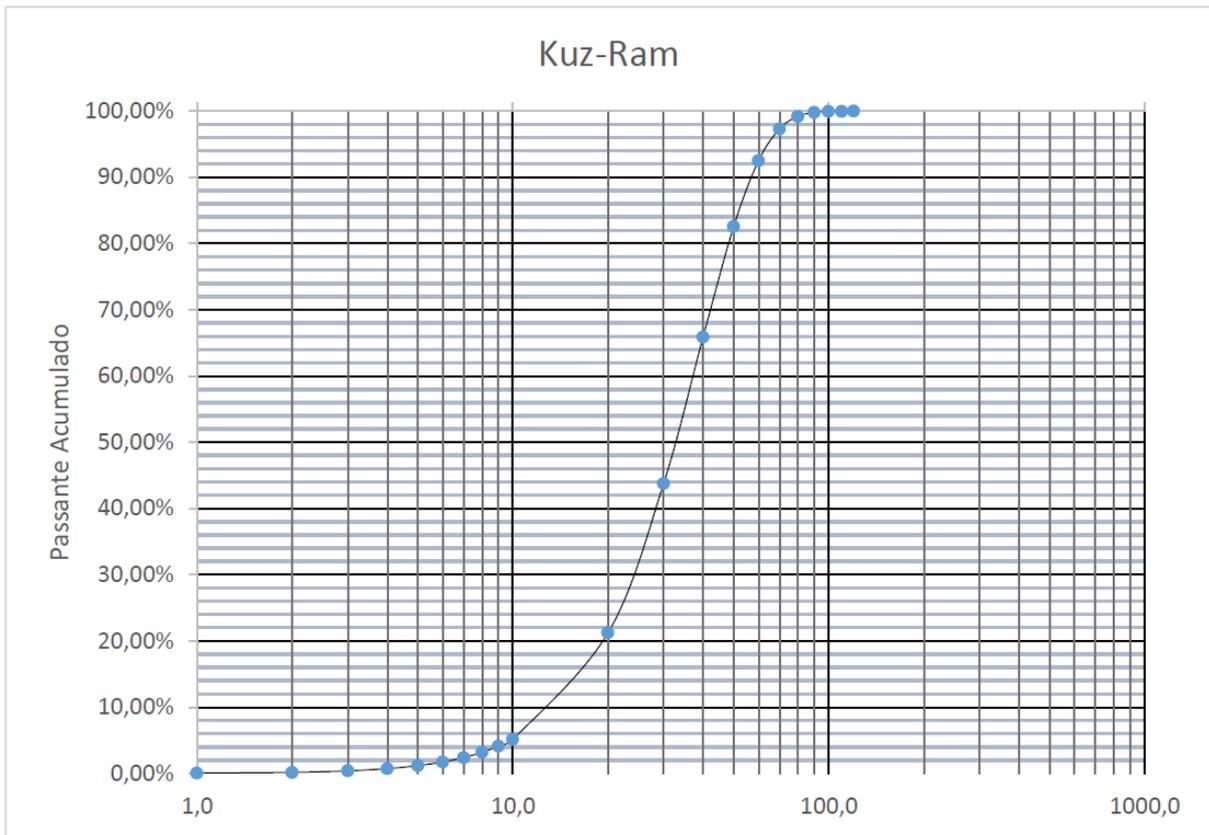
Cálculo de A		Cálculo de K		Cálculo de Er		Cálculo de n		
RDI	15	Q _e	111,95	VODe	1	Parâmetro	unid	valor
d (g/cm ³)	2,6	V0	215,28	VODn	1	B	m	2,3
HF	26,2	RC (g/m ³)	0,52	RWS	85	S	m	5,2
G (Gpa)	53,9	K	0,52	Er	85	D	mm	75
UCS (Mpa)	131					W	m	0
RMD	80					L	m	17,3
JF	40					H	m	18
JPS	50	X ₅₀				Cf	m	0
MS	0,185		32,668931			Cc	m	17,3
DP	2,3					T (tampão)	m	1,7
JPA	30							
		Parâmetros da Rocha				1 explosivo n1		2,173
		E (Gpa)	53,9			2 explosivos n2		2,1938
		UCS (Mpa)	131					
		d (g/cm ³)	2,6					
A	7,272							

Fonte: Braga, 2018.

A Figura 23, mostra a curva da distribuição granulométrica dos fragmentos pelo método Kuz-Ram que foram obtidos por meio de um circuito de peneiramento. Nela é possível visualizar a previsão de um tamanho mínimo de fragmentos de aproximadamente 40 mm, com frequência de 0,72%. Complementar a isso, o tamanho máximo e médio das partículas foi de aproximadamente 80 cm e 32,7 cm que representam percentuais retidos de 5% e 50%, respectivamente (BRAGA, 2018).

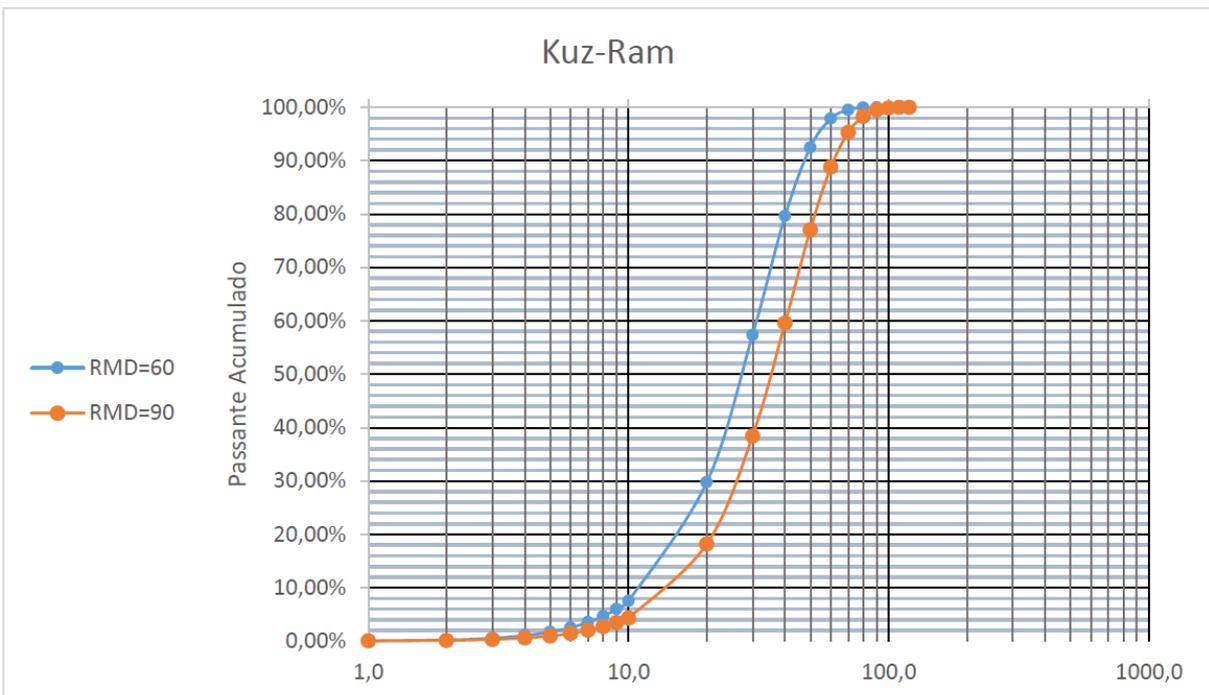
A Figura 24 exemplifica através de uma simulação a influência da orientação das descontinuidades na previsão do modelo. Para identificar a sensibilidade do modelo em relação a orientação das descontinuidades, variou-se o JPS em 10 e 40. Nela é possível observar que a mudança de consideração na orientação das descontinuidades (JPS), afetam a distribuição granulométrica prevista pelo modelo (BRAGA, 2018).

Figura 23 - Distribuição dos fragmentos do desmonte pelo método de Kuz-Ram



Fonte: Braga, 2018

Figura 24 - Simulação da influência da orientação das descontinuidades na previsão do modelo Kuz-Ram



Fonte: Braga, 2018

- Modelo KCO

A obtenção dos parâmetros que compõe o fator de rocha no modelo KCO foram semelhantes ao modelo Kuz-Ram associado a isso, também se tem a semelhança entre as planilhas responsáveis por fornecer os dados das equações e resultados analíticos conforme mostra a Figura 25. Nesse sentido, o tamanho médio das partículas finas também é de 32,7 cm.

Figura 25 - Planilha de cálculo dos parâmetros do modelo KCO

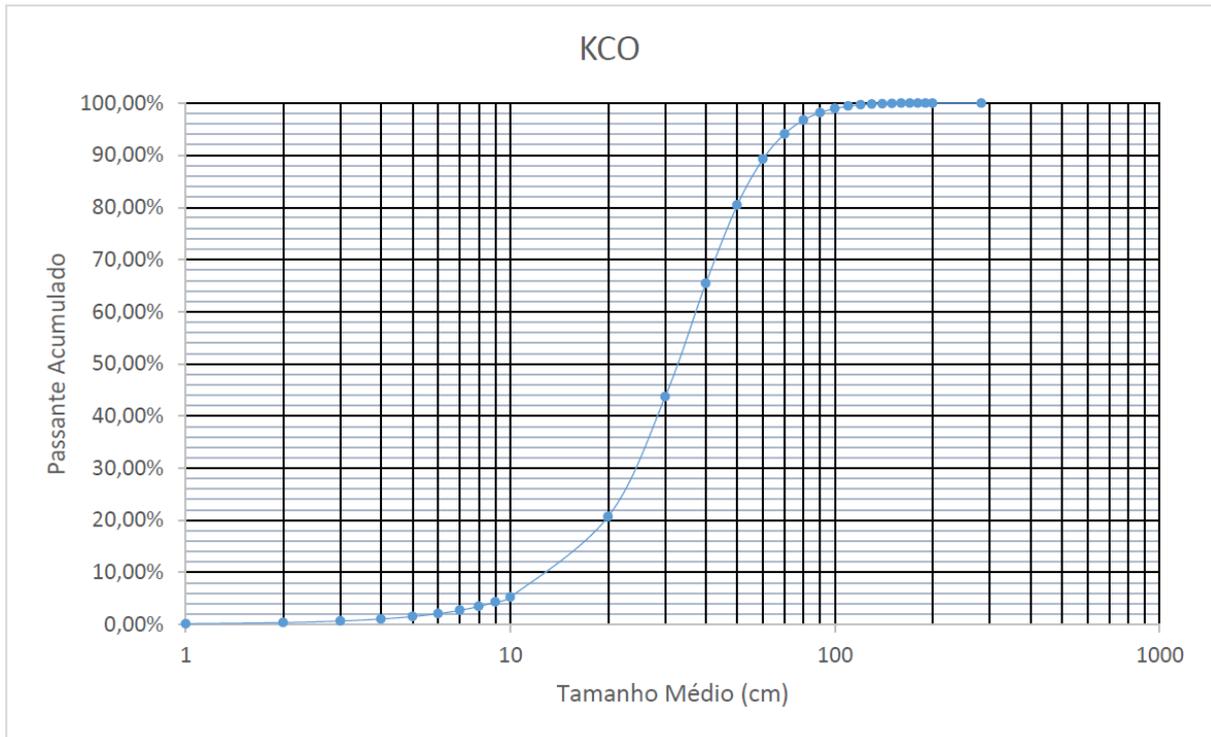
Cálculo de A		Cálculo de K (Qe/V0)		Cálculo de Er		Cálculo de n		
RDI	15	Qe	111,9456	VODe	1	Parâmetro	unid	valor
d (g/cm ³)	2,6	V0	215,28	VODn	1	B	m	2,3
HF	26,2	RC (g/m ³)	0,52	RWS	85	S	m	5,2
E (Gpa)	53,9	K	0,52			D	mm	75
UCS (Mpa)	131			Er	85	W	m	0
RMD	80					L	m	17,3
JF	40	X₅₀ (Kuznetsov)		X_{max}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

Fonte: Braga, 2018

“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” (BRAGA, p. 69, 2018). No entanto, a Figura 26 exibe uma modelagem de finos semelhante ao modelo Kuz-Ram, contudo, possui distribuição discretamente maior para os fragmentos menores que 10cm. “Já o tamanho máximo previsto pelo modelo foi de 3,45 m, como a média geométrica do espaçamento e afastamento.” (BRAGA, p. 69, 2018).

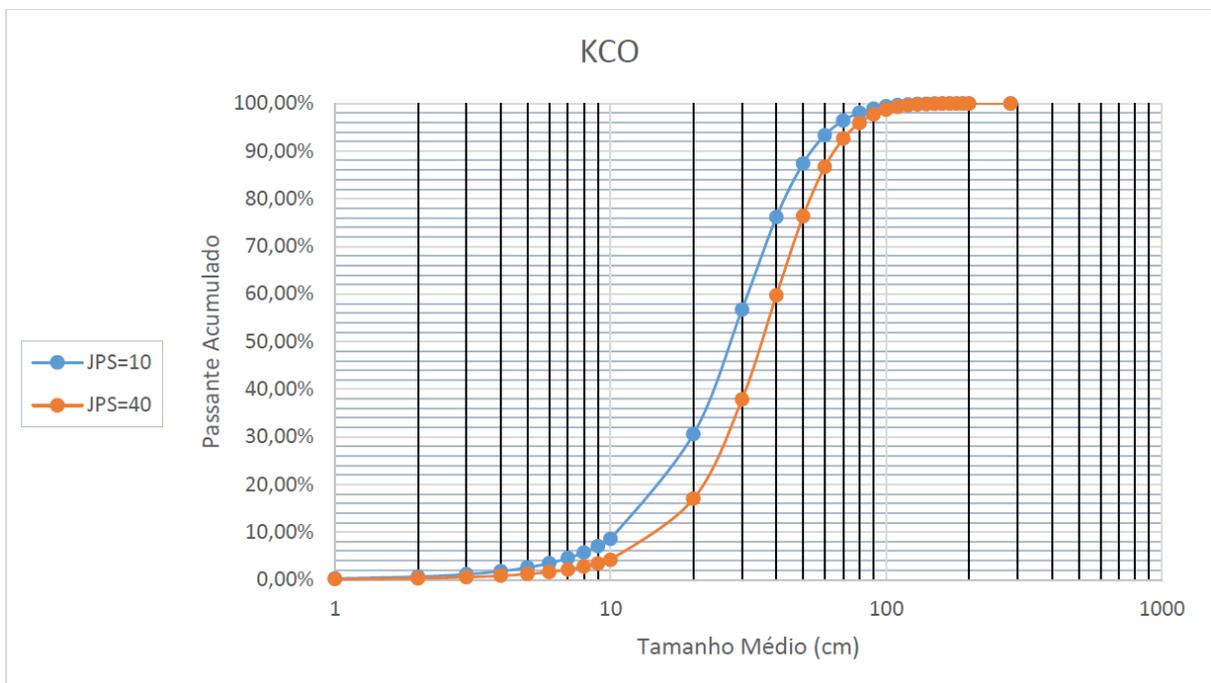
Como no modelo anterior foi feito uma variação no JPS em 10 e 40, a fim de verificar se há sensibilidade efetiva a este parâmetro, e foi possível concluir de forma afirmativa que ambos os modelos sofrem influência das discontinuidades afetando a qualidade e previsão da pilha de fragmentos resultante do desmonte de rochas, como mostra a Figura 27 (BRAGA, 2018).

Figura 26 - Distribuição dos fragmentos do desmonte pelo modelo KCO.



Fonte: Braga, 2018

Figura 27 - Distribuição dos fragmentos variando-se o JPS em 10 e 40



Fonte: Braga, 2018

- 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 5 e a planilha representada pela Figura 28 para o cálculo das equações e parâmetros intermediários” (BRAGA, p. 71, 2018).

Tabela 5 - Parâmetros próprios do modelo TCM

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	$\rho*(VOD_e)/4$	5192,97
ρ	Kg/m ³	-	1150,00
D	mm	-	75,00
A	m ²	S * B	11,96
A_0	m ²	$\pi * r^2$	0,17
F_c	%	A_0/A	0,0143
r	m	$D/2(\sqrt{[(24 * T_0)/P_b]})$	0,23

Fonte: Braga, 2018

Figura 28 - Planilha de cálculo dos parâmetros do modelo TCM

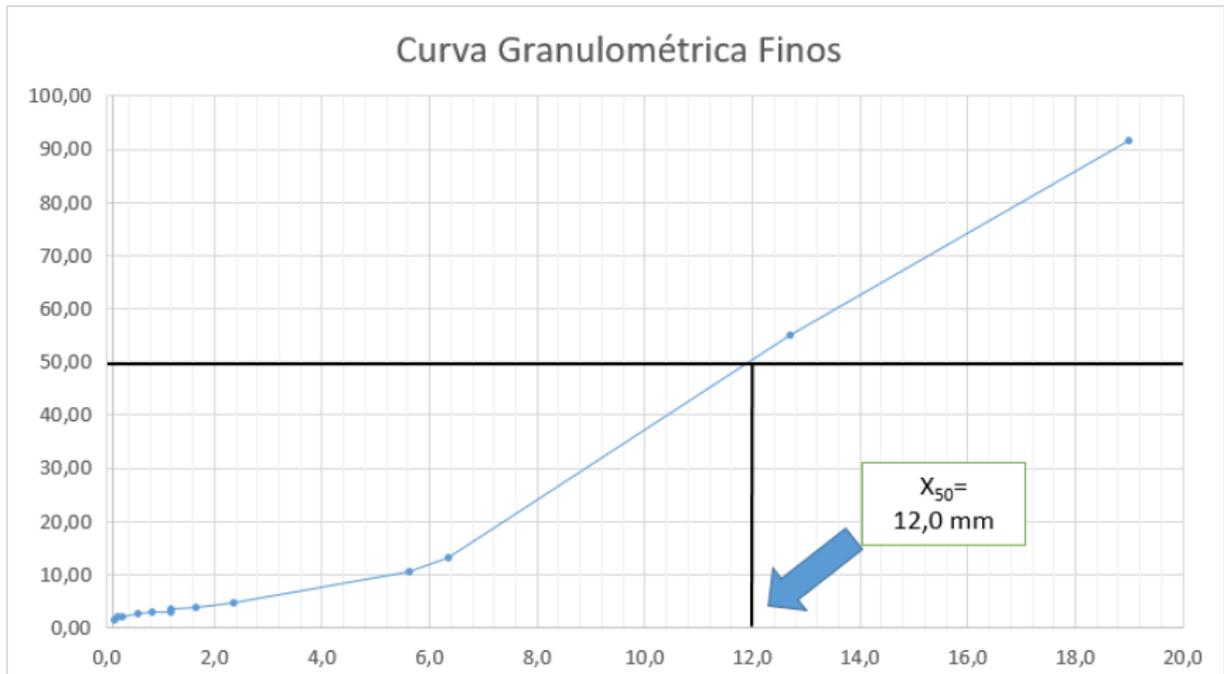
Cálculo de A		Cálculo de K		Cálculo de Er		Cálculo de n		
RDI	15	Q_e	111,95	VODE	1	Parâmetro	unid	valor
d (g/cm ³)	2,6	V0	215,28	VODn	1	B	m	2,3
HF	26,2	RC (g/m ³)	0,52	RWS	85	S	m	5,2
G (Gpa)	53,9	K	0,52	Er	85	D	mm	75
UCS (Mpa)	131	X₅₀ (Kuznetsov)				W	m	0
RMD	80	X ₅₀	= 32,67			L	m	17,3
JF	40	Parâmetros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

Fonte: Braga, 2018

Segundo Braga (2018), após aplicado as devidas equações foram obtidas os seguintes resultados: o parâmetro ‘a’ corresponde ao X_{51} da distribuição de Kuz-Ram. Após isso, feito mais algumas considerações matemáticas, foi possível chegar ao valor de $X_{51} = 33$ cm por meio de

interpolação entre o X_{50} (32,7 cm) e o $X_{43,58}$ (30 cm). Além disso, os fragmentos considerados finos foram aqueles com diâmetro a partir de 40 mm. Com isso, foi realizado o peneiramento da fração fina e o tamanho máximo retido no peneiramento foi de 20 mm (Figura 29).

Figura 29 - Curva granulométrica dos finos do desmonte (menores que 20mm).



Fonte: Braga, 2018

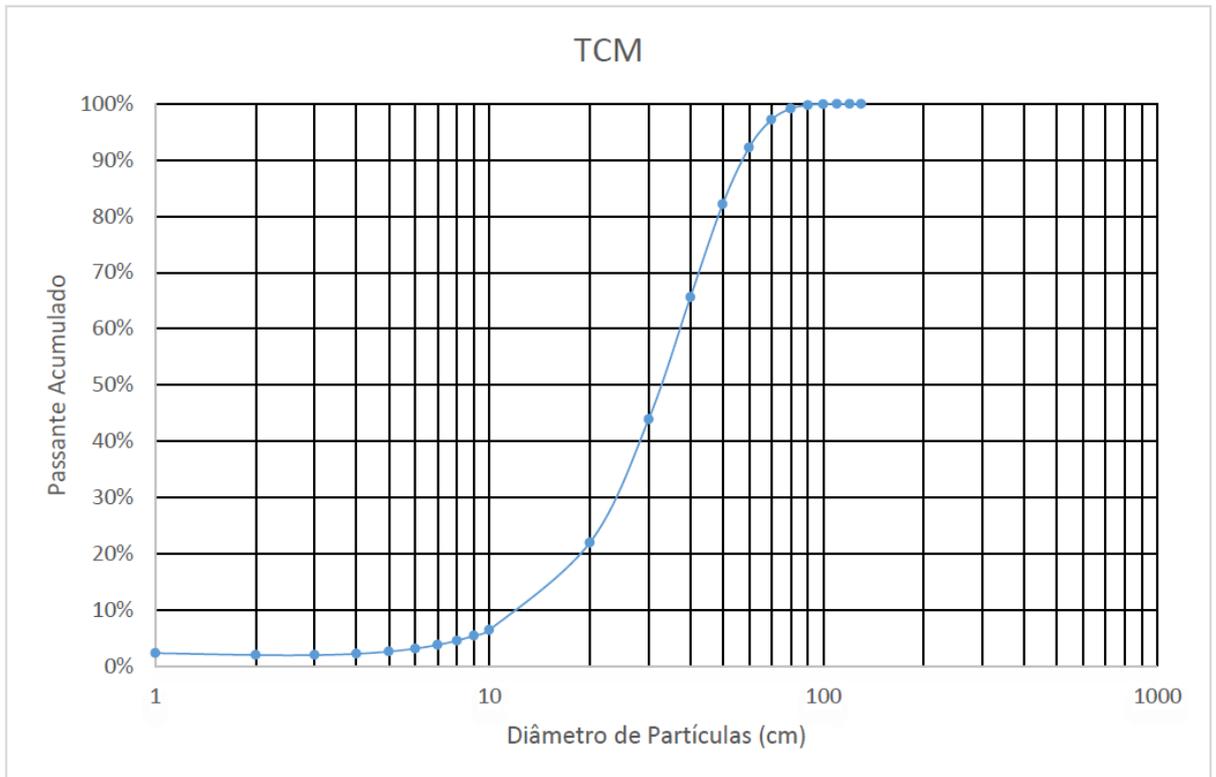
“A fração de finos F_c prevista foi igual a 1,43%. O tamanho médio da fração fina do desmonte foi de aproximadamente 12 mm” (BRAGA, p. 73, 2018). A Tabela 6 mostra a frequência dos diâmetros pelo modelo TCM e Figura 30 a curva granulométrica prevista pelo modelo.

Tabela 6 - Frequência dos diâmetros do desmonte e parâmetros de cálculo do modelo TCM

Descrição	Símbolo	Valores
Fração de finos	F_c	0,014338
Fator de rocha	A	7,272
Tamanho médio finos (cm)	c	1,2
Tamanho médio grosso (cm)	a	33,00
Índice de uniformidade finos	d	1,320657
Índice de uniformidade grossos	b	2,173012

Fonte: Braga, 2018

Figura 30 - Distribuição dos fragmentos do desmorte pelo modelo TCM

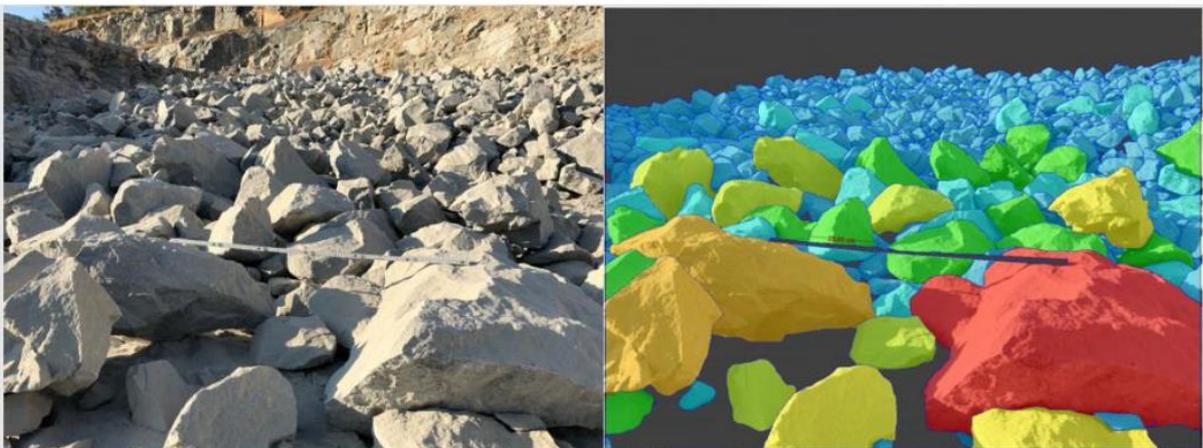


Fonte: Braga, 2018

- Análise pelo *Software WipFrag*

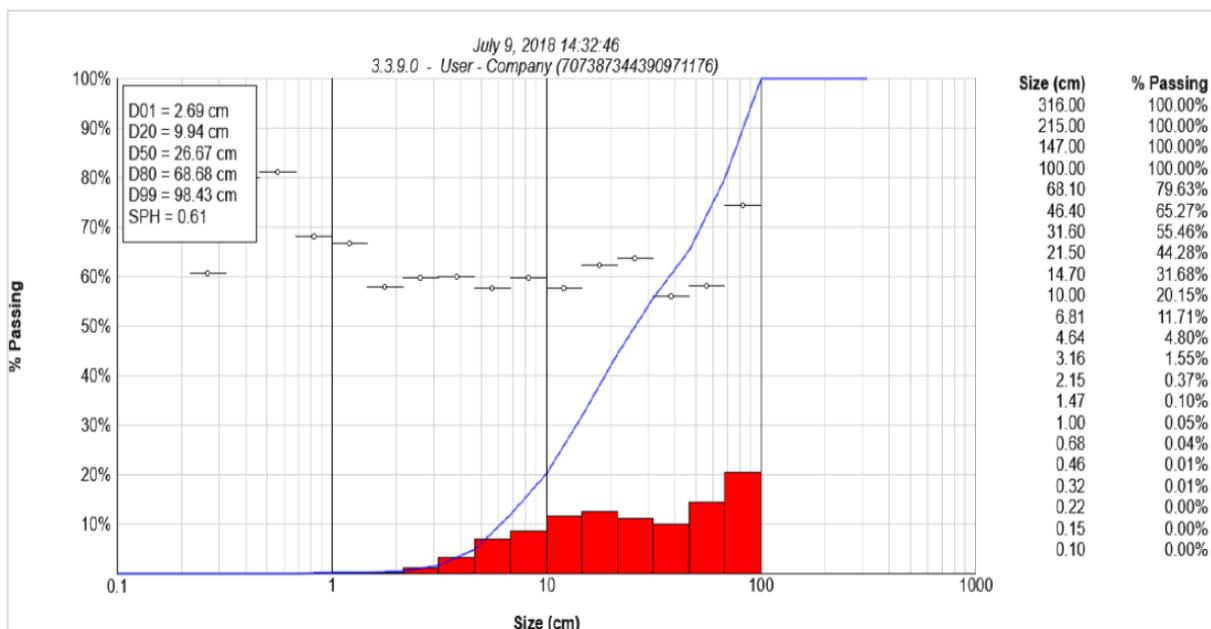
De acordo com Braga (p. 75, 2018), “para análise da granulometria do material estudado, realizou-se a análise da imagem do resultado do desmorte, mostrado na Figura 31. A análise das imagens realizada pelo software *WipFrag* são mostradas na Figura 32”.

Figura 31 - Imagem analisada e imagem em análise pelo software WipFrag



Fonte: Braga, 2018

Figura 32 - Resultados da análise de imagem pelo WipFrag; Distribuição e frequência dos fragmentos



Fonte: Braga, 2018

“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” (BRAGA, p. 75, 2018). No entanto, é importante frisar que existe um erro significativo em relação a curva granulométrica gerada pelo *software*, isso ocorreu devido a análise ter sido realizada com uma única imagem, mascarando o resultado real.

Ao comparar os 3 modelos separadamente, observou-se que os modelos Kuz-ram e KCO são bastante similares, no entanto, ainda que parecidos possuem ligeira diferença no que se trata de previsão de frequência de material de diâmetro inferior a 10 mm, tendo o modelo KCO vantagem quando comparado ao Kuz-Ram. Ainda assim, é o modelo TCM que melhor prevê a frequência das partículas em qualquer faixa de tamanho. Também, foi possível concluir uma uniformidade do tamanho médio das partículas, correspondente a 32,7 cm, com ressalva do TCM que foi ligeiramente maior, 33 cm, mas que pode ser considerado igual aos demais. É importante ressaltar que o comportamento do tamanho médio dos fragmentos no modelo TCM tende a se igualar aos modelos Kuz-Ram e KCO de acordo com que a fração fina se aproxime de zero cm, comportamento esse que pôde ser verificado no estudo de BRAGA, 2018.

Logo, o modelo que melhor se adapta ao caso analisado é aquele que melhor modela a quantidade de finos do desmonte. Com isso, é possível dizer que o modelo TCM, teve melhor desempenho entre os modelos e software analisados, por descrever com maior eficiência a frequência dos tamanhos das partículas em especial dos finos.

4.2.2 Estudo de Caso 2

O trabalho desenvolvido por Kansake, B. A., Temeng, V. A, Afun, B. O. (2016), tem como título: Comparative Analysis of Rock Fragmentation Models – A Case Study. Este estudo teve como objetivo avaliar o desempenho dos modelos Kuz-Ram, Kuz-Ram Modificado e KCO para determinar o modelo mais preciso aplicável para as minas onde o estudo foi conduzido.

A pesquisa se desenvolveu em duas grandes minas de ouro em Gana, Mina A e Mina B. A Mina A está localizada em Tarkwa na Região Ocidental de Gana cerca de 85 km a noroeste de Takoradi e 320 km a sudoeste de Accra, capital de Gana (Anon., 2011, *apud* Kansake *et al.*, 2016). Segundo Griffins *et al.* (2002), a Mina A pertence ao Grupo Tarkwaiano de rochas com mineralização confinada a uma seção de 50 m de espessura da unidade de conglomerado. Já a Mina B está localizada na Região Oeste de Gana cerca de 280 km a oeste de Accra, e 20 km de Essiama, pertencendo ao supergrupo Birimian (Johnson *et al.*, 2012, *apud* Kansake, *et al.*, 2016). Ambas as minerações se desenvolvem pelo método convencional a céu aberto.

Assim, os dados que formaram a pesquisa abrangem os parâmetros geométricos do plano de fogo, os explosivos utilizados para detonação e parâmetros relacionados aos maciços rochosos de ambas as minas. Os parâmetros geométricos do plano de fogo são apresentados na Tabela 7, enquanto os parâmetros explosivos são mostrados na Tabela 8.

“O explosivo a granel usado em ambas as Minas é Riomex 8 000 (20% de nitrato de amônio porosos Prills, ANPP e 80% de emulsão). A densidade média é 1,2 g / cm³ (1 200 kg / m³) e o VOD médio é 4 900 m / s. A resistência relativa do peso do Riomex 8 000 é de 83%” (KANSAKE, *et al.*, 2016).

Tabela 7 - Parâmetros geométricos do plano de fogo das Minas A e B

Parâmetros	Mina A			Mina B			
	DES-MONTE 1	DES-MONTE 2	DES-MONTE 3	DES-MONTE A	DES-MONTE B	DES-MONTE C	DES-MONTE D
Espaçamento (m)	5,5	5,5	5,5	3,5	3,2	3,2	3,2
Afastamento (m)	5	5	5	3	3	2,9	2,9
Altura da bancada (m)	6	6	6	6	6	6	6
Diâmetro de perfuração (mm)	165	165	165	115	115	115	115
Profundidade média do furo (m)	7	6,64	6,85	7,2	7	7,2	7
Comprimento médio da subfuração (m)	1	0,64	0,85	1,2	1	1,2	1
Altura final média do tampão (m)	3	3	3	3	3	3	3

Fonte: Adaptado de Kansake *et al.*, 2016

Tabela 8 - Parâmetros dos explosivos das minas A e B

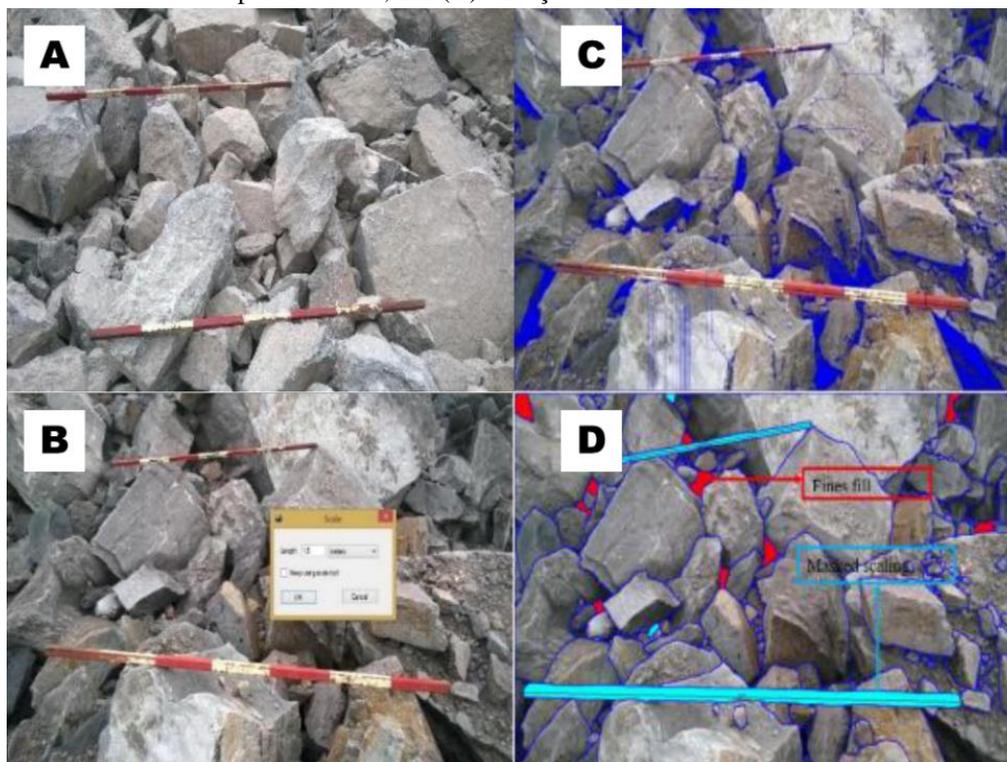
Parâmetros	Mina A			Mina B			
	DES-MONTE 1	DES-MONTE 2	DES-MONTE 3	DES-MONTE A	DES-MONTE B	DES-MONTE C	DES-MONTE D
Quantidade média por furo (kg/furo)	102,65	93,41	98,8	51,03	49,77	64,03	64,59
Volume explodido por furo (bcm/furo)	165	165	165	63	63	55,68	55,68
Fator de pó (kg/m ³)	0,62	0,57	0,60	0,81	0,79	1,15	1,16
Razão linear de carga (kg/m)	25,66	25,66	25,66	12,47	12,47	12,47	12,47
Comprimento médio de carga (m)	4,0	3,64	3,85	4,2	4	4,2	4

Fonte: Adaptado de Kansake *et al.*, 2016

Também foram feitas e amostradas imagens de pilhas detonadas para análise de fragmentação. Segundo Kansake *et al.* (p. 4, 2016), “a localização das imagens dentro das pilhas de fragmentos foi cuidadosamente escolhida usando uma técnica de análise visual para garantir que eram representativas da pilha de fragmento”. Nesse sentido, fez-se uso de dois postes metálicos de 1,5 m de comprimento em cada imagem como escala de referência.

Com isso, as imagens das pilhas obtidas foram analisadas no *software Split Desktop 3.1* e os resultados utilizados como base para a comparação do modelo. Cinco imagens foram analisadas e combinadas para representar os resultados de cada detonação, conforme mostra a Figura 33 (KANSACE, *et al.*, 2016).

Figura 33 - Análise da imagem no software Split Desktop. Em (A) - Aquisição da imagem; Em (B) - Definição da configuração de escala; Em (C) - Auto delimitação da imagem realizada pelo software; Em (D) - Edição manual do delimitamento

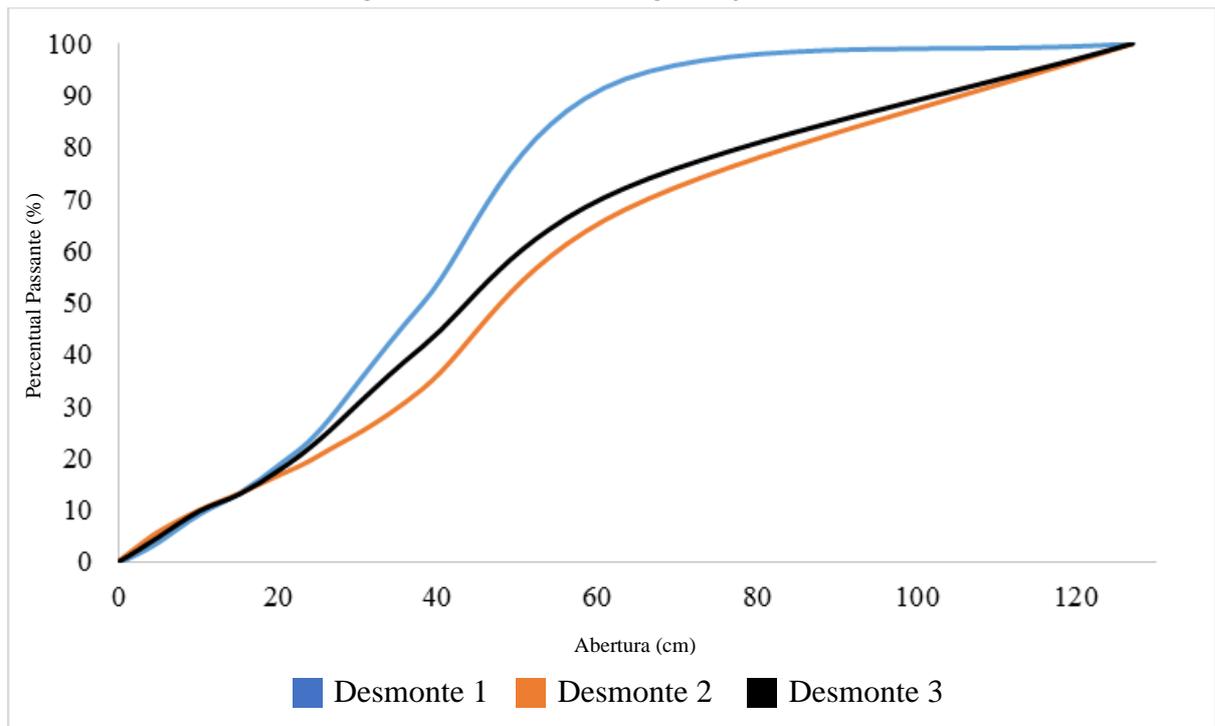


Fonte: Adaptado de Kansake *et al.*, 2016

Dessa forma, pôde-se entender que para Mina A, fragmentos com tamanho menor ou igual a 15 cm são considerados finos enquanto aqueles com tamanho maior ou igual a 100 cm são considerados como grossos. Já para a Mina B, finos são aqueles com tamanho menor que 10 cm, enquanto grossos são aqueles que possuem tamanho maior ou igual a 80 cm. Porém, a fim de simplificar a comparação dos modelos com a saída do *software* (*Split Desktop*), os finos são considerados com 15,24 cm na Mina A e 10,16 cm na Mina B (KANSAKE, *et al.*, 2016). Feito então as análises de fragmentação, foi utilizado do RMSE (*Root Mean Square Error*), por meio do MS Excel para determinar o desempenho do modelo utilizado.

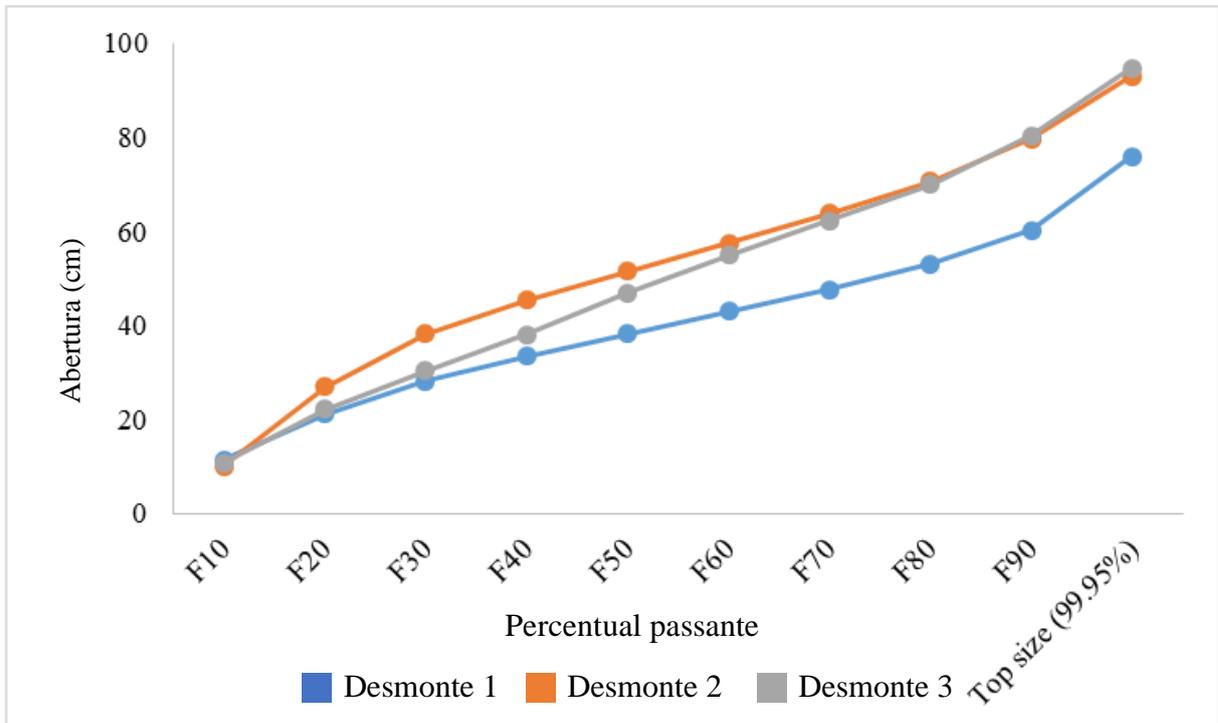
Na Figura 34 são mostrados os resultados das detonações 1, 2 e 3 para classificação do material, tendo tido 13,32%, 13,24% e 13,10% de finos (<15,24 cm) produzidos, respectivamente. Tamanho médio (F50, onde 50% do material é passante e 50% é retido) do fragmento é exibido na Figura 35, correspondentes a 38,17 cm, 51,49 cm e 46,96 cm para as detonações 1, 2 e 3, respectivamente (KANSAKE *et al.*, 2016).

Figura 34 - Resultados da fragmentação da Mina A



Fonte: Kansake, *et al.*, 2016

Figura 35 - Resumo da análise de fragmentação para a mina A

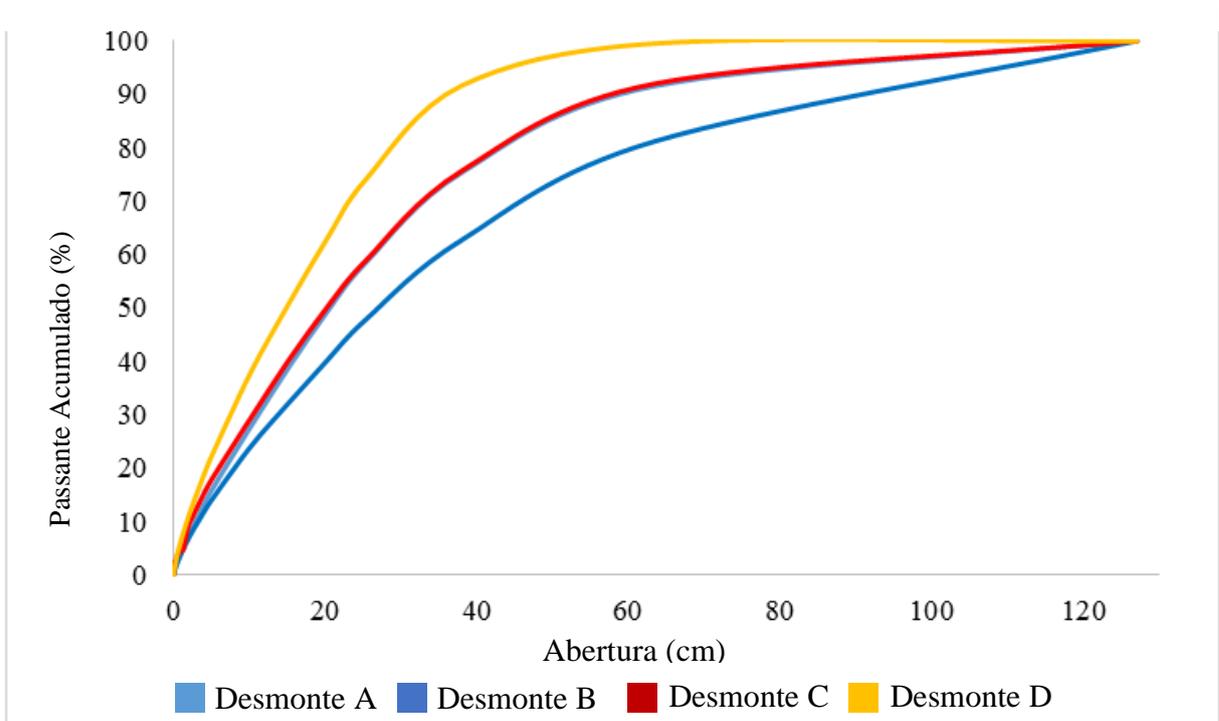


Fonte: Kansake, *et al.*, 2016

O tamanho máximo do fragmento em todas as detonações foi de 99,95% de passante, sendo este valor menor que a abertura do britador (100 cm). Logo, a quantidade de blocos de rochas sendo formados durante a fragmentação é insignificante, correspondendo a 0,05% aproximadamente. Com isso, é possível afirmar que os resultados obtidos na fragmentação são satisfatórios (KANSAKE *et al.*, 2016).

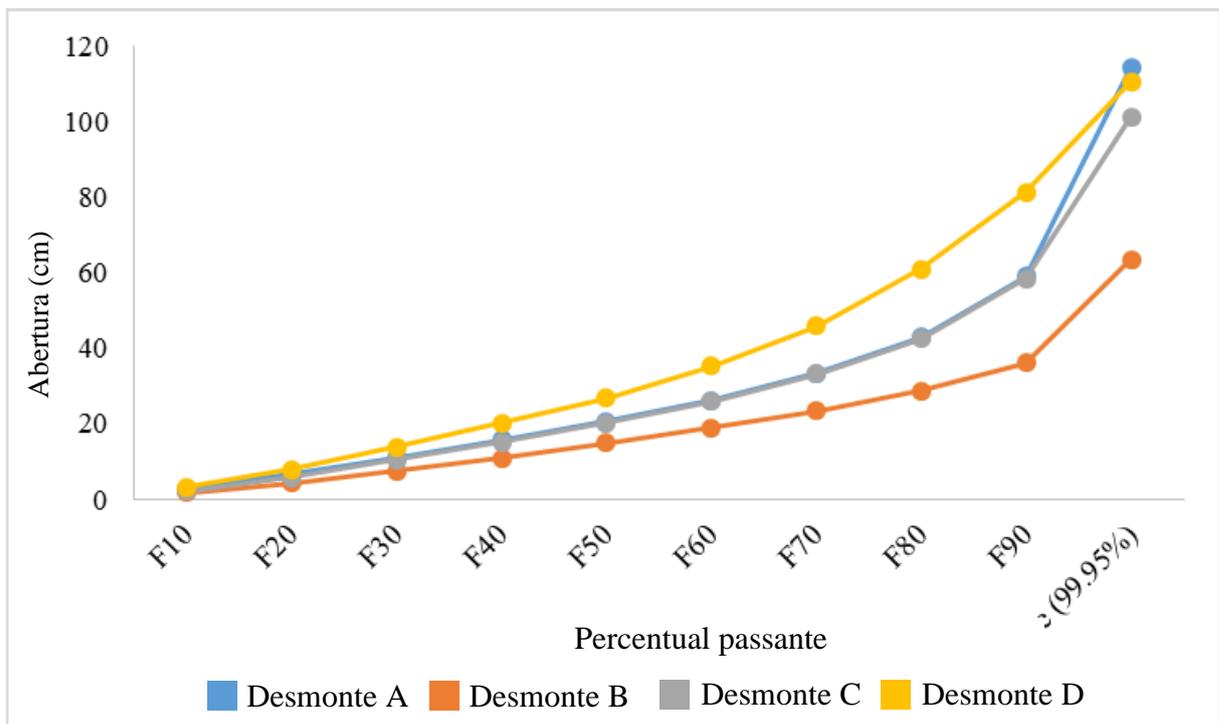
Para Mina B, a porcentagem de finos produzidos nas detonações A, B, C e D estão apresentadas na Figura 36, tendo respectivamente, 27,75%, 24,02%, 29,36% e 37,90% de formação de finos (<10,16 cm). Na Figura 37, são mostrados os tamanhos médios (F50) dos fragmentos das detonações A, B, C e D, sendo 20,61 cm, 14,83 cm, 20,16 cm e 26,88 cm, respectivamente (KANSAKE *et al.*, 2016).

Figura 36 - Resultados da fragmentação da Mina B



Fonte: Kansake, *et al.*, 2016

Figura 37 - Resumo da análise de fragmentação para a mina B

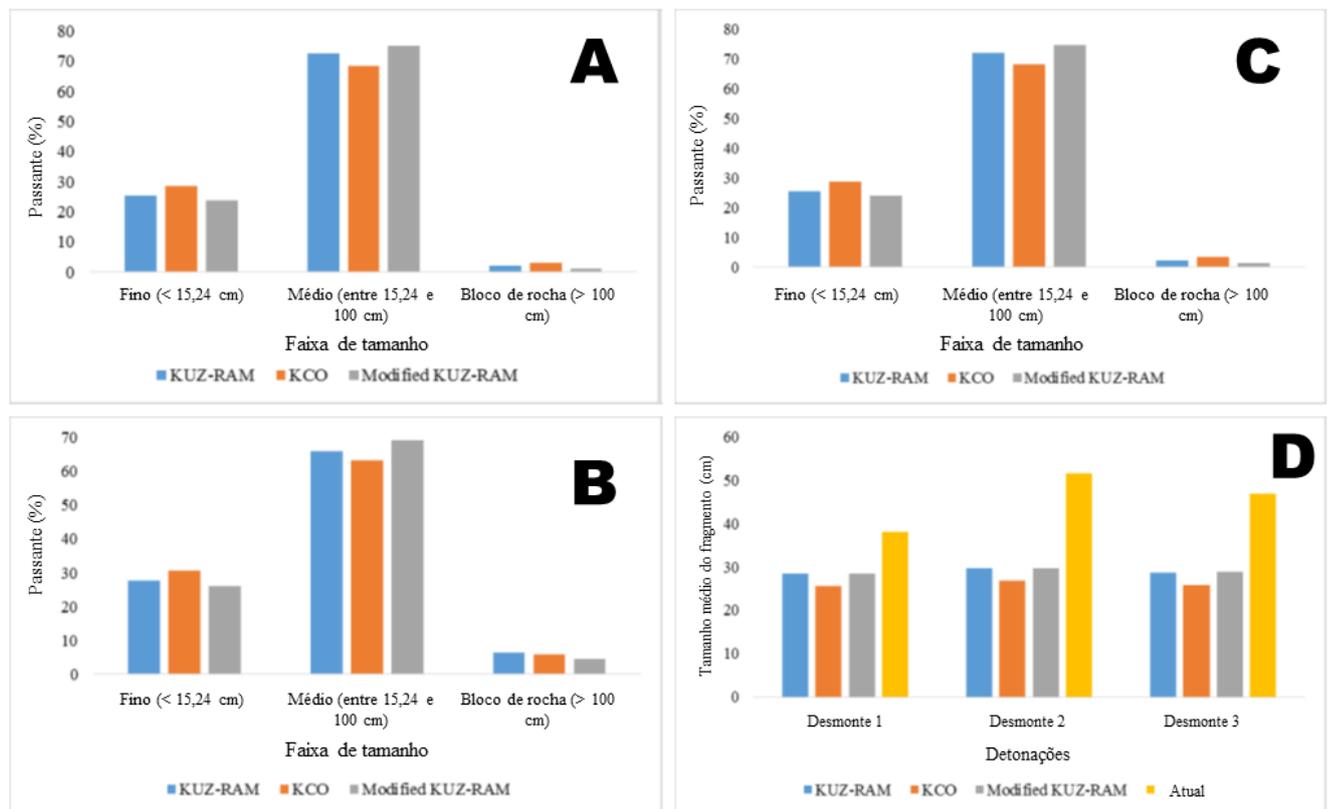


Fonte: Kansake, *et al.*, 2016

É possível observar que apenas a detonação B teve tamanho máximo (*top size* de 99,95%) abaixo da abertura do britador, aproximadamente 80 cm, significando uma produção insignificante de blocos de rochas. Além disso, pode-se afirmar que os desmontes A e C produziram menos de 10% de blocos de rochas, visto que F90 estava abaixo da abertura do britador. “No geral, os resultados dos quatro desmontes estudados na Mina B revelam que havia grandes quantidades de finos (em média 29,76%) com menos de 10% de blocos de rocha, exceto o Desmorte D” (KANSAKE, *et al.*, p. 5, 2016).

A Figura 38 apresenta os resultados dos modelos de fragmentação Kuz-Ram, Kuz-Ram Modificado e KCO para Mina A.

Figura 38 - Resultados dos modelos de fragmentação para Mina A. Em (A) para Desmorte 1; Em (B), para Desmorte 2; Em (C) para Desmorte 3; Em (D) o tamanho médio dos fragmentos.



Fonte: Kansake, *et al.*, 2016

Segundo Kansake *et al.* (2016), a quantidade real de finos produzidos no desmorte 1 (Figura 38-A) foi de 13,32%, conforme mostra a Figura 34. No desmorte 1, verificou-se que o modelo Kuz-Ram previu 25,43% do material como finos (<15,24 cm), o KCO previu 28,59% de finos enquanto o modelo Kuz-Ram Modificado previu 23,79% de finos. Com isso, tendo as quantidades previstas pelos modelos acima dos reais, com erro de aproximadamente 47,62%, 53,41% e 44,01% para os modelos Kuz-Ram, KCO e Kuz-Ram Modificado, respectivamente.

A quantidade real de material grosseiro produzida na detonação foi inferior a 0,05%, pois o *top size* (99,95% de passante) foi menor que a abertura do britador (100 cm). Isso indica que a quantidade prevista por cada modelo excedeu a quantidade real produzida, logo, houve uma previsão excessiva da quantidade de material grosseiro produzidos no desmonte 1. Já os tamanhos médios de fragmentos previstos, como mostrado na Figura 38-D, são menores que o tamanho médio de fragmento medido (38,17 cm) como mostra a Figura 35. Os erros de previsão para o tamanho médio do fragmento são 25,62%, 32,93% e 25,33% para os modelos Kuz-Ram, KCO e Kuz-Ram Modificado, respectivamente (KANSAKE *et al.*, 2016).

A Figura 38-B mostra que as previsões feitas pelos três modelos de material fino excederam a quantidade real produzida no desmonte 2 (13,24%). Resultando em erros são de 52,28%, 56,97% e 49,47% para os modelos Kuz-Ram, KCO e Kuz-Ram Modificado, respectivamente. Semelhante ao desmonte 1, há super previsão da quantidade de material fino e grosseiro por todos os modelos, pois as quantidades de ambos previstas (Figura 38-B) excederam as quantidades reais produzidos (Figura 34). O mesmo se aplica aos fragmentos de tamanho médio, excederam o tamanho real do fragmento (51,49 cm). Com isso, houve uma predição do tamanho médio do fragmento pelos modelos Kuz-Ram, KCO e Kuz-Ram Modificado com erros de 42,42%, 48,07% e 42,20% respectivamente (KANSAKE *et al.*, 2016).

Como nas detonações 1 e 2, todos os modelos superestimaram a quantidade de finos produzidos no desmonte 3. A Figura 38-C mostra que a quantidade prevista de material fino excedeu a quantidade medida (13,10%). Os erros de previsão de finos para os modelos Kuz-Ram, KCO e Kuz-Ram Modificado são 48,47%, 54,09% e 44,96%, respectivamente. De forma similar, a quantidade de material grosseiro previstas também foi maior do que a quantidade real de produzidos em todos os modelos, uma vez que o *top size* (99,95% de passante) da detonação 3 foi de 94,61 cm, tamanho esse menor que a abertura do britador, conforme mostrado na Figura 35. Já o tamanho médio dos fragmentos previsto para o desmonte 3, são todos menores do que o tamanho medido (46,96 cm) como mostra a Figura 35. Portanto, houve subpredição dos tamanhos médios dos fragmentos com erros de 38,88%, 44,88% e 38,65% para os modelos Kuz-Ram, KCO e Kuz-Ram Modificado, respectivamente (KANSAKE *et al.*, 2016).

No geral, as previsões dos desmontes 1, 2 e 3 da Mina A mostram uma tendência geral de superestimação das porções de material fino (<15,24 cm) e grosseiro (<100 cm) por todos os modelos analisados. Esse fato contradiz o que foi relatado por Esen (2013) *apud* Kansake *et al* (2016), Cho, Kaneko (2004), de que a função Rosin-Rammler (usada no modelo Kuz-Ram) subestima a quantidade de finos produzidos. Os modelos também tiveram um desempenho ruim

na previsão dos finos, pois os erros de previsão eram geralmente altos ($> 40\%$) (KANSAKE *et al.*, 2016).

A Figura 39 mostra os resultados de previsão obtidos pelos modelos de fragmentação para os desmontes A, B, C e D da Mina B. Em (A), a quantidade de material fino gerado após o desmonte foi de 27,75%, sendo maior que a quantidade prevista pelos modelos. Portanto, o erro associado a formação de material fino foi de 16,56%, 5,16% e 18,93% para os modelos Kuz-Ram, KCO e Kuz-Ram Modificado, respectivamente. Nessa ótica, o tamanho médio da fragmentação previsto pelos modelos foi inferior ao tamanho real (F50 da detonação foi de 20,61 cm) com erros de 17,56%, 25,63% e 20,35% para o Modelos Kuz-Ram, KCO e Kuz-Ram modificado, respectivamente. Já, as previsões de material grosseiro, aqueles com diâmetros maiores que 80 cm, para todos os modelos foram inferiores a 3% (Figura 39-A), pois essa detonação teve formação de pouco mais de 10% de material grosseiro, fato este evidenciado na Figura 36, com o F90 do desmonte D correspondente a 81,31 cm, sendo maior que o *gape* do britador (80 cm). Isso implica que houve uma subestimação das quantidades de material grosseiro por todos os modelos (KANSAKE *et al.*, 2016).

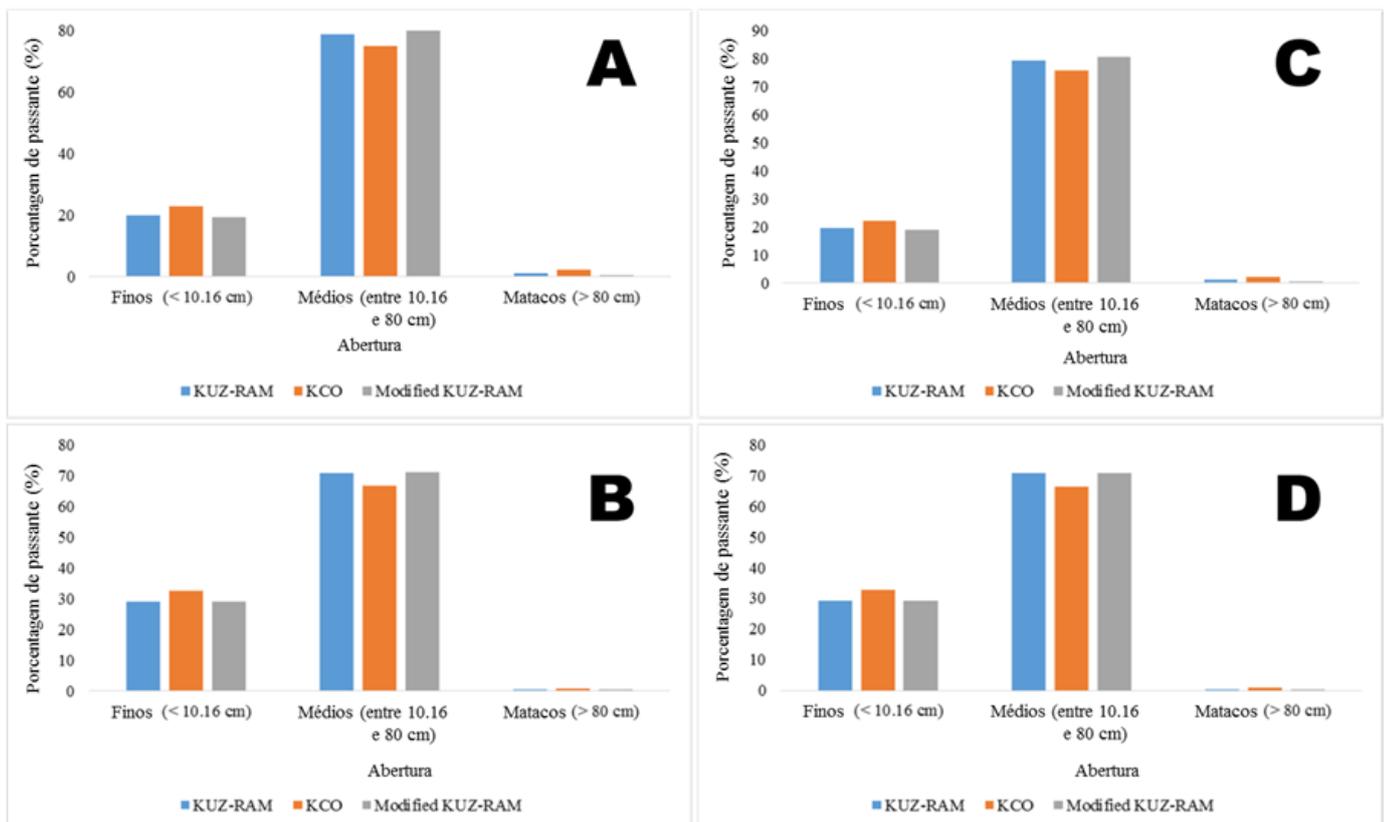
Em (B), observou-se que as previsões realizadas pelos modelos Kuz-Ram e Kuz-Ram Modificado possuem similaridade na previsão de finos, pois todos os modelos previram menos de 30% de material fino, enquanto a quantidade medida de foi de 24,02%. No entanto, o modelo KCO previu pouco mais de 30% de material fino, conforme evidenciado na Figura 39-B. Com isso, os erros de previsão para os modelos Kuz-Ram, KCO e Kuz-Ram modificado são 23,59%, 14,22% e 23,67%, respectivamente. Foi previsto aproximadamente a formação de 1% de material grosseiro, no entanto, a partir da análise de fragmentação, menos de 0,05% de material grosseiro pôde ser produzido, pois o *top size* estava abaixo da abertura do britador de 80 cm. Isso implica que há uma previsão excessiva das quantidades de pedregulhos produzidos a partir dessa explosão. O mesmo erro de previsão se aplica para fração média dos fragmentos (14,83 cm), pois o excederam a quantidade real produzida, com erros de 51,25%, 36,41% e 46,06% para os modelos Kuz-Ram, KCO e Kuz-Ram modificado, respectivamente (KANSAKE *et al.*, 2016).

Em (C), houve uma subprevisão dos finos, uma vez que, o modelo Kuz-Ram previu 19,48%, o KCO 22,17% e Kuz-Ram Modificado 18,89%, em contraste com a quantidade real de 29,36%, isso implica em erros de 29,80%, 20,11% e 31,93% e para os modelos Kuz-Ram, KCO e Kuz-Ram Modificado, respectivamente. Análogo a isso, “o tamanho médio do fragmento para esta explosão estava abaixo do previsto por todos os modelos. Os erros de previsão foram 18,78%, 26,73% e 21,54% para os modelos Kuz-Ram, KCO e Modified Kuz-Ram,

respectivamente” (KANSAKE *et al.*, p. 9 2016). As previsões de material grosseiro por todos os modelos foram inferiores a 1%, pois menos de 10% de material grosseiro foi produzido a partir desta detonação, com F90 menor que a abertura do britador, mas o *top size* era maior. “Houve, portanto, uma previsão inferior das quantidades de material grosseiro produzidos a partir desta detonação” (KANSAKE *et al.*, p. 9 2016).

Em (D), o modelo Kuz-Ram previu 29,14%, o KCO 32,76% e Kuz-Ram Modificado 29,15% dos finos a serem produzidos. Em contrapartida, a quantidade real produzida foi de 37,90%. Todos os modelos subestimaram a quantidade real produzida. O tamanho médio do fragmento estava abaixo do previsto por todos os modelos com erros de 18,08%, 26,08% e 20,86% para os modelos Kuz-Ram, KCO e Kuz-Ram Modificado, respectivamente (KANSAKE *et al.*, 2016). As previsões de material grosseiro por todos os modelos foram inferiores a 1%, pois menos de 10% de material grosseiro foi produzido a partir desta detonação, com F90 um pouco maior que a abertura do britador, mas o *top size* era maior (101,17 cm). “Houve, portanto, uma previsão inferior das quantidades de material grosseiro produzidos a partir desta detonação” (KANSAKE *et al.*, p. 9 2016).

Figura 39 - Resultados dos modelos de fragmentação da Mina B. Em (A) para Desmorte A; Em (B), para Desmorte B; Em (C) para Desmorte C; Em (D) para Desmorte D.



Fonte: Kansake, *et al.*, 2016

Além disso, foi feita uma análise matemática para medir a performance de cada modelo para as respectivas Minas e suas detonações. Uma síntese dos resultados dos cálculos RMSE usando as previsões dos modelos e a medição da fragmentação da análise de imagem para todas as detonações na Mina A e na Mina B são mostrados nas Tabelas 9 e 11, respectivamente. As tabelas 10 e 12 resumem os resultados da análise de correlação e regressão (KANSAKE *et al.*, 2016).

Tabela 9 - Resultado do cálculo de RSME da Mina A

Explosões	RMSE (%)			Melhor previsão
	Kuz-Ram	KCO	Kuz-Ram Modificado	
1	7,74	9,8	7,34	Kuz-Ram Modificado
2	10,82	12,84	10,67	Kuz-Ram Modificado
3	9,51	11,55	9,47	Kuz-Ram Modificado

Fonte: Adaptado de Kansake *et al.*, 2016

“Os resultados do cálculo RMSE têm a mesma tendência para todas as detonações na Mina A. O modelo Kuz-Ram modificado teve o menor RMSE seguido pelo modelo Kuz-Ram enquanto o KCO registrou o RMSE mais alto” (KANSAKE *et al.*, p. 9, 2016).

Tabela 10 - Resumo dos resultados da análise de correlação e regressão para a Mina A

Explosões	R (%)			Melhor previsão
	Kuz-Ram	KCO	Kuz-Ram Modificado	
1	98,5	97,7	98,6	Kuz-Ram Modificado
2	97,0	96,2	97,1	Kuz-Ram Modificado
3	97,9	97,0	97,9	Kuz-Ram/ Kuz-Ram Modificado

Fonte: Adaptado de Kansake *et al.*, 2016

Analisando os resultados de correlação e regressão apresentados na Tabela 10 observa-se a mesma tendência exibida na Tabela 9, pois o modelo Kuz-Ram Modificado teve o maior coeficiente de correlação (R), enquanto o modelo KCO teve os menores valores de R para todas as detonações na Mina A. “O modelo Kuz-Ram Modificado é, portanto, o modelo com o melhor desempenho de previsão de fragmentação para a Mina A. Os outros modelos (Kuz-Ram e KCO), entretanto, mostram forte correlação com valores de R acima de 95%” (KANSAKE *et al.*, p. 9, 2016).

Tabela 11 - Resultado do cálculo de RSME da Mina A

Explosões	RMSE (%)			Melhor previsão
	Kuz-Ram	KCO	Kuz-Ram Modificado	
A	6,41	7,34	7,58	Kuz-Ram
B	11,10	8,96	10,70	KCO
C	6,00	7,28	7,33	Kuz-Ram
D	6,83	7,66	7,94	Kuz-Ram

Fonte: Adaptado de Kansake *et al.*, 2016

“Da Tabela 11, o modelo Kuz-Ram teve o menor RMSE para todas as detonações na Mina B, exceto o Desmonte B para a qual o modelo KCO teve o menor RMSE” (KANSAKE *et al.*, p. 9, 2016).

Tabela 12 - Resumo dos resultados da análise de correlação e regressão para a Mina A

Explosões	R (%)			Melhor previsão
	Kuz-Ram	KCO	Kuz-Ram Modificado	
A	99,1	98,7	98,7	Kuz-Ram
B	98,41	99,1	98,6	KCO
C	99,3	98,9	98,9	Kuz-Ram
D	99,1	98,7	98,7	Kuz-Ram

Fonte: Adaptado de Kansake *et al.*, 2016

“Além disso, o modelo Kuz-Ram teve os maiores valores de R para todas as detonações na Mina B, exceto o Desmonte B, para a qual o KCO teve o maior R. O modelo Kuz-Ram, portanto, teve o melhor desempenho de previsão na Mina B” (KANSAKE *et al.*, p. 9, 2016).

Conforme observado na Mina A, todos os modelos apresentaram altos valores de R (acima de 95%). Isso indica que as previsões de todos os modelos se correlacionam bem com os resultados reais das explosões estudadas e, portanto, também podem ser usadas para previsão de fragmentação e otimização de detonações nas minas. Além disso, as formações estudadas mostraram diferentes tendências no desempenho de previsão dos modelos. Isso confirma que o desempenho dos modelos de previsão de fragmentação é específico do local, conforme observado por Faramarzi *et al.* (2013).

4.2.3 Estudo de Caso 3

O trabalho desenvolvido por Moraes, J. L., Gripp, F. A. (2004), tem como título: Fundamentos para simulação dos desmontes de rocha por explosivos. Esse artigo apresenta alguns resultados do trabalho de pesquisa realizado para preparação da tese de doutorado sobre a utilização da simulação da fragmentação no processo de desmonte de rochas por explosivos utilizando um programa de computador que teve como base os modelos Kuz-Ram e TCM para detonação de hematita dura (HD) e hematita mole (HM) nas minas de minério de ferro de Carajás da companhia do Vale do Rio Doce (Figura 40).

Figura 40 - Imagem aérea da Mina de Carajás



Fonte: Google Maps

A pesquisa se desenvolveu em 3 etapas, sendo elas: a escolha do alvo a ser estudado; os procedimentos de determinação e medição dos dados de entrada dos modelos e por último, a análise no *software* SIMBLAST e comparação da eficiência dos modelos. A Figura 41 mostra a frente de detonação (hematita dura) escolhida para realizar a pesquisa (MORAIS, 2004).

Figura 41 - Frente de lavra de detonação - hematita dura



Fonte: Morais, 2004

Em seguida, foi determinado o fator de rocha utilizando a classificação proposta por Cunningham (1987) que se desenvolveu a partir do mapeamento da frente de lavra com o apoio da geologia da mina. A Tabela 13 exhibe a classificação do fator da rocha para a hematita dura (MORAIS, 2004).

Tabela 13 - Determinação do fator de rocha para hematita dura

SIMBOLOGIA	DESCRIÇÃO	CLASSIFICAÇÃO	ÍNDICE
		FORMULA	
RMD	Maciço Rochoso	Fraturada	JF
JF	Maciço Fraturado	JPS + JPA	40
JPS	Espaçamento das descontinuidades (m)	De 0,1m a 1,0 m	20
MS	Oversize da britagem primária (m)		
DP	Parâmetros da malha de perfuração (m)		
JPA	Direção de mergulho em relação a face livre	Horizontal Mergulhando para fora da face livre	20
RDI	Influência da densidade (densidade da rocha intacta, g/cm ³)	RDI= 25d- 50	64
HF	Se E < 50 Gpa Se E > 50 Gpa	HF= UCS/5	13,2
E	Módulo de Young (GPa)		
UCS	Resistência à compressão uniaxial (MPa)		66
d	Densidade (g/cm ³)		4,56
A	Fator de rocha	$A = 0,06 \cdot (RMD + JF + RDI + HF)$	7,03

Fonte: Adaptado de Morais, 2004

A Tabela 14 apresenta os principais dados para o plano de fogo usados para detonação de hematita dura e como parâmetros de entrada para os modelos de fragmentação.

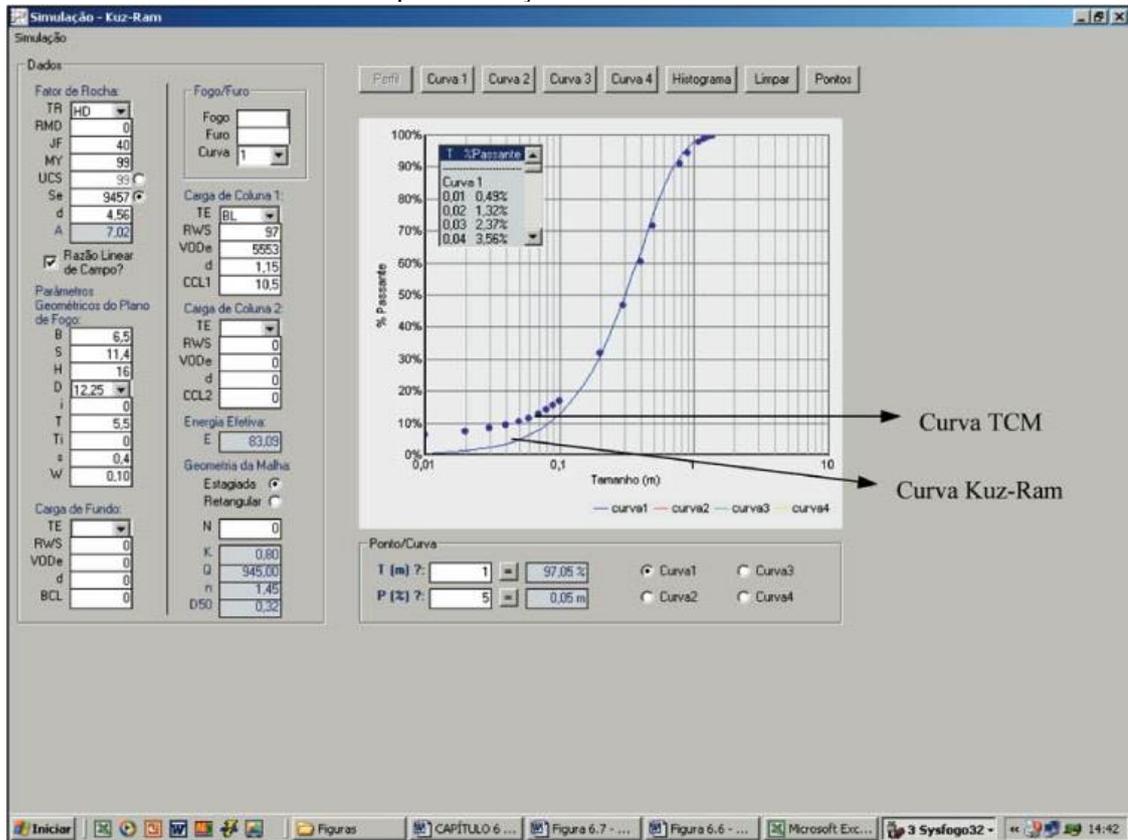
Tabela 14 - Principais parâmetros do plano de fogo para hematita dura

Parâmetros	Dados
Diâmetro	12 ¼"
Explosivo	Blendado (60/40)
Altura da bancada	15
Afastamento (m)	6,5
Espaçamento (m)	11,4
Tampão (m)	5,5
Carga de furo (kg)	1035
Razão de carga (g/t)	204

Fonte: Adaptado de Morais, 2004

Segundo Morais (2004), após realizado o levantamento dos dados geomecânicos da frente de lavra foi dada entrada dos parâmetros do plano de fogo no simulador SIMBLAST e foram geradas as curvas granulométricas para os modelos Kuz-Ram e TCM (Figura 42).

Figura 42 - Comparação das curvas dos modelos TCM e Kuz-Ram geradas no programa SIMBLAST para detonação de hematita dura



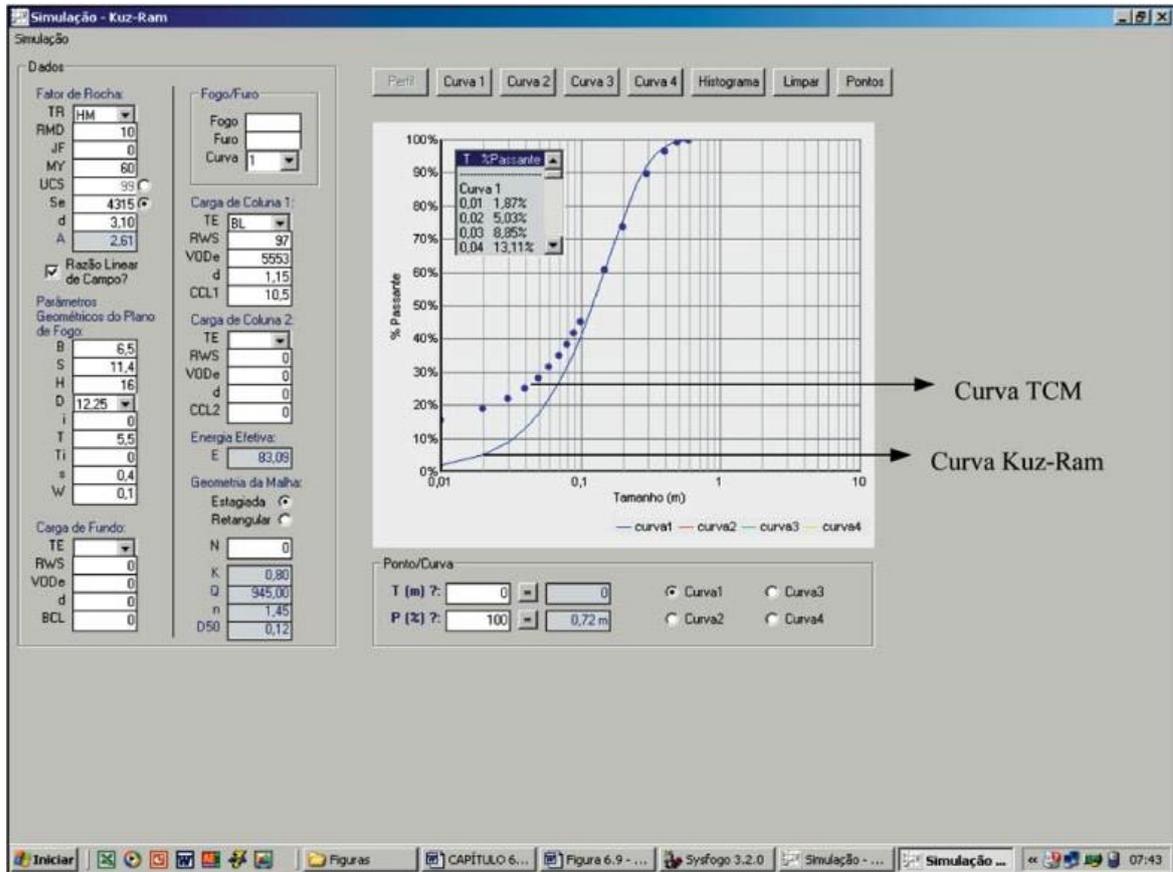
Fonte: Morais, 2004

Ao analisar a Figura 42, é possível afirmar que o modelo TCM apresenta maior eficiência na previsão de material fino. No entanto, ao analisar a porção grosseira observa-se ligeira semelhança na previsão em ambos os modelos. “Nesse caso, abaixo do tamanho de fragmento igual a 20cm, os modelos TCM e Kuz-Ram apresentam resultados diferentes” (MORAIS, p 245, 2004).

Como a frente de lavra de HD apresentou grande variabilidade nas propriedades do maciço rochoso, foi realizada, também, uma simulação considerando a presença de HM - Hematita Mole na área detonada. Para isso, foi recalculado o fator da rocha e realizada uma nova rodada de simulação. Nesse caso, o fator da rocha para a HM reduziu para 2,61 contra 7,03 na HD (MORAIS, p. 245, 2004).

A Figura 43 mostra as novas curvas granulométricas geradas para detonação de hematita mole.

Figura 43 - Comparação das curvas dos modelos TCM e Kuz-Ram geradas no programa SIMBLAST para detonação de hematita mole



Fonte: Morais, 2004

Segundo Morais (2004), comparando os resultados gerados pelo SIMBLAST apresentados nas Figura 42 e 43 conclui-se que, para maciços rochosos com um menor fator de rocha, ou seja, aqueles com menor resistência à compressão, menor espaçamento entre as discontinuidades e menor densidade, maior é a diferença das curvas nas regiões de materiais finos. Este fato mostra que, para rochas extremamente resistentes e maciças, os modelos Kuz-Ram e TCM tendem a apresentar resultados extremamente próximos. Essa diferença na estimativa da porção de materiais fino entre os dois modelos se dá devido o modelo Kuz-Ram subestimar a fração dos finos conforme exposto por Djordjevic (1999).

As detonações em hematita dura, tem como objetivo a redução de material fino para aumentar a eficiência do desmonte. Assim, o modelo que melhor prever a distribuição de finos

deve ser utilizado. Logo, o modelo TCM apresentou ser mais eficiente que o Kuz-Ram, pois foi capaz realizar uma melhor predição dos materiais finos.

Os maciços rochosos apresentam, geralmente, grande variabilidade em suas propriedades. Normalmente, não se tem um fôlego de produção com apenas um tipo de rocha. Ocorrem intrusões de HM, transições de HM/HD e HD em um mesmo desmonte. Essa situação é bastante complexa para a simulação do desmonte, pois dificulta a determinação do fator da rocha e da curva granulométrica simulada. Um mapeamento detalhado das frentes de lavra permite aumentar a precisão da simulação.

5 CONCLUSÕES

Foi possível concluir que o modelo de fragmentação de Kuz-Ram é o que possui maior facilidade de aplicação e modelagem computacional, que apresenta melhor desempenho em maciços rochosos de elevada resistência mecânica e que geram poucos particulados finos, visto que sua maior limitação é a previsão da fração fina de rocha gerada na detonação. Além disso, o modelo não considera o efeito dos detonadores eletrônicos e elétricos atuais, que podem iniciar a carga explosiva em intervalos de tempo muito curtos e com altíssima precisão, consequentemente descartando o efeito da detonação de furos adjacentes. No entanto, devido ao modelo trabalhar apenas com parâmetros geométricos referentes ao plano de fogo, pode ser facilmente parametrizado por softwares de baixo custo de aquisição. E por isso tem sido largamente utilizado pelas empresas desde 1987.

Em consequência da busca por sanar as limitações encontradas no modelo de Kuz-Ram, outros modelos foram desenvolvidos e entre eles, destacam-se: KCO, JKMRC e TCM. O modelo KCO, apresentou parâmetros de fácil compreensão, representando uma modificação do modelo Kuz-Ram. A principal diferença se deu pelo incremento de uma equação proposta por Ouchterlony, denominada de função *Swebrec*, que substituiu a equação de Rosim-Rammler presente no modelo original. Também, ocorreu a substituição do índice de uniformidade por um parâmetro modelador, denominado de fator de ondulação da curva, conferindo ao modelo eficiência na prevenção de finos e no tamanho máximo dos fragmentos.

O modelo JKMRC possibilitou a realização de uma análise mais avançada por meio de um algoritmo de abordagem sistemática. À vista disso, este modelo introduziu ao Kuz-Ram a teoria das zonas de fragmentação no desmonte, o que propiciou um maior controle das etapas relevantes. Dessa forma, assume-se duas regiões circuncêntricas que sofrem ruptura por mecanismos distintos.

Já o TCM foi desenvolvido com intenção de garantir maior exatidão na predição da distribuição granulométrica do material desmontado, tendo foco o particulado fino. Além de possuir maior quantidade de parâmetros de entrada, conferindo-o uma característica de análise mais completa. No entanto, ao se analisar material rochoso resistentes, ou seja, um fator de rocha elevado, tende a apresentar valores de simulação similares, uma vez que os parâmetros adicionais presentes no modelo TCM sofrem menor influência. Outro fator que merece destaque, é a relação entre o diâmetro de perfuração, velocidade de detonação e quantidade de material fino gerado, pois quanto maior o diâmetro, e maior a velocidade de detonação, maior será a quantidade material fino gerada na detonação.

Com o Estudo de Caso 1, foi possível concluir que o método TCM foi o mais eficaz dentre os três modelos analisados na situação problema para predição de material fino do desmonte, pois foi o único que previu uma quantidade significativa de finos menores que 40mm. Quando se trata da fração intermediária o cenário muda, uma vez que os três modelos apresentaram comportamentos muito semelhantes. Mas o modelo KCO foi mais eficiente para previsão da fração mais grossa dos fragmentos (< 1m de diâmetro).

No Estudo de Caso 2, observou-se que as quantidades de material fino gerado nas Minas A e B foram de aproximadamente 13,24% e 37,90%, respectivamente. Com quantidades insignificantes de blocos de rochas. Além disso, os estudos realizados na Mina A mostraram uma superestimação dos modelos na predição dos fragmentos finos, aqueles abaixo de 15,24 cm, e dos materiais grosseiros, aqueles maiores que 100 cm. Enquanto na Mina B, observou-se uma subestimação da formação de finos (menor que 10,16 cm) e de material grosseiro (maior que 80 cm). Já para o tamanho médio dos fragmentos constatou-se uma subestimação em ambas as minas por todos os modelos analisados. Ademais, todos os modelos tiveram desempenho ruim na previsão da quantidade de material fino nas duas minas (A e B). Isso implica que as modificações feitas no modelo Kuz-Ram para chegar aos modelos KCO e Kuz-Ram Modificado não levaram a uma melhoria universal na previsão de finos. Contudo, todos os modelos tiveram melhor desempenho na previsão da quantidade de material grosseiro em ambas as minas, pois os erros de previsão foram geralmente inferiores a 10%.

No Estudo de Caso 3, observou-se que o *software* simulador SIMBLAST permitiu realizar o teste de diversas configurações prévias de plano de fogo, com menor custo e maior velocidade. Além disso, foi mostrado que os modelos Kuz-Ram e TCM apresentaram uma diferença na previsão da fração de material fino, evidenciado pela diferença das curvas simuladas para o material com diâmetro abaixo de 20cm, outro fator mostrado foi que quanto maior o fator de rocha mais próximos serão os resultados de previsão dos modelos. Os estudos realizados utilizando os dois modelos de análise de previsão revelaram que o TCM possui a tendência de aumentar a previsão de finos com o aumento do diâmetro de perfuração e velocidade de detonação do explosivo utilizado.

Diante da pesquisa realizada, conclui-se que os parâmetros intrínsecos do maciço rochoso (RQD, composição mineralógica, grau de fraturamento, presença de água, entre outros) possuem maior magnitude no desempenho da previsão correta dos tamanhos dos fragmentos gerados do desmonte de rochas com uso de explosivos, quando comparados aos parâmetros geométricos. Ainda que menos impactante, os dados geométricos interferem na previsão e consequentemente na qualidade dos desmontes. No entanto, quanto maior a incorporação dos dados

geomecânicos, maior será a complexidade do processamento matemático dos modelos de fragmentação. Contudo, este processo torna-se fundamental para aumentar a eficiência da etapa de desmonte, pois é confiável e apresenta resultados relevantes, que possibilitam prevê um panorama da fragmentação do material gerado após a detonação, sendo possível realizar ajustes das falhas por meio da mudança dos parâmetros do plano de fogo, dessa forma, reduzindo os custos operacionais e adicionais dessa fase, como desmonte secundários.

REFERÊNCIAS

- ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS (ABNT). **Rochas e solos**. Rio de Janeiro, 30 out. 1995. Disponível em: < <https://www.abntca-logo.com.br/norma.aspx?ID=4050>>. Acesso em: 18 ago. 2021
- ADEBOLA, J. M, AJAYI, O. D, ELIJAH, P. O, Rock Fragmentation Prediction using Kuz-Ram Model. **Journal of Environment and Earth Science**. Department of Minerals and Petroleum Engineering, School of Engineering, Kogi State Polytechnic, Lokoja, Nigeria. v. 06. n 05, 2018 Disponível em: <https://www.researchgate.net/publication/322551080_Rock_Fragmentation_Prediction_using_Kuz-Ram_Model>. Acesso em: 19 de jul. 2021.
- ALONSO, J. B.; GÓMEZ, J. C. E HERBERT, J. H. **Perforación y voladura de rocas en minería**. 2013.
- ARAUJO, ANDRÊZA LEITE. **Desmonte de rocha com o uso de explosivos: estudo de caso em trecho da ferrovia nova transnordestina**. Trabalho de Conclusão de Curso. Instituto Federal de Educação, Ciência e Tecnologia da Paraíba Campus Cajazeiras. p. 1-35, 2020. Disponível em: <<https://repositorio.ifpb.edu.br/xmlui/bitstream/handle/177683/1426/TCC%20-%20Andr%c3%aaza%20Leite%20de%20Araujo.pdf?sequence=1&isAllowed=y>>. Acesso em: 24 de jun. de 2021.
- AZEVEDO, I. C. D.; MARQUES, E. A. G. **Introdução à Mecânica das Rochas**. 1 ed. Viçosa: UFV, 2002. 361p.
- BHANDARI, Sushil. Engineering rock blasting operations. A. A. Balkema. 388, p. 388, 1997.
- BIENIAWSKI, Z. T. Engineering Rock Mass Classifications. New York: John Wiley & Sons. (1989).
- BORGES, A., SALES, Y. Métods de Prospecção Geotécnicas- Sísmica de Refração. Rio de Janeiro. Faculdade de Economia e Finanças IBMEC - Instituto Brasileiro de Mercado de Capitais- Geotecnia, p. 17, 2018. Disponível em: <www.docsity.com.br>. Acesso em: 24 de jun. de 2021
- BRAGA, N.Y. **Análise da fragmentação de gnaiss no desmonte com explosivos por métodos analíticos e uso de imagens**. Universidade Federal de Ouro Preto – UFOP. Escola de Minas – EM. Departamento de Engenharia de Minas – DEMIN. Monografia de graduação em Engenharia de Minas. Ouro Preto. 84p. jul. 2018.
- CASTRO, R. S., PARRAZ, M. M. **Manual de Ferramentas de Perfuração**, Sindicato Nacional dos Editores de Livro, 225p., Rio de Janeiro, 1986.
- 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.

CHO, S. H., KANEKO, K. **Rock Fragmentation Control in Blasting**, Materials Transactions: The Mining and Materials Processing Institute of Japan, Vol. 45, No. 5, pp. 1722 – 1730. 2004.

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**. Colorado. Proceedings of Second International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Keystone. p. 475– 487, 1987

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

CLARK, G. B. **Principles of Rock Fragmentation**., New York. p. 432-442, 1987

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, 1967.

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

ENAEX. Produtos Embalados. Enaex USA, 2021. Disponível em:< <https://www.enaex-usa.com/products/package-explosives/> >. Acesso em: 18 de ago. de 2021.

FARAMARZI, F., MANSOURI, H., EBRAHIMI F. M. **A Rock Engineering Systems Based Model To Predict Rock Fragmentation By Blasting**. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, n. 60, p. 82–94, 2013.

FIGUEIREDO, R. P. Notas de aula, 2016. Notas de aula – Universidade Federal de Ouro Preto. 2016.

GERALDI, J. L. P. **O ABC das Escavações de Rocha**. Editora Interciência Ltda. p 284. Rio de Janeiro, 2011.

GROTZINGER, J. et al. **Para Entender a Terra**. 4ª ed. São Paulo: Bookman, 2006.

HARTMAN, H. L. **Introductory Mining Engineering**. Canadá. The University Alabama-Tuscaloosa- Alabama. A Wiley-Intercienci Publication, p. 600, 1987.

HERRMMANN, C. **Manual de Perfuração de Rocha**. Editora Polígono S.A, 2ª Ed. São Paulo, 1972.

JIMENO, L. J. et al. **Manual de perforacion y voladura de rocas**, 2.ed., Madri, Espanha, Instituto Tecnológico Geominero de España, 1994.

JIMENO, E. L.; JIMENO, C. L.; LLERA, J. M. P.; URBINA, F.P. O. **Manual de Perfuración y Voladura de Rocas**. Série Geotecnica, Instituto Geologico y Minero de España. Madrid, 1987.

KARANAM, R. U. M., MISRA, B. **Principles of rock drilling**. Rotterdam: Balkema. p 299. 1998.

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.

LOPES, J. R. **Viabilização técnica e econômica de lavra contínua de minério de ferro com o uso de sistema de britagem móvel “in pit” auto-propelido**. Ouro Preto: Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto. Dissertação de Mestrado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral. 2010. 105p.

QUAGLIO, O. A. **Adequação do índice de blastabilidade de modelos de fragmentação ao desmonte de rochas em pedreiras de brita**. Universidade Federal de Ouro Preto Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM. Tese de doutorado. Ouro Preto/MG, ago. de 2020. Disponível: <<https://www.repositorio.ufop.br/handle/123456789/12788>>. Acesso em 15 de jul de 2021.

MESQUITA, J. B. **Maçios Rochosos em Projetos Hidroelétricos: Proposta de Classificação Geomecânica**. Dissertação de Doutorado, Universidade Estadual Paulista, Instituto de Geociências e Ciências Exatas, Rio Claro, 2008.

MENDES, M. L. **CURSO DE DESMONTE DE ROCHAS POR EXPLOSIVOS - FORMAÇÃO DE BLASTER**. 2015. Disponível em: < https://www.academia.edu/10183750/CURSO_DE_DESMONTE_DE_ROCHAS_POR_EXPLOSIVOS_FORMA > Acesso em 15 de jul. de 2021.

MIRANDA, LUIZ; COSTA, ANIBAL; DELGADO, RAIMUNDO. **Análise de vibrações em edifícios provocadas pela detonação de explosivos**. SÍSMICA 2007 – 7º CONGRESSO DE SISMOLOGIA E ENGENHARIA SÍSMICA. P.1-10, 2007. Disponível em: <<file:///C:/Users/gomes/Downloads/ANLISEDEVIBRAESEMEDIFCIOSPROVOCADAS-PELADETONAODEEXPLOSIVOS.pdf>>. Acesso em: 24 de jun. de 2021.

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. Disponível em: < <https://www.scielo.br/j/rem/a/QsSd4jsLgMVMBcKhtYLyGnx/?lang=pt#>>. Acesso em: 17 de jul de 2021

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, p. 224, 2004.

NETO, A. J. **Principais tipos de compressores utilizados nas indústrias: vantagens e desvantagens das aplicações**. Trabalho de Especialização. Pós-Graduação em Engenharia de Controle e Automação, UGF, Manaus, 2010.

OUCHTERLONY, F. **The Swebrec© function: linking fragmentation by blasting and crushing**. Mining Technology. p. 29-44, DOI: 10.1179/037178405X44539, 2005.

OLIVEIRA, A. M. S. BRITO, S. N. A. **Geologia de Engenharia – ABGE**, São Paulo, 1998. 587 p.

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.

PINHEIRO, R. J. B., **Materiais para Infraestrutura: Plano de Fogo**. Disponível em: <<http://goo.gl/2dp9m2>>. Acesso em: 15 de jul. de 2021.

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

PONTES, J.C., FARIAS, M.S.S., LIMA, V.L.A. Mineração e seus reflexos socioambientais: estudo de impactos de vizinhança (EIV) causados pelo desmonte de rochas com uso de explosivos. **Rev. Polemica**. V.12, n.1, 2013. Disponível em: <<https://www.e-publicacoes.uerj.br/index.php/polemica/article/view/5277/3873>>. Acesso em: 24 de jun. de 2021.

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: Terraplanagem e Escavação de Rocha**. 3ª Ed. São Paulo: PINI. 1977.

SANTOS, T. B. **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.

SGS- Designação da qualidade da rocha (RQD). c2021. Soci t  G n rale de Surveillance (SGS). Disponível em: <<https://www.sgs.com.br/pt-br/mining/metallurgy-and-process-design/unit-operations-and-metallurgical-services/comminution-and-beneficiation/rock-quality-designation-rqd>>. Acesso em: 09 de jul. de 2021.

SEAN R. ANTON G. Defining the Effect of Varying Fragmentation on Overall Mine Efficiency. Kumba Resources. South Africa. **8º International Symposium on Fragmentation**. p. 313-320, 2006.

SILVA, V. C. **Desmonte de rochas**. Ed1, Oficina de textos, 352 pp. 2019

RICARDO, H. S.; CATALANI, G. **Manual Prático de Escavação: Terraplanagem e Escavação de Rocha**. 3ª Ed. São Paulo: PINI. 1977.

SILVA, V. C. **Curso de Mineração-Operações Mineiras.: Desmonte de rocha com explosivo**. Departamento de Engenharia de Minas. Escola de Minas- UFOP. p. 190. mar. 2009. Disponível em: <<http://pt.scribd.com/doc/55131990/Desmonte-de-rochas-com-explosivos>>. Acesso: 19 de jul. de 2021.

SOUZA, D. M. **Uso de arduino e módulo GPS para monitoramento por telemetria de rotas de transportes por caminhões em minas a céu aberto.** 2021. Trabalho de Conclusão de Curso (Bacharelado em Engenharia de Minas) - Campus de Crateús, Universidade Federal do Ceará, Crateús, 2021. Disponível em: <<http://www.repositorio.ufc.br/handle/riufc/58665>>. Acesso em: 18 de ago. de 2021.

TEXEIRA, A. P. P. **Seis Sigma: Aplicação da Ferramenta como uma alternativa estratégica na redução dos gastos com perfuração e desmonte.** 2019. Monografia (Graduação). Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas. Ouro Preto- MG, 2019.

VALLEJO, L. L., FERRER, M., ORTUÑO, L., & OTEO, C. (2002). **Ingeniería Geológica.** Espanha: Prentice Hall.

ZTEX. Estopim, Empresa ZTEX Automação & Sistemas LTDA, 2019. Disponível em: <<https://ztex.com.br/site/produtos/estopim/>>. Acesso em: 18 de ago. de 2021.