



**CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS  
UNIDADE ARAXÁ**

**LAURA SOARES NEVES**

**MODELAGEM DE DESMONTE DE ROCHA PARA OTIMIZAÇÃO  
DA METODOLOGIA *MINE TO MILL***

**ARAXÁ/MG**

**2018**

**LAURA SOARES NEVES**

**MODELAGEM DE DESMONTE DE ROCHA PARA OTIMIZAÇÃO DA  
METODOLOGIA MINE TO MILL**

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado ao Curso de Engenharia de Minas, do Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais - CEFET/MG, como requisito parcial para obtenção do grau de Bacharel em Engenharia de Minas.

Orientadora: Prof. Sílvia de Castro Martins

**ARAXÁ/MG**

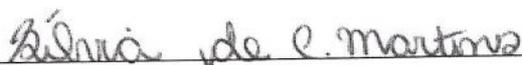
**2018**

LAURA SOARES NEVES

**MODELAGEM DE DESMONTE DE ROCHA PARA OTIMIZAÇÃO DA  
METODOLOGIA MINE TO MILL**

Trabalho de Conclusão de Curso  
apresentado ao Curso de Engenharia de  
Minas do Centro Federal de Educação  
Tecnológica de Minas Gerais -  
CEFET/MG, como requisito parcial para  
obtenção do grau de Bacharel em  
Engenharia de Minas.

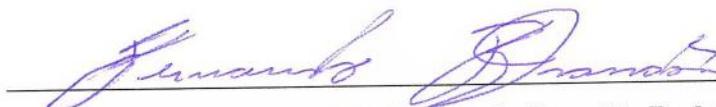
Araxá, 27 de novembro de 2018.



**Presidente e Orientadora: Prof. Me. Sílvia de Castro Martins**  
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – CEFET/MG – Unidade  
Araxá



**Membro Titular: Prof. Me. Marcélio Prado Fontes**  
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – CEFET/MG – Unidade  
Araxá



**Membro Titular: Prof. Me. Fernando Brandão Rodrigues da Silva**  
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – CEFET/MG – Unidade  
Araxá

**DEDICO ESTE TRABALHO**

*Aos meus pais, por todo apoio, incentivo e confiança.*

*“Desistir... eu já pensei seriamente nisso, mas nunca me levei realmente a sério; é que tem mais chão nos meus olhos do que o cansaço nas minhas pernas, mais esperança nos meus passos, do que tristeza nos meus ombros, mais estrada no meu coração do que o medo na minha cabeça.”*

Cora Carolina.

## RESUMO

Utilizando-se da metodologia *Mine to Mill* e de dados proveniente de uma mina brasileira de urânio, o trabalho analisou possíveis melhorias no sistema integrado mina-usina através de uma análise econômica, considerando o preço de desmonte e britagem primária para uma frente de lavra de 15.000 m<sup>3</sup>. Para o desmonte, utilizou-se modelagem matemática e computacional baseada no modelo de Kuz Ram, em que gerou-se uma curva de distribuição granulométrica para 10 cenários propostos, dos quais se alterou a malha de desmonte e o diâmetro dos furos. Também para cada um dos cenários, foi calculado o preço relativo ao desmonte considerando-se o número e diâmetro dos furos, bem como a quantidade de explosivos e acessórios necessários. As curvas de distribuição granulométrica foram utilizadas para a escolha do britador primário mais adequado. Os britadores foram escolhidos pelo catálogo da Metso para britadores de mandíbula série C. Os custos de britagem para a frente desmontada foram calculados pela equação da energia de Bond, que relaciona o *Work Index* do material com o F80 e P80 da britagem. A análise integrada de cada cenário mostrou que o cenário 6, que consiste em uma malha de 2 metros de afastamento, 4 metros de espaçamento e diâmetro de furo de 4 polegadas, apresenta os melhores parâmetros para compor a malha de detonação, considerando-se os custos finais e o produto da britagem.

**Palavras-chave:** Metodologia *Mine to Mill*. Otimização. Desmonte de rochas. Britagem primária. Custos.

## ABSTRACT

Using the Mine to Mill methodology and data from a Brazilian uranium mine, this survey analyzed possible improvements in the integrated mine-plant system through an economic analysis, considering the price of dismount and primary crushing for a mining front 15,000 m<sup>3</sup>. For the dismount, a mathematical and computational modeling based on the Kuz Ram model was used, in which a granulometric distribution curve was generated for 10 proposed scenarios, from which the dismount mesh and the hole diameter were changed. For each of the scenarios, the price relative to the dismount was also calculated considering the number and diameter of the holes, as well as the quantity of explosives and accessories needed. The granulometric distribution curves were used to select the most suitable primary crusher. The crushers were chosen from the Metso catalog for the C-series jaw crushers. The cost of crushing the crushed front was calculated by the Bond energy equation, which relates the material's Work Index to the F80 and P80 crusher. The integrated analysis of each scenario showed that scenario 6, which consists of a 2 meter distance, 4 meter spacing and 4 inch hole diameter, presents the best parameters to compose the detonation mesh, considering the final costs - the costs of dismount associated to the primary crushing - and the product of crushing.

**Keywords:** Mine to Mill methodology. Optimization. Dismount of rocks. Primary crushing. Costs.

## LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 – Fonte de dados, KPI's e efeitos analisados referentes às operações de perfuração e desmonte, escavação e transporte.....	2
Figura 2 - Fonte de dados e KPI's analisados referentes às operações de britagem primária, britagem secundária e operações na usina.....	2
Figura 3 – Efeitos analisados referentes às operações de britagem primária, britagem secundária e operações na usina. ....	3
Figura 4 – Etapas subsequentes ao desmonte. ....	7
Figura 5 - Procedimento para medida e cálculo do RQD.....	10
Figura 6 - Ensaio Trauz .....	13
Figura 7 - Influência do diâmetro de carga sobre a velocidade de detonação. ....	14
Figura 8 - Curvas de densidade de uma emulsão em função da profundidade dos furos. ....	15
Figura 9 - Efeito do Alumínio (Al) sobre a energia gerada com relação a uma mesma quantidade de ANFO. ....	17
Figura 10 - Estrutura do ANFO Pesado.....	18
Figura 11 - Bloco diagrama com os parâmetros geométricos de um plano de fogo. ..	20
Figura 12 –Mecanismo de rachaduras radiais.....	21
Figura 13 - Rachaduras por fenômenos de flexão.....	22
Figura 14 - Sequencia metodológica adotada .....	28
Figura 15- Curva de distribuição granulométrica do desmonte 1 .....	38
Figura 16 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 2.....	40
Figura 17 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 3 .....	41
Figura 18 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 4 .....	43
Figura 19 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 5. ....	45
Figura 20 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 6 .....	46
Figura 21 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 7.....	48
Figura 22 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 8 .....	50
Figura 23 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 9 .....	51
Figura 24 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 10 .....	53
Figura 25 - Curva de distribuição granulométrica de todos os cenários de desmonte .	54
Figura 26 - Capacidades e especificações técnicas. ....	55

Figura 27 - Granulometria indicativa do produto.....	56
Figura 28 - Custos por cenário .....	69

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1- Significado dos valores do índice RQD .....	10
Tabela 2 - Dados referentes à caracterização do maciço rochoso e plano de fogo utilizado na empresa .....	30
Tabela 3 - Características e descrições do maciço rochoso .....	30
Tabela 4 - Análise geral e econômica de todos os cenários.....	68

## LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

KPI's – *Key Performance Indicator*;

ROM – *Run of Mine*;

RSR – *Rock Structure Rating*;

RMR – *Rock Mass Rating*;

RQD – *Rock Quality Designation*;

RWS – *Relative Weight Strenght*;

Jn – índice para número de famílias de descontinuidades;

Jr – índice para número de aspereza (rugosidade) das descontinuidades;

Ja – índice para número de alteração (ou posicionamento) das descontinuidades;

Jw - fator de redução devido à água;

SFR – *Stress Reduction Factor* (fator de redução devido ao campo de tensões “*in situ*”);

PD – Pressão de detonação;

$\rho_e$  – Densidade do explosivo;

VD – Velocidade de detonação;

NA – Nitrato de amônio;

FO – Óleo combustível;

Al – Alumínio;

H – Altura de bancada;

D – Diâmetro dos furos;

d – Diâmetro das cargas;

B – Afastamento;

Be – Afastamento efetivo;

S – Espaçamento;

Se – Espaçamento efetivo;

s – Subperfuração;

T – Tampão;

LV – Comprimento do furo;

I – Comprimento da carga;

## SUMÁRIO

<b>1</b>	<b>INTRODUÇÃO</b> .....	<b>1</b>
<b>2</b>	<b>REVISÃO BIBLIOGRÁFICA</b> .....	<b>5</b>
2.1.	Definição do conceito <i>Mine to Mill</i> .....	5
2.2.	Caracterização dos maciços rochosos .....	8
2.2.1.	Propriedades físicas e mecânicas das rochas .....	8
2.2.2.	Classificação dos maciços rochosos .....	9
2.3.	Explosivos .....	12
2.3.1.	Propriedades dos explosivos .....	13
2.3.2.	Principais tipos de explosivos utilizados em desmonte de rochas .....	16
2.3.3.	Seleção de explosivos .....	18
2.4.	Parâmetros do plano de fogo .....	19
2.5.	Mecanismo de ruptura das rochas por explosivos .....	20
2.6.	Modelagem matemática pelo método de Kuz-Ram .....	23
2.7.	Britagem .....	25
2.7.1.	Britador primário .....	25
2.7.2.	Seleção de equipamento .....	26
<b>3</b>	<b>METODOLOGIA</b> .....	<b>28</b>
3.1.	Implantação do modelo matemático .....	29
3.2.	Escolha do britador .....	29
3.3.	Análise de sensibilidade econômica .....	29
3.4.	Desenvolvimento e implementação da estratégia operacional .....	29
<b>4.</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÃO</b> .....	<b>34</b>
4.1.	Simulação de desmonte .....	34
4.1.1.	<i>Desmonte 1</i> .....	34
4.1.2.	<i>Desmonte 2</i> .....	38
4.1.3.	<i>Desmonte 3</i> .....	40
4.1.4.	<i>Desmonte 4</i> .....	42
4.1.5.	<i>Desmonte 5</i> .....	43
4.1.6.	<i>Desmonte 6</i> .....	45
4.1.7.	<i>Desmonte 7</i> .....	47
4.1.8.	<i>Desmonte 8</i> .....	48
4.1.9.	<i>Desmonte 9</i> .....	50

4.1.10. <i>Desmonte 10</i> .....	52
4.2. Escolha do britador .....	54
4.2.1. Escolha do britador para o desmonte 1 .....	56
4.2.2. Escolha do britador para o desmonte 2 .....	58
4.2.3. Escolha do britador para o desmonte 3 .....	59
4.2.4. Escolha do britador para o desmonte 4 .....	61
4.2.5. Escolha do britador para o desmonte 5 .....	62
4.2.6. Escolha do britador para o desmonte 6 .....	63
4.2.7. Escolha do britador para o desmonte 7 .....	64
4.2.8. Escolha do britador para o desmonte 8 .....	65
4.2.9. Escolha do britador para o desmonte 9 .....	66
4.2.10. Escolha do britador para o desmonte 10 .....	67
4.3. Análise econômica.....	68
<b>5. CONCLUSÕES .....</b>	<b>70</b>
<b>6. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>71</b>
<b>ANEXO 1 – PARÂMETROS PARA CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO...</b>	<b>74</b>

# 1 INTRODUÇÃO

A cadeia produtiva da mineração é, muitas vezes, dividida em várias etapas, dentre as quais segregam-se entre os dois grandes grupos de processo da indústria mineral, a mina e a usina. Tradicionalmente, mina e usina são gerenciadas de formas independentes, cada uma com objetivo único de atender às próprias metas e otimizar as operações e custos de cada etapa da cadeia produtiva.

Em contraposição à tradicional metodologia separatista dos processos da indústria mineral, a metodologia *Mine to Mill* vem largamente sendo introduzida na mineração com o objetivo de otimizar as operações da mina e da usina através da maximização de rentabilidade da companhia. O objetivo é alcançado fazendo-se uma correta e eficiente integração entre as etapas da mineração, focando não no particular, mas na unidade de negócio como um todo.

A metodologia *Mine to Mill* visa a otimização do desmonte de rochas através da análise de influência do custo de perfuração e desmonte em relação ao custo geral de cominuição de um determinado minério, considerando toda a cadeia produtiva. O trabalho aborda o tema "Modelagem de Desmonte de Rochas para Otimização da Metodologia *Mine to Mill*", para o qual se pretende aplicar tal otimização de desmonte. A previsão da curva granulométrica resultante do desmonte será dada pelo método de Kuz-Ram, onde através de modelagem matemática, determinar-se-á um plano de fogo que melhor resultará em economia nas etapas subsequentes da cadeia.

As operações de escavação, transporte, britagem primária, britagem secundária e as realizadas dentro da usina compõe as etapas subsequentes anteriormente citadas. Moraes (2016) as apresenta conforme as figuras 1, 2 e 3, onde informa para cada operação as fontes dos dados, os KPI's (*Key Performance Indicator*) e os efeitos analisados pela otimização do desmonte.

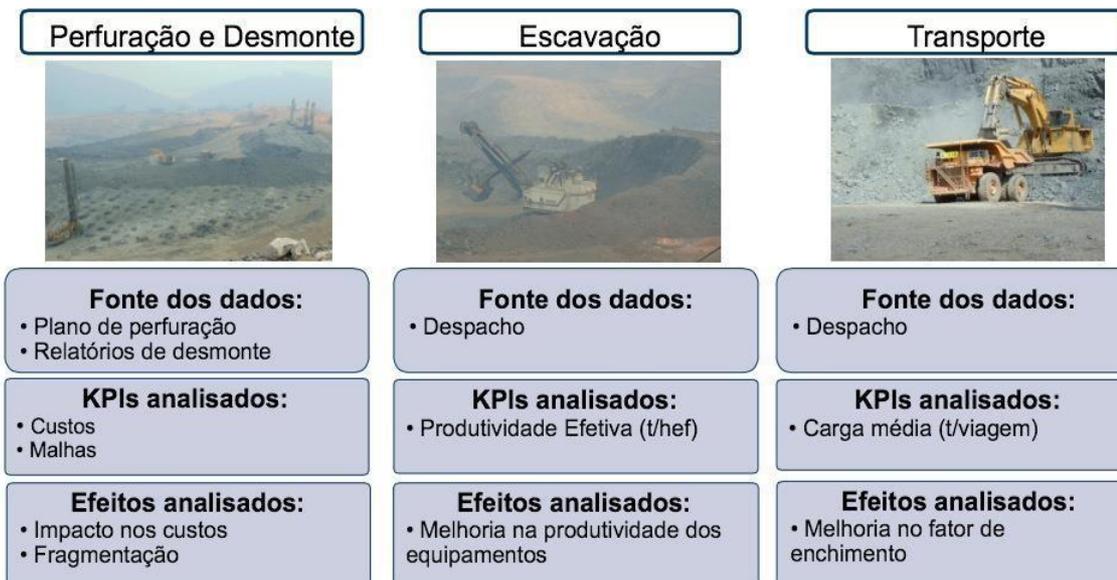


Figura 1 – Fonte de dados, KPI's e efeitos analisados referentes às operações de perfuração e desmonte, escavação e transporte.

Fonte: MORAIS, 2016.



Figura 2 - Fonte de dados e KPI's analisados referentes às operações de britagem primária, britagem secundária e operações na usina.

Fonte: MORAIS, 2016.



Figura 3 – Efeitos analisados referentes às operações de britagem primária, britagem secundária e operações na usina.

Fonte: MORAIS, 2016.

Dados todos os efeitos analisados na cadeia produtiva do minério, o problema que se trata no trabalho é a possibilidade de se modelar um desmonte de rochas para o qual o produto sirva de método de escolha para equipamento específico (britador primário), o qual apresenta menor consumo energético, de modo a reduzir os custos de cominuição. A redução global dos custos se dá através da concentração da operação de cominuição na etapa de desmonte, onde a energia é mais barata e os custos da operação são compensados pela redução nos custos operacionais das outras etapas.

O objetivo geral do trabalho se trata de modelar um desmonte através do método de Kuz Ram e realizar análise econômica dos custos referentes a desmonte e britagem primária para cada cenário e assim determinar o cenário mais econômico, considerando as primeiras etapas de cominuição. Dos objetivos específicos, tem-se a apresentação e entendimento de conceitos, bem como o modelo de Kuz Ram, os efeitos gerados pela utilização de uma integração entre as cadeias produtivas da mina e da usina e análise da influência que o plano de fogo tem sobre a curva granulométrica do desmonte.

O trabalho foi desenvolvido em quatro capítulos. Uma revisão bibliográfica, contendo a definição do conceito *Mine to Mill*, um entendimento sobre a caracterização dos maciços rochosos, sobre explosivos, sobre os parâmetros do plano de fogo e sobre britadores, bem

como seu correto dimensionamento e escolha. Também nesse capítulo são apresentados os mecanismos de ruptura de rochas por explosivos e a modelagem necessária à geração das curvas granulométricas. Nos outros capítulos é apresentada a metodologia utilizada no trabalho, como se desenvolve a pesquisa e simulações, os resultados e discussões e por fim, as conclusões alcançadas com tal trabalho.

## 2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

### 2.1. Definição do conceito *Mine to Mill*

A geometalurgia é uma atividade interdisciplinar que estuda a relação de causa e efeito entre as variáveis geológicas e metalúrgicas relevantes em todas as etapas de produção e planejamento mineiro (BENISCELLI, 2011; BAUMGARTNER *et al.*, 2011; LAMBERG, 2011, *apud* VIERA, M. et al, 2015, p.66). Ela integra informações geológicas, de mineração, metalúrgicas, ambientais e econômicas com o propósito de aumentar a lucratividade do empreendimento. A metodologia *Mine to Mill* foi criada como um ramo dessa atividade interdisciplinar, que visa uma integração entre mina e usina com o objetivo de otimização geral do processo de beneficiamento mineral e redução de custos.

Os livros de processamento mineral da primeira metade do século XX, quase que em sua totalidade, tratavam a mina e a usina como sendo disciplinas separadas. Cada setor tinha sua função dentro do processo geral e trabalhavam com o intuito de tornar a etapa satisfatória, se preocupando apenas em estar dentro do orçamento e alcançar as metas de produção. Esse cenário sofreu algumas mudanças devidas, principalmente, a alterações do teor do minério lavrado (diminuição do teor) e pelo aumento dos custos de produção nas etapas do processo.

A metodologia *Mine to Mill* foi então criada com o objetivo de integrar o produto do desmonte com as etapas subsequentes, melhorando de alguma forma a cadeia produtiva através de melhores resultados conjuntos. Alguns dos objetivos propostos por essa metodologia, segundo Martins (2015) podem ser:

- Aumentar o *throughput* da moagem ou flotação da usina;
- Melhorar a liberação dos minerais de interesse através dos processos de detonação e cominuição;
- Melhorar a alimentação da moagem com propriedades metalúrgicas consistentes, ou
- Reduzir o consumo de energia durante a cominuição.

Ainda segundo o mesmo autor:

Dos itens listados acima, o primeiro item listado como objetivo é o motivador mais frequente para projetos *Mine to Mill*. Em particular, a moagem é frequentemente o gargalo do processo de beneficiamento. O desempenho do circuito de moagem é sensível à distribuição granulométrica do material de alimentação. Esta distribuição de partículas é, em parte, dependente das características da rocha, projeto de detonação (plano de fogo) e operação do circuito de britagem. As características da rocha não podem ser alteradas, mas o plano de fogo e a operação do circuito de britagem podem ser alterados para adequar as necessidades de produto. Portanto, um dos objetivos dos projetos de *Mine to Mill* implica no ajuste desses dois fatores para maximizar o *throughput* da moagem.

Na abordagem da metodologia, a quebra/ruptura da rocha é movida para o início da cadeia, onde as necessidades energéticas são menores e mais baratas. Em termos gerais, a abordagem implica em aumento e/ou melhor distribuição de energia durante a detonação do ROM (*Run of Mine*), ou seja, um controle do *top size*, gerando uma granulometria mais fina e homogênea. Toda a cadeia produtiva sofre influência direta do grau de fragmentação resultante do desmonte, e embora muitas vezes a otimização deste acarrete um aumento financeiro para a operação, esses custos são de longe compensados ao longo do processamento. Essa compensação pode ser dada por redução significativa nos custos de carregamento, transporte, britagem e moagem ou por obtenção de melhores resultados dos produtos finais.

A figura 4 apresenta todas as etapas subsequentes ao desmonte, e que são influenciadas diretamente por este:

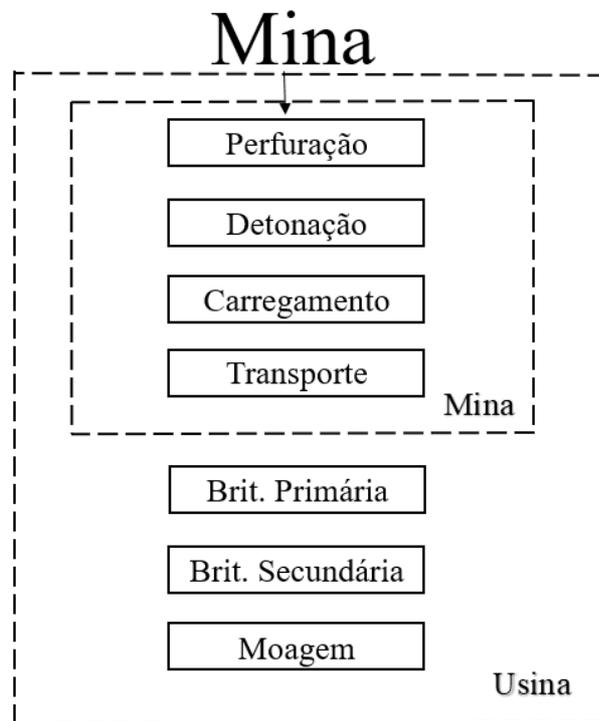


Figura 4 – Etapas subsequentes ao desmonte.

O desenvolvimento computacional é um importante contribuinte a essas mudanças, uma vez que possibilita a avaliação analítica dos aspectos da mina e usina. Também possibilita a modelagem matemática e simulação, que conseguem prever os impactos que uma mudança na mina tem no processamento realizado pela usina.

Um dos primeiros estudos feitos sobre a integração entre mina e usina foi conduzido por Kai Nielsen, um engenheiro de minas membro da equipe da Universidade Norueguesa de Ciência e Tecnologia em Trondheim, que analisou as operações da mina e usina na mina de Taconito Sydvaranger na Noruega em 1984. Ele desenvolveu os modelos técnicos e econômicos dos estágios da mina e usina e comprovou a possibilidade de otimização da produtividade, bem como os custos operacionais com a integração das duas etapas do empreendimento mineiro.

Vários modelos matemáticos foram desenvolvidos ao longo do tempo a fim de se prever algumas características dos minérios após uma etapa de mineração. Um modelo em especial ganha destaque por sua larga utilização quando se refere à utilização da metodologia *Mine to Mill*.

Em 1983, Claude Cunningham apresentou um *paper* chave descrevendo um modelo de fragmentação baseado em seus estudos na África do Sul. Cunningham propôs o posteriormente e amplamente utilizado modelo de fragmentação de Kuz-Ram. Esse modelo foi um dos primeiros a usar como *input* parâmetros que incluem o plano de fogo, tipo de explosivo e alguns parâmetros do maciço rochoso para prever a fragmentação. O modelo de Kuz-Ram tornou-se a base para o trabalho de modelamento da fragmentação do Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC); entretanto, o modelo foi considerado menos preciso na estimativa da porção fina na curva de fragmentação (MARTINS, 2015, p.12).

## 2.2. Caracterização dos maciços rochosos

O maciço rochoso apresenta peculiaridades próprias a cada região, cada qual com propriedades e características específicas. O desempenho da perfuração, assim como do desmonte apresentam ligações diretas com essas propriedades, uma vez que para que se obtenham resultados satisfatórios é necessário que se faça uma boa interpretação do maciço. Para isso, portanto, é necessário conhecer o conjunto de parâmetros que mais representam a condição geotécnica do maciço.

### 2.2.1. Propriedades físicas e mecânicas das rochas

As propriedades físicas das rochas caracterizam o estado físico da mesma, enquanto as propriedades mecânicas são as variedades dessas propriedades (densidade, porosidade, dureza, resistência mecânica, deformabilidade, tensão “*in situ*”).

As propriedades que mais influenciam nas operações de perfuração e desmonte são:

- Densidade ou peso específico: depende principalmente do peso específico de seus elementos constituintes e de suas porosidades;
- Porosidade: A quantidade de água ou outro fluido, armazenado em um determinado material (rocha, solo) depende da sua porosidade. A porosidade é normalmente expressa como a razão percentual entre o volume de interstícios ou vazios, e o volume total da rocha ou do sólido;

- Dureza: propriedade geológica que indica a facilidade ou dificuldade com que um mineral presente nas rochas se desgasta quando submetido a ações de forças externas;
- Resistência mecânica: é a tensão na qual o material se rompe quando submetido à ação de uma carga estática ou dinâmica.
- Deformabilidade: propriedade que a rocha possui de alterar sua forma quando for submetida a forças externas, também conhecidas por deformação plástica ou elástica;
- Tensão “*in situ*”: é definida pela tensão no maciço rochosos no seu estado natural, antes da execução do furo é a pressão referente ao próprio peso dos maciços rochosos.

### 2.2.2. Classificação dos maciços rochosos

A Geociência é uma ciência bastante recente e ao mesmo tempo muito complexa. Seria ideal que problemas envolvendo mecânica de rochas fossem resolvidos utilizando-se ferramentas analíticas e aproximações baseadas na mecânica clássica. Porém, devido à complexidade de determinação do comportamento dos maciços rochosos, é impossível a realização de avaliações empregando-se as técnicas existentes de engenharia.

A fim de tentar compreender o comportamento dos maciços rochosos, foi desenvolvida uma série de classificações geomecânicas, possibilitando a extrapolação de um local a outro. Tem-se, como exemplo, os sistemas de classificação de Terzaghi, Luffer e o RSR (*Rock Structure Rating*) de Wickham e os mais utilizados atualmente, os sistemas *Q-System* e RMR (*Rock Mass Rating*) sugeridos por Barton *et al* e Bieniawski, respectivamente.

A aplicação dos sistemas de classificação deve ser feita em regiões de características semelhantes. Portanto, uma área que contenha várias regiões que se diferem por suas “estruturas de maciço” (que dizem respeito a natureza e distribuição das características estruturais de um maciço rochoso) deve ter classificação independente para as diversas áreas.

- Índice de Qualidade de Rocha – RQD (*Rock Quality Designation*)

O índice de qualidade de rocha foi criado inicialmente por Deere *et al.* para a avaliação da qualidade de rochas ígneas (o método, portanto, pode apresentar erros mais

severos ao se analisar rochas sedimentares ou metamórficas). Esta metodologia considera os testemunhos recuperados com comprimentos superiores a 10 cm sobre o comprimento total, tratando-se de uma recuperação percentual modificada dos testemunhos de sondagem. As frações dos testemunhos com comprimento inferiores a 10 cm são desconsideradas, enquanto as superiores a 10 cm são somadas e então divididas pelo comprimento total amostrado. A figura 5 exemplifica o procedimento utilizado para medir e calcular o RQD.

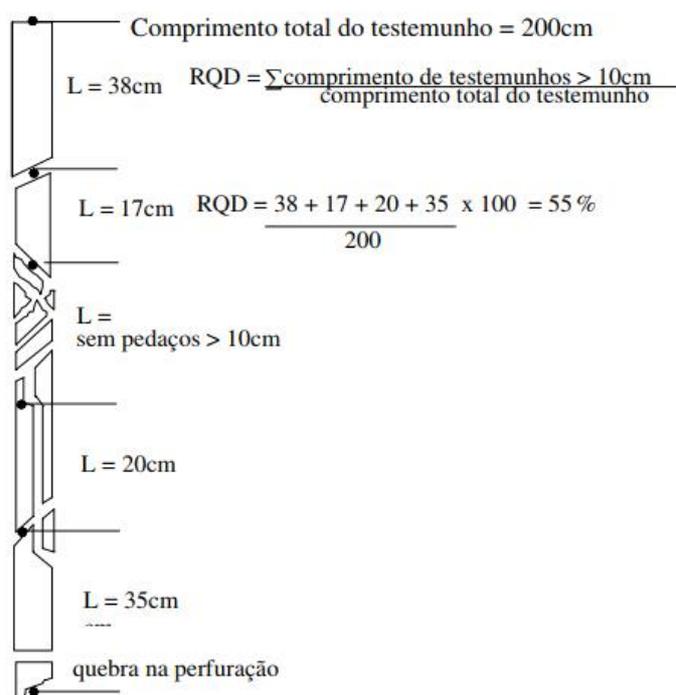


Figura 5 - Procedimento para medida e cálculo do RQD

O significado dos valores encontrados para RQD são expressos na tabela a seguir, bem como no ANEXO 1.

Tabela 1- Significado dos valores do índice RQD

Muito Pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Razoável	50 - 75
Bom	75 - 90
Excelente	90 - 100

- a) Para  $RQD \leq 10$  adotar  $RQD = 10$  (mesmo para  $RQD = 0$ );
- b) Intervalos de RQD de 5 são suficientes.

➤ Sistema Q

O sistema *Q-System* foi proposto por Barton *et al.* e baseia-se em uma avaliação da qualidade do maciço rochoso, a partir das características de suas estruturas, do valor do RQD modificado, da presença de água e das condições de tensão “*in situ*”. O valor de *Q-System* pode ser obtido pela seguinte expressão:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right) \times \left(\frac{J_r}{J_a}\right) \times \left(\frac{J_w}{SRF}\right)$$

Onde:

- RQD – índice de qualidade da rocha;
- $J_n$  – índice para número de famílias de descontinuidades;
- $J_r$  – índice para número de aspereza (rugosidade) das descontinuidades;
- $J_a$  – índice para número de alteração (ou posicionamento) das descontinuidades;
- $J_w$  - fator de redução devido à água;
- SFR (*Stress Reduction Factor*) - fator de redução devido ao campo de tensões “*in situ*”.

Cada quociente da fórmula tem o significado descrito abaixo:

1.  $\left(\frac{RQD}{J_n}\right)$  representa o tamanho dos blocos;
2.  $\left(\frac{J_r}{J_a}\right)$  representa as características das descontinuidades;
3.  $\left(\frac{J_w}{SRF}\right)$  representa o “*stress ativo*”.

Os parâmetros de classificação podem ser determinados de acordo com a tabela 1 e 2 apresentada no ANEXO 1. No ANEXO 1 ainda é possível averiguar a relação entre Q e a qualidade do maciço rochoso.

➤ Sistema RMR (*Rock Mass Rating*)

O sistema RMR foi desenvolvido por Bieniawski entre 1972 e 1973. A metodologia proposta utiliza os seguintes parâmetros:

- Resistência à compressão uniaxial da rocha ou índice de compressão puntiforme;
- Índice de qualidade da rocha (RQD);
- Espaçamento das descontinuidades;
- Padrão das descontinuidades;
- Influência da água subterrânea;
- Orientação relativa das descontinuidades com relação à escavação.

Além da classificação do maciço rochoso, o índice RMR permite estimar valores de referência para a resistência (coesão e ângulo de atrito), e para o tempo de auto-sustentação do maciço. Ele permite ainda estabelecer correlações com outras grandezas, como o vão livre máximo de uma escavação (BIENIAWSKI, 1989, apud CHISTOFOLLETTI, 2014).

Os valores possíveis do RMR variam entre 0 a 100, e são obtidos somando os valores relativos a todos os parâmetros anteriormente citados. Após o ajuste com relação à orientação das descontinuidades, o maciço rochoso é então classificado de acordo com a tabela 3, apresentada no ANEXO 1, que agrupa o RMR ajustado em cinco classes de maciços rochosos.

### 2.3. Explosivos

Os resultados do desmonte, além da malha de perfuração e do sistema de iniciação (com ou sem retardos) são também muito influenciados pelo explosivo utilizado, devido às características referentes a cada um deles.

### 2.3.1. Propriedades dos explosivos

#### ➤ Potência e energia

Potência pode ser definida como a energia disponível para se produzir efeitos mecânicos. Várias são as formas de se expressar a potência de um explosivo, mas as mais usuais atualmente se referem à Potência Relativa por Peso (*Relative Weight Strenght*) e Potência Relativa por Volume (*Relative Bulk Strenght*).

O cálculo desse valor de potência pode ser determinado por alguns métodos, sendo o Método Trauzl o mais comumente utilizado, e se baseia em determinar a capacidade de expansão de detonação de 10 g de um determinado explosivo colocado no interior de um bloco cilíndrico de chumbo. O explosivo é envolto em papel alumínio e então colocado no interior do furo, com dimensão inicial de 62 cm<sup>3</sup>. O restante do furo deve ser preenchido com areia para vedação, e a amostra deve então ser detonada eletricamente. O *Índice Trauzl* é obtido comparando-se o volume inicial e o volume total obtido (diferença de volume) com o produzido por 7 gramas de ácido picrício. A figura 6 a seguir descreve o ensaio (o item identificado pelo número 1 representado na figura 6 refere-se à areia de vedação, o item identificado pelo número 2 refere-se ao explosivo envolto em papel alumínio, o item identificado pelo número 3 refere-se ao bloco cilíndrico de chumbo e a letra “V” refere-se ao volume final resultante da detonação):

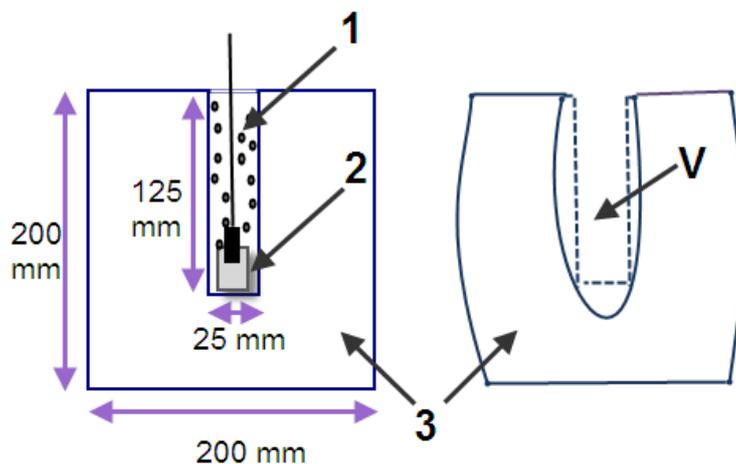


Figura 6 - Ensaio Trauzl

➤ Velocidade de detonação

A velocidade de detonação é descrita como a velocidade que a onda de detonação se propaga através do explosivo, e pode ser afetada por fatores como densidade de carga, diâmetro, iniciação, envelhecimento do explosivo e confinamento. Apesar de todos terem influência sobre o ritmo no qual ocorre a liberação de energia, a velocidade de detonação, a densidade de carga, o diâmetro e o confinamento são os que mais influenciam, de forma que um aumento nestes confere um aumento significativo das velocidades de detonação (VOD's). A exemplo disso, a figura 7 mostra a influência que o diâmetro de carga exerce sobre a velocidade de detonação.

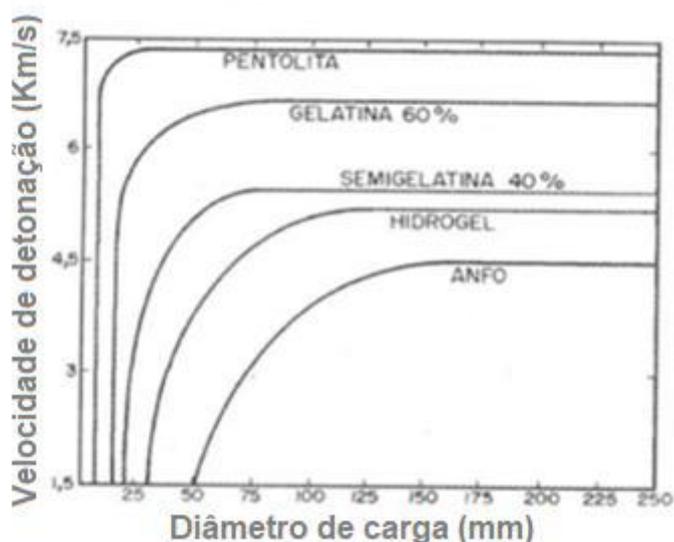


Figura 7 - Influência do diâmetro de carga sobre a velocidade de detonação.

Fonte: Adaptado de JIMENO, et. Al, 2003.

➤ Densidade dos explosivos

A quantidade de carga de explosivos necessária para um desmorte é influenciada pela densidade do explosivo utilizado. A maioria dos explosivos apresenta densidade entre 0,8 e 1,6 g/cm<sup>3</sup>, e sua ação detonante varia proporcionalmente à sua densidade, o que explica muitas vezes a utilização de explosivos de maior densidade no fundo dos furos, onde se é necessário maior concentração de energia para o desmorte da rocha. É importante ressaltar

que um mesmo explosivo já apresenta densidade naturalmente maior no fundo dos furos (principalmente furos longos) em consequência da pressão hidrostática natural. A tática anteriormente citada só acontece quando esse aumento ainda não é suficiente para uma detonação eficaz.

A figura 8 faz um comparativo entre a densidade média dos explosivos ao longo da coluna com a densidade dos mesmos no fundo dos furos, em função do comprimento perfurado.

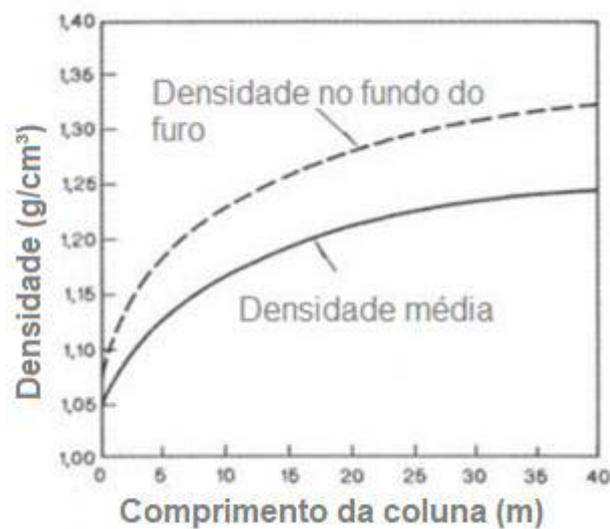


Figura 8 - Curvas de densidade de uma emulsão em função da profundidade dos furos.

Fonte: Adaptado de JIMENO, et. Al, 2003.

#### ➤ Pressão de detonação

A pressão de detonação é a pressão dentro da frente de detonação, ou seja, é a pressão da onda de detonação durante a viagem ao longo da carga explosiva. Esta pressão é a principal responsável pela geração de uma onda de choque na rocha que circunda a carga explosiva. A magnitude desta onda reflete a energia de choque do explosivo e é o seu efeito que causa a fratura da rocha (CAMERON & HAGAN, 1996, apud JIMENO, et. Al, 2003).

Os explosivos comerciais apresentam pressão de detonação entre 500 e 1.500 MPa, e podem ser definidas pela fórmula:

$$PD = 432 * 10^{-6} * \rho_e * \frac{VD^2}{1 + 0.8 * \rho_e}$$

Onde:

- PD: Pressão de detonação (MPa);
- $\rho_e$ : Densidade do explosivo (g/cm<sup>3</sup>);
- VD: Velocidade de detonação (m/s).

Percebe-se, como expresso na fórmula acima, que a pressão de detonação de um explosivo é função da densidade e do quadrado da velocidade de detonação. Mas já existe, no entanto, tecnologias diretas para se determinar o valor de PD através do uso de sensores de pressão que devem ser inseridos dentro dos explosivos.

### 2.3.2. Principais tipos de explosivos utilizados em desmonte de rochas

Em geral, os explosivos químicos industriais são classificados pela velocidade de sua onda de choque. Os explosivos com velocidade inferior a 2.000 m/s são denominados *Explosivos Lentos e Deflagrantes*, e não apresentam significativa aplicabilidade no ramo da mineração, exceto para casos específicos de rochas ornamentais. Os explosivos com velocidades entre 2.000 a 7.000 m/s são classificados como *Explosivos Rápidos e Detonantes*, que compreendem os principais tipos de explosivos utilizados em mineração. Entre eles cita-se o ANFO, o ALANFO, os Hidrogéis, as Emulsões e o ANFO pesado.

- ANFO: consiste na mistura de Nitrato de Amônio (NA) e Óleo Combustível (FO) – geralmente óleo diesel e por vezes, querosene. A presença de água é um fator extremamente prejudicial à utilização do ANFO, pois ela absorve calor e assim diminui consideravelmente a potência do explosivo. Outra característica que altera a ação do ANFO é a densidade, que cresce proporcionalmente à velocidade de detonação e é contrária à facilidade de iniciação.
- ALANFO: desde 1968, pesquisadores descobriram que a combinação do ANFO com outras substâncias melhorava suas propriedades. O ALANFO é a combinação mais popular e se baseia na adição de Alumínio (Al), com o objetivo de aumentar a energia específica do explosivo em questão. A mistura apresenta resultados positivos, tanto

técnicos quanto econômicos principalmente quando se trata de rochas maciças e cortes de perfuração de alta profundidade.

A figura 9 apresenta a proporção de crescimento de energia do ALANFO com relação ao ANFO à medida que se aumenta a quantidade de metal adicionada. Na prática, são usados valores entre 13 e 15% por questões de rendimento e economia.

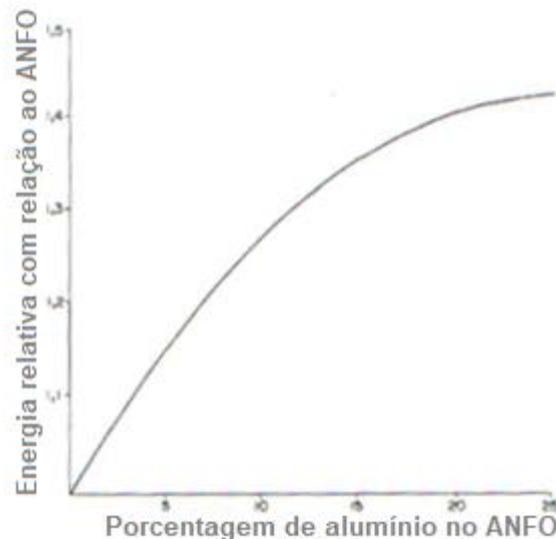


Figura 9 - Efeito do Alumínio (Al) sobre a energia gerada com relação a uma mesma quantidade de ANFO.

Fonte: Adaptado de JIMENO, et. Al, 2003.

- Hidrogéis: os agentes explosivos denominados Hidrogéis são formados por uma solução aquosa saturada de nitrato de amônio (NA) e outros oxidantes (a exemplo do nitrato de sódio e do cálcio). Os primeiros testes feitos com hidrogéis sensibilizados com alumínio apresentaram grande problema de empenho, pois o metal relacionava com a água liberando hidrogênio. Posteriormente passaram a usar produtos hidrofóbicos para evitar esse fenômeno.
- Emulsões: as emulsões apresentam as mesmas propriedades dos hidrogéis, mas apresenta o diferencial de melhorar as características fundamentais como potência e resistência à água.

- ANFO Pesado: consiste na mistura de emulsão base com ANFO. Sua estrutura é representada na figura a seguir:



Figura 10 - Estrutura do ANFO Pesado

Fonte: Adaptado de JIMENO *et. Al*, 2013.

Segundo JIMENO *et. Al* (2013), “embora as propriedades deste explosivo dependam da porcentagem de mistura, as vantagens principais que se apresentam são: maior energia, melhores características de sensibilidade, grande resistência à água e a possibilidade de efetuar cargas com variação de energia ao longo do furo. ”

### 2.3.3. Seleção de explosivos

Os explosivos anteriormente citados foram apresentados em ordem de consumo, e muitas empresas fazem uso de algum destes puramente por sua popularidade, sem se levar em conta os critérios de seleção dos explosivos. Esses critérios, por sua vez, são importantes a se considerar para uma correta seleção, sendo os fatores:

- Preço do explosivo;
- Diâmetro de carga;
- Características da rocha;
- Volume de rocha a desmontar;

- Presença de água;
- Condições de segurança;
- Atmosferas explosivas;
- Problemas de abastecimento.

#### 2.4. Parâmetros do plano de fogo

Antes da realização do desmonte propriamente dito, deve-se programar um plano de fogo adequado. Algumas características que devem ser levadas em consideração na hora de se formular esse plano de fogo são:

- Altura de bancada (H);
- Diâmetro dos furos (D);
- Diâmetro das cargas (d);
- Afastamento (B);
- Afastamento efetivo (Be);
- Espaçamento (S);
- Espaçamento efetivo (Se);
- Subperfuração (s);
- Tampão (T);
- Comprimento do furo (LV);
- Comprimento da carga (I);
- Ângulo de saída ( $\theta$ ).

A figura 11 representa os parâmetros de forma esquemática:

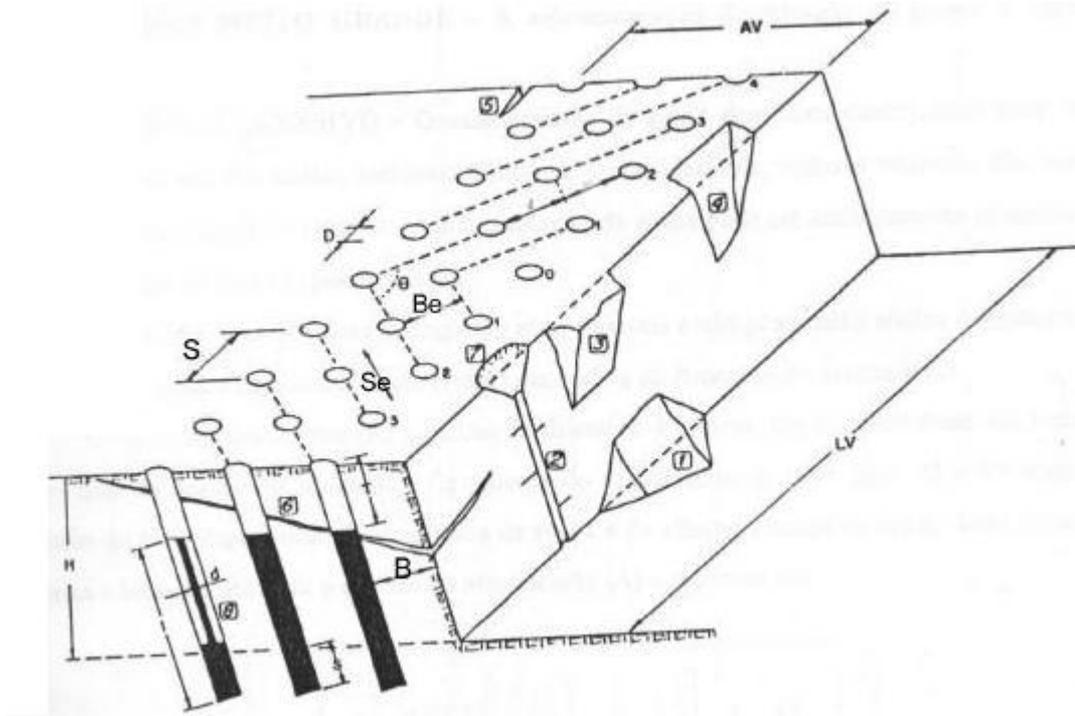


Figura 11 - Bloco diagrama com os parâmetros geométricos de um plano de fogo.

Fonte: Modificado por Silva, 1998, apud Morais, 2004.

## 2.5. Mecanismo de ruptura das rochas por explosivos

O objetivo essencial da utilização de um explosivo no desmonte de rochas consiste em dispor de uma energia concentrada quimicamente, situada em lugar apropriado e em quantidade suficiente, de forma que liberada de um modo controlado, em tempo e espaço, pode alcançar a fragmentação do material rochoso (JIMENO *et al*, 2013, tradução livre).

As rochas sofrem duas fases de ação durante seu fraturamento, sendo a primeira causada por um forte impacto em um curto período de tempo -logo após a detonação, devida à onda de choque que se vincula à energia de tensão- e a segunda é causada pela atuação dos gases gerados, que a altas temperaturas e pressão são portadores de energia termoquímica.

A fragmentação do material rochoso sofre com diversos mecanismos de ruptura, sendo os oito mais conhecidos:

➤ Trituração da rocha:

Nos primeiros instantes da detonação, a pressão em frente à onda de choque que se expande de forma cilíndrica alcança valores que superam amplamente a resistência dinâmica à compressão da rocha provocando a destruição de sua estrutura intercrystalina e intergranular (JIMENO ET. AL, 2013, tradução livre).

A trituração gera um “anel de rocha triturada”, que gera um raio que costuma oscilar entre 2 e 4 vezes o diâmetro do furo, sofrendo variações com a pressão de detonação do explosivo e com o acoplamento da carga com as paredes do furo – ambos influenciam para aumento do raio de influência a medida que aumentam seu valor. Esse mecanismo de ruptura é responsável, portanto, por um volume muito pequeno de desmonte – cerca de 0,1% do volume total a ser desmontado-, em contrapartida, consome grande parte da energia que transporta a onda de choque.

➤ Rachaduras radiais: ainda segundo JIMENO et. AL (2013, tradução livre),

“Durante a propagação da onda de choque, a rocha circundante ao furo é submetida a uma intensa compressão radial que induz componentes de tração nos planos tangenciais de frente a dita onda. Quando as tensões superam a resistência dinâmica à tração da rocha, se inicia a formação de uma zona de rachaduras radiais ao redor da zona triturada que rodeia o furo”.

A figura 12 representa a ruptura por este mecanismo:

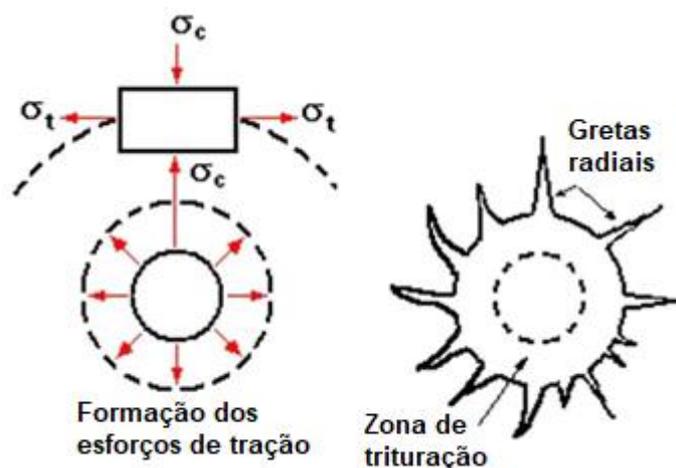


Figura 12 –Mecanismo de rachaduras radiais

- Reflexão da onda de choque: são geradas duas ondas quando a onda de choque encontra uma superfície livre: uma de tração e uma de cisalhamento. Isso acontece pois a onda se reflete quando alcança a face livre. Esse mecanismo, portanto, não apresenta grande importância para o processo de fragmentação.
- Extensão e abertura de rachaduras radiais: há um aumento no tamanho e número das rachaduras radiais, causados pela expansão dos gases que penetram nas fraturas depois da passagem da onda de choque.
- Fraturamento por liberação de carga: a ruptura é provocada pela rápida liberação de energia de tensão armazenada. Esse mecanismo influencia não somente o volume de rocha próximo ao furo, mas é capaz de danificar o maciço mesmo a dezenas de metros.
- Fraturamento por cisalhamento: quando as formações rochosas apresentam características diferentes (como módulo de elasticidade ou parâmetros geométricos ao se tratar de rochas sedimentares), acontece à ruptura nos planos de separação devido às tensões diferenciais ou cortantes.
- Ruptura de flexão: causada também por influência da pressão dos gases. A pressão sobre a rocha faz com que esta atue como um feixe duplo, causando rachaduras por fenômenos de flexão, como representado na figura 13:

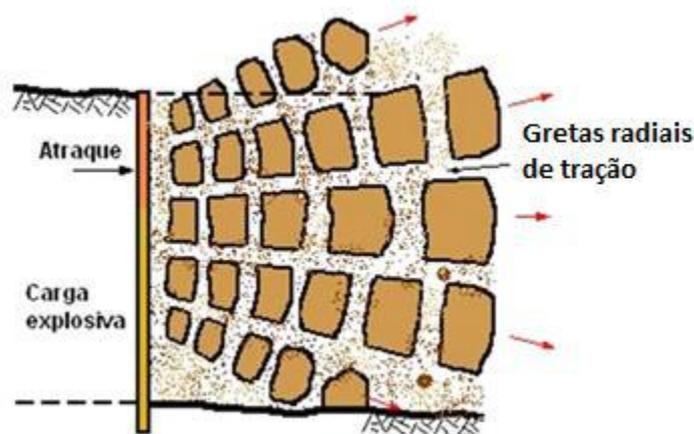


Figura 13 - Rachaduras por fenômenos de flexão

- Ruptura de colisão: é um tipo de ruptura adicional causada pela colisão entre os fragmentos criados pelos mecanismos anteriores e acelerados pelos gases.

## 2.6. Modelagem matemática pelo método de Kuz-Ram

É um modelo empírico utilizado para simular a fragmentação, sendo muito aplicado atualmente. Este modelo gera uma curva granulométrica estabelecida de acordo com a caracterização do maciço, características do explosivo e o diagrama do plano de fogo. Assim, são feitos ajustes nessa curva granulométrica para que ela se aproxime do ideal, favorecendo as fases do projeto, antes da detonação.

O modelo de Kuz-Ram possui algumas deficiências, como: não considera alguns parâmetros, descrição do maciço rochoso é subjetiva, dificuldade em medir o grau de fragmentação e incapacidade de relacionar os finos no processo de desmonte. E a principal vantagem desse modelo, comparado com os demais é a introdução de detonadores eletrônicos de atraso, que influenciam diretamente a fragmentação.

O modelo é baseado em três equações: Kuznetsov, Rosin-Rammler e a equação de uniformidade. Este possui facilidade na obtenção dos dados de entrada e os algoritmos são incorporados em planilhas.

- Equação de Kuznetsov:

$$X_m = AK^{-0.8}Q^{\frac{1}{6}}\left(\frac{115}{RWS}\right)^{\frac{19}{20}}$$

- $X_m$ : tamanho da abertura que propicia a passagem de 50% do material;
- $A$ : é o *Rock Factor*, dado pela equação  $A = 0,006 \times (RMD + RDI + HF)$  e varia de 0.8 a 22. O Fator RMD é referente à descrição do maciço rochoso, RDI é a influência da densidade e HF é referente ao faturamento do maciço.

- K: é o consumo específico de explosivos em kg por metro cubico, dado pela expressão  $k = Q / (B \times S \times H)$ , sendo Q a massa do explosivo por furo, B o afastamento em metros, S o espaçamento em metros e H a altura de bancada em metros.
- Q: massa de explosivos por furo;
- RWS: (*Relative Weight Strenght*) do explosivo relacionado com o calor da explosão de um explosivo do tipo ANFO.

➤ Equação de Rosin-Rammler

$$R_x = \exp\left(-0,693 \frac{x}{x_c}\right)^n$$

- Rx: % de material retido na peneira de tamanho x;
- x: malha da peneira;
- n: índice de uniformidade que descreve o declive da curva;
- Xc: chamado de tamanho característico, obtido através da equação:  $Xc = Xm\sqrt{0,693}$ , sendo Xm obtido da equação de Kuznetsov apresentada.

➤ Equação de Uniformidade:

$$n = \left(2,2 - \frac{14B}{d}\right) \left(1 - \frac{w}{B}\right) \left(\sqrt{\frac{1}{2} + \frac{S}{2B}}\right) x \left(0,1 + \text{abs}\left(\frac{BCL - CCL}{L}\right)^{0,1}\right) \left(\frac{L}{H}\right)$$

- B: afastamento;
- d: diâmetro;
- S: espaçamento;
- W: desvio do furo (m);
- BCL e CCL: carga de fundo e de coluna em metros;
- H: altura de bancada;
- L: ao comprimento da carga total.

## 2.7. Britagem

A britagem é o primeiro estágio mecânico de cominuição na qual o principal objetivo é a liberação das partículas dos minerais úteis dos minerais de ganga e permitir sua separação, através dos processos de concentração, em concentrados, rejeitos e produtos intermediários (Wills, 2006, *apud* Teixeira, 2013).

A britagem consiste na “fase grosseira” da fragmentação dos minerais e apresenta eficiência reduzida devido à baixa relação de redução. Por esse motivo, muitas vezes é necessário que haja várias etapas de fragmentação para que se consiga considerável granulometria dos blocos de material. Como consequência, a operação se desenvolve em vários estágios subsequentes denominados britagem primária, secundária, terciária e, eventualmente, quaternária.

### 2.7.1. Britador primário

O britador primário é o equipamento responsável pela cominuição do minério alimentado diretamente da mina (ROM). São em geral, equipamentos de grande porte (estruturalmente reforçados) e instalados dentro da cava da mina ou o mais próximo possível com o objetivo de reduzir as distâncias de transporte do ROM.

Algumas características desses equipamentos são:

- O trabalho acontece usualmente a seco;
- Trabalham na maioria das vezes em circuito aberto;
- Podem trabalhar acompanhados ou de uma grelha de escalpe;
- A relação de redução máxima utilizada nessa fase da britagem é da ordem de 8:1;
- Para esse estágio são utilizados os britadores de mandíbula, giratórios, de impacto e de rolos dentados.

O britador executa uma operação de redução de tamanhos mediante forças de compressão e impacto, com a mínima ação possível de forças de atrito. Os mecanismos de operação dos britadores de mandíbula e da família dos britadores giratórios (equipamentos mais comuns para esse estágio de cominuição) são semelhantes, envolvendo uma parte fixa e outra móvel, onde através de um movimento de aproximação e afastamento destas partes, faz-se gerar a fragmentação das partículas por compressão. Já para os britadores de impacto, a operação se comporta de maneira distinta, causando a fragmentação das partículas a partir de energia cinética transferida a elas pelo rotor. O mecanismo de fragmentação predominante corresponde ao impacto.

### 2.7.2. Seleção de equipamento

Para a correta seleção de equipamentos de britagem, alguns critérios devem ser analisados e levados em consideração, tais como:

- **Condição de recepção:** a distância entre as duas mandíbulas na extremidade superior do britador deve ter tamanho suficiente para que permita a passagem de todos os fragmentos que serão nele alimentados. Essa distância é denominada *gape* e pode ser calculada através da expressão:

$$gape = \frac{\textit{tamanho da maior partícula da alimentação}}{0,8 \textit{ a } 0,85}$$

O *gape* deve permitir também que as partículas alcancem uma posição dentro da câmara de britagem que lhes forneça condições para serem britadas. Além disso, o britador deve possuir um ângulo de ataque adequado para impedir que os materiais sejam expelidos por ele.

- **Capacidade:** o critério de capacidade leva em consideração a vazão de alimentação e o *gape* do equipamento. De forma geral, britadores giratórios são mais convenientes para alimentações maiores, por esse motivo Taggart estabeleceu um critério de seleção que se baseia em:

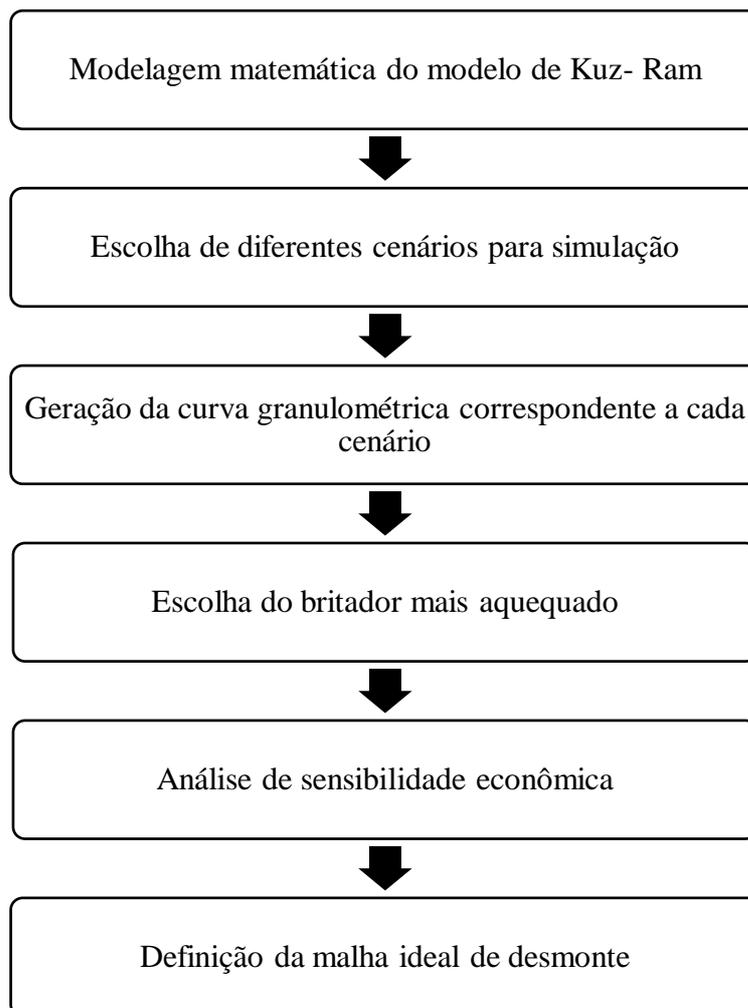
$$X = \frac{\text{vazão em t/h}}{(\text{gape em polegadas})^2}$$

Se  $X > 0,115$ , sugere-se adotar britador giratório, caso contrário de mandíbulas.

### 3 METODOLOGIA

O desenvolvimento do trabalho se dá pela implantação de um modelo matemático e simulação de cenários de desmonte. Cada cenário simulado gera uma curva de distribuição granulométrica que serve como base para a escolha do britador utilizado na etapa subsequente da cadeia. Realiza-se, na sequência, uma análise de sensibilidade econômica considerando-se os custos com perfuração e desmonte e a economia gerada com a seleção de um equipamento otimizado (dados custo de consumo de energia). Essa análise fornece os preceitos para que se possa então, definir a malha ideal de desmonte determinada pelo menor custo operacional, levando-se em conta os custos integralizados da mina e da usina.

A sequência de estudos realizada pode ser visualizada na figura 14:



*Figura 14 - Sequencia metodológica adotada*

### 3.1. Implantação do modelo matemático

A modelagem matemática do modelo de Kuz-Ram é desenvolvida em planilha Excel. O modelamento é uma alternativa de prever o impacto gerado na cominuição quando se altera o plano de fogo, e é utilizado no estudo com a finalidade de substituir testes em escala piloto por se tratar de um meio de predição menos oneroso.

A partir de uma base de dados de informações geotécnicas do local de interesse, vários cenários são criados alterando-se as características do plano de fogo. Os parâmetros alterados em cada um dos cenários foi o diâmetro de furo (D), afastamento (A) e espaçamento (S), gerando malhas mais fechadas, intermediárias ou mais abertas.

### 3.2. Escolha do britador

Dada a curva granulométrica dos diferentes cenários, a escolha do britador ideal é dada considerando a capacidade do britador, o tamanho máximo de partícula e a razão de redução do mesmo.

### 3.3. Análise de sensibilidade econômica

Um estudo acerca dos preços de perfuração, preços de explosivos e acessórios é realizado para a determinação do preço geral de desmonte de cada malha simulada. Já para o estudo dos custos obtidos com britagem, considera-se o preço do consumo de energia gerado pelo mesmo. Com os dados de custo de cada etapa é então possível gerar uma análise de sensibilidade econômica para os cenários simulados, de modo a tornar possível a escolha de um cenário otimizado para os custos de mina e usina, apresentando este, o menor custo geral de processo.

### 3.4. Desenvolvimento e implementação da estratégia operacional

A metodologia foi implementada tendo como referência os dados de entrada provenientes de uma mina brasileira de urânio, que a pedidos da empresa e por questões de

confidencialidade, não poderá ser divulgada no trabalho. O mineral-minério lavrado é a uraninita, tendo como estéril o gnaise. Os valores e características das rochas são médios, havendo sempre variações de acordo com as situações operacionais, e são apresentados nas tabelas 2 e 3:

*Tabela 2 - Dados referentes à caracterização do maciço rochoso e plano de fogo utilizado na empresa*

<b>Dados</b>	<b>Descrição</b>
Densidade da rocha	2,60 a 2,90 g/cm <sup>3</sup>
Resistência compressão uniaxial (UCS)	Albitito (ALB) - 132,26 Mpa Gnaise (GNS) - 183,70 Mpa
Módulo de Young (E)	Albitito (ALB) - 52,05 GPa Gnaise (GNS) - 67,51 Gpa
Work Index	18 kWh/t
Regime Operacional	5.000h/ano
Taxa de produção	2.000.000 t/ano (minério + estéril)
Afastamento (B)	Albitito: 1,5m Gnaise: 1,7m
Espaçamento (S)	Albitito: 3,0m Gnaise: 3,7m
Altura do banco (H)	5m
Diâmetro de perfuração (D)	3 polegadas
Inclinação do furo (i)	15°
Comprimento do tampão (T)	1m
Sub-perfuração (s)	0,45m

*Tabela 3 - Características e descrições do maciço rochoso*

Características	Descrição
Descrição do tipo de rocha (TR)	Em termos litológicos há albitos, que são compostos por 60% ou mais de albita, porém, apresentam variações em sua composição mineral as quais permitem classificações mais específicas para essas rochas, tais como: Piroxênio Albitito, Granada Albitito, Epidoto Albitito, Piroxênio-Granada Albitito dentre outros e há rochas encaixantes quartzo-feldspáticas, que foram definidas como gnaisses (termo genérico). Diferem dos albitos principalmente devido a sua composição mineral, em que a albita representa menos de 60% dos minerais constituintes. Apresentam constituintes máficos (biotita e anfibólio) e, comumente, magnetita como mineral acessório.
Descrição do maciço rochoso (RMD)	As rochas aparecem em todas as classes geomecânicas (I-V) com predomínio das classes I (maciço rochoso muito bom) e II (maciço rochoso bom) (RMR 89), tanto em profundidades mais rasas quanto nas mais profundas.
Espaçamento das descontinuidades (JPS)	Para o fraturamento, os gnaisses apresentam predomínio de F3 (espaçamento de 20 a 60 cm) seguido por F2 (espaçamento de 60 a 200 cm). Diferente dos albitos, que têm predomínio de F3 seguido por F4 (espaçamento de 6 a 20 cm), mostrando que os albitos apresentam-se um pouco mais fraturados do que os gnaisses.
Direção do mergulho (JPA)	As foliações variam entre 57° e 73°, mas existem também famílias de descontinuidades perpendicular à foliação e com mergulho oposto, famílias com direções de mergulhos subparalelas entre si, família com a mesma direção da foliação, porém com mergulho mais suave, família praticamente horizontal e famílias que possuem alto ângulo de mergulho cuja direção é perpendicular à foliação, com mergulho oposto.

Para a simulação do desmonte, os seguintes parâmetros foram utilizados:

### Parâmetros

MRD	89
JF	90
HF	26,452

Onde:

- RMD: dado proveniente da descrição da mina;
- JF (maciço fraturado): calculado pela fórmula  $JF = JPS + JPA$ . Ao fator JPS foi atribuído o valor de 50, já que os faturamentos apresentam espaçamentos variados, devendo então ser atribuído o maior valor para os cálculos. Ao fator JPA foi atribuído o valor máximo de 40, pela mesma ideia do fator anterior;
- HF: dada as relações  $HF=E/3$  se  $E < 50$  Gpa e  $HF=UCS/5$  se  $E > 50$  Gpa, o fator HF foi calculado utilizando-se da segunda relação, considerando-se o UCS do Albitito (mineral-minério e conseqüente material endereçado à unidade de concentração), com valor igual a 132,26 Mpa.

Os valores atribuídos para a caracterização da rocha são apresentados:

### Caracterização da rocha

RDI	17,5
HF	26,452
RMD	89
JF	90
UCS [GPa]	132,26
Módulo Young [GPa]	52,05
Densidade da rocha [g/cm <sup>3</sup> ]	2,7

Onde:

- RDI: foi calculado pela expressão  $RDI = (25 * \text{densidade}) - 50$ ;
- USC: dado proveniente da descrição da mina, utilizando-se o valor atribuído ao mineral-minério;
- E (Módulo de Young): dado proveniente da descrição da mina, utilizando-se o valor atribuído ao mineral-minério;
- Densidade da rocha: valor escolhido entre os valores fornecidos de densidade.

Também os valores atribuídos ao explosivo utilizado (ANFO) são apresentados:

### Características do explosivo

Tipo	ANFO
RSW [%]	100%
VODe [m/s]	4000
Densidade do explosivo [g/cm <sup>3</sup> ]	0,80
Altura da carga	4,45
BCL [m]	0,45
CCL [m]	4,00

Onde:

- RSW (Energia relativa do explosivo por unidade de massa): dado tabelado;
- VODe (Velocidade efetiva da onda de detonação do explosivo, em m/s, medida em campo): valor tabelado;
- Densidade do explosivo: dado tabelado;
- Altura da carga (Hc): calculada pela expressão:  $H_c = BCL + CCL$ ;
- BCL (Comprimento da carga de fundo): comprimento equivalente à sub-perfuração (s) dos dados originais provenientes da mina;
- CCL (Comprimento da carga de coluna): calculado pela expressão  $CCL = H - T$ , sendo H a altura do banco de 5m e T o tamponamento de 1m.

## 4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Os resultados obtidos com o trabalho são apresentados na sequência.

### 4.1. Simulação de desmonte

Os testes realizados foram feitos primeiramente utilizando os valores reais praticados no desmonte da empresa e posteriormente alterando-se a malha do plano de fogo, bem como os diâmetros dos furos de detonação. As alturas de bancadas foram mantidas constantes em decorrência da estabilidade dos taludes. Os dados gerais de desmonte utilizado para todas as simulações são descritos a seguir.

<b>Dados Gerais</b>	
Fator de rocha	7,98
Densidade da rocha [g/cm <sup>3</sup> ]	2,7
Volume de rocha desmontada [m <sup>3</sup> ]	15000
Altura da bancada [m]	5
Inclinação da furo [°]	15
W desvio do furo [m]	0

Onde:

— Fator de rocha (A): determinado pela expressão  $A = 0,06 * (RMD + RDI + HF)$ .

#### 4.1.1. Desmonte I

A primeira simulação realizada foi baseada nos parâmetros utilizados pela própria empresa para o desmonte. Os dados de entrada podem ser visualizados a seguir:

### Dados de entrada

Afastamento [m]	1,50
Espaçamento [m]	3,00
Malha de perfuração [m <sup>2</sup> ]	4,50
Sub perfuração [m]	0,45
Comprimento total do furo [m]	5,45
Volume desmontado por furo [m <sup>3</sup> ]	22,50
Número de furos	667,00
Diâmetro do furo [pol]	3
Diâmetro do furo [mm]	76,2
Tamponamento [m]	1,00
Carga de explosivo por furo [m]	4,45
Vol. de explosivo por furo [m <sup>3</sup> ]	0,02
Carga [kg/furo]	16,23

Onde:

- Malha de perfuração: dada pelo produto entre o afastamento e o espaçamento;
- Volume desmontado por furo: dado pelo produto da malha de perfuração e a altura de bancada;
- Número de furos: é a razão entre o volume de rocha desmontado (total requerido) e o volume desmontado por furo;
- Carga de explosivo por furo: é dado pela altura de carga;
- Volume de explosivo por furo: dado pelo volume preenchido por explosivo, calculado pelo produto da área do furo e a altura de carga;
- Carga: determinada pelo produto da densidade do explosivo utilizado e o volume total de explosivo.

Das especificações dos explosivos, preços (os valores apresentados são preços médios fornecidos pela empresa Enaex Britanite) e custos de desmonte, tem-se:

### Especificações do explosivo

Densidade do ANFO [g/cm <sup>3</sup> ]	0,8
Razão de carga [kg/furo]	16,23
Total ANFO [kg]	10.828,683

<b>Preços</b>	
Preço do ANFO [\$/ kg]	0,05
Preço do booster [\$/ unid]	2,82
Demais acessórios/furo [\$/]	0,66
<b>Custo do desmonte</b>	
Custo por metro de perfuração [\$/]	0,43
Custo total de perfuração [\$/]	1.579,56
Custos com explosivo [\$/]	531,11
Custo com booster [\$/]	1.881,05
Custos com acessórios [\$/]	442,44
<b>Custo total [\$/]</b>	<b>4.434,16</b>
<b>Total por tonelada</b>	<b>0,11</b>

Onde:

- Total ANFO: calculado pelo produto entre a razão de carga e o número de furos necessários ao desmonte;
- Custo por metro de perfuração: valor baseado em literaturas pesquisadas;
- Custo total de perfuração: calculado pela expressão:  $\text{Custo total de perfuração} = \text{Custo por metro de perfuração} * \text{Comprimento total do furo} * \text{Número de furos}$ ;
- Custos com explosivo: calculado pela expressão:  $\text{Custos com explosivo} = \text{Preço do ANFO} * \text{Total ANFO}$ ;
- Custo com booster: calculado pela expressão:  $\text{Custo com booster} = \text{Preço do booster} * \text{Número de furos}$ ;
- Custos com acessórios: calculado pela expressão:  $\text{Custos com acessórios} = \text{Demais acessórios/furo} * \text{Número de furos}$ .

A simulação teve como dados de saída os seguinte resultados:

## Resultados

A: Fator de rocha	7,98
E: energia efetiva do explosivo [%]	100%
Qe: massa explosivo/furo [kg]	16,23
K: razão de carga [kg/m³]	0,7219
n: Índice de uniformidade	2,36
D50	18,01

Onde:

— Razão de carga (K): calculada através da expressão:  $K = (Q_e * \text{Número de furos}) / \text{volume de rocha desmontada}$ ;

— Índice de uniformidade (n): calculado pela expressão:

$$n = \left(2,2 - \frac{14B}{d}\right) \left(1 - \frac{w}{B}\right) \left(\sqrt{\frac{1}{2} + \frac{S}{2B}}\right) x \left(0,1 + \text{abs}\left(\frac{BCL - CCL}{L}\right)^{0,1}\right) \left(\frac{L}{H}\right)$$

— D50: dado pela equação de Kuznetsov:

$$X_m = A * K^{-0,8} Q^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{RWS}\right)^{\frac{19}{20}}$$

Em conjunto com os resultados gerados, foi possível estabelecer a curva de distribuição granulométrica do material por seu passante acumulado (%) como mostrado na figura 15:

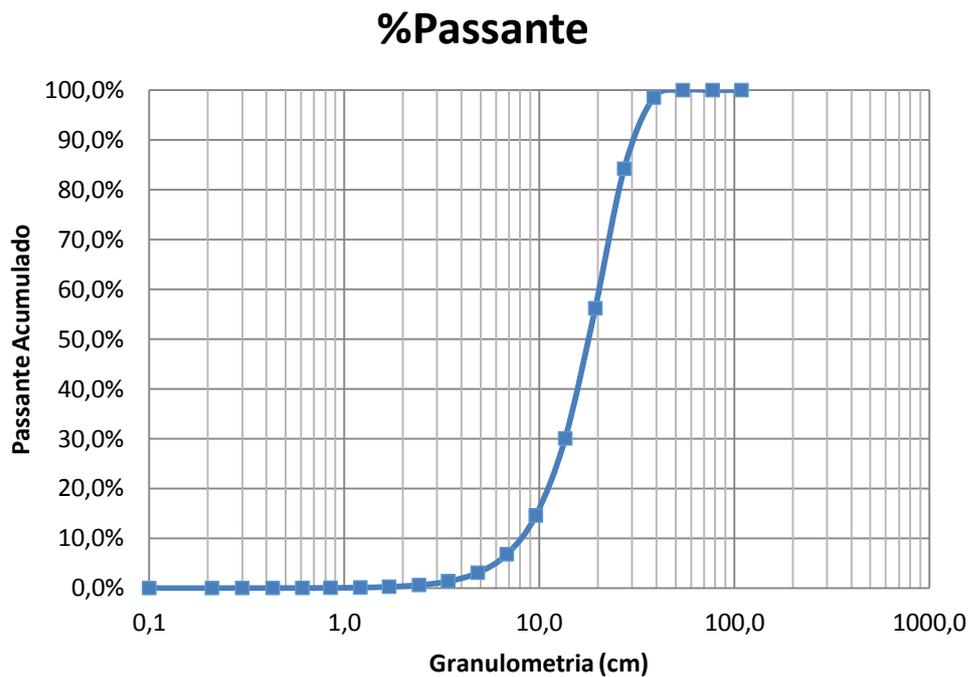


Figura 15- Curva de distribuição granulométrica do desmonte 1

#### 4.1.2. Desmonte 2

Para a segunda simulação de desmonte foi mantido o diâmetro de 3 polegadas e alterou-se a malha para uma malha quadrada, com afastamento e espaçamento iguais a 2 metros. As especificações da malha de desmonte são mostradas:

<b>Dados de entrada</b>	
Afastamento [m]	2,00
Espaçamento [m]	2,00
Malha de perfuração [m <sup>2</sup> ]	4,00
Sub perfuração [m]	0,60
Comprimento total do furo [m]	5,60
Volume desmontado por furo [m <sup>3</sup> ]	20,00
Número de furos	750,00
Diâmetro do furo [pol]	3
Diâmetro do furo [mm]	76,2
Tamponamento [m]	1,00
Carga de explosivo por furo [m]	4,60
Volume de explosivo por furo [m <sup>3</sup> ]	0,02
Carga [kg/furo]	16,78

Para o desmonte, os preços dos acessórios de detonação foram mantidos inalterados. As especificações dos explosivos variam de acordo com o diâmetro dos furos e sua quantidade. Tais especificações para o desmonte 2 podem ser visualizadas:

#### **Especificações do explosivo**

Densidade do ANFO [g/cm <sup>3</sup> ]	0,8
Razão de carga [kg/furo]	16,78
Total ANFO [kg]	12586,614

#### **Custo do desmonte**

Custo por metro de perfuração	0,43
Custo total de perfuração	1.825,00
Custos com explosivo	617,33
Custo com booster	2.115,12
Custos com acessórios	497,50
<b>Custo total</b>	<b>5.054,95</b>
<b>Total por tonelada</b>	<b>0,12</b>

Os resultados obtidos são apresentados:

#### **Resultados**

A: Fator de rocha	7,98
E: energia efetiva do explosivo [%]	100%
Qe: massa explosivo/furo [kg]	16,78
K: razão de carga [kg/m <sup>3</sup> ]	0,8391
n: Índice de uniformidade	1,83
D50	16,06

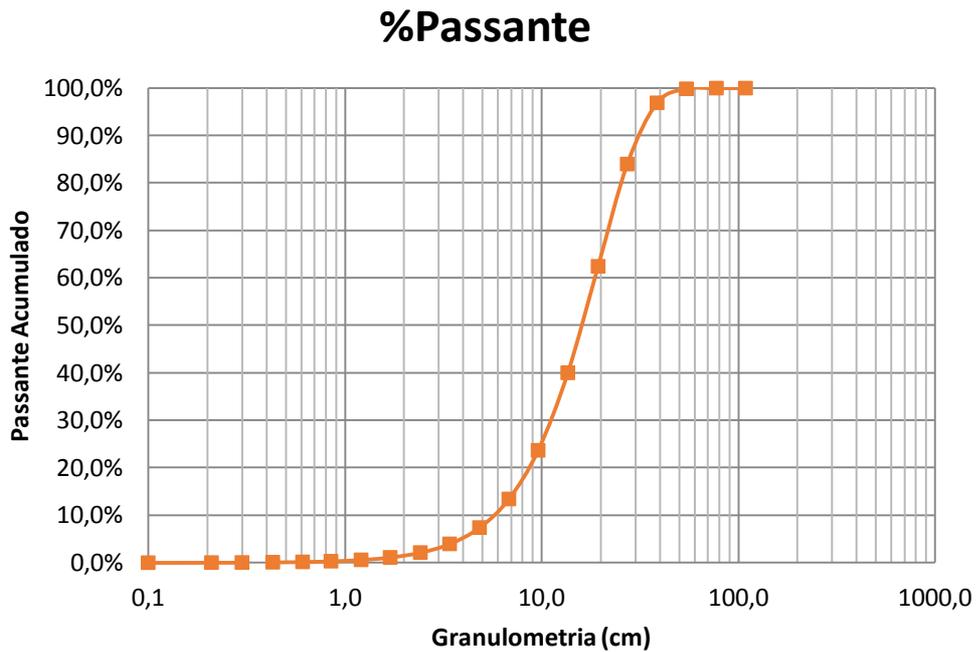


Figura 16 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 2

#### 4.1.3. Desmonte 3

Para o desmonte 3, a malha quadrada de 2 metros por 2 metros foi mantida, alterando-se apenas o diâmetro do furo, que foi reduzido de 3 polegadas para duas polegadas. As proposições feitas para o desmonte 2 sobre os preços dos acessórios e especificações dos explosivos são válidas para todas as simulações. É então mostrado na sequência todos os dados e resultados obtidos pelo desmonte 3:

<b>Dados de entrada</b>	
Afastamento [m]	2,00
Espaçamento [m]	2,00
Malha de perfuração [m <sup>2</sup> ]	4,00
Sub perfuração [m]	0,60
Comprimento total do furo [m]	5,60
Volume desmontado por furo [m <sup>3</sup> ]	20,00
Número de furos	750,00
Diâmetro do furo [pol]	2
Diâmetro do furo [mm]	50,8
Tamponamento [m]	1,00
Carga de explosivo por furo [m]	4,60
Volume de explosivo por furo [m <sup>3</sup> ]	0,01
Carga [kg/furo]	7,46

### Especificações do explosivo

Densidade do ANFO [g/cm <sup>3</sup> ]	0,8
Razão de carga [kg/furo]	7,46
Total ANFO [kg]	5594,051

### Custo do desmonte

Custo por metro de perfuração [\$]	0,43
Custo total de perfuração [\$]	1825,00
Custos com explosivo [\$]	274,37
Custo com booster [\$]	2.115,12
Custos com acessórios [\$]	497,50
<b>Custo total [\$]</b>	<b>4711,99</b>
<b>Total por tonelada [\$]</b>	<b>0,12</b>

### Resultados

A: Fator de rocha	7,98
E: energia efetiva do explosivo [%]	100%
Qe: massa explosivo/furo [kg]	7,46
K: razão de carga [kg/m <sup>3</sup> ]	0,3729
n: Índice de uniformidade	1,65
D50	26,83

### %Passante

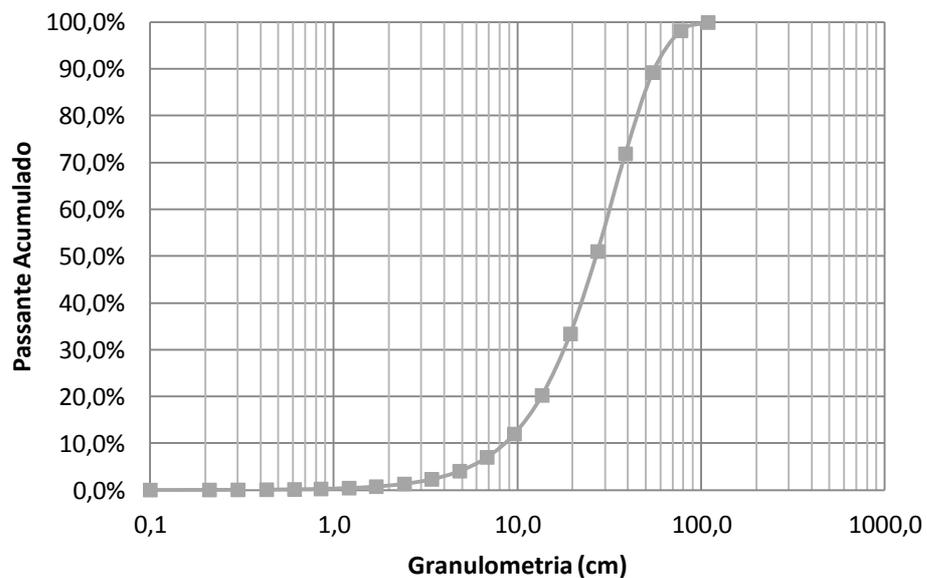


Figura 17 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 3

#### 4.1.4. Desmonte 4

O desmonte 4 prosseguiu ainda com a malha quadrada de 2 metros por dois metros e tomando desta vez um aumento no diâmetro do furo, que foi aumentado para 4 polegadas. Os dados e resultados do desmonte 4 são apresentados:

##### **Dados de entrada**

Afastamento [m]	2,00
Espaçamento [m]	2,00
Malha de perfuração [m <sup>2</sup> ]	4,00
Sub perfuração [m]	0,60
Comprimento total do furo [m]	5,60
Volume desmontado por furo [m <sup>3</sup> ]	20,00
Número de furos	750,00
Diâmetro do furo [pol]	4
Diâmetro do furo [mm]	101,6
Tamponamento [m]	1,00
Carga de explosivo por furo [m]	4,60
Volume de explosivo por furo [m <sup>3</sup> ]	0,04
Carga [kg/furo]	29,83

##### **Especificações do explosivo**

Densidade do ANFO [g/cm <sup>3</sup> ]	0,8
Razão de carga [kg/furo]	29,83
Total ANFO [kg]	22376,202

##### **Custo do desmonte**

Custo por metro de perfuração [\$]	0,43
Custo total de perfuração [\$]	1825,00
Custos com explosivo [\$]	1.097,47
Custo com booster [\$]	2.115,12
Custos com acessórios [\$]	497,50
<b>Custo total [\$]</b>	<b>5535,09</b>
<b>Total por tonelada [\$]</b>	<b>0,14</b>

### Resultados

A: Fator de rocha	7,98
E: energia efetiva do explosivo [%]	100%
Qe: massa explosivo/furo [kg]	29,83
K: razão de carga [kg/m <sup>3</sup> ]	1,4917
n: Índice de uniformidade	1,92
D50	11,16

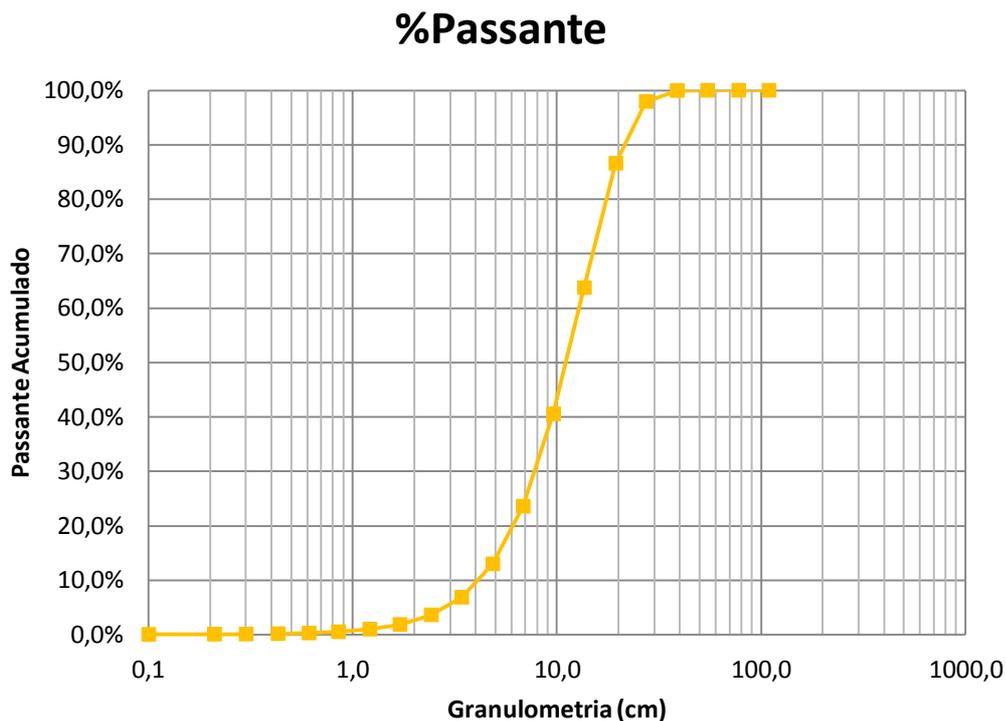


Figura 18 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 4

#### 4.1.5. Desmonte 5

O desmonte 5 teve como parâmetros do projeto uma malha de 1,5 metros por 2 metros e um diâmetro de 3 polegadas. Os dados e resultados são apresentados:

#### Dados de entrada

Afastamento [m]	1,50
Espaçamento [m]	2,00
Malha de perfuração [m <sup>2</sup> ]	3,00
Sub perfuração [m]	0,45
Comprimento total do furo [m]	5,45
Volume desmontado por furo [m <sup>3</sup> ]	15,00

Número de furos	1000,00
Diâmetro do furo [pol]	3
Diâmetro do furo [mm]	76,2
Tamponamento [m]	1,00
Carga de explosivo por furo [m]	4,45
Volume de explosivo por furo [m <sup>3</sup> ]	0,02
Carga [kg/furo]	16,23

#### **Especificações do explosivo**

---

Densidade do ANFO [g/cm <sup>3</sup> ]	0,8
Razão de carga [kg/furo]	16,23
Total ANFO [kg]	16234,908

#### **Custo do desmonte**

---

Custo por metro de perfuração [\$]	0,43
Custo total de perfuração [\$]	2368,15
Custos com explosivo [\$]	796,26
Custo com booster [\$]	2.820,16
Custos com acessórios [\$]	663,33
<b>Custo total [\$]</b>	<b>6647,91</b>
<b>Total por tonelada [\$]</b>	<b>0,16</b>

#### **Resultados**

---

A: Fator de rocha	7,98
E: energia efetiva do explosivo [%]	100%
Qe: massa explosivo/furo [kg]	16,23
K: razão de carga [kg/m <sup>3</sup> ]	1,0823
n: Índice de uniformidade	2,08
D50	13,03

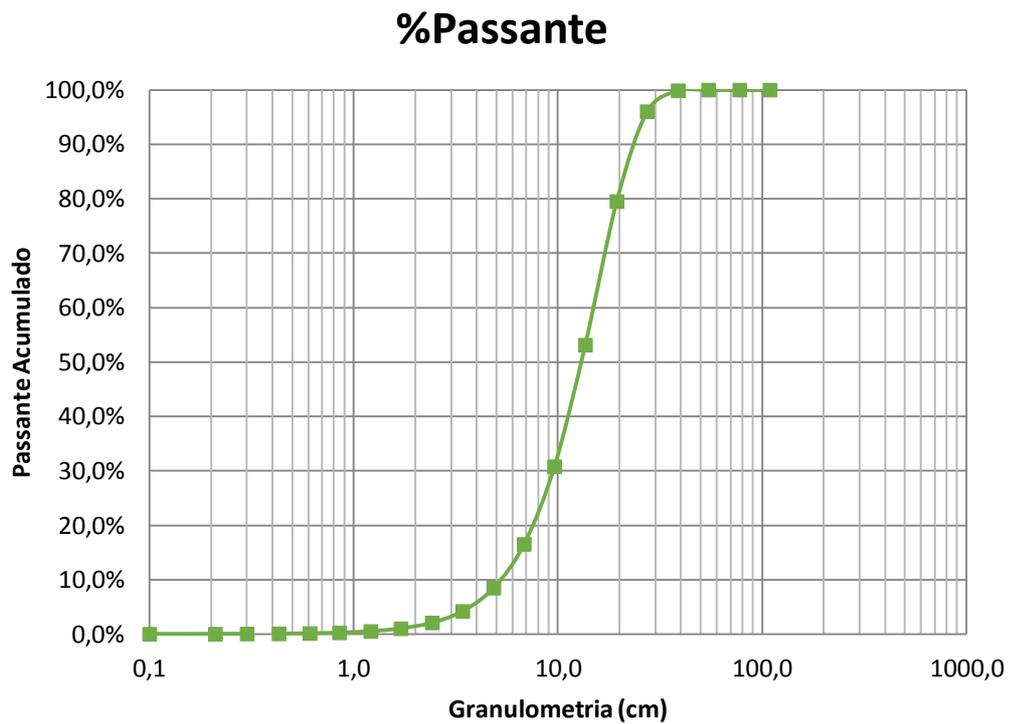


Figura 19 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 5.

#### 4.1.6. Desmonte 6

O desmonte 6 foi modelado com uma malha mais espaçada e diâmetro de furo maior, sendo a malha de 2 metros por 4 metros e um diâmetro de 4 polegadas. Os dados e resultados são apresentados:

<b>Dados de entrada</b>	
Afastamento [m]	2,00
Espaçamento [m]	4,00
Malha de perfuração [m <sup>2</sup> ]	8,00
Sub perfuração [m]	0,60
Comprimento total do furo [m]	5,60
Volume desmontado por furo [m <sup>3</sup> ]	40,00
Número de furos	375,00
Diâmetro do furo [pol]	4
Diâmetro do furo [mm]	101,6
Tamponamento [m]	1,00
Carga de explosivo por furo [m]	4,60
Volume de explosivo por furo [m <sup>3</sup> ]	0,04
Carga [kg/furo]	29,83

### Especificações do explosivo

Densidade do ANFO [g/cm <sup>3</sup> ]	0,8
Razão de carga [kg/furo]	29,83
Total ANFO [kg]	11188,101

### Custo do desmonte

Custo por metro de perfuração [\$]	0,43
Custo total de perfuração [\$]	912,50
Custos com explosivo [\$]	548,74
Custo com booster [\$]	1.057,56
Custos com acessórios [\$]	248,75
<b>Custo total [\$]</b>	<b>2767,55</b>
<b>Total por tonelada [\$]</b>	<b>0,07</b>

### Resultados

A: Fator de rocha	7,98
E: energia efetiva do explosivo [%]	100%
Qe: massa explosivo/furo [kg]	29,83
K: razão de carga [kg/m <sup>3</sup> ]	0,7459
n: Índice de uniformidade	2,36
D50	19,43

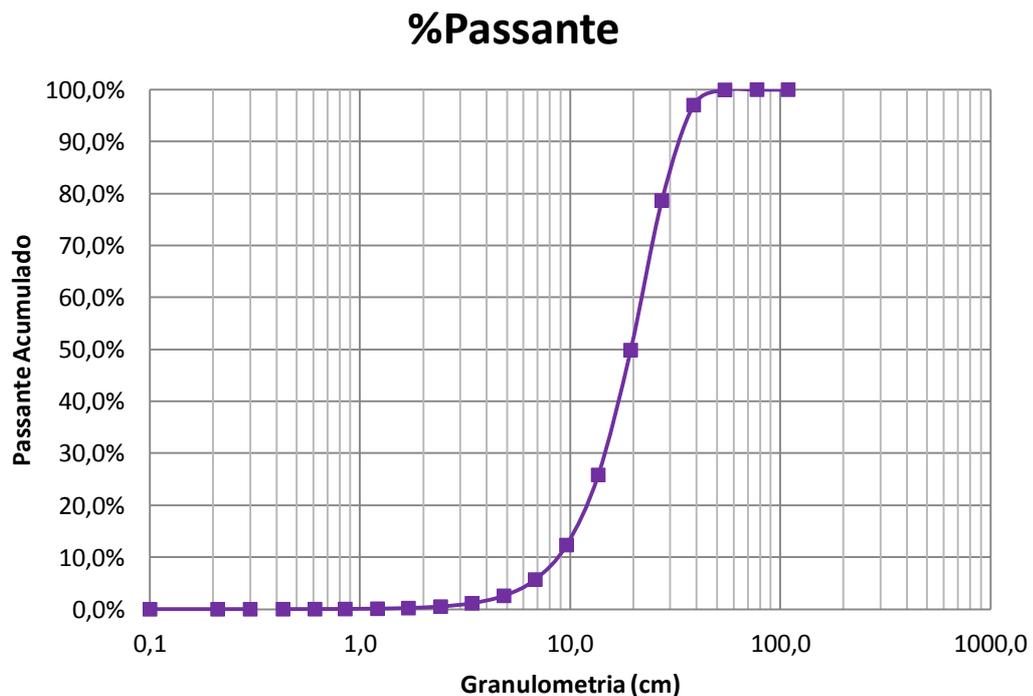


Figura 20 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 6

#### 4.1.7. Desmonte 7

O desmonte 7 foi modelado com uma malha absurdamente espaçada e diâmetro de furo ainda maior, sendo a malha de 6 metros por 8 metros e um diâmetro de 10 polegadas. Os dados e resultados são apresentados:

##### **Dados de entrada**

Afastamento [m]	6,00
Espaçamento [m]	8,00
Malha de perfuração [m <sup>2</sup> ]	48,00
Sub perfuração [m]	1,80
Comprimento total do furo [m]	6,80
Volume desmontado por furo [m <sup>3</sup> ]	240,00
Número de furos	63,00
Diâmetro do furo [pol]	10
Diâmetro do furo [mm]	254
Tamponamento [m]	1,00
Carga de explosivo por furo [m]	5,80
Volume de explosivo por furo [m <sup>3</sup> ]	0,29
Carga [kg/furo]	235,11

##### **Especificações do explosivo**

Densidade do ANFO [g/cm <sup>3</sup> ]	0,8
Razão de carga [kg/furo]	235,11
Total ANFO [kg]	14812,073

##### **Custo do desmonte**

Custo por metro de perfuração [\$]	0,43
Custo total de perfuração [\$]	186,48
Custos com explosivo [\$]	726,48
Custo com booster [\$]	177,67
Custos com acessórios [\$]	41,79
<b>Custo total [\$]</b>	<b>1.132,09</b>
<b>Total por tonelada [\$]</b>	<b>0,03</b>

### Resultados

A: Fator de rocha	7,98
E: energia efetiva do explosivo [%]	100%
Qe: massa explosivo/furo [kg]	235,11
K: razão de carga [kg/m <sup>3</sup> ]	0,9875
n: Índice de uniformidade	2,02
D50	21,91

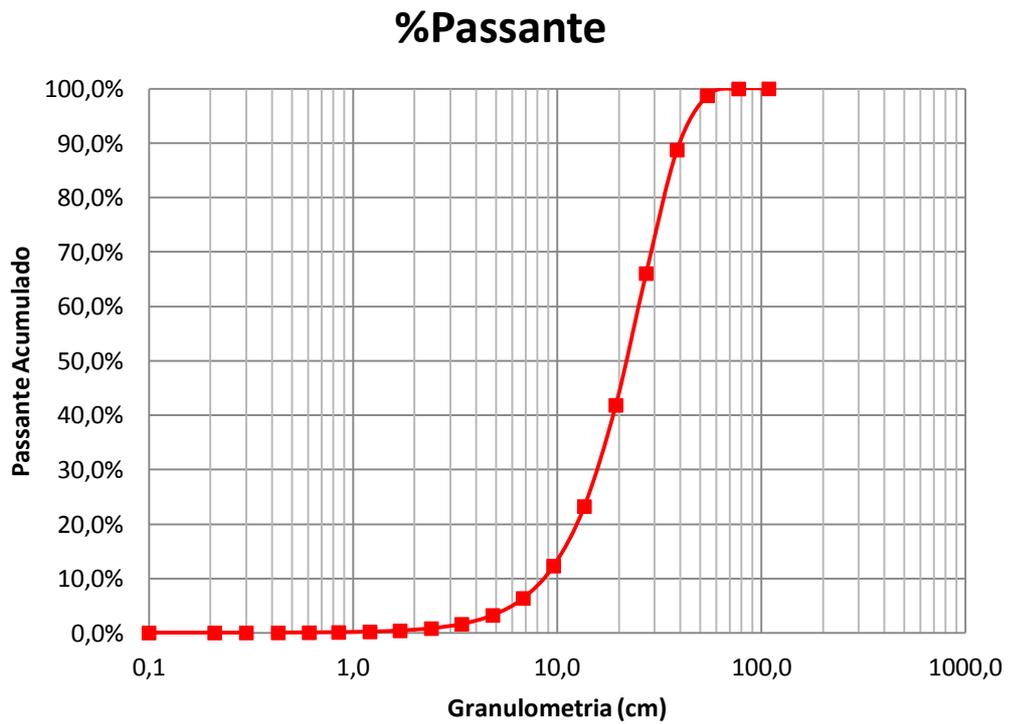


Figura 21 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 7

#### 4.1.8. Desmonte 8

O desmonte 8 foi modelado com uma malha mais densa e diâmetro de furo maior, sendo a malha de 1,5 metros por 2 metros e um diâmetro de 4 polegadas. Os dados e resultados são apresentados:

### Dados de entrada

---

Afastamento [m]	1,50
Espaçamento [m]	2,00
Malha de perfuração [m <sup>2</sup> ]	3,00
Sub perfuração [m]	0,45
Comprimento total do furo [m]	5,45
Volume desmontado por furo [m <sup>3</sup> ]	15,00
Número de furos	1000,00
Diâmetro do furo [pol]	4
Diâmetro do furo [mm]	101,6
Tamponamento [m]	1,00
Carga de explosivo por furo [m]	4,45
Volume de explosivo por furo [m <sup>3</sup> ]	0,04
Carga [kg/furo]	28,86

### Especificações do explosivo

---

Densidade do ANFO [g/cm <sup>3</sup> ]	0,8
Razão de carga [kg/furo]	28,86
Total ANFO [kg]	28862,058

### Custo do desmonte

---

Custo por metro de perfuração [\$]	0,43
Custo total de perfuração [\$]	3868,15
Custos com explosivo [\$]	1.415,58
Custo com booster [\$]	2.820,16
Custos com acessórios [\$]	663,33
<b>Custo total [\$]</b>	<b>7267,23</b>
<b>Total por tonelada [\$]</b>	<b>0,18</b>

### Resultados

---

A: Fator de rocha	7,98
E: energia efetiva do explosivo [%]	100%
Qe: massa explosivo/furo [kg]	28,86
K: razão de carga [kg/m <sup>3</sup> ]	1,9241
n: Índice de uniformidade	2,15
D50 [cm]	9,05

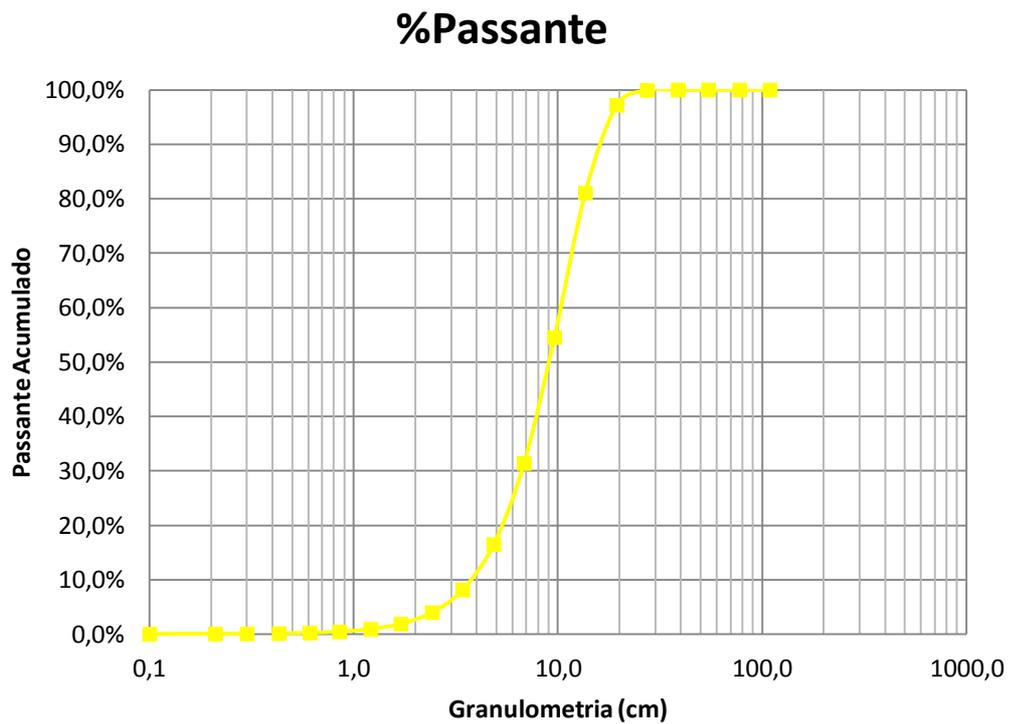


Figura 22 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 8

#### 4.1.9. Desmonte 9

O desmonte 9 foi simulado com uma malha também quadrada, porém de dimensões 3 metros por 3 metros e diâmetro de furo igual a 6 polegadas. Os dados e resultados são apresentados:

<b>Dados de entrada</b>	
Afastamento [m]	3,00
Espaçamento [m]	3,00
Malha de perfuração [m <sup>2</sup> ]	9,00
Sub perfuração [m]	0,90
Comprimento total do furo [m]	5,90
Volume desmontado por furo [m <sup>3</sup> ]	45,00
Número de furos	333,00
Diâmetro do furo [pol]	6
Diâmetro do furo [mm]	152,4
Tamponamento [m]	1,00
Carga de explosivo por furo [m]	4,90
Volume de explosivo por furo [m <sup>3</sup> ]	0,09
Carga [kg/furo]	71,51

### Especificações do explosivo

Densidade do ANFO [g/cm <sup>3</sup> ]	0,8
Razão de carga [kg/furo]	71,51
Total ANFO [kg]	23811,684

### Custo do desmonte

Custo por metro de perfuração [\$]	0,43
Custo total de perfuração [\$]	853,71
Custos com explosivo [\$]	1.167,88
Custo com booster [\$]	939,11
Custos com acessórios [\$]	220,89
<b>Custo total [\$]</b>	<b>3181,59</b>
<b>Total por tonelada [\$]</b>	<b>0,08</b>

### Resultados

A: Fator de rocha	7,98
E: energia efetiva do explosivo [%]	100%
Qe: massa explosivo/furo [kg]	71,51
K: razão de carga [kg/m <sup>3</sup> ]	1,5874
n: Índice de uniformidade	1,92
D50	12,29

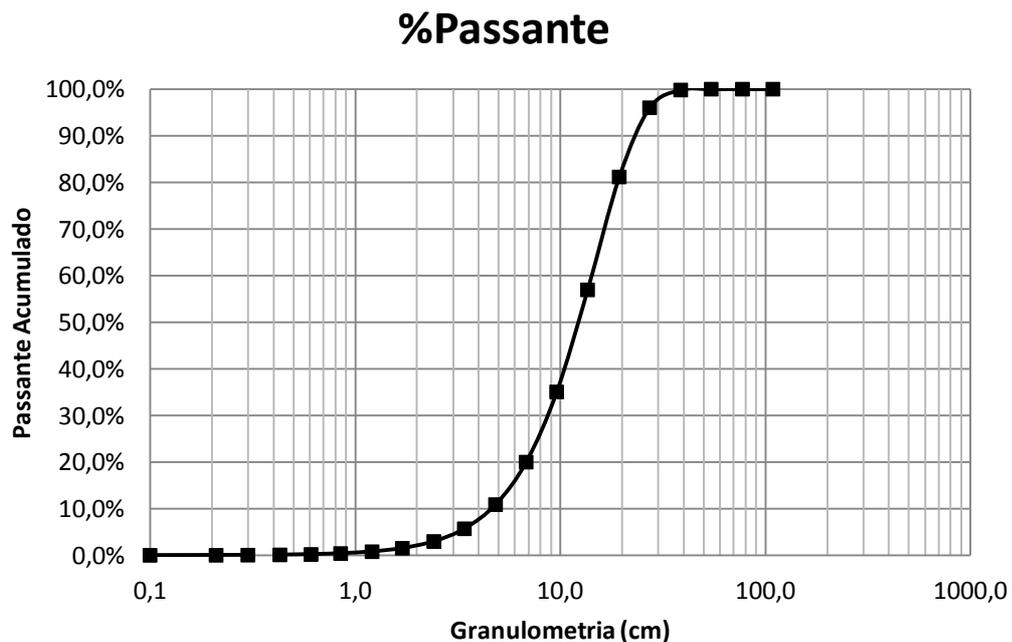


Figura 23 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 9

#### 4.1.10. Desmonte 10

O desmonte 10 foi simulado através de uma malha de desmonte retangular, com dimensões de 2 metros de afastamento e 3 metros de espaçamento e um diâmetro de furo igual a 4 polegadas. Os dados e resultados são apresentados:

##### **Dados de entrada**

Afastamento [m]	2,00
Espaçamento [m]	3,00
Malha de perfuração [m <sup>2</sup> ]	6,00
Sub perfuração [m]	0,60
Comprimento total do furo [m]	5,60
Volume desmontado por furo [m <sup>3</sup> ]	30,00
Número de furos	500,00
Diâmetro do furo [pol]	4
Diâmetro do furo [mm]	101,2
Tamponamento [m]	1,00
Carga de explosivo por furo [m]	4,60
Volume de explosivo por furo [m <sup>3</sup> ]	0,04
Carga [kg/furo]	29,83

##### **Especificações do explosivo**

Densidade do ANFO [g/cm <sup>3</sup> ]	0,8
Razão de carga [kg/furo]	29,83
Total ANFO [kg]	14917,468

##### **Custo do desmonte**

Custo por metro de perfuração [\$]	0,43
Custo total de perfuração [\$]	1216,67
Custos com explosivo [\$]	731,65
Custo com booster [\$]	1.410,08
Custos com acessórios [\$]	331,67
<b>Custo total [\$]</b>	<b>3690,06</b>
<b>Total por tonelada [\$]</b>	<b>0,09</b>

### Resultados

A: Fator de rocha	7,98
E: energia efetiva do explosivo [%]	100%
Qe: massa explosivo/furo [kg]	29,83
K: razão de carga [kg/m <sup>3</sup> ]	0,9945
n: Índice de uniformidade	2,15
D50	15,43

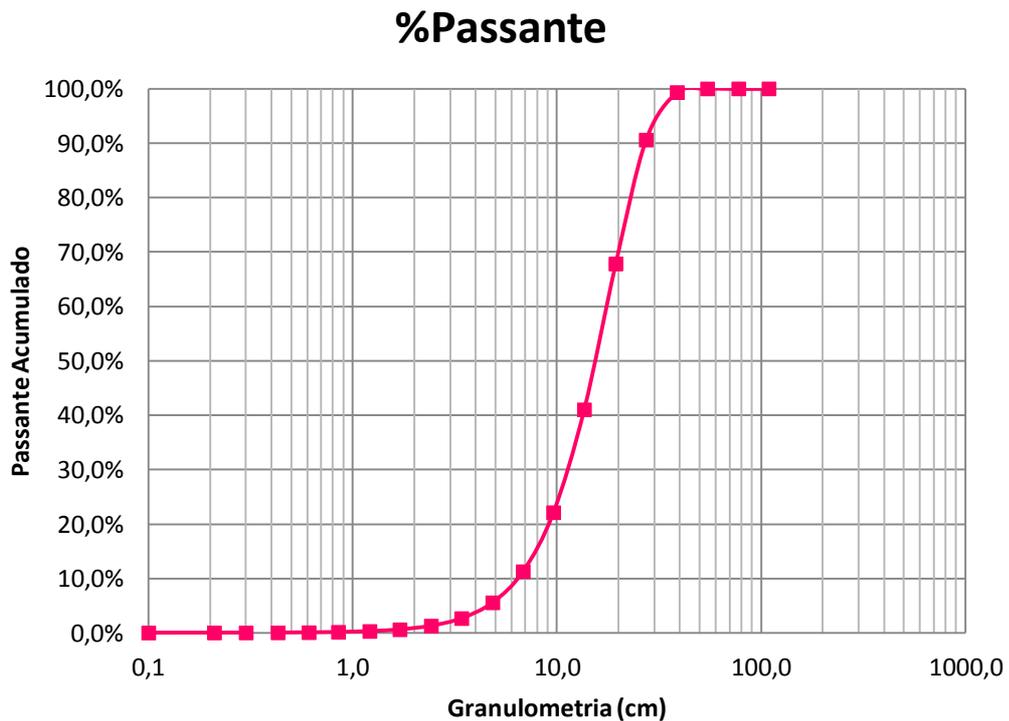


Figura 24 - Curva de distribuição granulométrica do desmonte 10

Na sequência é apresentado um gráfico geral representativo da curva granulométrica de todos os cenários propostos, ressaltando a influência que uma malha de desmonte tem sobre seu produto.

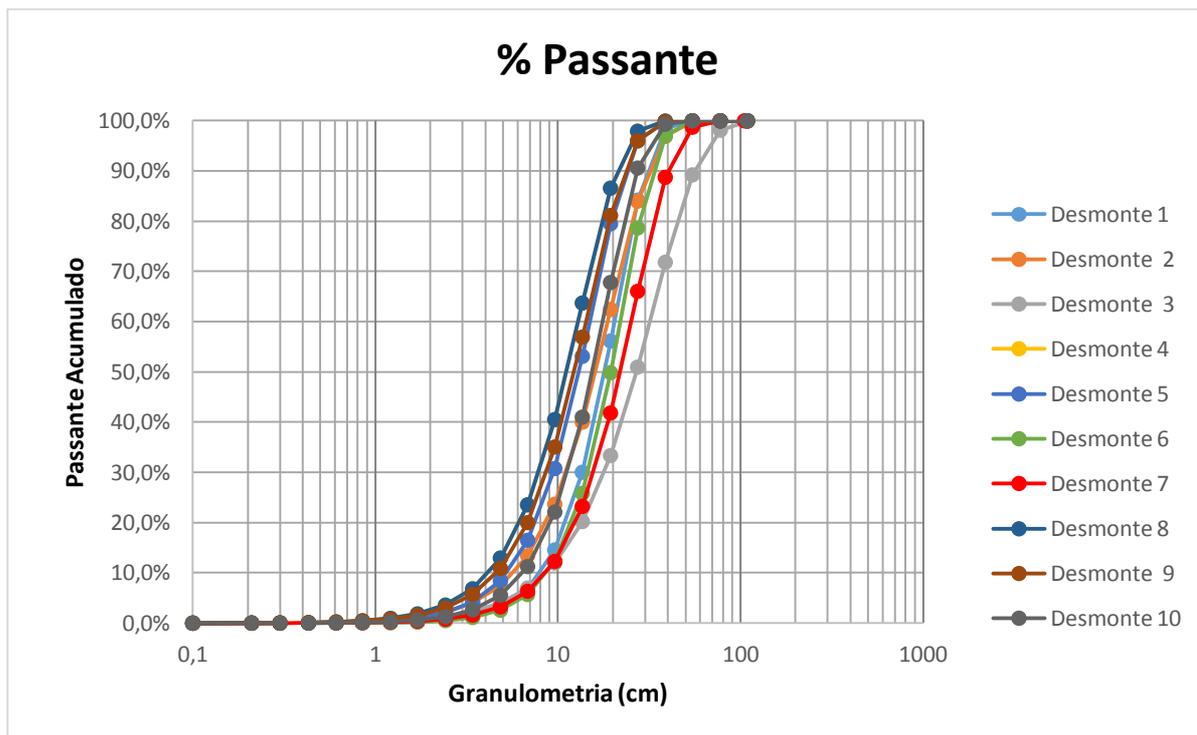


Figura 25 - Curva de distribuição granulométrica de todos os cenários de desmonte

#### 4.2. Escolha do britador

Os britadores foram escolhidos utilizando o manual da Metso: *Britadores de mandíbulas série C*. A figura 26 apresenta a tabela referente às capacidades e especificações técnicas dos britadores da série C, a qual traz como parâmetro para cada máquina disponível a largura de abertura de alimentação (mm), a profundidade da abertura de alimentação (mm), a potência da máquina (kW), a velocidade (rpm) e as capacidades disponíveis para cada modelo (t/h) associadas à abertura da saída do britador na posição fechada (mm) e o tamanho do produto (mm).

Para a escolha do equipamento em cada cenário, utilizou-se da largura de abertura de alimentação, tomando como parâmetro de referência o *Top size* do desmonte e o *Gape* calculado para cada um deles. Também analisou-se a capacidade de cada britador, porém a alimentação calculada mostrou-se inferior a todas as capacidades, sendo a máquina escolhida aquela com menor capacidade disponível por estar associada diretamente a um tamanho de produto mais fino.

## Capacidades e especificações técnicas

		C80	C100	C96	C106	C116	C3054	C120	C125	C140	C145	C160	C200
Largura da abertura de alimentação, mm		800	1000	930	1060	1150	1375	1200	1250	1400	1400	1600	2000
Profundidade da abertura de alimentação, mm		510	760	580	700	800	760	870	950	1070	1100	1200	1500
Potência kW		75	110	90	110	132	160	160	160	200	200	250	400
Velocidade (rpm)		350	260	330	280	260	260	230	220	220	220	220	200
Tamanho do produto, mm	Abertura na posição fechada, mm	t/h	t/h										
0-30	20												
0-35	25												
0-45	30												
0-60	40	55 - 75											
0-75	50	65 - 95											
0-90	60	80 - 110		105 - 135									
0-105	70	95 - 135	125 - 175	125 - 155	150 - 185	165 - 205	210 - 270	175 - 240					
0-120	80	110 - 150	145 - 200	140 - 180	165 - 215	180 - 235	240 - 300	195 - 270					
0-135	90	125 - 175	160 - 220	160 - 200	190 - 235	205 - 255	260 - 330	210 - 305					
0-150	100	140 - 190	180 - 250	175 - 225	205 - 265	225 - 285	285 - 365	235 - 325	245 - 335				
0-185	125	175 - 245	220 - 310	220 - 280	255 - 325	270 - 345	345 - 435	285 - 395	295 - 405	325 - 445	335 - 465		
0-225	150	210 - 290	265 - 365	265 - 335	305 - 385	320 - 405	405 - 515	340 - 475	345 - 475	380 - 530	395 - 545	430 - 610	
0-260	175	245 - 335	310 - 430	310 - 390	355 - 450	370 - 465	465 - 595	385 - 540	395 - 545	435 - 605	455 - 625	495 - 695	630 - 890
0-300	200		355 - 490		395 - 500	410 - 520	530 - 670		445 - 615	495 - 685	510 - 710	560 - 790	710 - 1000
0-340	225								495 - 685	550 - 760	570 - 790	625 - 880	785 - 1105
0-375	250								545 - 755	610 - 840	630 - 870	685 - 965	865 - 1215
0-410	275										690 - 950	745 - 1055	940 - 1320
0-450	300											815 - 1145	1015 - 1435

Figura 26 - Capacidades e especificações técnicas.

Fonte: Manual da Metso.

Através da figura 26 foi possível definir o *Closed-side* (CSS) através da informação obtida pela abertura na posição fechada e o *Open-side* (OSS), dado pelo maior tamanho de produto possível e o *Throw*, dado pela diferença entre os dois valores.

O P80 da britagem foi definido pela curva de granulometria indicativa do produto, que define a granulometria em função do passante acumulado para os produtos, de acordo com sua A.P.F. (abertura na posição fechada) correspondente.

## Granulometria indicativa do produto

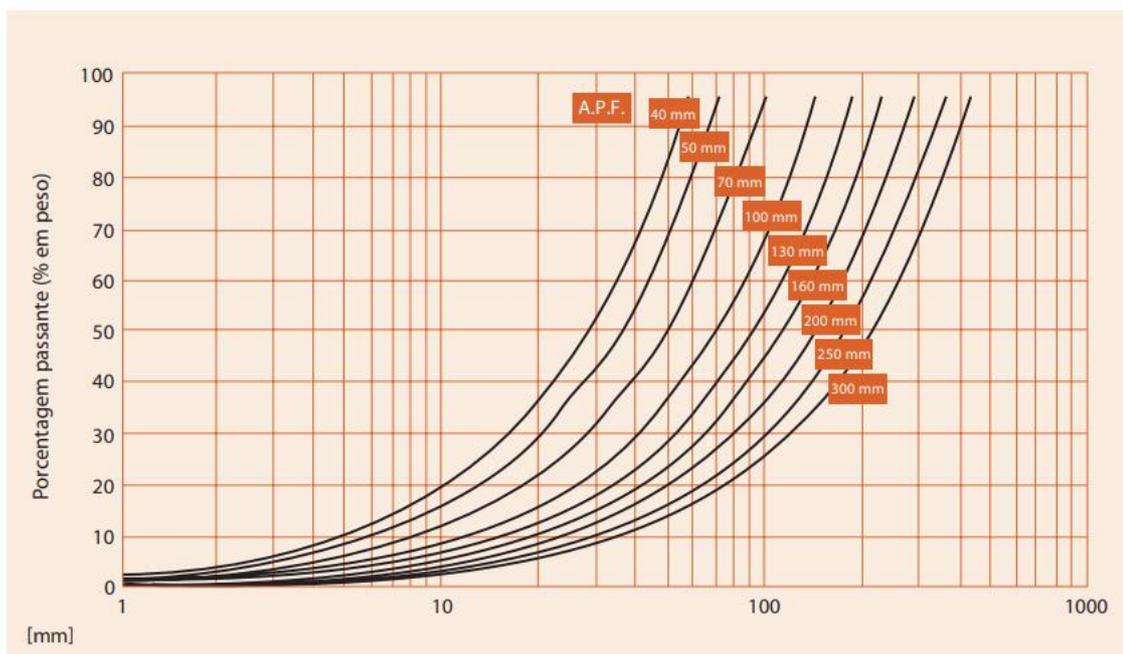


Figura 27 - Granulometria indicativa do produto.

Fonte: Manual da Metso.

### 4.2.1. Escolha do britador para o desmonte 1

Para cada cenário simulado, será apresentado os dados de entrada, como se segue:

#### Dados de entrada

Densidade da rocha [g/cm <sup>3</sup> ]	2,7
Work Index [Kwh/t]	18
Alimentação da mina [t/ano]	200.000
Regime operacional [h/ano]	5.000
Taxa de produção [t/h]	40,0
Top size [mm]	545
F80 [mm]	252

Onde:

- Densidade da rocha: parâmetro fornecido pela empresa;
- Wok Index: parâmetro fornecido pela empresa;
- Alimentação da mina: parâmetro fornecido pela empresa;

- Regime operacional: parâmetro fornecido pela empresa;
- Taxa de produção: é a razão dada da alimentação da mina por ano sobre o regime operacional da mesma no mesmo período;
- *Top size*: definido pela peneira de menor granulometria que apresenta passante de 100% do produto do desmonte;
- F80: definido pela curva de distribuição granulométrica modelada para o desmonte em questão.

Os parâmetros do britador também serão apresentados, bem como o britador selecionado:

<b>Parâmetros do britador</b>	
Gape [mm]	681,25
Gape [in]	26,82
Throw [mm]	20,00
OSS [in]	2,36
OSS [mm]	60,00
CSS (ou APF) [mm]	40,00
CSS [in]	1,57
P80 [mm]	48
<b>Fator de capacidade X (t/h)</b>	<b>0,056</b>

<b>Seleção do britador</b>
<i><b>Britador selecionado: mandíbulas C80</b></i>

Onde:

- Gape: calculado pela equação:  $Gape = Top\ size / 0,8$ ;
- CSS: definido pela tabela de Capacidades e Especificações Técnicas no campo relativo à abertura na posição fechada após a escolha do britador;
- OSS: definido pela tabela de Capacidades e Especificações Técnicas pelo maior tamanho de produto possível, após a escolha do britador;
- Throw: dado pela equação:  $Throw = OSS - CSS$ ;

- P80: definido pela curva de granulometria indicativa do produto, dado através da intercessão entre a porcentagem passante correspondente a 80% e a curva da A.P.F. correspondente, lida no eixo “x”.

Por fim será apresentado os dados de saída referente à energia específica e o custo total de energia gasta na britagem referente ao um desmorte de 15000m<sup>3</sup> (dos quais apenas 1500m<sup>3</sup> são destinados à alimentação da usina).

#### **Dados de saída**

<b>Dados de saída</b>	
Energia especifica [kWh/t]	0,463
Custo de energia [\$/kwh]	0,17
Custo com energia [\$/desmorte]	314,47

Onde:

- Energia específica: calculada pela equação de Bond:

$$\text{Energia} = 10 * Wi * \left( \frac{1}{\sqrt[2]{P80}} - \frac{1}{\sqrt[2]{F80}} \right)$$

- Custo de energia: valor médio retirado do site da Cemig, transformado para dólar;
- Custo com energia: calculada pela equação: Custo com energia: Energia específica \* Custo de energia \* 1500 \* 2,7. Sendo o valor de 1500 referente ao volume total a ser britado e o valor de 2,7 referente à densidade do material.

#### 4.2.2. Escolha do britador para o desmorte 2

Para o cenário 2, a escolha do britador e cálculos foram feitos segundo a mesma metodologia apresentada para o desmorte 1. Os dados de entrada, parâmetros do britador, o britador selecionado e os dados de saída são apresentados:

### Dados de entrada

---

Densidade da rocha [g/cm <sup>3</sup> ]	2,7
Work Index [Kwh/t]	18
Alimentação da mina [t/ano]	200.000
Regime operacional [h/ano]	5000
Taxa de produção [t/h]	40,0
Top size [mm]	775
F80 [mm]	257

### Parâmetros do britador

---

Gape [mm]	968,75
Gape [in]	38,14
Throw [mm]	35,00
OSS [in]	4,13
OSS [mm]	105,00
CSS (ou APF) [mm]	70,00
CSS [in]	2,76
P80 [mm]	80
<b>Fator de capacidade X [t/h]</b>	<b>0,027</b>

### Seleção do britador

---

*Britador selecionado: mandíbulas C100*

### Dados de saída

---

Energia específica [kWh/t]	0,2813
Custo de energia [\$/kwh]	0,17
Custo com energia [\$/desmonte]	191,08

#### 4.2.3. Escolha do britador para o desmonte 3

Para o cenário 3, a escolha do britador e cálculos foram feitos segundo a mesma metodologia apresentada para o desmonte 1. Os dados de entrada, parâmetros do britador, o britador selecionado e os dados de saída são apresentados:

### Dados de entrada

---

Densidade da rocha [g/cm <sup>3</sup> ]	2,7
Work Index [Kwh/t]	18
Alimentação da mina [t/ano]	200.000
Regime operacional [h/ano]	5000
Taxa de produção [t/h]	40,0
Top size [mm]	1050
F80 [mm]	466

### Parâmetros do britador

---

Gape [mm]	1312,50
Gape [in]	51,67
Throw [mm]	35,00
OSS [in]	4,13
OSS [mm]	105,00
CSS (ou APF) [mm]	70,00
CSS [in]	2,76
P80 [mm]	80
<b>Fator de capacidade X [t/h]</b>	<b>0,015</b>

### Seleção do britador

---

*Britador selecionado: mandíbulas C3054*

### Dados de saída

---

Energia específica [kWh/t]	0,3727
Custo de energia [\$/kwh]	0,17
Custo com energia [\$/desmonte]	253,14

#### 4.2.4. Escolha do britador para o desmonte 4

Para o cenário 4, a escolha do britador e cálculos foram feitos segundo a mesma metodologia apresentada para o desmonte 1. Os dados de entrada, parâmetros do britador, o britador selecionado e os dados de saída são apresentados:

##### **Dados de entrada**

---

Densidade da rocha [g/cm <sup>3</sup> ]	2,7
Work Index [Kwh/t]	18
Alimentação da mina [t/ano]	200.000
Regime operacional [h/ano]	5000
Taxa de produção [t/h]	40,0
Top size [mm]	387
F80 [mm]	163

##### **Parâmetros do britador**

---

Gape [mm]	483,75
Gape [in]	19,05
Throw [mm]	20,00
OSS [in]	2,36
OSS [mm]	60,00
CSS (ou APF) [mm]	40,00
CSS [in]	1,57
P80 [mm]	48
<b>Fator de capacidade X [t/h]</b>	<b>0,110</b>

##### **Seleção do britador**

---

*Britador selecionado: mandíbulas C80*

##### **Dados de saída**

---

Energia específica [kWh/t]	0,3757
Custo de energia [\$/kwh]	0,17
Custo com energia [\$/desmonte]	255,20

#### 4.2.5. Escolha do britador para o desmonte 5

Para o cenário 5, a escolha do britador e cálculos foram feitos segundo a mesma metodologia apresentada para o desmonte 1. Os dados de entrada, parâmetros do britador, o britador selecionado e os dados de saída são apresentados:

##### **Dados de entrada**

---

Densidade da rocha [g/cm <sup>3</sup> ]	2,7
Work Index [Kwh/t]	18
Alimentação da mina [t/ano]	200.000
Regime operacional [h/ano]	5000
Taxa de produção [t/h]	40,0
Top size [mm]	387
F80 [mm]	196

##### **Parâmetros do britador**

---

Gape [mm]	483,75
Gape [in]	19,05
Throw [mm]	20,00
OSS [in]	2,36
OSS [mm]	60,00
CSS (ou APF) [mm]	40,00
CSS [in]	1,57
P80 [mm]	48
<b>Fator de capacidade X [t/h]</b>	<b>0,110</b>

##### **Seleção do britador**

---

*Britador selecionado: mandíbulas C80*

##### **Dados de saída**

---

Energia específica [kWh/t]	0,415
Custo de energia [\$/kwh]	0,17
Custo com energia [\$/desmonte]	281,87

#### 4.2.6. Escolha do britador para o desmonte 6

Para o cenário 6, a escolha do britador e cálculos foram feitos segundo a mesma metodologia apresentada para o desmonte 1. Os dados de entrada, parâmetros do britador, o britador selecionado e os dados de saída são apresentados:

##### Dados de entrada

---

Densidade da rocha [g/cm <sup>3</sup> ]	2,7
Work Index [Kwh/t]	18
Alimentação da mina [t/ano]	200.000
Regime operacional [h/ano]	5000
Taxa de produção [t/h]	40,0
Top size [mm]	545
F80 [mm]	307

##### Parâmetros do britador

---

Gape [mm]	681,25
Gape [in]	26,82
Throw [mm]	20,00
OSS [in]	2,36
OSS [mm]	60,00
CSS (ou APF) [mm]	40,00
CSS [in]	1,57
P80 [mm]	48
<b>Fator de capacidade X [t/h]</b>	<b>0,056</b>

##### Seleção do britador

---

*Britador selecionado: mandíbulas C80*

##### Dados de saída

---

Energia específica [kWh/t]	0,4967
Custo de energia [\$/kwh]	0,17
Custo com energia [\$/desmonte]	337,36

#### 4.2.7. Escolha do britador para o desmonte 7

Para o cenário 7, a escolha do britador e cálculos foram feitos segundo a mesma metodologia apresentada para o desmonte 1. Os dados de entrada, parâmetros do britador, o britador selecionado e os dados de saída são apresentados:

##### **Dados de entrada**

---

Densidade da rocha [g/cm <sup>3</sup> ]	2,7
Work Index [Kwh/t]	18
Alimentação da mina [t/ano]	200.000
Regime operacional [h/ano]	5000
Taxa de produção [t/h]	40,0
Top size [mm]	775
F80 [mm]	342

##### **Parâmetros do britador**

---

Gape [mm]	968,75
Gape [in]	38,14
Throw [mm]	35,00
OSS [in]	4,13
OSS [mm]	105,00
CSS (ou APF) [mm]	70,00
CSS [in]	2,76
P80 [mm]	80
<b>Fator de capacidade X [t/h]</b>	<b>0,027</b>

##### **Seleção do britador**

---

***Britador selecionado: mandíbulas C100***

##### **Dados de saída**

---

Energia específica [kWh/t]	0,3286
Custo de energia [\$/kwh]	0,17
Custo com energia [\$/desmonte]	223,18

#### 4.2.8. Escolha do britador para o desmonte 8

Para o cenário 8, a escolha do britador e cálculos foram feitos segundo a mesma metodologia apresentada para o desmonte 1. Os dados de entrada, parâmetros do britador, o britador selecionado e os dados de saída são apresentados:

##### **Dados de entrada**

---

Densidade da rocha [g/cm <sup>3</sup> ]	2,7
Work Index [Kwh/t]	18
Alimentação da mina [t/ano]	200.000
Regime operacional [h/ano]	5000
Taxa de produção [t/h]	40,0
Top size [mm]	273
F80 [mm]	133

##### **Parâmetros do britador**

---

Gape [mm]	341,25
Gape [in]	13,44
Throw [mm]	20,00
OSS [in]	2,36
OSS [mm]	60,00
CSS (ou APF) [mm]	40,00
CSS [in]	1,57
P80 [mm]	48
<b>Fator de capacidade X [t/h]</b>	<b>0,222</b>

##### **Seleção do britador**

---

*Britador selecionado: mandíbulas C80*

##### **Dados de saída**

---

Energia específica [kWh/t]	0,3280
Custo de energia [\$/kwh]	0,17
Custo com energia [\$/desmonte]	222,78

#### 4.2.9. Escolha do britador para o desmonte 9

Para o cenário 9, a escolha do britador e cálculos foram feitos segundo a mesma metodologia apresentada para o desmonte 1. Os dados de entrada, parâmetros do britador, o britador selecionado e os dados de saída são apresentados:

##### **Dados de entrada**

---

Densidade da rocha [g/cm <sup>3</sup> ]	2,7
Work Index [Kwh/t]	18
Alimentação da mina [t/ano]	200.000
Regime operacional [h/ano]	5000
Taxa de produção [t/h]	40,0
Top size [mm]	387
F80 [mm]	191

##### **Parâmetros do britador**

---

Gape [mm]	483,75
Gape [in]	19,05
Throw [mm]	20,00
OSS [in]	2,36
OSS [mm]	60,00
CSS (ou APF) [mm]	40,00
CSS [in]	1,57
P80 [mm]	48
<b>Fator de capacidade X [t/h]</b>	<b>0,110</b>

##### **Seleção do britador**

---

*Britador selecionado: mandíbulas C80*

##### **Dados de saída**

---

Energia específica [kWh/t]	0,4097
Custo de energia [\$/kwh]	0,17
Custo com energia [\$/desmonte]	278,27

#### 4.2.10. Escolha do britador para o desmonte 10

Para o cenário 10, a escolha do britador e cálculos foram feitos segundo a mesma metodologia apresentada para o desmonte 1. Os dados de entrada, parâmetros do britador, o britador selecionado e os dados de saída são apresentados:

##### **Dados de entrada**

---

Densidade da rocha [g/cm <sup>3</sup> ]	2,7
Work Index [Kwh/t]	18
Alimentação da mina [t/ano]	200.000
Regime operacional [h/ano]	5000
Taxa de produção [t/h]	40,0
Top size [mm]	387
F80 [mm]	234

##### **Parâmetros do britador**

---

Gape [mm]	483,75
Gape [in]	19,05
Throw [mm]	20,00
OSS [in]	2,36
OSS [mm]	60,00
CSS (ou APF) [mm]	40,00
CSS [in]	1,57
P80 [mm]	48
<b>Fator de capacidade X [t/h]</b>	<b>0,110</b>

##### **Seleção do britador**

---

*Britador selecionado: mandíbulas C80*

##### **Dados de saída**

---

Energia específica [kWh/t]	0,4495
Custo de energia [\$/kwh]	0,17
Custo com energia [\$/desmonte]	305,28

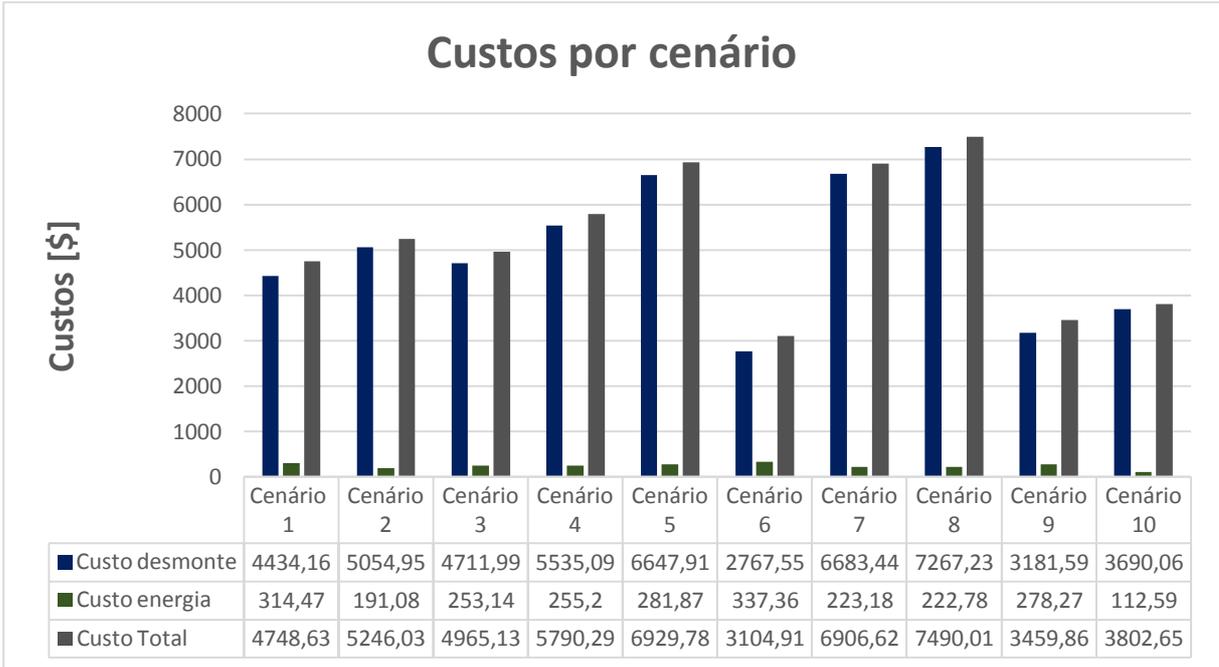
### 4.3. Análise econômica

A análise econômica dos custos individuais e integrado do desmonte e britagem primária bem como o P80 da britagem são apresentados na tabela 4. A escolha do melhor cenário é feita em decorrência desses parâmetros, buscando otimizá-los e reduzi-los.

*Tabela 4 - Análise geral e econômica de todos os cenários*

	<b>Custo desmonte [\$]</b>	<b>D50</b>	<b>F80 [mm]</b>	<b>P80 [mm]</b>	<b>Britador</b>	<b>Custo energia [\$]</b>	<b>Custo Total [\$]</b>
<b>Cenário 1</b>	4434,16	18,01	252	48	C80	314,47	<b>4748,63</b>
<b>Cenário 2</b>	5054,95	16,06	257	80	C100	191,08	<b>5246,03</b>
<b>Cenário 3</b>	4711,99	26,86	466	80	C3054	253,14	<b>4965,13</b>
<b>Cenário 4</b>	5535,09	11,16	163	48	C80	255,2	<b>5790,29</b>
<b>Cenário 5</b>	6647,91	13,03	196	48	C80	281,87	<b>6929,78</b>
<b>Cenário 6</b>	2767,55	19,43	207	48	C80	337,36	<b>3104,91</b>
<b>Cenário 7</b>	6683,44	21,91	342	80	C100	223,18	<b>6906,62</b>
<b>Cenário 8</b>	7267,23	9,05	133	48	C80	222,78	<b>7490,01</b>
<b>Cenário 9</b>	3181,59	12,29	191	48	C80	278,27	<b>3459,86</b>
<b>Cenário 10</b>	3690,06	15,43	234	48	C80	112,59	<b>3802,65</b>

A análise econômica pode também ser feita através do gráfico representado na figura 28, que apresenta os custos relativos ao desmonte, à energia e os custos totais para o processo de cada cenário.



*Figura 28 - Custos por cenário*

## 5. CONCLUSÕES

Pelos resultados da análise econômica, foi possível concluir que os custos associados à britagem primária são pouco expressivos quando comparado aos custos de desmonte, uma vez que a razão de redução dessa etapa de cominuição é pequena e o material apresenta granulometria grosseira, o que pela equação de Bond, evidencia um consumo energético baixo. Tal discrepância também pode ser explicada pela alta relação estéril/minério, que confere ao desmonte um volume total de 15000 m<sup>3</sup>, enquanto a alimentação e processamento da usina corresponde a somente 10% desse volume.

O cenário com menor custo total foi o representado pelo cenário 6, composto de uma malha retangular com afastamento de 2 m, espaçamento de 4 m e um diâmetro de furo igual a 4 polegadas. Para tal cenário, o britador selecionado corresponde ao mesmo britador selecionado para o desmonte com os dados utilizados pela empresa, porém por se compor de uma malha mais aberta, faz reduzir os custos de desmonte substancialmente. Apesar dos custos associados à britagem serem mais elevados, os custos totais chegam a representar um decréscimo de aproximadamente 35% sobre os custos previstos para o desmonte de referência.

Devido à baixa alimentação da usina, os britadores para todos os cenários apresentaram capacidade superior à requerida, tornando o tamanho do excêntrico o principal fator de escolha da máquina. Para as granulometrias de alimentação, sugeriu-se três modelos de britadores para os diversos cenários: o britador de mandíbulas C80, o britador de mandíbulas C100 e o britador de mandíbulas C3054. O britador de mandíbulas C80 é o único que disponibiliza um CSS de 40 mm e um OSS de 60 mm, sendo então o britador responsável por gerar produtos mais cominuídos. Também por esse motivo o cenário 6 apresenta-se como melhor escolha, pois por se tratar da mesma máquina selecionada para o modelo de referência, é capaz de gerar produtos de mesma granulometria.

O cenário 8 apresentou um fator de capacidade X superior a 0,115, indicado como melhor escolha um britador giratório. Porém os britadores giratórios do catálogo da Metso são projetados para granulometrias e capacidades de alimentação muito superior às requeridas, fazendo favorecer a escolha por um britador de mandíbulas apesar do fator de capacidade.

## 6. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

BARBATO, C. N.; SAMPAIO, J, V. Determinação experimental do índice de trabalho. In: Sampaio JV, França SC, Braga PFA. Tratamento de Minérios – práticas laboratoriais. Ed. CETEM/MCT, cap10, 169-189. 2007.

CAMERON, P. et al. The ABC of Mine to Mill and metal price cycles. Disponível em: <<https://www.ausimmbulletin.com/feature/mill-operations-the-abc-of-mine-to-mill-and-metal-price-cycles/>> Acesso em: 4 de abril de 2018.

CHAVES, A. P.; PERES, A. E. C. Teoria e prática do tratamento de minérios: britagem, peneiramento e moagem. 5. ed. 3. v. 2012.

CHISTOFOLLETTI, C. **Correlação entre as classificações geomecânicas RMR e Q e sua relevância geológica.** 2014. 310p. Dissertação (Mestrado) – Instituto de Geociências, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2014.

JNR WALTER, V. et al. Modelling and Simulation Techniques Applied for Optimisation of Mine to Mill Operations and Case Studies. Disponível em : <[https://www.researchgate.net/profile/S\\_Morrell/publication/43463182\\_Modelling\\_and\\_simulation\\_techniques\\_applied\\_for\\_optimisation\\_of\\_mine\\_to\\_mill\\_operations\\_and\\_case\\_studies/links/54f01e7a0cf2495330e3c464.pdf](https://www.researchgate.net/profile/S_Morrell/publication/43463182_Modelling_and_simulation_techniques_applied_for_optimisation_of_mine_to_mill_operations_and_case_studies/links/54f01e7a0cf2495330e3c464.pdf)> Acesso em: 11 de abril de 2018.

LÓPEZ, C. J. et al. Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid: López Jimeno, Carlos, 2013. 784 p.

MANUAL DE BRITAGEM, Uma publicação técnica da fábrica de aço paulista S. A. 3 ed. 1982.

MARTINS, P. A. A. **Otimização da fragmentação: aplicando a metodologia *Mine to Mill* para o benefício da cadeia produtiva de rocha fosfática.** 2015. Trabalho de Conclusão de Curso, Universidade Federal de Goiás, 2015. Disponível em: <[https://cetm\\_engminas.catalao.ufg.br/up/596/o/Paulo\\_Martins.pdf](https://cetm_engminas.catalao.ufg.br/up/596/o/Paulo_Martins.pdf)>. Acesso em: 5 fev 2018.

MARTINS, P. A. A. **Otimização da fragmentação: aplicando a metodologia *Mine to Mill* para o beneficiamento da cadeia produtiva de rocha fosfática.** 2015. 69p. Monografia – Faculdade de Engenharia, Universidade federal de Goiás, Catalão, 2015.

METSO EXPECT RESULTS. Catálogo Britadores de mandíbulas série C. Disponível em:<<http://britamaq.com.br/CatalogosEquipamentosPecas/BRITADOR%20DE%20MAND%20C3%8DBULA.pdf>> Acesso em: 28 de setembro de 2018.

MORAIS, J. L. **Simulação da fragmentação dos desmontes de rochas por explosivos.** 2004.160p. Tese (Doutorado) - Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais, 2004. Disponível em: <<http://www.bibliotecadigital.ufmg.br/dspace/handle/1843/BUDB-8DNHFR>> Acesso em: 4 de abril de 2018.

MORAIS, J. L.; GRIPP, M. F. A. Fundamentos para simulação dos desmontes de rocha por explosivos. **Revista Escola de Minas.** Ouro Preto, v. 57, n. 4, p. 241-248, out. dez. 2004.

MORAIS, V. **Treinamento Shot Plus 5.** 2016. 50 slides.

SÁNCHEZ, O.; SILVERIO, G.; PINEDO, A. Incremento de la rentabilidad de operaciones mineras a cielo abierto por eliminación de la sobreperforación. **Revista del Instituto de Investigaciones de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas**. Lima, v. 11, n. 21, p. 85-94. 2008.

TEIXEIRA, H. C. **Desenvolvimento de um sistema para dimensionamento, análise e otimização de circuitos de preparação de minérios**. 2013. 188p. Dissertação (Mestrado) – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2013.

VIEIRA, M. et al. Métodos geoestatísticos aplicados à modelagem geometalúrgica. *Revista Holos*. Rio Grande do Sul, v. 7, p. 65-71. 2015.

## ANEXO 1 – PARÂMETROS PARA CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO

Tabela. 1 – Parâmetros de classificação do sistema Q

### 1. RQD

Muito Pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Razoável	50 - 75
Bom	75 - 90
Excelente	90 - 100

- c) Para  $RQD \leq 10$  adotar  $RQD = 10$  (mesmo para  $RQD = 0$ );  
d) Intervalos de RQD de 5 são suficientes.

### 2. $J_n$ - ÍNDICE PARA O NÚMERO DE FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES

	$J_n$
A. Maciço – nenhuma ou poucas descontinuidades;	4,0
B. Uma família;	6,0
C. Uma família + descontinuidades aleatórias;	9,0
D. Duas famílias;	12,0
E. Duas famílias + descontinuidades aleatórias;	15,0
F. Três famílias;	
G. Três famílias + descontinuidades aleatórias;	20,0
H. Quatro ou mais famílias, rochas intensamente fraturada, fragmentada;	
I. Rocha esmagada, tipo de solo.	

0,5- 1,0

2,0

3,0

### 3. $J_r$ – ÍNDICE DE ASPEREZA

- a) Descontinuidades rocha x rocha  
b) Contato rocha x rocha antes de cisalhamento de 10 cm

	Jr
A) Descontinuidades não persistentes;	4
B) Ásperas ou irregulares, onduladas;	3
C) Lisa, ondulada;	2
D) Espelhada, ondulada;	1,5
E) Áspera, plana;	1,5
F) Lisa, plana;	1,0
G) Espelhada, plana;	0,5

c) Sem contato rocha x rocha

H) Preenchimento de argila que impede contato rocha-rocha;	1,0
I) Arenoso, cascalhos ou rocha esmagada-idem.	1,0

- i) Somar 1 se o espaçamento médio do sistema de juntas mais relevantes for maior que 3m;
- ii) Jr = 0,5 pode ser usado para descontinuidade plana espelhada com lineação, desde que orientada.

#### 4. Já – ÍNDICE DE ALTERAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES

a) Contato rocha x rocha

	Ja	$\phi_r$
A) Cimentada, preenchimento duro (não amolecível), impermeável (quartzo ou epidoto);	2,0	20° - 25°
B) Paredes da descontinuidade inalteradas, somente oxidação;		
C) Paredes da descontinuidade levemente alteradas. Revestimento de material não amolecível, partículas de areia, rocha desintegrada de argila;	3,0	8° - 16°
D) Revestimento arenoso ou silto-argiloso, pequena fração de argila (não amolecível);	4,0	
E) Revestimento de minerais de argila amolecível ou de baixa resistência ao atrito, caulinita ou mica, clorita, talco, gipsita, grafita e pequenas quantidades de argila expansiva;	25° - 35°	
0,75	25° - 30°	

1,0

b) Contato rocha x rocha antes de 10 cm de cisalhamento

- |  |              |
|--|--------------|
| F) Partículas de areia, rocha desintegrada sem argila;   |              |
| G) Preenchimento do mineral de argila fortemente pré-consolidado (não amolecível, contínuo, mas < 5mm de espessura);   | 12° -<br>16° |
| H) Preenchimento de argilo mineral (amolecível), média a baixa pressão de pré-adensamento (contínua mas com espessura < 5 mm);   | 6° - 12°     |
| I) Preenchimento de argila expansiva (montmorilonita) contínua, mas com espessura < 5mm – valor de “Ja” depende da % de partículas argilosas expansivas e acesso à água; |              |

Ja

4,0

6,0

8,0

8 – 12

$\phi_r$

25° - 30°

16° - 24°

c) Sem contato rocha x rocha

- |   | Ja                  | $\phi_r$ |
|---|---------------------|----------|
| J) Zonas ou bandas de rochas desintegrada ou esmagada, e argila;                            | 6 – 8               | 6° – 24° |
| K) (veja G, H e I, para descrição das condições da argila);                                 | 8 – 12              |          |
| L) Zonas ou bandas de argila siltosa ou arenosa, pequena fração de argila (não amolecível); | 10                  |          |
| M) Zonas ou bandas contínuas e espessas de argila;  | 13                  |          |
| N) (veja G, H e I, para descrição das condições da argila).                                 | 13 – 20<br>6° – 24° |          |

Nota:  $\phi_r$  = ângulo de atrito residual.

**J<sub>w</sub> – FATOR DE REDUÇÃO A ÁGUA**

d'água	J <sub>w</sub>	Pressão ( kgf/cm <sup>2</sup> )
A) Escavação seca ou com mínimo fluxo (<5 l/min localmente);	2,5 – 10	
B) Fluxo ou pressão média, com lavagem ocasional do preenchimento das discontinuidades;	2,5 – 10	
C) Fluxos elevados ou pressões altas em rocha competente com juntas não preenchidas;	> 10	
D) Fluxos elevados ou pressões altas e considerável lavagem de preenchimento de fraturas;	>10	
E) Fluxos ou pressões de água excepcionalmente altos durante a detonação, decaindo com o tempo;		
F) Fluxos ou pressões de água excepcionalmente altos sem qualquer diminuição perceptível.		
	1,0	
	0,66	
	0,5	
	0,33	
	0,2	
	0,1–0,05	
	< 1	
	1 – 2,5	

- i) Os fatores “C” a “F” são estimativas grosseiras;
- ii) Aumentar J<sub>w</sub> se meios de drenagem são instalados.

**5. SRF – FATOR DE RDUÇÃO DEVIDO AO CAMPO DE TENSÕES (OU PRESENÇA DE ZONAS DE CISALHAMENTO)**

- a) Zonas de cisalhamento (fraqueza) interceptando a escavação, que podem causar a relaxação do maciço rochoso

	SRF
A) Ocorrência de várias zonas de cisalhamento contendo argila ou rocha quimicamente desintegrada; rocha muito solta (qualquer profundidade);	2,5
B) Uma única zona de cisalhamento contendo argila ou rocha decomposta (profundidade da escavação $\leq 50\text{m}$ );	7,5
C) Uma única zona de cisalhamento contendo argila ou rocha recomposta (profundidade $> 50\text{m}$ );	5,0
D) Várias zonas de cisalhamento em rocha competente (sem argila), rocha solta em torno do túnel (qualquer profundidade);	2,5
E) Uma única zona de cisalhamento em rocha competente (sem argila e profundidade $\leq 50\text{m}$ );	5,0
F) Uma única zona de cisalhamento em rocha competente (sem argila e profundidade $> 50\text{m}$ );	
G) Descontinuidades abertas soltas, rocha intensamente fraturada (qualquer profundidade);	

10,0

5,0

Nota: i) reduza os valores de SRF de 25 a 50% se as zonas de cisalhamento relevantes somente influenciam, mas não interceptam a escavação.

b) Rocha competente, problemas relativos ao campo de tensões *in situ*

H) Tensões baixas, próximas à superfície;	5 – 2,5	0,16
I) Tensões médias;		
J) Tensões altas, estrutura muito “rígida” (usualmente favorável) à estabilidade (pode ser desfavorável à estabilidade da parede);	$< 2,5$	SRF 2,5
	$\sigma_t/\sigma_1$	1,0
K) Médio estouro de rocha (“rock burst”) rocha maciça;	$> 13$	0,5 – 2
	13 –	
L) Pesado estouro de rocha (“rock burst”) rocha maciça.	0,66	
	0,66 –	5 – 10
	$\sigma_c/\sigma_1$	
	200	10 – 20
200 – 10		
	10 – 5	
	0,33 –	
	0,16	

Nota: ii) Para um campo de tensões naturais fortemente anisotrópicos (se medido):  
quando  $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$ , reduzir  $\sigma_c$  e  $\sigma_p$  para  $0,8 \sigma_c$  e  $0,8 \sigma_p$ ;  
quando  $\sigma_1/\sigma_3 > 10$ , reduzir  $\sigma_c$  e  $\sigma_p$  a  $0,6 \sigma_c$  e  $\sigma_p$ .

( $\sigma_c$  = resistência à compressão simples;  $\sigma_p$  = resistência à compressão puntiforme).

- c) Rocha plástica: fluxo plástico de rocha incompetente sob a influência de fortes pressões de rocha.

10 – 20

M) Pressões de deslizamento médias

N) Pressões de deslizamento altas

SRF

5 – 10

- d) Rocha expansiva (“swulling”): atividade de expansão química dependendo da presença da água.

SRF

O) Pressões de expansão média;

5 – 10

P) Pressões de expansão altas.

10 – 15

#### Observações:

- a) Se a xistosidade, foliação ou clivagem da rocha está muito desenvolvida, considerar como uma família de descontinuidades. Caso contrário, como aleatórias.
- b) Os parâmetros  $J_r$  e  $J_a$  devem ser considerados para a família de descontinuidades significativa menos resistente, considerando como significativa aquela que mais provavelmente possa iniciar uma ruptura.
- c)  $\sigma_c$  e  $\sigma_t$  devem ser avaliados na condição saturada, se for apropriado para as condições presentes ou futuras. Uma estimativa muito conservadora de resistência deve ser feita para aquelas rochas que se deterioram quando expostas a condições de umidade e saturação.
- d) Quando o maciço rochoso contém argila, o fator RSF apropriado para cargas de relaxação deve ser avaliado. Em tais casos, a resistência da rocha intacta tem pouco interesse. Porém quando a fraturação é mínima e a argila está completamente ausente, a resistência da rocha intacta pode se tornar o elo mais fraco, e a estabilidade então dependerá da relação entre a tensão da rocha/resistência da rocha. Um campo de tensões fortemente anisotrópico é desfavorável para a estabilidade e é grosseiramente levado em consideração.
- e) É importante destacar que o sistema Q considera o valor do parâmetro RQD não influenciado pela presença de rochas fracas, o mesmo sendo incorporado como uma medida do espaçamento das descontinuidades. Quando ocorrem rochas fracas no maciço analisado, há, portanto, uma redução significativa do termo RQD/ $J_r$  da expressão de Q.

Tabela. 2 – Relação entre o índice Q e a qualidade do maciço rochoso.

Q	Qualidade do maciço
0,001 a 0,01	Excepcionalmente pobre
0,01 a 0,1	Extremamente pobre
0,1 a 1,0	Muito pobre
1,0 a 4,0	Pobre
4,0 a 10,0	Regular
10,0 a 40,0	Boa
40,0 a 100,0	Muito boa
100,0 a 400,0	Extremamente boa
400,0 a 1000,0	Excepcionalmente boa

Tabela. 3 – Sistema de Classificação geomecânica ponderada de Bieniawski

A	Parâmetros				Faixa de valores					
1	Resistência da rocha intacta	Índice de compressão puntiforme (Mpa)		> 10	4 - 10	2 - 4	1 - 2	Não é recomendável para abaixo de 1 MPa		
		Resistência á compressão simples (Mpa)		> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	< 1
	Pesos		15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD (%)			90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25		
	Pesos			20	17	13	8	3		
3	Espaçamento das descontinuidades			>2m	0,6-2,0m	0,2-0,6m		0,06-0,2m		<0,06m
	Pesos			20	15	10		8		5
4	Padrão das descontinuidades	Superfícies muito rugosas e sem alteração. Fechadas e sem persistência	Superfícies pouco rugosas e levemente alteradas; abertura < 1mm	Superfícies pouco rugosas e muito alteradas; abertura < 1mm	Superfícies persistentes estriadas ou espessuras do preenchimento < 5 mm ou abertura de 1 a 5 mm		Superfícies persistentes com preenchimento de material argiloso ou abertura > 5mm			
		Pesos	30	25	20	10		0		
5	Ação da água subterrânea	Vazão de infiltração por 10 m de túnel	nula	< 10 l/min	10 a 25 l/min	25 a 125 l/min		> 125 l/min		
		ou relação ( $\mu\text{-}\sigma_1$ )*	0	< 0,1	0,1 a 0,2	0,2 a 0,5		> 0,5		
		ou condições gerais do maciço	Completa/seco	Umedecido	Úmido	Gotejamento		Fluxo abundante		
	Pesos		15	10	7	4		0		

\*Relação entre a pressão de água nas descontinuidades e a tensão principal maior.

Tabela. 4 – Sistema de classificação geomecânica ponderada por Bieniawski

Fatores de ajuste para orientações das descontinuidades

B	Direção das descontinuidades em relação ao eixo das escavações						
	Perpendicular				Paralela		Qualquer
Mergulho favorável		Mergulho desfavorável		Mergulho		Mergulho	
45 a 90°		20 a 45°	45 a 90°	20 a 45°	45 a 90°	20 a 45°	0 a 20°
Muito favorável (não ajustar o RMR)		Favorável	moderado	Desfavorável	Muito desfavorável	Moderado	Desfavorável
Pesos para ajuste de RMR	Túneis	-2	-5	-10	-12	-5	-10
	Fundações	-2	-7	-15	-25	-7	-15
	Taludes	-5	-25	-50	-60	-25	-50

Classe dos maciços rochosos determinadas a partir da soma dos pesos

C	Somatório dos pesos (fator RMR)	81 a 100	61 a 80	41 a 60	21 a 40	£ 20
	Classe do maciço	I	II	III	IV	V
	Descrição	Muito bom	Bom	Regular	Ruim	Muito Ruim

Parâmetros relativos às classes dos maciços

D	Classe do maciço	I	II	III	IV	V
	Coesão (kPa)	> 400	300 a 400	200 a 300	100 a 200	<100
	Ângulo de atrito	> 45°	35 a 45°	25 a 35°	15 a 25°	11