

INSTITUTO FEDERAL DO ESPÍRITO SANTO
CAMPUS CACHOEIRO DE ITAPEMIRIM
CURSO DE ENGENHARIA DE MINAS

ANGELO GONÇALVES DOS SANTOS

**APLICAÇÃO DO MÉTODO MINE-TO-MILL EM UMA EMPRESA MINERADORA
DE MÁRMORE, COM APROVEITAMENTO PARA CARBONATOS**

CACHOEIRO DE ITAPEMIRIM-ES

2022

ANGELO GONÇALVES DOS SANTOS

**APLICAÇÃO DO MÉTODO MINE-TO-MILL EM UMA EMPRESA MINERADORA
DE MÁRMORE, COM APROVEITAMENTO PARA CARBONATOS**

Monografia apresentada à Coordenadoria do Curso de Engenharia de Minas do Instituto Federal do Espírito Santo, Campus Cachoeiro de Itapemirim, como requisito parcial para a obtenção do título de Bacharel em Engenharia de Minas.

Orientador: Prof. Me. Gleicon Roberto de Sousa
Maior.

CACHOEIRO DE ITAPEMIRIM-ES

2022

(Biblioteca do Campus Cachoeiro de Itapemirim)

S237a Santos, Angelo Gonçalves dos.

Aplicação do método mine-to-mill em uma empresa mineradora de mármore, com aproveitamento para carbonatos / Angelo Gonçalves dos Santos. - 2022.

47 f. : il. ; 30 cm.

Orientador: Gleicon Roberto de Souza Maior

TCC (Graduação) Instituto Federal do Espírito Santo, Campus Cachoeiro de Itapemirim, Engenharia de Minas, 2022.

1. Mineração. 2. Beneficiamento de minério. 3. Energia elétrica. 4. Carbono. I. Maior, Gleicon Roberto de Souza. II. Título III. Instituto Federal do Espírito Santo.

CDD: 622.7

Bibliotecário/a: Jacqueline Machado Silva CRB-ES nº 640

ANGELO GONÇALVES DOS SANTOS

**APLICAÇÃO DO MÉTODO MINE TO MILL EM EMPRESA MINERADORA DE
MARMORE, COM APROVEITAMENTO PARA CARBONATOS**

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado à
Coordenadoria do Curso de ENGENHARIA DE MINAS
do Instituto Federal do Espírito Santo como requisito
parcial para a obtenção do título de Bacharel em
Engenheiro de Minas.

Aprovado em 05 de agosto de 2022.

COMISSÃO EXAMINADORA

Prof. Me. Gleicon Roberto de Sousa Maior
Instituto Federal do Espírito Santo
Orientador

Prof. Me. Eliseu Romero Campelo Correia
Instituto Federal do Espírito Santo

Prof. Heitor Passamani Fazôlo
Instituto Federal do Espírito Santo



Emitido em 08/08/2022

FOLHA DE APROVAÇÃO-TCC N° 5/2022 - CAI-CCEM (11.02.18.01.08.02.04)

(N° do Protocolo: NÃO PROTOCOLADO)

(Assinado digitalmente em 08/08/2022 10:45)

ELISEU ROMERO CAMPELO CORREIA
PROFESSOR DO ENSINO BASICO TECNICO E TECNOLÓGICO
CAI-CCEM (11.02.18.01.08.02.04)
Matrícula: 2944893

(Assinado digitalmente em 08/08/2022 10:00)

GLEICON ROBERTO DE SOUSA MAIOR
PROFESSOR DO ENSINO BASICO TECNICO E TECNOLÓGICO
CAI-CCEM (11.02.18.01.08.02.04)
Matrícula: 2657671

(Assinado digitalmente em 08/08/2022 11:06)

HEITOR PASSAMANI FAZÔLO
PROFESSOR DO ENSINO BASICO TECNICO E TECNOLÓGICO-
SUBSTITUTO
CAI-CCEM (11.02.18.01.08.02.04)
Matrícula: 3292879

Para verificar a autenticidade deste documento entre em <https://sipac.ifes.edu.br/documentos/> informando seu número: **5**, ano: **2022**, tipo: **FOLHA DE APROVAÇÃO-TCC**, data de emissão: **08/08/2022** e o código de verificação: **2759dc2ec1**

AGRADECIMENTOS

Agradeço imensamente a todos os professores que tive o privilégio de conhecer durante essa graduação. Todo o conhecimento passado por eles me deu uma base sólida para a realização desse trabalho e para enfrentar com maestria as próximas fases da minha carreira.

Agradeço à minha mulher, meus pais, meus sogros, meu irmão, e todos que me deram força para prosseguir nos momentos difíceis.

Agradeço às pessoas e instituições que me deram oportunidades ao longo do período de graduação: Mariane Costalonga de Aguiar e todo corpo técnico-científico do CETEM - Núcleo Regional do Espírito Santo; Vânia Araújo e todos da Rio Minas Geologia; Julieta Calegari, Hiago Agostini e toda a equipe da UrbMinas. As experiências adquiridas foram de grande significância para meu crescimento pessoal e técnico. Serei eternamente grato.

Agradeço em especial ao professor Gleicon Maior, que prestou sua saudosos orientação para que eu realizasse esse trabalho, sempre com toda a paciência e dedicação. Minha gratidão e amizade serão eternas.

Agradeço, por fim, aos meus colegas de turma, que levaram a graduação junto comigo de forma leve e descontraída, sempre com muito apoio mútuo e esforço. Que nossa amizade também se eternize.

RESUMO

A lavra de minas e o processamento mineral são ramos de atividades que têm origem do setor de mineração, e por muito tempo foram tratadas como partes isoladas da área, onde os profissionais trabalhavam com as condições impostas pelos setores adjacentes. Hoje, entende-se que as duas etapas do processo culminam em um mesmo objetivo: o aproveitamento mais inteligente da jazida mineral. Com isso, surge a vertente Mine To Mill, que vai propor uma análise multidisciplinar do processamento mineral, desde a lavra do minério até o seu beneficiamento, buscando formas de otimizar a atividade minerária. O presente trabalho tem por objetivo mostrar que é possível reduzir custos e maximizar lucros em pedreiras que utilizem os iniciadores eletrônicos (cuja tecnologia é mais avançada) em detrimento dos iniciadores não eletrônicos convencionais. Os resultados demonstram que é possível reduzir a granulometria na etapa de desmonte favorecendo uma melhor alimentação na usina de britagem e moagem, e é gerada uma economia considerável de energia na etapa da moagem, o que pode significar muito para as mineradoras no médio, e principalmente no longo prazo.

Palavras-chave: Custos. Energia. Mine to mill. Eficiência.

ABSTRACT

The mining and the processing ore is a branch of activities that burnt from the mining sector. For so long time these branches were understood from the engenneers like different pieces of the sector. The professionals worked with many conditions imposed by the adjacent areas. However, now a days there are the knowledge that both branches carry on to the same result: the smart utilization of the mineral deposit. The Mine to Mill born with the idea of create a multidisciplinary analysis about the sector from the mining to the comminution, looking for types of optimization of the process. This academic work have the objective of show that is possible decrease the costs and increase the profits in the organizations that use electronic inication (these accessories have the newest technology) to the detriment of normal inication. The results showed a big reduce of the electric energy costs in the comminution. These improvements could be the reason of the elevation in the profits in the companies in the medium and long term.

Keywords: Costs. Energy. Mine To Mill. Efficiency.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	9
2. OBJETIVO	14
2.1.Objetivos Gerais	14
2.2.Objetivos Específicos	14
3. REFERENCIAL TEÓRICO	15
3.1.Mine to Mill	15
3.2.Plano de Fogo	15
3.3.Modelo de fragmentação Kuz-Ram	17
3.4.Parâmetros para aplicação do modelo de fragmentação Kuz-Ram	19
3.4.1. Afastamento	19
3.4.2. Espaçamento	20
3.4.3. Diâmetro do furo	20
3.4.4. Desvio Padrão de Furo	21
3.4.5. Comprimento de carga	21
3.4.6. Fator de Tempo de Retardo	22
3.4.7. Fator de Rocha	23
3.4.8. Fator de Dispersão	23
3.4.9. Razão de Carga	24
3.4.10. Massa de Explosivo Utilizada	25
3.4.11. Relative Weight Strength	25
3.4.12. Equação Adaptada de Kuznetsov	26
3.4.13. Equação do Índice de Uniformidade	26
3.4.14. Equação de Rosim Rammler	27
3.5.Perfuração	28
3.6.Iniciadores de Detonação	28
3.6.1. Iniciadores não eletrônicos	29
3.6.1.1.Espoleta	29
3.6.1.2.Cordel Detonante	29
3.6.1.3.Booster	30
3.6.1.4.Tubo de choque	30
3.6.2. Iniciadores Eletrônicos	30
3.6.2.1.Iniciadores Wireless	31

3.7.Índice de Trabalho (Work Index – WI)	31
4. METODOLOGIA	33
4.1.Pesquisa Bibliográfica	33
4.2.Cálculo do Fator de Tempo de Retardo	33
4.3.Cálculo do Tamanho Médio de Partícula	34
4.4.Cálculo do Índice de Uniformidade	35
4.5.Aplicação da Equação de Rosim-Rammler	36
5. RESULTADOS E DISCUÇÕES	38
6. CONCLUSÃO	43
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	44
ANEXO	46

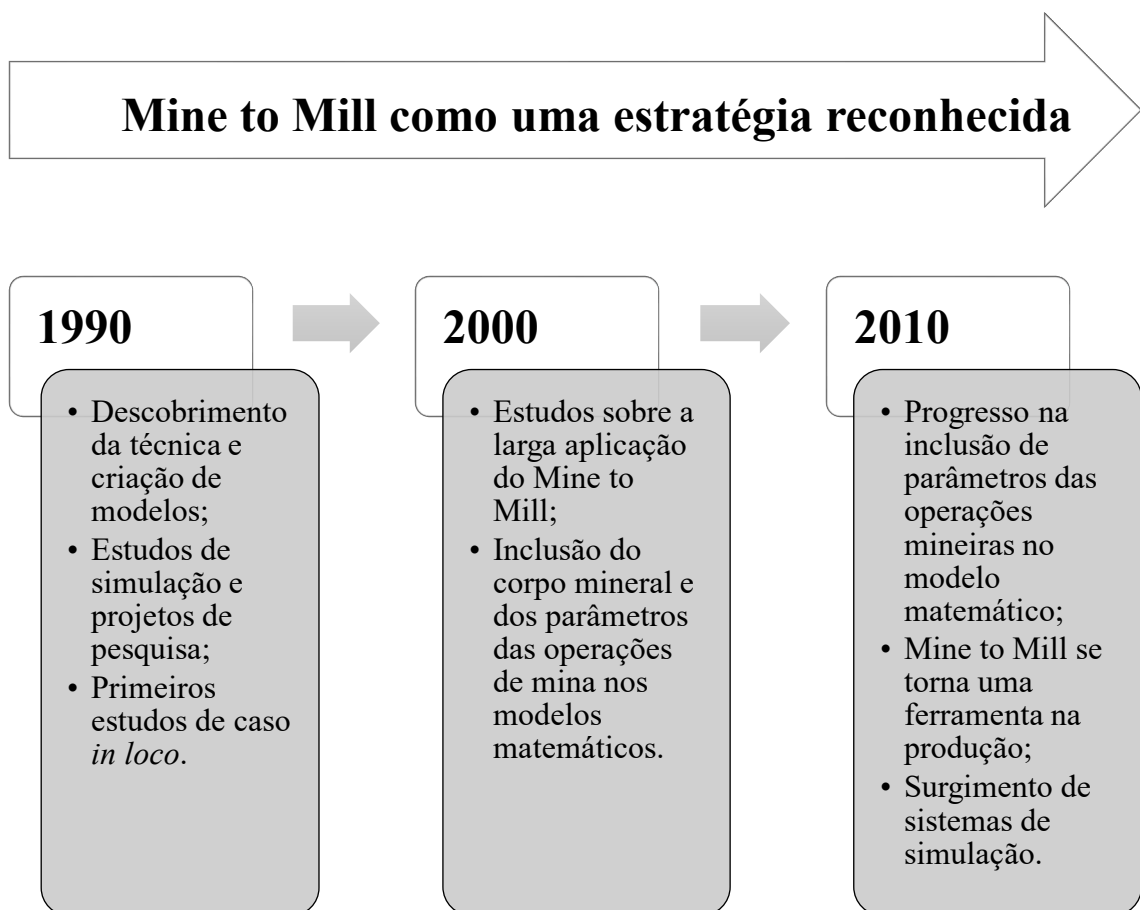
1. INTRODUÇÃO

Desde os primórdios da humanidade, há a necessidade de utilização de recursos naturais para o benefício e desenvolvimento da espécie. A Mineração é um dos grandes feitos da humanidade para esse fim, e juntamente com os estudos da Terra, embasaram e possibilitaram o surgimento de todas as demais áreas de tecnologia e engenharia que se conhece, permitindo que os materiais presentes na natureza pudessem ser utilizados.

O Mine to mill, também chamado de Interface Mina-Usina, é uma vertente que se preocupa em estudar as variáveis envolvidas em todo o processo da Produção Mineral (que por sua vez engloba as etapas de Prospecção e Beneficiamento de minérios), trabalhando o processo de forma mais simples, e assim, buscando apresentar melhores resultados (MCKEE 2013).

O esquema a seguir evidencia a evolução do Mine to Mill como uma estratégia reconhecida ao longo das décadas no setor da mineração.

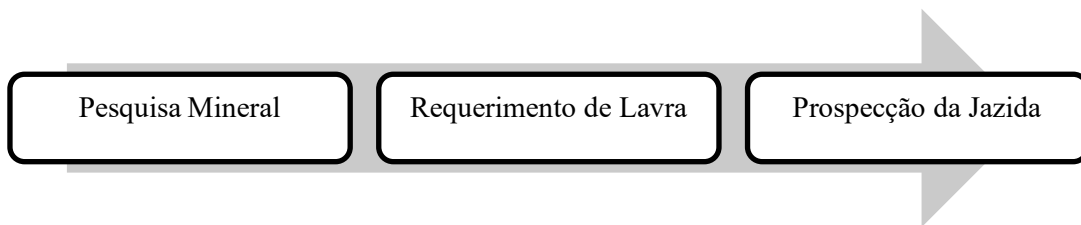
FIGURA 1: Mine to mill como uma estratégia reconhecida.



FONTE: Understanding Mine to Mill (MCKEE 2013).

Para entender o Mine to mill, primeiramente é necessário compreender que o processo de Produção Mineral inicia-se na etapa de Pesquisa Mineral, onde pode ser feita a comprovação da existência de materiais, cuja extração se mostre viável no âmbito econômico e social (isso é feito por meio de um Relatório Final de Pesquisa). Posteriormente, é feito o Requerimento de Lavra (ou Plano de Aproveitamento Econômico), que se aprovado, dá ao empreendedor, direitos de prospectar os materiais que ocorrem na jazida em questão.

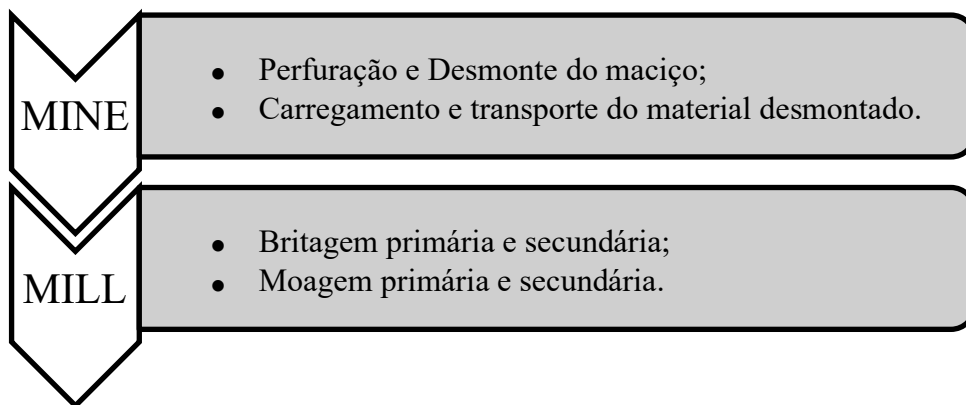
FIGURA 2: Etapas dos processos minerários.



FONTE: Autor (2022).

A engenharia de desmonte tem o papel de especificar o plano de fogo considerando o efeito na cadeia produtiva, desde a mina até os processos de cominuição da planta de tratamento do minério (MORAIS, 2008).

FIGURA 3: Cadeia produtiva em função do Mine to Mill.



FONTE: (MORAIS 2008).

Antes desse material ser entregue à indústria, ele passa por uma série de procedimentos que visam aumentar o seu valor econômico. Um dos objetivos do processamento mineral é melhorar a trabalhabilidade do minério nas suas diversas aplicações.

De acordo com Cury (2017), a lavra engloba todo o conjunto de operações unitárias de aproveitamento da jazida. Corresponde à quarta fase da mineração (as anteriores são prospecção, exploração e desenvolvimento) e é alternativamente chamada de exploração. Denomina-se método de lavra a sistematização e coordenação das várias operações unitárias visando ao aproveitamento de uma jazida mineral.

O melhor aproveitamento de uma jazida mineral só é possível por intermédio do método de lavra ideal. Esse método deve ser escolhido com base na configuração geométrica do corpo rochoso, que também vai ser crucial na definição da sequência de operações de avanço da lavra. O objetivo principal é a obtenção do maior volume possível da jazida requerida (CURY, 2017).

O método ideal seria aquele que proporcionasse a lavra mais econômica, completa, segura e menos poluente. Esse método ideal estará ligado sempre aos condicionantes econômicos e sociais. Economicamente, procura-se o aproveitamento mais lucrativo da reserva mineral. Socialmente, busca-se uma extração completa, segura e com menor impacto ambiental possível.

Segundo Macêdo *et al.*, (2001), para seleção do método de lavra ideal, os principais fatores a serem levados em conta são a geometria do depósito, características do minério (teor, distribuição espacial), presença de água no local (seja ela superficial ou subterrânea), impacto ambiental da atividade e viabilidade econômica. Garantir a produtividade e máxima recuperação do minério para permitir estabilidade da vida útil da jazida também é uma prioridade. Discute-se também que os métodos de lavras a serem aplicados podem ser divididos em dois grupos, sendo eles: métodos de lavras subterrâneas e métodos de lavras a céu aberto, onde cada um possui técnicas e operações diferentes, aplicados para melhor adaptação às condições necessárias, a fim de alcançar o máximo aproveitamento do material, mantendo a segurança e respeitando as condições ambientais.

Considerando os vários métodos de lavras existentes, há quatro importantes operações unitárias, comuns a todos eles, e que fomentam a produção mineral, são elas: perfuração, desmonte, carregamento e transporte. As operações de perfuração e desmonte dependem diretamente da friabilidade do material. A ela também é inerente o tipo de desmonte aplicado, uma vez que a posição dos furos vai influenciar diretamente no resultado final, quando o método de lavra é o de desmonte por explosivos. A posição dos furos pode variar segundo seu afastamento, espaçamento e tipo de malha.

As operações de desmonte têm como objetivo principal a fragmentação efetiva da rocha em fragmentos o mais uniformes possível, de modo a expandir a lucratividade e eficiência do processo. A fragmentação de um material depende de diversos fatores, sendo eles: propriedades do material a ser desmontado, explosivo a ser utilizado, classificações geomecânicas, plano de fogo adotado e índice de trabalho do material.

Hartman (1992), elucida que explosivos industriais são substâncias ou misturas químicas que quando expostas a uma energia suficiente em condições adequadas, se expandem na forma de gases de grande potencial termodinâmico, liberando grande energia em um curto espaço de tempo, desencadeando uma cadeia de efeitos que culminam na fragmentação de um material.

Segundo a Atlas Powder Company (1987), as características do explosivo (associadas à distribuição espacial dos furos) determinam a energia capaz de gerar a fragmentação (e também a taxa de liberação dessa energia). Há quatro fatores importantes que são provenientes da energia liberada por essas substâncias, sendo eles:

Detonação: os componentes químicos do explosivo se transformam em gases sob alta pressão e temperatura;

Propagação de ondas: após a detonação, ocorre a propagação de ondas de choque (expansão dos gases, que geram alta pressão nas paredes do furo). O resfriamento dos gases e as fraturas causadas pela sua expansão geram forças cisalhantes (variação provenientes da rápida mudança de volume do maciço). O trabalho gerado nessa expansão tem proporções muito superiores à rigidez elástica do maciço, fazendo com que ela se torne insignificante. Esse fenômeno gera a fragmentação. A fragmentação ocorre devido à difração das ondas compressivas, que acontece quando uma onda encontra uma face livre ou descontinuidade e reflete grande parte da energia na forma de onda de tração;

Expansão dos gases: a expansão dos gases através das descontinuidades e fraturas pré-existentes - ou fraturas formadas pela detonação - são responsáveis pelo deslocamento do material fraturado;

Movimento de massa: quando há detonação, fragmentos se chocam um contra o outro ou no piso da frente de lavra, aumentando a fragmentação.

Ainda sobre o desmonte de rochas, dentre todos os elementos utilizados para a execução do plano de fogo, os acessórios de iniciação podem ser apontados como elementos de importância

singular para a operação, uma vez que a escolha desse elemento pode influenciar diretamente o resultado final do desmonte. Os iniciadores de detonação encontrados no mercado se dividem em duas categorias, sendo elas: iniciadores eletrônicos e iniciadores não eletrônicos, sendo os iniciadores não eletrônicos os mais utilizados devido ao seu custo, que é consideravelmente mais baixo com relação ao custo dos iniciadores eletrônicos.

A britagem consiste na fase bruta 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 diminuição de granulometria dos blocos de material. Como consequência, a operação se desenvolve em vários estágios subsequentes denominados britagem primária, secundária, terciária e, eventualmente, quaternária (NEVES, 2018).

No Mine to Mill, o objetivo principal é otimizar a separação do mineral-minério do rejeito, e para isso é preciso entender as variáveis que podem influenciar nesses resultados. Uma das variáveis envolvidas é o Índice de Trabalho. O índice de trabalho (WI - work index) corresponde, numericamente, à energia total, expressa em kWh por tonelada curta (907 kg), necessária para reduzir o minério, desde um tamanho teoricamente infinito até uma granulometria em que, no peneiramento, apresenta 80% de material passante em 106 μm (FIGUEIRA *et al.*, 2004).

O WI corresponde à resistência do minério à moagem e, com esse parâmetro, torna-se possível calcular a energia (kWh/t) necessária para moer o minério a uma determinada granulometria, além de ser um parâmetro importante para o dimensionamento de moinhos de bolas (HERBST *et al.*, 2003).

A lei de Bond estabelece que a energia necessária para fragmentar uma massa unitária de um minério homogêneo é inversamente proporcional à raiz quadrada do diâmetro das partículas (BARRAT & SHERMAN, 2002). A partir disso, o presente trabalho utiliza o modelo de Bond para aperfeiçoar os trabalhos de detonação e mostra a influência do Índice de Trabalho nos resultados da detonação, o que pode ocasionar grandes melhorias na etapa de cominuição desses materiais.

2. OBJETIVOS

2.1. Objetivo Geral

O objetivo geral do presente estudo é demonstrar a importância de uma boa escolha do iniciador de detonação e a influência do acessório nos gastos energéticos do processamento mineral. O trabalho também visa correlacionar a etapa de desmonte com a etapa de cominuição, enfatizando o conceito de Mine to Mill. Tratar sobre elementos utilizados e suas propriedades também é um objetivo deste projeto.

2.2. Objetivo Específico

- Comparar os resultados de gastos energéticos e fragmentação com a utilização de iniciadores eletrônicos e não eletrônicos, enfatizando conceitos como o do modelo de Bond e o do Índice de Trabalho;
- Demonstrar a influência do Índice de Trabalho nos diferentes parâmetros do desmonte de rochas;
- Atestar os efeitos positivos gerados pela multidisciplinaridade aplicando a metodologia do Mine to Mill.

3.REFERENCIAL TEÓRICO

3.1. Mine to Mill

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. A vertente foi então criada visando a integração do produto do desmonte com as etapas subsequentes, melhorando a cadeia produtiva e melhorando, por consequência, os resultados (NEVES 2018).

Neves (2018) também salienta que na abordagem da metodologia, a fragmentação principal da rocha é feita no início da cadeia, onde as necessidades energéticas são menores e mais baratas. Em termos gerais, a abordagem implica no aumento e/ou melhor distribuição de energia durante a detonação do ROM (Run of Mine), ou seja, um controle do top size. Essa iniciativa leva a uma granulometria mais fina e homogênea.

Também é considerado que toda a cadeia produtiva sofre influência direta do grau de fragmentação resultante do desmonte, e embora muitas vezes a otimização deste acarrete em um aumento financeiro para a operação, esses custos são recuperados ao longo do processamento. Essa compensação é dada pela redução significativa nos custos de carregamento, transporte, britagem e moagem, e sobretudo, pela obtenção de melhores resultados finais.

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.

3.2. Plano de Fogo

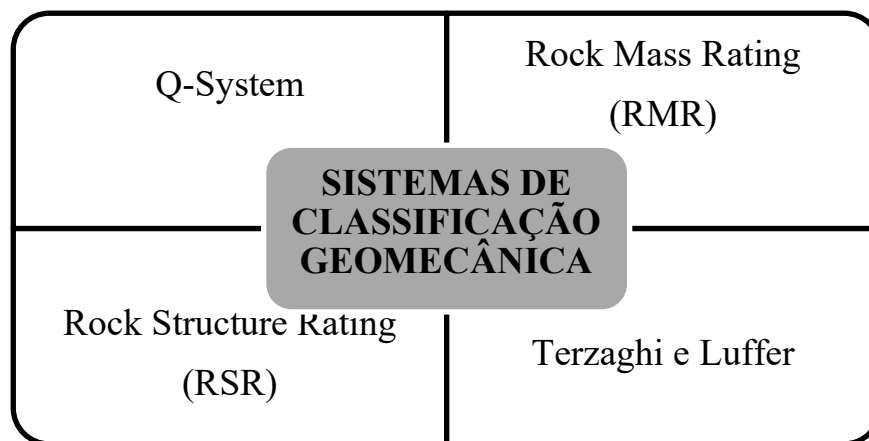
De acordo com Morais (2004), não há tentativas teóricas definidas na literatura de parâmetros de detonação com base em características simples do maciço rochoso, devido à complexidade da rocha como material e à complexidade da detonação como processo. De qualquer forma, tentativas de definir a capacidade de fragmentação das rochas são feitas, de modo a observar as

circunstâncias especiais de detonação de rocha, onde a maioria delas tenta tratar o material como frágil e homogêneo.

Descreve-se ainda que alguns parâmetros que tangem essa determinação são de complexidade significativa. Principalmente para o período em que o artigo foi desenvolvido. Com o auxílio das tecnologias adquiridas e com o passar do tempo, alguns desses parâmetros podem ser definidos mais facilmente, garantindo que o modelo de Kuz-Ram (que será tratado mais adiante) seja aplicado com precisão.

A fim de tentar compreender o comportamento dos maciços rochosos, foi desenvolvida uma série de classificações geomecânicas. 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.

FIGURA 4: Sistemas de Classificação Geomecânica



FONTE: Autor (2022).

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 e 7.000 m/s são classificados como explosivos rápidos e detonantes, que compreendem os principais tipos de explosivos utilizados no desmonte de rochas. Entre eles cita-se o ANFO, o ALANFO, os hidrogéis, as emulsões e o ANFO pesado.

Para se obter uma melhor compreensão global sobre o desmonte de rochas e seus resultados, é possível lançar mão de técnicas que permitem realizar a simulação dessas operações. Segundo Morais (2004), o principal objetivo da simulação de desmonte de rocha é a previsão de tamanho de partícula da pilha de detonação por meio de uma curva. Isso torna possível mudar os parâmetros do plano de fogo para alcançar diferentes tipos de resultados, considerando o objetivo em questão. Há também um modelo de fragmentação que pode fornecer uma descrição útil do processo de detonação para fins de simulação e previsão de fragmentação, cujas principais obras são: Kuznetsov (1973), Cunningham (2005), Lilly (1986), Sarma (1994) e Djordjevic (1999).

Silva (2009) afirma que, em um plano de fogo, o afastamento (distância entre linhas de furos) mais curto é mais crítico, uma vez que o acúmulo de energia excessiva no maciço pode promover a geração de muitos resíduos finos (piora de resultados) e gerar ultralancamento de partículas (aumento dos riscos operacionais), ao passo que, o afastamento mais longo pode não atingir a fragmentação esperada, ocasionando a necessidade de realização de desmontes secundários (atraso nas operações posteriores), além de gerar problemas no pé da bancada, como o acúmulo de fragmentos de porte superior ao desejado que podem ocasionar dificuldade na continuação das operações.

Outro parâmetro importante é o espaçamento (distância entre furos de uma mesma linha) que deve ser superior de duas a três vezes o diâmetro do furo, para que seja evitada a formação de matacões. Tanto o afastamento quanto o espaçamento devem ser muito bem dimensionados, para que os fragmentos gerados se aproximem ao máximo do tamanho desejado.

3.3. Modelo de fragmentação Kuz-Ram

A fragmentação é uma forma de otimizar as operações subsequentes à detonação. Baseado no modelo de Kuz-Ram, vários autores desenvolveram métodos e adicionaram parâmetros ao modelo para melhorar o processo. Morin e Ficarazzo (2006) utilizaram a simulação de Monte Carlo como ferramenta para simular o modelo Kuz-Ram e otimizar os dados do projeto de detonação. Além de apresentarem fator de carga e determinar a combinação de deslocamento e espaçamento no modelo Kuz-Ram.

Gheibie, *et al.*, (2009), apresentaram uma modificação do modelo clássico de Kuz-Ram, onde são levadas em consideração as aberturas das descontinuidades e o preenchimento das mesmas no maciço através de um coeficiente 0,073 (substituindo o 0,06). Esses aspectos não são

considerados no modelo original de Kuz-Ram. Os autores também substituíram a função de Swebrec pela função de Rosin-Rammler, para obter uma melhor adequação de finos na curva granulométrica. No entanto, o novo modelo não considera efeitos temporais da detonação nem limites superiores na distribuição como o modelo Kuz-Ram.

O modelo de fragmentação e a fórmula do índice de fragmentação foram avaliados por Hudaverdi *et al.*, (2012). Por meio de análise multivariada, um modelo de previsão de fragmentação foi desenvolvido. Considerando 7 parâmetros, o modelo é dividido em 3 grupos de nível de fragmentação, sendo eles: baixo, médio e alto. Os resultados obtidos pela análise multivariada foram comparados com os resultados obtidos pelo método tradicional de Kuznetsov. Ao comparar os valores reais obtidos em campo com os dois modelos tratados, foi comprovado o menor erro na análise multivariada.

Díaz-Martínez *et al.*, (2012) utilizando programação estruturada, incluíram o desenvolvimento e análise de algoritmos em função da abertura, inclinação do furo, densidade do explosivo, resistência à compressão, e cálculo dos parâmetros geométricos do plano de fogo. Os resultados da avaliação manual são considerados muito úteis para aprimorar o processo de explosão, o que é importante, no entanto não fornece dados quantitativos de validação do método.

Faramarzi *et al.*, (2013) propuseram um modelo denominado "Rock Engineering System" (RES), e os resultados foram comparados com os resultados obtidos por meio do modelo de Kuz-Ram e cinco outros modelos estatísticos. O modelo RES se divide em três etapas: a primeira etapa: apontar os parâmetros que determinam a fragmentação da rocha (densidade, velocidade sísmica da rocha, resistência à compressão, elasticidade da rocha e forças de cisalhamento); a segunda etapa: determinar a vulnerabilidade e o nível de risco de fragmentação; a terceira etapa: determinar a relação entre a granularidade da pilha e o índice de vulnerabilidade. Um valor alto indica fragmentação baixa e um valor baixo indica fragmentação elevada. O modelo trabalha com a descrição detalhada da matriz de interação e auxilia na avaliação dos pesos dos parâmetros. O modelo usa 16 parâmetros, mas os parâmetros mais importantes não são determinados.

Bakhtavar *et al.*, (2015) determinaram 49 parâmetros que impactam o modelo de britagem, e os classificaram como controláveis e incontroláveis. Foram testados 10 parâmetros no modelo de regressão, e por meio de medição *in situ* e análise de imagens, foi aprimorado o modelo de Kuz-Ram. O modelo de regressão está mais condizente com a realidade, mas o modelo Kuz-

Ram, empiricamente falando, tem melhores resultados. Dos parâmetros de simulação, 7 são controláveis e 3 são incontroláveis.

3.4. Parâmetros para aplicação do modelo de fragmentação Kuz-Ram

Para aplicação do modelo de fragmentação Kuz-Ram devemos determinar alguns parâmetros inerentes à detonação, para que a modelagem pós-detonação seja o mais próximo possível da realidade. Os parâmetros necessários para aplicação da equação de Kuz-Ram são: Afastamento (B); Espaçamento (S); Diâmetro do furo (d); Desvio padrão do furo (w); Comprimento de carga (L); Comprimento de carga inferior (BCL); Comprimentos de carga de coluna (CCL); Altura da bancada (H); Fator de tempo de retardo (AT); Fator da rocha (A); Fator de dispersão (Rs); Razão de carga (K); Massa de explosivo utilizado (Q); Relative Weight Strength (RWS).

3.4.1. Afastamento (B)

O afastamento é a distância entre linhas de furação em uma malha de furação. Segundo Silva (2014), a escolha certa do afastamento faz com que a detonação dos explosivos gere uma onda de choque que vai em direção à face livre e seja refletida pela mesma, gerando tensão e uma fragmentação efetiva da rocha.

Quando o afastamento é muito grande, essa onda de choque não é refletida, resultando em pouca fragmentação e perda de eficiência (geração de maticos e necessidade de desmontes secundários). Em contrapartida, se o afastamento é pequeno, as fendas radiais geradas se intensificaram, permitindo a dissipação dos gases confinados e consequente perda de eficiência, causando ultra lançamentos e excessiva geração de finos.

A fórmula para o cálculo do afastamento leva em conta a densidade do explosivo utilizado, a densidade da rocha, e o diâmetro do explosivo, se expressando por (equação 1):

$$B = 0,123 \cdot \left(2 \cdot \frac{\rho_e}{\rho_r} + 1,5 \right) \cdot de \quad (1)$$

Onde:

ρ_e : Densidade do explosivo (g/cm³);

ρ_r : Densidade da rocha (g/cm³);

de : Diâmetro do explosivo (mm).

3.4.2. Espaçamento (S)

O espaçamento é a distância entre furos dentro de uma mesma linha de furação. Segundo Silvia (2014), quando rachaduras são abertas paralelas à face livre pela ação da onda de tensão, gases pressurizados entram nessas fendas e forçam a fragmentação da rocha. No entanto, o alcance desses gases é limitado pela extensão das fendas e pelo volume de gás disponível. Nesse sentido, o dimensionamento correto do espaçamento amplia a ação dos gases em uma mesma linha, aumentando o trabalho gerado nas faixas de material, tornando a fragmentação mais uniforme.

Foram propostas inúmeras fórmulas de cálculo de afastamento que levam em conta um ou mais dos parâmetros indicados, mas todas elas fornecem valores que estão na faixa de 24 a 40 vezes o diâmetro do furo, dependendo fundamentalmente das propriedades do maciço rochoso.

O espaçamento está relacionado ao uso ou desuso de retardo e à altura da bancada. A tabela 1 a seguir exhibe as equações que devem ser usadas em cada caso:

TABELA 1: Equações para cálculo de Espaçamento

	Bancadas baixas ($Hb \leq 4$)	Bancadas altas ($Hb > 4$)
Presença de Retardo	$S = \frac{(Hb + 7B)}{8}$	$S = 1,4B$
Ausência de Retardo	$S = 0,33(Hb + 2B)$	$S = 2B$

FONTE: (JIMENO *et al.*, 2003)

Onde:

Hb: Altura da bancada;

B: Afastamento.

3.4.3. Diâmetro do furo (d)

Segundo Silvia (2014), existem vários fatores que influenciam na escolha do diâmetro dos furos, dentre eles estão o tamanho desejado dos fragmentos, o tipo de explosivo utilizado, a vibração permitida do terreno e a dimensão dos equipamentos de carregamento. Se o diâmetro do furo for pequeno, os custos de perfuração e iniciação serão altos, e as operações de carregamento dos furos, confinamento dos explosivos e conexão levarão mais tempo, demandarão de mais mão de obra, e vão gerar maior desgaste dos equipamentos. Entretanto, a razão de carga tende a diminuir devido à melhor distribuição do explosivo no maciço.

Se o diâmetro for grande, é possível que ocorram problemas de formação de blocos de grandes dimensões (matacos), principalmente se o maciço rochoso apresentar famílias de fraturas. Nesses casos, a malha precisa ser mais espaçada, para gerar uma melhor distribuição dos furos. O aumento do diâmetro de perfuração pode diminuir o custo global e aumentar a produtividade das operações mineiras, desde que seja feito considerando todas as variáveis do desmonte, sobretudo as características do maciço.

3.4.4. Desvio Padrão do furo (w)

Durante o processo de perfuração é muito comum haver desvio no Furo. Isso acontece devido a alguns fatores como descontinuidades presentes no maciço, altura da bancada a ser perfurada e condição dos equipamentos de perfuração.

O desvio de furo pode ser calculado com a ajuda de um equipamento chamado Boretrak e laser profile. Para tanto, utilizam-se hastes leves conectadas através de joelhos que permite levar um sensor até o fundo do furo. Esse sensor calcula desvio vertical através de inclinômetros. Após realização da leitura pelo laser profile, é determinado se há ou não desvio no furo (CARLON BORETRAK, 2021).

3.4.5. Comprimento de carga (L)

O comprimento de carga é a quantidade, em metros lineares, ocupada pelos explosivos dentro dos furos. Parte desse comprimento é ocupado pela carga de coluna, e outra parte é ocupada pela carga de fundo. A equação 2 do comprimento de carga é descrita pela soma dos comprimentos de carga de fundo e carga de coluna:

$$L = BCL + CCL \quad (2)$$

Onde:

BCL: Comprimentos de carga inferior;

CCL: Comprimentos de carga de coluna.

São necessárias diferentes energias para fragmentar a rocha no fundo e no meio do furo. Para que isso ocorra devem ser utilizados explosivos de maior densidade e força na carga de fundo, onde a rocha está mais confinada e é mais difícil de promover seu deslocar, e explosivos de força menor na carga de coluna, onde a rocha está mais próxima da superfície, o que torna mais descomplicada sua retirada. A concentração da carga de coluna deve ser cerca de 40 a 50% menor que o da carga de fundo. Segundo Silvia (2014), as equações 3 e r para o cálculo são:

$$BCL = 0,3(Hf - T) \quad (3)$$

$$CCL = L - BCL \quad (4)$$

Onde:

Hf: Profundidade do furo;

T: Tampão.

O tampão é a parte superior do furo que não é carregada com explosivos, mas sim com terra, areia ou outro material inerte. Esse material deve ser bem comprimido no furo, de forma a confinar os gases do explosivo de maneira mais eficiente possível. Esse confinamento vai contribuir para que o explosivo emita a máxima energia, e para o controle da sobrepressão atmosférica. A utilização do tampão também pode evitar ultralanchamentos de fragmentos rochosos.

Para determinar o valor adequado do tamanho do tampão, usa-se a seguinte expressão:

$$T = de / 20 \quad (5)$$

Onde:

T: Tamanho linear do tampão;

D: Diâmetro do furo.

3.4.6. Fator de Tempo de Retardo (At)

O tempo de retardo é uma variável que pode ser considerada dinâmica quando se trata de resultado de detonação, geração de ruídos, vibrações, ultralanchamentos, explosivos não detonados e resultados ruins. Devido a isso, em muitos casos, o mau desempenho das detonações pode estar relacionado a essa variável, e isso pode refletir em diversos parâmetros do desmonte (WINZER 1979).

O Fator de tempo de retardo está presente em todos os dispositivos de iniciação de detonação. O retardo é aplicado para que não haja detonação simultânea de dois ou mais furos, de modo a garantir uma melhor fragmentação do material (COUCEIRO *et al.*, 2018). Esse fator, aplicado ao modelo de Kuz-Ram, pode ser calculado pelas equações que seguem, segundo as seguintes condições:

$$AT = 0.66 \tau^3 - 1,58 \tau^2 + 2.05 \quad 0 \leq \tau \leq 1 \quad (6)$$

$$AT = 0.9 + 0.1 \tau \quad \tau \geq 1 \quad (7)$$

$$\tau = T/Tmax \quad (8)$$

$$Tmax = \frac{15,6}{Cp} * B \quad (9)$$

Onde:

T: Tempo de retardo entre furos;

Tmax: Tempo máximo fragmentação;

B: Afastamento;

Cp: Velocidade sísmica do material a ser desmontado (km/s).

3.4.7. Fator de Rocha (A)

O fator da rocha foi originalmente desenvolvido por Lilly (1986) e modificado por Cunningham (2006). Para determinação desse fator são usados os dados obtidos na classificação geomecânica do maciço, a qual considera o tipo de rocha, direção e mergulho das descontinuidades com relação à frente livre do desmonte, sobretudo na variável RMD (Rock Mass Description).

O fator da rocha pode ser usado para ajustar o tamanho médio dos fragmentos do modelo de Kuz-Ram, e é obtido por:

$$A = 0.06(RMD + RDI + HF) \quad (10)$$

Onde:

RMD: descrição da massa de rocha;

RDI: influência da densidade;

HF: fator de dureza.

Para calcular o RMD, RDI e HF deve-se usar as tabelas presentes no Anexo I.

3.4.8. Fator de dispersão (Rs)

Orica (2021) expõe que os iniciadores, sejam eles eletrônicos ou não eletrônicos, recebem na fabricação um fator de dispersão no tempo de retardo. Os não eletrônicos podem chegar até 5% de variação, por exemplo. Em um iniciador com 25 milissegundos de retardo, a detonação pode

ser alterada em até 1,25 milissegundos, ao passo que os eletrônicos têm maior precisão no fator de dispersão, apresentando aproximadamente 0.01% de variação.

Para qualquer tempo de retardo ou fator de dispersão, a preocupação central é sempre gerar menos fragmentos muito grandes e menor quantidade de finos. Entretanto, se há uma diminuição de oversizes, conseqüentemente, há aumento de geração de finos, por mais que o índice de uniformidade tenda a melhorar. Para abordar o efeito adverso da dispersão do tempo sobre o índice de uniformidade, é necessário lançar mão da relação do Fator de Dispersão, que segue:

$$Rs = \frac{Tt}{Tx} = 6 \frac{\sigma t}{Tx} \quad (11)$$

Onde:

Rs: Fator de dispersão;

Tt: intervalo de dispersão de atraso para o sistema de iniciação (ms);

Tx: atraso desejado entre furos (ms);

σt : desvio padrão do sistema de iniciação (ms);

3.4.9. Razão de carga (K)

A razão de carga é a massa de explosivos necessária para fragmentar uma determinada quantidade de rocha. A razão de carga é expressa usualmente em kg/m³ ou kg/t. As condições de fraturamento da rocha devem ser levadas em consideração. Em geral, quanto maior o fraturamento, menor a razão de carga a ser utilizada. Variações na razão de carga podem ser obtidas modificando-se as relações de afastamento e espaçamento na malha de perfuração. A razão de carga para algumas rochas, considerando resistência mecânica, é demonstrada na Tabela 2 a seguir, segundo Koppe (2012):

TABELA 2: Razão de carga

Resistência à compressão (MPa)	Tipo de Rocha	Razão de Carga (kg/m ³)
> 150	Granito, Basalto	0,7
100 - 150	Dolomito, Xistos	0,45
50 - 100	Arenitos, Calcários	0,3
< 50	Carvão	0,15 – 0,25

FONTE: Koppe (2012).

A razão de carga é calculada segundo a seguinte fórmula:

$$K = \frac{Qe}{V_o} \quad (12)$$

Onde:

Qe: Massa do explosivo utilizado (Kg);

Vo: Volume de rocha desmontado por furo (m³).

3.4.10. Massa de explosivo utilizada (Q)

O dimensionamento da massa de explosivo depende de alguns fatores determinantes. Primeiramente, se determina a malha ideal para o desmonte, a geometria e número de furos, analisa-se a altura da bancada, o bit da perfuratriz, e assim, determina-se o diâmetro do furo. Com esses valores, faz-se o cálculo do tampão adequado para confinamento dos gases em cada furo. Desse modo, é possível determinar a massa de explosivo utilizada (MACÊDO, 2001).

3.4.11. Relative Weight Strength (RWS)

O termo Relative Weight Strength, adaptado para o português significa “Força relativa ao peso”, e pode ser descrita como a medida da energia disponível por unidade de massa de um explosivo, comparada a um explosivo padrão. Para aplicações comerciais, o explosivo padrão adotado é o ANFO, cuja densidade se aproxima de 0,85 g/cm³. Para fins militares, o explosivo que é comumente adotado é o trinitrotolueno (TNT).

O RWS é calculado pela divisão do AWS (Absolute Bulk Strength, ou quantidade de energia disponível por unidade de explosivo) do explosivo pelo AWS do explosivo padrão, multiplicando o resultado por 100 segundos (CUNNINGHAM, 2005). A fórmula a seguir expressa o cálculo descrito anteriormente:

Explosivo: ANFO

$$RWS = \left(\frac{AWS \text{ do explosivo desejado}}{AWS \text{ do ANFO}} \right) 100 \quad (13)$$

Onde:

AWS: “Absolute Bulk Strength” (quantidade de energia disponível por unidade de explosivo).

3.4.12. Equação adaptada de Kuznetsov

Kuznetsov (1973) desenvolveu a correlação entre o tamanho médio do fragmento e a energia explosiva (razão de carga) aplicada por unidade de volume de rocha em função do tipo de rocha. Esta equação foi modificada por Cunningham (2005), e é dada por:

$$Xm = A(K)^{-0.8} \cdot Q^{\frac{1}{6}} \cdot (115 \cdot RWS^{-1})^{20} \quad (14)$$

Onde:

Xm: Tamanho médio de partícula (cm);

A: Fator de rocha 0,8 a 22 (classificações geomecânicas do maciço);

K: Razão de carga;

Q: Massa de explosivo no Furo (kg);

RWS: Força de peso em relação ao ANFO, 115 sendo o RWS do TNT.

Segundo Couceiro *et al.*, (2018), Cunningham (2005) apresenta muitos erros tipográficos nas fórmulas apresentadas. Nas versões mais recentes, os autores agregaram ao modelo a dispersão de tempo de impacto, isto é, o retardo dos iniciadores de cada furo, considerando assim a relação entre a utilização de um iniciador eletrônico e de um não eletrônico. A nova fórmula, considerando a variável tempo de retardo (AT), é expressa por:

$$Xm = (AT) \cdot A \cdot K^{-0.8} \cdot Q^{\frac{1}{6}} \cdot (115 \cdot RWS^{-1})^{\frac{19}{30}} \quad (15)$$

3.4.13. Equação do Índice de Uniformidade

A Equação do Índice de uniformidade pode ser utilizada para medir a proximidade entre os tamanhos dos fragmentos gerados no desmonte. De acordo com WipWare (2017), o Índice de Uniformidade (n) da partícula pode variar de 0.5 a 3, sendo que quanto mais próximo de 3 é o valor, maior a similaridade entre o tamanho das partículas (menor geração de finos, melhores resultados), e quanto mais próximo de 0.5, menor é a similaridade entre o tamanho das partículas (maior geração de finos, piores resultados).

A versão mais recente da equação leva em consideração a variável At (Fator de tempo de retardo) e foi proposta por Couceiro *et al.*, (2018). A alteração proporcionou uma melhor otimização do desmonte e possibilitou a comparação dos resultados do desmonte com a utilização de iniciadores eletrônicos e iniciadores não eletrônicos. A expressão do Índice de Uniformidade com as adaptações citadas é dada por:

$$n = \left(\frac{A}{6}\right)^{0,3} \cdot \left(0,206 + \left(1 + \frac{RS}{4}\right)^{0,8}\right) \cdot \sqrt{\left(2 - \frac{30.B}{D}\right)} \cdot \sqrt{\left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right)} \cdot \left(1 - \frac{W}{B}\right) \cdot \left(\frac{L}{H}\right)^{0,3} \quad (16)$$

Onde:

B: Afastamento (m);

S: Espaçamento (m);

D: Diâmetro do furo (mm);

Q: Desvio padrão da precisão de perfuração (m);

L: Comprimento de carga (m);

BCL: Comprimento de carga de fundo (m);

CCL: Comprimento de carga de coluna (m);

H: Altura da bancada (m);

Rs: Fator de dispersão do iniciador;

A: Fator da rocha.

3.4.14. Equação de Rossim-Rammler

A equação de Rossim-Rammler pode ser utilizada para calcular a distribuição do tamanho dos fragmentos em centímetros, ou para calcular a massa retida em uma peneira de abertura X. As expressões abaixo colocam em evidência a fração de massa retida em uma peneira P de abertura X e o tamanho de partícula (X), respectivamente:

$$P = 1 - e^{-\ln 2 \cdot \left(\frac{X}{Xm}\right)^n} \quad (17)$$

$$X = Xm \left(\frac{-\ln(1-P)^n}{\ln \ln 2}\right) \quad (18)$$

Onde:

P: Fração de massa retida na abertura da tela X;

N: Índice de uniformidade, geralmente entre 0,5 e 3;

X: Tamanho variável para testes comparativos;

Xm: Tamanho médio de partícula.

A equação de Rossin-Rammler pode ser aplicada com resultados provenientes das equações de Kuz-Ram e Kuznetsov, juntamente com as equações de distribuição de probabilidades, para geração de dados comparativos. Tal aplicação pode permitir melhorias no Índice de Uniformidade das partículas geradas no desmonte, gerando melhorias nas etapas de cominuição e reduzindo custos.

3.5. Perfuração

Segundo Silva (2009), as operações de perfuração de rocha são realizadas por sondas de perfuração de tamanho ajustável, O ajuste pode variar de acordo com o tipo de rocha e com o plano de fogo escolhido. Além disso, diferentes tipos de perfuratrizes podem ser usadas na perfuração, são exemplos: broca tricônica para perfuração rotativa (broca Holler); martelo de superfície (Top-Hammer, método de percussão rotativa); martelo de fundo de furo (Método de Down the Hole percussão giratória). As perfuratrizes de perfuração podem ser classificadas de acordo com sua mecânica, podendo ser dotadas de sistema pneumático ou hidráulico. O fundo do furo deve ter um diâmetro na faixa de 150 mm (6 polegadas) a 229 mm (9 polegadas).

Koppe (2012) argumentou que, no processo de perfuração, os desvios de furo acontecem devido a uma variedade de fatores, sendo os mais relevantes o uso impróprio de equipamentos e as condições geológicas do terreno, especialmente aquelas refletidas por diferentes condições, como mineral constituinte da rocha, dureza, fratura, faixas de cisalhamento e classes diferentes. Esses fatores podem causar problemas posteriores no processo, e merecem devida atenção dos responsáveis técnicos.

Os principais erros e desvios que podem ocorrer durante o processo de perfuração incluem desvio do furo na direção da face livre, desvio lateral (paralelos à face livre), inclinação do orifício e comprimento sub ou superdimensionado. Dentre os erros de perfuração, também devem ser consideradas as perdas do processo, como quebra de ferramentas e furos em locais inadequados.

3.6. Iniciadores de Detonação

Os acessórios de iniciação surgiram a partir do momento em que o homem tendo conhecimento do poder do explosivo, pólvora negra, que até então era utilizada em armas de fogo e em fogos de artificios, decidiu utilizá-la na atividade de mineração. No ano de 1613, Morton Weigold sugeriu a utilização de explosivos nas minas da região da Saxônia. Porém sua ideia não obteve sucesso. Em fevereiro de 1627, Kaspar Weindl, nascido na região do Tirol, nos Alpes austríacos, realizou uma detonação na mina real de Schemnitz, em OberBiberstollen, na Hungria, sendo esta, a primeira detonação em mineração que se tem notícia. Provavelmente, Kaspar Weindl utilizou um acessório, também de pólvora negra, para iniciar a carga explosiva. Possivelmente este primeiro acessório teria sido uma trilha, que descia acesa ao furo, preenchido por pólvora negra. O sistema era muito inseguro e impreciso (Rezende, 2002).

Segundo a Orica (2021), uma boa definição para iniciadores é de que são explosivos com baixa velocidade de propagação de onda de choque (deflagrantes), e por sua vez, são inflamáveis e mais sensíveis a choque. Devido a esses fatores, o manuseio e transporte desses elementos deve ser feito com maior nível de segurança e cautela. Uma medida de segurança para o transporte e carregamento seguro desses insumos é que seja feito separadamente do explosivo secundário. Esses artigos devem ser compostos de azida de chumbo, estifinato de chumbo, fulminato de mercúrio, nitropenta ou similares. Tais compostos não geram força suficiente para fragmentação da rocha, mas têm capacidade de acionar o explosivo secundário para tornar a fragmentação possível.

3.6.1. Iniciadores não eletrônicos

Segundo a (Orica 2021), o sistema não elétrico com linha silenciosa é composto por fusíveis comuns, sem carga e conectado a um tubo de plástico transparente de alta resistência.

Os diâmetros externos são de 3mm e 1,5mm, respectivamente. O plástico contém uma média de 20mg/m² de filme tetranitrato de pentaeritritol (PETN) pulverizado. Quando ativado, promove a formação de ondas de choque, resultando em ondas de calor e expansão do gás no tubo. A velocidade é de cerca de 2.000m/s.

3.6.1.1. Espoleta

Segundo a ENAEX (2021), a espoleta é composta por um tubo de alumínio ou cobre, com extremidades abertas e fechadas, o qual contém carga dentro do deflagrador ou dispositivo de ignição, cujo explosivo é azida de chumbo a carga básica de $Pb(N_3)_2$ e tetranitrato de pentaeritritol ($C_2H_4N_2O_6$). Uma vez desencadeada, a azida de chumbo detona a carga de PETN, a qual é responsável por detonar o explosivo menor.

A espoleta oferece uma alta eficiência na iniciação de cargas explosivas, aliada à aplicação simples e confiável. A cápsula contém uma mistura sensível à iniciação, com uma carga reforçada de alto poder de detonação. É indicado para a iniciação de explosivos e acessórios em mineração a céu aberto e subterrâneo, pedreiras e construção civil em geral.

3.6.1.2. Cordel Detonante

Segundo a (Orica 2021), o cordel detonante possui elevada resistência à tração, impermeabilidade à água e a outros líquidos normalmente presentes nas detonações. Possui

velocidade de detonação mínima garantida de 6.800 m/s, possibilitando o acionamento eficaz de várias cargas explosivas em uma única detonação. Seu uso é indicado para desmontes primários e secundários em mineração a céu aberto e subterrâneo, pedreiras e construção civil em geral.

O cordel detonante é uma espécie de acessório detonador, composto geralmente por um tubo de plástico com núcleo explosivo. Sua velocidade de explosão é de aproximadamente 7.000 m/s.

3.6.1.3. Booster

Segundo ENAEX (2021), o booster é um acessório de detonação de alto poder explosivo que proporciona maior poder de iniciação, obtendo sempre o melhor desempenho nos explosivos de baixa sensibilidade. Trata-se de uma carga explosiva sólida caracterizada por densidade, pressão e velocidade de detonação elevadas, sendo um iniciador ideal para agentes explosivos bombeáveis e derramáveis. Além de seu alto desempenho, suas características físicas protegem os detonadores durante o carregamento e a detonação.

3.6.1.4. Tubo de Choque

O tubo de choque é um sistema silencioso e flexível composto por dois detonadores não eletrônicos, sendo um instalado no fundo do furo e outro na superfície. Esses dispositivos podem ter variação de comprimento de 3 a 36 metros e são vendidos em caixas de 30 a 200 unidades (ORICA 2021).

3.6.2. Iniciadores eletrônicos

Os sistemas de iniciação eletrônica podem fazer com que a produtividade seja aumentada, permitindo ter um controle ainda mais preciso das ondas de choque, e conseqüentemente da fragmentação. Isso melhora não só o resultado do desmonte como pode garantir maior estabilidade dos taludes próximos, pode projetar a face livre com maior facilidade, pode gerar menor impacto ambiental, diminuir os riscos e vibrações. Esses acessórios apresentam maior custo de utilização, no entanto, esse custo pode gerar grandes economias no longo prazo (MARILENA, 2013).

3.6.2.1. Iniciadores Wireless

A detonação por Wi-Fi elimina alguns fatores que podem ocasionar atrasos na operação de detonação. Essa tecnologia dispensa a utilização de cabos entre os furos, facilitando o trânsito de colaboradores e equipamentos, por exemplo. O sistema consiste em um receptor, que é instalado em uma área segura, em que o operador pode ativar a detonação com segurança. (WOODHALL, 2008).

De acordo com Zhang (2016), os detonadores eletrônicos se iniciam por meio de um fio condutor acoplado a uma carga primária explosiva, dotada de um retardo químico predeterminado. Quando a corrente elétrica passa pelo fio condutor, é gerada uma ignição da carga primária, provocando a detonação.

A principal vantagem desse sistema é a possibilidade de realização de um teste de circuito. A execução desse teste pode detectar erros que ocasionariam falhas na deflagração, uma vez que ele verifica todas as conexões, identificando imperfeições que poderiam causar erros no desmonte. Uma desvantagem do sistema é a possibilidade de ocorrência de correntes elétricas parasitas (fuga de corrente), o que pode ocasionar a detonação prematura de algum furo.

Com a utilização dos detonadores eletrônicos, a conexão entre os dispositivos envolvidos na detonação permite uma frente de lavra mais segura para os trabalhos de perfuração e carregamento dos furos. Na ocorrência de alguma movimentação do maciço, não há riscos de pré-detonação ocasionada por corte de conexão entre fios, visto que o sistema opera por meio de receptores de ondas eletromagnéticas.

3.7. Índice de trabalho (Work Index - WI)

O Índice de Trabalho (Work Index) pode ser calculado com base em dados de ensaios de britagem, onde a escala dos fragmentos é maior. Nesse caso, o Índice de Trabalho é descrito pela seguinte expressão matemática:

$$WI = \rho 53,49 C \quad (19)$$

Onde:

WI: Índice de Trabalho;

C: Valor médio da energia de impacto por unidade de espessura das partículas trabalhadas (J/mm);

ρ : Densidade do minério.

A lei de Bond estabelece que a energia necessária para fragmentar uma massa unitária de um minério homogêneo é inversamente proporcional à raiz quadrada do diâmetro das partículas (Barrat e Sherman, 2002). A Equação 1 é a expressão matemática da lei de Bond.

$$W = 10 \cdot WI \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad (20)$$

Onde:

W: Energia em kWh para moer uma tonelada curta do minério;

WI: Índice de trabalho (work index);

P: Abertura da peneira, em micrômetros (μm), através da qual passam 80% da massa do produto;

F: Abertura da peneira, em micrômetros (μm), através da qual passam 80% da massa da alimentação.

Para calcular o WI deve-se utilizar a equação 21 (FRANÇA 2016):

$$WI = \frac{44,5}{A_m^{0,23} M_{ob}^{0,82} \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} \times 1,1 \quad (21)$$

Onde:

Am: Abertura da malha teste de classificação em micrômetros;

Mob: Índice de moabilidade.

4. METODOLOGIA

4.1. Pesquisa Bibliográfica

O presente trabalho se iniciou a partir de levantamento bibliográfico, onde a ênfase foi dada ao setor minerário, com o objetivo de buscar inovações na interface mina-usina, também conhecida como Mine to Mill. A pesquisa bibliográfica também permitiu melhor entendimento do modelo Kuz-Ram, suas aplicações e modificações, compreensão e aplicação da Lei de Bond.

Considerando todo o arcabouço teórico apresentado, a metodologia do presente trabalho consiste em realizar uma análise em cima dos dados de fragmentação do Calcário e energia utilizada no processo de moagem. Os dados a serem utilizados serão provenientes de um desmonte realizado em uma empresa, que os forneceram para o estudo.

A coleta de dados foi feita em campo para determinação do tamanho médio da partícula. Para comparação com dados reais e para comparação de resultados durante o processo, foi utilizado um iniciador eletrônico, cujo fator de dispersão é de 0.01% e o tempo de retardo de 22ms, e um iniciador não eletrônico, cujo fator de dispersão é de 5% e o tempo de retardo de 50ms. Para os dois iniciadores será considerado um tempo de retardo máximo de 3 ms/m de furo.

4.2. Cálculo do Fator de tempo de retardo (At)

O objetivo é demonstrar a diferença no gasto energético do moinho ao cominuir o material desmontado (calcário) com a utilização de iniciadores eletrônicos e iniciadores não eletrônicos.

Para tanto, primeiramente é necessário que seja feito o cálculo do Fator de tempo de retardo (AT). A fórmula a ser utilizada será definida pelo cálculo de τ , que vai apontar, segundo suas determinadas condições, a equação ideal para o caso.

Para realizar o cálculo da variável τ , primeiramente, é necessário que seja calculado o valor da variável T_{max} . Antes de determinar T_{max} , é preciso calcular o Afastamento apropriado para o desmonte em questão. Para tanto, utilizaremos a equação do Afastamento (B):

Para realização do cálculo, utilizar-se-ão os seguintes dados fornecidos pela empresa:

Densidade do explosivo utilizado (ρ_e): 1,15 g/cm³;

Densidade da rocha (ρ_r): 2,9 g/cm³;

$$B = 0,123. \left(2. \frac{\rho_e}{\rho_r} + 1,5 \right). de \leftrightarrow B = 0,123. \left(2. \frac{1,15}{2,9} + 1,5 \right). 88,9 \leftrightarrow B = 2,5 \text{ m.}$$

Aplicando o valor de B na equação de T_{\max} temos:

(Velocidade sísmica do Calcário (C_x) = 3 km/s)

$$T_{\max} = \frac{15,6.B}{C_x} \leftrightarrow T_{\max} = \frac{15,6(2,5)}{3} \leftrightarrow T_{\max} = 13 \text{ ms.}$$

Como o T já é conhecido (3 ms por metro de furo) e a altura de bancada, segundo dados fornecidos pela empresa, é de 11 metros, serão considerados 33 ms. Então, agora será realizado o cálculo do Fator de tempo de retardo, por meio da fórmula (8).

$$\tau = \frac{T}{T_{\max}} \leftrightarrow \tau = \frac{33}{0,013} \leftrightarrow \tau = 2,538 \text{ ms.}$$

Como o resultado para τ demonstrou-se maior que 1, usa-se a fórmula (7) correspondente à tal condição:

$$AT = 0,9 + 0,1 \tau \leftrightarrow AT = 0,9 + 0,1 (2,538) \leftrightarrow AT = 1,154 \text{ ms.}$$

4.3. Cálculo do Tamanho médio de partícula (X_m)

Tendo calculado o Fator de tempo de retardo AT, agora será realizado o cálculo de Tamanho médio de partícula (X_m), por meio da equação corrigida de Cunningham, onde o Fator é considerado. Para efetuar esse cálculo, tem-se as variáveis disponibilizadas pela empresa em questão, que seguem abaixo, e também o valor de AT, já calculado:

Fator de rocha (A) = 19,01;

Razão de Carga (K) = 245,05 g/m³;

Massa do explosivo (Q) = 68,88 kg;

RWS = 100%;

AT = 1,154 s;

Utilizando os fatores descritos acima, foi calculado o Tamanho médio das partículas com o auxílio do software Excel. O valor encontrado para X_m , portanto, foi de 59,73 cm.

4.4. Cálculo do Índice de Uniformidade

O conhecimento do Índice de Uniformidade é fundamental para determinar se o desmonte vai apresentar fragmentos com uniformidade satisfatória e menor geração de finos, de modo a contribuir efetivamente com a etapa de beneficiamento. A similaridade entre os fragmentos, como já mencionado, pode também reduzir perdas e melhorar o desempenho dos equipamentos.

As variáveis a seguir foram cedidas pela empresa e serão utilizadas para realização dos cálculos que seguem, são elas:

Fator da rocha (A) = 19,01 Mpa;

Espaçamento (S) = 3 m;

Desvio padrão do furo (W) = 0;

Comprimento de carga (L) = 9,05 m;

Diâmetro do furo (D) = 88,9 mm;

Altura da bancada (H) = 11 m;

Além dos dados fornecidos, é preciso determinar o Fator de dispersão para cada tipo de iniciador. Como mencionado anteriormente, o cálculo do Fator de dispersão é crucial para elucidar a diferença na utilização dos dois tipos de iniciadores, uma vez que a variação de comportamento dos dois acessórios no momento do desmonte pode se apresentar bastante diversa.

Para realização dos cálculos foi levado em consideração o desvio padrão do tempo de retardo dos iniciadores como sendo de 5% para o iniciador não eletrônico ($\sigma t = 3,3 \text{ ms}$) e 0,01% para o iniciador eletrônico ($\sigma t = 0,3 \text{ ms}$).

A seguir, o cálculo do Fator de dispersão (Rs):

- Fator de dispersão para o iniciador não eletrônico:

$$Rs = 6 \frac{\sigma t}{Tx} \leftrightarrow Rs = 6 \frac{3,3}{33} \leftrightarrow Rs = 0,6.$$

- Fator de dispersão para o iniciador eletrônico:

$$Rs = 6 \frac{\sigma t}{Tx} \leftrightarrow Rs = 6 \frac{0,3}{33} \leftrightarrow Rs = 0,06.$$

De posse de todas as variáveis necessárias para o cálculo do Índice de uniformidade, segue abaixo a resolução da equação, para os dois tipos de iniciadores:

- Índice de Uniformidade para iniciadores não eletrônicos:

$$n = \left(\frac{A}{6}\right)^{0,3} \left(0,206 + \left(1 + \frac{RS}{4}\right)^{0,8}\right) \sqrt{\left(2 - \frac{30 \cdot B}{D}\right)} \sqrt{\left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right)} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left(\frac{L}{H}\right)^{0,3}$$

$$n = \left(\frac{19,01}{6}\right)^{0,3} \left(0,206 + \left(1 + \frac{0,6}{4}\right)^{0,8}\right) \sqrt{\left(2 - \frac{3 \cdot 25}{88,9}\right)} \sqrt{\left(\frac{1 + \frac{2}{2,5}}{2}\right)} \left(1 - \frac{0}{2,5}\right) \left(\frac{9,05}{11}\right)^{0,3}$$

$$n = 1,794.$$

- Índice de Uniformidade para iniciadores não eletrônicos:

$$n = \left(\frac{A}{6}\right)^{0,3} \left(0,206 + \left(1 + \frac{RS}{4}\right)^{0,8}\right) \sqrt{\left(2 - \frac{30 \cdot B}{D}\right)} \sqrt{\left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right)} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left(\frac{L}{H}\right)^{0,3}$$

$$n = \left(\frac{19,01}{6}\right)^{0,3} \left(0,206 + \left(1 + \frac{0,06}{4}\right)^{0,8}\right) \sqrt{\left(2 - \frac{3 \cdot 25}{88,9}\right)} \sqrt{\left(\frac{1 + \frac{2}{2,5}}{2}\right)} (1) \left(\frac{9,05}{11}\right)^{0,3}$$

$$n = 1,650.$$

4.5. Aplicação da equação de Rosim-Rammler

Agora, com o conhecimento do valor do Índice de Uniformidade n e o Tamanho médio de partícula X_m , é possível calcular o tamanho das partículas que alimentarão o britador. Para isso será utilizada a equação de Rosim-Rammler, onde a variável P (proporção de massa retida na peneira de abertura X) receberá 80, e então o valor de X mostrará o tamanho dos fragmentos.

- Abertura de peneira X80 para iniciadores não eletrônico:

$$X80 = X_m \left(\frac{-\ln(1-P)}{\ln 2}\right)^{\frac{1}{n}} \leftrightarrow X80 = 59,73 \left(\frac{-\ln(1-0,8)}{\ln 2}\right)^{\frac{1}{1,650}} \leftrightarrow X80 = 0,9452 \text{ m.}$$

- Abertura de peneira X80 para iniciadores eletrônicos:

$$X_{80} = X_m \left(\frac{-\ln(1-P)}{\ln 2} \right)^{\frac{1}{n}} \leftrightarrow X_{80} = 59,73 \left(\frac{\ln(1-0,8)}{\ln 2} \right)^{\frac{1}{1,794}} \leftrightarrow X_{80} = 0,9952 \text{ m.}$$

Vale ressaltar que o material que alimenta o moinho é produto do britador. De acordo com as informações fornecidas pela empresa, o britador utilizado é o Britado Giratório, cujo grau de redução é de 8:1. Nesse caso, o X_{80} deve ser dividido por 8, para que se calcule o novo tamanho médio das partículas que vão para a etapa de moagem.

$$X_{\text{não eletrônico}} = (0,9452) / 8 \leftrightarrow X_{\text{não eletrônico}} = 0,1194 \text{ m.}$$

$$X_{\text{eletrônico}} = (0,9952) / 8 \leftrightarrow X_{\text{eletrônico}} = 0,1244 \text{ m.}$$

5. RESULTADOS E DISCUÇÕES

Finalmente, agora é possível determinar o gasto de energia pelo moinho para cominuição das partículas provenientes do desmonte com utilização de iniciadores eletrônicos e não eletrônicos. Para isso vamos usar a equação da Lei de Bond. O WI do calcário extraído na empresa em que foram realizados os testes de campo foi determinado e fornecido. O valor de WI é 1,3.

A relação de redução do moinho, segundo especificações do equipamento fornecidas pela empresa é de 80% (grau de redução relativo ao Moinho de Bolas), isto é, o produto possui 20% do tamanho da alimentação, logo, $P = 0,2F$.

A seguir as variáveis utilizadas para os cálculos:

$$W_i = 1,3;$$

$$F_{\text{não eletrônico}} = 0,1194 \text{ m};$$

$$F_{\text{eletrônico}} = 0,1244 \text{ m};$$

- W para iniciadores não eletrônicos:

$$W = 10 \cdot W_i \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{0,2F}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \leftrightarrow W = 10 \cdot W_i \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{0,2(0,1194)}} - \frac{1}{\sqrt{0,1194}} \right) \leftrightarrow W_{\text{não eletrônico}} = 46,5 \text{ kwh/ton.}$$

- W para iniciadores eletrônicos:

$$W = 10 \cdot W_i \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{0,2F}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \leftrightarrow W = 10 \cdot W_i \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{0,2(0,1244)}} - \frac{1}{\sqrt{0,1244}} \right) \leftrightarrow W_{\text{não eletrônico}} = 45,5 \text{ kwh/ton.}$$

Considerando o exposto até aqui, é perceptível que a utilização dos iniciadores eletrônicos pode trazer resultados consideravelmente melhores para o processo. Uma redução mínima nos custos totais pode ser uma grande melhoria para o processo, uma vez que o valor agregado ao produto final é elevado.

A Tabela 3 na página 36 mostra com clareza que a diminuição do tamanho médio de partícula proporcionado pela utilização dos iniciadores eletrônicos vai refletir positivamente em todas as etapas do beneficiamento.

Vale mencionar que a diminuição do tamanho médio de partícula permite também uma projeção melhor dos fragmentos. Isso favorece a etapa de carregamento, visto que a pilha gerada na detonação adquire um ângulo mais elevado e, conseqüentemente, ocupa uma área menor da praça de manobras.

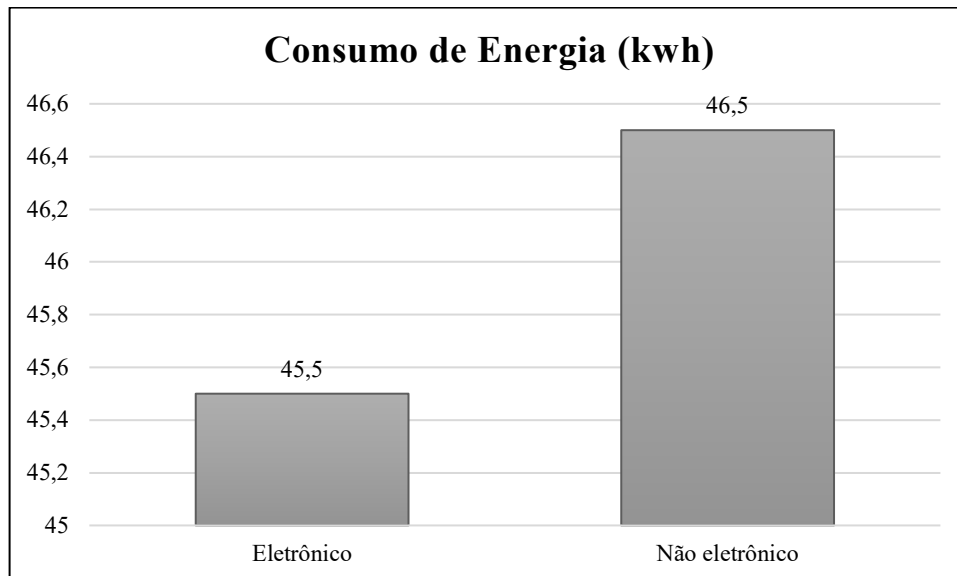
TABELA 3: Relação entre variáveis para os dois tipos de iniciadores.

Tipo de Iniciador	Xm (cm)	Alimentação do moinho (cm)	Produto do moinho (cm)	Consumo de energia (kwh/tonelada)
Eletrônico	59,73	12,44	2,488	45,5
Não eletrônico	59,73	11,94	2,388	46,5

Tabela 3 - Fonte: Autor.

O Gráfico 1 mostra com clareza a correlação entre o valor encontrado para W para os iniciadores não eletrônicos e eletrônicos, enfatizando ainda mais as melhorias geradas.

GRÁFICO 1: Consumo de energia (kwh) para os dois tipos de iniciadores.



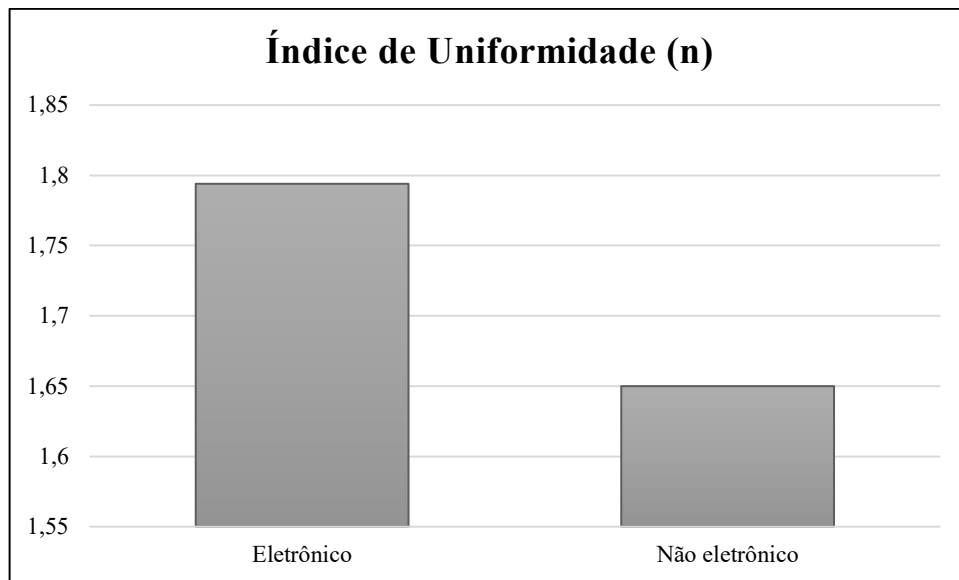
FONTE: Autor.

Os resultados apresentados para a variável n (Índice de uniformidade) também se mostraram muito satisfatórios. Como mencionado no presente trabalho, o Índice de Uniformidade mostra a semelhança entre os tamanhos das partículas geradas no desmonte, portanto, quando mais próximo de 3 é o valor de n, melhor é a distribuição no tamanho dos fragmentos, e menos disparidade se nota no tamanho dos mesmos.

O gráfico 2, na página 37, mostra com clareza a correlação entre os valores encontrados para n para os iniciadores não eletrônico e eletrônicos, enfatizando ainda mais as melhorias geradas.

Finalmente, os resultados para gasto energético na moagem também se mostram menores com a utilização de iniciadores eletrônicos. O tamanho médio das partículas reduzido exige um gasto de potência menor de comunicação por parte dos equipamentos de beneficiamento (Britador e Moinho).

GRÁFICO 2: Índice de Uniformidade (n) para os dois tipos de iniciadores.



FONTE: Autor.

A etapa de britagem se desenvolve de maneira mais rápida e os resultados do processo são similares aos da britagem dos fragmentos do desmonte com iniciadores não eletrônicos, no entanto, num tempo reduzido e com um gasto menor de energia.

De acordo com os cálculos realizados, estima-se que ocorra uma redução de 2,15% nos custos de energia da etapa de britagem primária da empresa em questão. O Gráfico 3 mostra uma relação percentual entre os custos das operações mineiras, e elucida muito bem a diferença de custos entre as etapas da produção mineral.

GRÁFICO 3: Custos da lavra e do processamento mineral.



FONTE: (CEEC The Future, 2014).

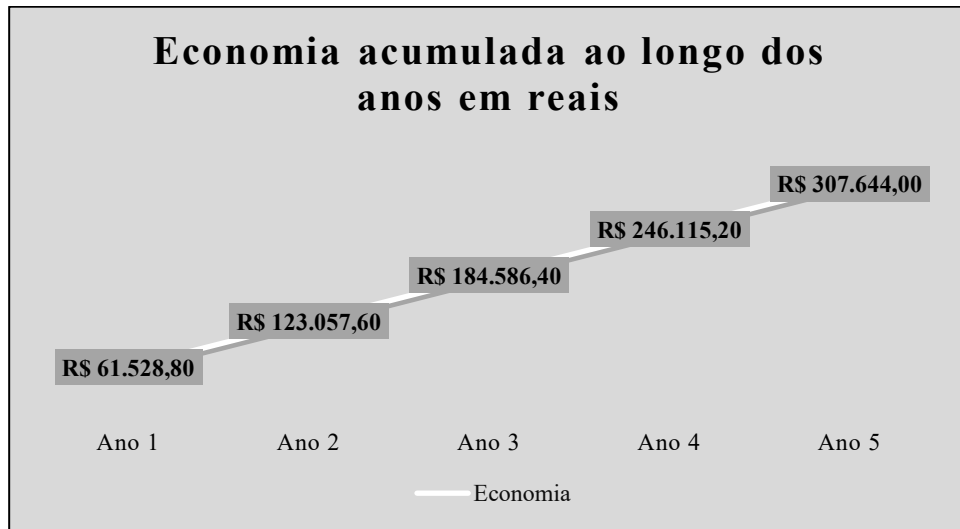
Considerando que os custos da etapa de britagem e moagem correspondem a aproximadamente 67% dos custos de energia do processamento mineral (CEEC 2014), presume-se que a utilização dos iniciadores eletrônicos pode acarretar em uma economia de 1,44% nos custos totais da produção mineral global.

Vale ressaltar que mesmo que os iniciadores eletrônicos possuam maior valor de aquisição (segundo dados fornecidos pela empresa, os iniciadores eletrônicos podem custar em torno de 130 reais por furo, ao passo que os iniciadores não eletrônicos giram em torno dos 13 reais, por furo) e represente um custo mais elevado para o desmonte, a etapa ainda se mantém com os custos mais baixos do mine to mill, não influenciando significativamente na economia gerada.

O Gráfico 4 mostra uma projeção das economias que podem ser acumuladas no decorrer de 5 anos consecutivos onde são utilizados os iniciadores eletrônicos. Para essa projeção, foram considerados os seguintes dados: produção mensal média de 10 mil toneladas de calcário; valor do kwh de 0,51274 reais.

Como o valor descoberto em kwh é correspondente a uma tonelada produzida, o valor de W encontrado para cada tipo de iniciador foi multiplicado pela produção mensal (10 mil toneladas), e depois foi multiplicado por 12, para obtenção da Produção anual média. Posteriormente, os valores encontrados para os dois tipos de iniciadores foram subtraídos, e com isso foi determinada a diferença de energia gasta em um ano pelo iniciador eletrônico com relação ao não eletrônico. (valor encontrado em kwh). O valor encontrado, foi então multiplicado pelo valor do kwh em reais, e então foi determinada a economia gerada em um ano da utilização do iniciador eletrônico. Com esse valor, foi gerada uma tabela com a produção acumulada em uma escala de 5 anos e com os respectivos valores economizados, para que fosse gerada a projeção a seguir:

GRÁFICO 4: Economia acumulada ao longo dos anos em reais.



FONTE: Autor.

6. CONCLUSÃO

Diante de tudo que foi exposto no presente trabalho, é possível comparar os resultados de gastos energéticos com a utilização de iniciadores eletrônicos e não eletrônicos, bem como a fragmentação gerada, demonstrando a influência do índice de trabalho nos diferentes parâmetros do desmonte de rochas. Isso permitiu que fosse possível atestar os efeitos positivos gerados pela correlação criada entre a lavra e o processamento mineral (Mine to Mill).

Ademais, foi constatado que a utilização dos iniciadores eletrônicos pode gerar uma economia bastante significativa para qualquer empreendimento que faça sua correta aplicação, além de diversas facilidades processuais que vão facilitar o trabalho de todo o corpo de funcionários envolvido.

A utilização dos iniciadores eletrônicos é uma forma mais inteligente de aproveitar os depósitos minerais, gerando menos estéreis e diminuindo substancialmente o consumo de energia elétrica. Isso conclui os objetivos gerais e específicos do presente estudo.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ATLAS POWDER COMPANY. Explosives and rock blasting. 1987. Dallas, Texas, USA, 662 p.

BAKHTAVAR, E.; KHOSHROU, H.; BADRODDIN, M. Using dimensional-regression analysis to predict the mean particle size of fragmentation by blasting at the Sungun copper mine. *Arabian Journal of Geosciences*, 8(4), 2111–2120, 2015.

CARLSON BORETRAK. 2021, Equipamento de monitoração. <https://www.alphageofisica.com.br/carlsonsw/boretrak/boretrak.htm> acesso 26 de maio de 2022.

CEEC The Future, 2014. Disponível em: <https://www.ceecthefuture.org/>
Acessado em: 11/07/2022.

COUCEIRO, P.; LOPEZ CANO, M.; JAJA, A. “La Voladura como Estrategia de Optimización – Un Método Simplificado”. *Anais. XIV Congreso Internacional de Energía y Recursos Minerales/ Slope Stability*. Sevilla, España. 10 al 13 de abril de 2018, 2018.

CUNNINGHAM, C. V. B. The Kuz-Ram fragmentation model – 20 years on. *Brighton Conference Proceedings*. 10f. 2005.

DÍAZ-MARTÍNEZ, J. C.; GUARÍN-ARAGÓN, M. A.; JIMÉNEZ BAILES, J. A. Voladuras Em Minería De Superficie Empleando El Analysis and Design of Drilling and Blasting Operation on Open Pit Mining Using Focus on Structured Programming, 15–22, 2012.

FRANÇA, S. C. A.; LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A. CETEM - Tratamento de Minérios. 6ª Edição. Rio de Janeiro: 114 p. 2010.

HARTMAN, H. L. *SME Mining Engineering Handbook*. Littleton, Colorado: Aime, 1992

KOPPE, J. C.; COSTA, J. F. C. L. (2012). Operações de Lavra de Pedreiras, LATHAM, J. P.;

MCKEE, D. J. The Cooperative Research Centre for Optimising Resource Extraction (CRC ORE). *Understanding Mine To Mill*. Austrália: 13 p. 2013.

MORAES, J. L. Simulação da Fragmentação dos Desmontes de Rochas por Explosivos. Tese de Doutorado. Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, 2004.



SHIM, H. J.; RYU, D. W.; CHUNG, S. K.; SYNN, J. H.; SONG, J. J. Optimized blasting design for large scale quarrying based on a 3-D spatial distribution of rock factor. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 46(2), 326–332, 2009.

SILVA, C. A. V.; MOURA, J. C. B. Nova técnica para abertura de chaminés “cegas” adotada nas minas subterrâneas da CIA. *Ferro Ligas da Bahia*, 2008.

SILVA, V.C. Curso de Operações Mineiras, UFOP, 2009. SCHWAB K. *A Quarta Revolução Industrial*. Genebra, Suíça: Edipro, 2016.

SILVA, V. C. Notas de aula do Curso MIN210 – Operações Mineiras. Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, março de 2009.

ANEXO I – Cálculo para RDI, RMD e HF.

DESCRIÇÃO DA MASSA DE ROCHA (RMD)	
ROCHA FRIÁVEL	10
CONDIÇÕES DO PLANO DE FRATURA	
FRATURAS APERTADAS	1
FRATURAS RELAXADAS	1,5
PEQUENAS RACHADURAS	2
ESPAÇAMENTO ENTRE PLANOS DE FRATURAS	
FECHADO (<0,1m)	10
INTERMEDIÁRIO (0,1 a 0,3m)	20
INTERMEDIÁRIO (0,3 a 0,95P)	80
LARGO (>P)	
ÂNGULO ENTRE PLANOS DE FRATURAS	
HORIZONTAL	10
MERGULHO FORA DA FACE LIVRE	20
MERGULHO PERPENDICULAR A FACE LIVRE	30
MERGULHO DENTRO DA FACE LIVRE	40
ROCHA MASSIVA	50
INFLUÊNCIA DA DUREZA DA ROCHA (RDI)	
RDI = 25 RD - 50	
FATOR DE DUREZA (HF)	
SE E < 50, E/3	
SE E > 50, UCS/5	

FONTE: Adaptado de Cunningham 2008.