



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

VICTOR MATHEUS SALGADO SILVA

**ESTADO DA ARTE DAS OPERAÇÕES DE FRAGMENTAÇÃO A
PARTIR DA METODOLOGIA DE INTEGRAÇÃO MINA-USINA**

ARAXÁ-MG

2022

VICTOR MATHEUS SALGADO SILVA

**ESTADO DA ARTE DAS OPERAÇÕES DE FRAGMENTAÇÃO A
PARTIR DA METODOLOGIA DE INTEGRAÇÃO MINA-USINA**

Projeto de 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.

Orientador: Prof. Dr. Leandro Henrique Santos
Coorientador: Prof. Dr. Leonardo J. F. Campos

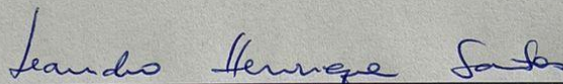
ARAXÁ-MG

VICTOR MATHEUS SALGADO SILVA

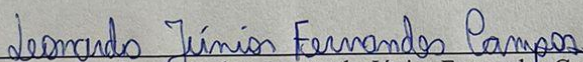
**OPERAÇÕES DE FRAGMENTAÇÃO A PARTIR DA
METODOLOGIA DE INTEGRAÇÃO MINA-USINA**

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

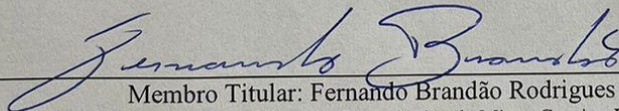
Data de Defesa: Araxá, 09 de dezembro de 2022.



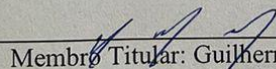
Presidente e Orientador: Leandro Henrique Santos
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais - Unidade Araxá



Coorientador: Leonardo Júnior Fernandes Campos
Universidade Federal de Minas Gerais



Membro Titular: Fernando Brandão Rodrigues da Silva
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais - Unidade Araxá



Membro Titular: Guilherme Alzamora Mendonça
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais - Unidade Araxá

RESUMO

Diante da demanda crescente por materiais de elevada qualidade em um cenário de reservas com teores cada vez menores, surge a necessidade do desenvolvimento de ferramentas mais eficientes, tais como a metodologia de integração mina-usina, a fim de suprir as necessidades impostas pelo mercado. O emprego de ferramentas matemáticas e computacionais tornaram possível a realização de testes e o desenvolvimento de modelos com considerável grau de confiabilidade. Neste trabalho, são abordados os tipos de modelamentos relacionados às etapas de fragmentação. O modelo Kuz-Ram, proposto por Cunningham em 1983, foi estruturado a partir da combinação de cinco teorias já consolidadas. No entanto, apresenta limitações quanto à geração de finos provenientes da ação da pulverização dos explosivos nas regiões limítrofes aos furos de desmonte. A partir do modelo Kuz-Ram, a fim de preencher as lacunas observadas, foi desenvolvido no Centro de Pesquisa Mineral Julius Kruttschnitt (JKMRC) adaptações a partir da detonação controlada de testemunhos de sondagem, possibilitando a previsão com certo nível de confiabilidade acerca da geração de finos na detonação. Os modelos de cominuição, obtidos com o objetivo de otimizar as operações desta etapa, visto que esta etapa se configura como a etapa mais onerosa do beneficiamento mineral. Dentre os modelos de cominuição, destacam-se as equações de Bond, SAG Power Index (SPI), Drop Weight Test (DWT) e SAG Mill Comminution (SMC). Este trabalho visa o levantamento do estado da arte da metodologia de integração mina-usina, destacando-se os principais modelos empregados durante as etapas de fragmentação, além de estudos de caso, levando em consideração aspectos operacionais e energéticos. Por meio dos estudos de caso abordados, foi possível estabelecer cenários ótimos a fim de tornar as etapas de fragmentação mais eficientes, a partir da perspectiva do processo global.

Palavras Chaves: Integração Mina-Usina; fragmentação; otimização; “Mine – to – mil”.

ABSTRACT

Due to the growing demand for high quality materials even in a scenario of reserves with lower ore content, There is a need for the development of more efficient tools, such as the Mine-to-Mill methodology, in order to provide the imposed necessities by the market. The use of mathematical and computational tools made it possible to perform tests and develop models with a considerable level of confidence. In this work, the types of modeling related to the fragmentation stage will be addressed. The Kuz-Ram model, proposed by Cunningham in 1983, was structured by the combination of five already consolidated theories. However, this model has its limitations regarding the Generation of fines from the action of spraying explosives in regions bordering the dismantling holes. From the Kuz-Ram model as a basis, in order to fill the gaps, it was developed at the Julius Kruttschnitt Mineral Research Center (JKMRC) by Stagg et al. (1992) and by Djordjevic (1999), adaptations from the controlled detonation or probing testimonies, enabling the prediction with a certain level of reliability regarding the Generation of fines in detonation. The comminution models, obtained with the objective of optimizing the operations of this stage, due to the comminution stage is the most costly stage of mineral processing, among the comminution models, highlights the fragmentation equation of Bond, SAG Power Index (SPI), Drop Weight Test (DWT) and SAG Mill Comminution (SMC). This work aims to survey the state of the art of the Mine-to-Mill methodology, highlighting the main models used during the fragmentation stages, in addition to case studies, taking into account operational and energy aspects.

Lista de Ilustrações

Figura 1: Otimização da detonação para a redução de custos (Nielsen & Mick Lownds, 1997).....	5
Figura 2: Principais tipos de malhas de perfuração. (Atlas Powder Company, 1987)	12
Figura 3: Tampão. (Nieble, 2017, p.16).....	14
Figura 4: Comportamento de uma partícula aos diferentes mecanismos de fragmentação. (Adaptado de Galery, 2012).	20
Figura 5: Britador de um eixo. (Luz et.al, 2010, p.163).	23
Figura 6: Britador de dois eixos. (Luz et.al, 2010, p.164).	23
Figura 7: Britador giratório. (Chaves e Peres, 2003, p.439).	24
Figura 8: Britador de impacto. (Luz et.al, 2010, p.166).	25
Figura 9: Britador de rolos dentados. (Luz et.al, 2010, p.166).	25
Figura 10: Britador cônico. (Luz et.al, 2010, p.168).....	26
Figura 11: Britador de rolos. (Luz et.al, 2010, p.169).	27
Figura 12: Volumes de barras e partículas no moinho de barras. (Chaves e Peres, 2003, p.586).	28
Figura 13: Moagem em regime de catarata. (Luz et.al, 2010, p.184).....	29
Figura 14: Moagem em regime de cascata (Luz et al., 2010, p. 185).	29
Figura 15: Circuito SABC. (Delboni e Sampaio, 2018, p.201).	30
Figura 16: Desenho esquemático do ensaio de britabilidade de Bond. (Tavares e Silveira, 2008, p.5).	31
Figura 17: Teste de bancada para definição do AI. (Vasconcelos, 2011).	31
Figura 18: Curva de distribuição granulométrica (Rezende, 2021).	3140
Figura 19: Contribuição relativa da mudança dos parâmetros (Kanchibotla, 2015). .	41
Figura 20: Lista comparativa de equipamentos (Bastos, 2015).....	42

Lista de Tabelas

Tabela 1 - Tabela de índices físicos.....	17
Tabela 2 - Distribuição de consumo de energia na Erie Mining Co.....	18
Tabela 3 - Classificação das fases de britagem	22
Tabela 4 - Classificação das amostras segundo o valor de CWI	32

Sumário

1	INTRODUÇÃO.....	1
2	OBJETIVOS	3
2.1	Objetivos Gerais.....	3
2.2	Objetivos Específicos	3
3	METODOLOGIA	4
4	METODOLOGIA DE INTEGRAÇÃO MINA-USINA	5
4.1	Modelamento Matemático	7
4.1.1	Simuladores.....	8
4.2	Perfuração e Desmonte	9
4.2.1	Modelo de Kuz-Ram	15
4.3	Fragmentação de Rocha.....	18
4.3.1	Circuitos de Fragmentação.....	20
4.3.2	Britagem	21
4.3.3	Moagem.....	27
4.4	Modelos de Fragmentação.....	30
4.4.1	Equações de Bond	30
4.4.1.1	Índice de Britabilidade de Bond (CWI)	31
4.4.1.2	Índice de Moabilidade de Bond (BWI).....	33
4.4.1.3	Índice de Abrasividade de Bond (AI)	34
4.4.2	SAG Power Index (SPI)	34
4.4.3	Drop Weight Test (DWT).....	35
4.4.4	SAG Mill Comminution (SMC)	36
5	ESTUDOS DE CASO.....	40
6	CONCLUSÕES	44
7	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	45

1 INTRODUÇÃO

As operações unitárias em um empreendimento mineiro são divididas, de forma simplificada, em dois ambientes distintos. Um deles é comumente chamado de “Mina”, onde acontecem as operações de lavra do minério. O segundo ambiente é, normalmente, denominado “Usina”, onde ocorrem as operações de processamento mineral e, conseqüentemente, a separação da(s) espécie(s) mineral(ais) útil(eis) da(s) não útil(eis).

A etapa de fragmentação se mostra presente em ambos, partindo desde a redução granulométrica inicial nas etapas de perfuração e desmonte de rocha (Mina), até a britagem e moagem dos fragmentos (Usina). Ainda assim, historicamente, as equipes responsáveis por cada área gerenciam essas operações de forma independente, com maior foco na redução de custos e maior retorno localizados, em detrimento do processo global do circuito de mineração.

Essa discussão pode ser ampliada quando se avalia os impactos de possíveis alterações nas etapas de fragmentação (tanto na mina quanto na usina) na recuperação do elemento útil nas etapas de concentração e metalurgia (caso necessário). A integração Mina-Usina (*Mine to Mill*) apresenta uma abordagem sistêmica da mineração, tratando os segmentos “Mina” e “Usina” como sinérgicos e interligados.

Seu conceito parte da análise de toda a cadeia produtiva de um bem mineral na busca por gargalos que podem gerar impactos nas operações posteriores, buscando dessa forma, uma otimização global do empreendimento, ao invés da obtenção de cenários ótimos para cada operação unitária. Assim, por exemplo, a manutenção de controle efetivo na etapa de perfuração e desmonte, mesmo envolvendo maior custo localizado, resulta em aumento da qualidade da fragmentação inicial da rocha e melhor desempenho das etapas seguintes de britagem e moagem, que apresentam altos custos.

Essa conjuntura proporciona redução do custo global do circuito da mineração. Durante o desmonte de rocha, é importante estimar a distribuição do tamanho médio dos fragmentos na pilha com antecedência visando projetar as etapas seguintes de fragmentação com menor custo. Vários estudos apresentam modelos de interação explosivo-rocha, que fornecem uma descrição útil do processo de detonação como

base para modelar o mecanismo de fragmentação da rocha durante o desmonte por explosivos, como proposto por Cunningham (1983).

As etapas de britagem e moagem podem ser otimizadas a partir de simulação computacional, através da implantação de modelos teóricos, como propostos por Bond e Morell.

A comunicação direta e efetiva entre os segmentos Mina-Usina como proposto na metodologia de integração Mina-Usina é capaz de promover aumento de eficiência global, posto que as etapas de fragmentação tanto da mina quanto da usina são vistas como uma só.

O presente trabalho busca realizar um levantamento sobre o estado da arte da metodologia de integração Mina-Usina. Como resultado, propõe-se obter um material bibliográfico de qualidade que se destine a contribuir para o melhor entendimento sobre o tema por parte de pesquisadores e profissionais da área, além de empresários do setor. Para tal, propôs-se debruçar sobre grande número de estudos acadêmicos e publicações técnicas sobre o assunto, destacando as etapas de fragmentação e seus aspectos operacionais e energéticos, além de simulações e modelos propostos.

2 OBJETIVOS

Este trabalho possui os seguintes objetivos gerais e específicos, a serem listados a seguir.

2.1 Objetivos Gerais

Consolidar os conhecimentos acerca da metodologia de integração Mina-Usina no que tange às operações de fragmentação, visando a construção de material bibliográfico de qualidade que se destine a contribuir para o melhor entendimento sobre o tema por parte de pesquisadores, profissionais da área, além de empresários do setor, posto que a implementação deste tipo de metodologia se mostrou bastante eficaz ao redor do mundo.

2.2 Objetivos Específicos

Os objetivos específicos deste trabalho são os seguintes:

- Realizar um compêndio acerca da integração Mina-Usina por meio de pesquisa bibliográfica.
- Realizar um levantamento de estudos de caso relacionado à implementação da metodologia de integração Mina-Usina.
- Identificar e apontar as vantagens e as limitações da metodologia de integração Mina-Usina nas operações de fragmentação.

3 METODOLOGIA

A partir dos objetivos em vista com este trabalho, foi realizada uma pesquisa aprofundada por meio de trabalhos publicados a fim de que fosse possível a compreensão do que seria a integração Mina-Usina e suas implicações nas etapas de fragmentação para o que se compreende como integração Mina-Usina no tocante às operações de fragmentação de rochas enunciando a relação entre os aspectos operacionais e energéticos.

Inicialmente, foi realizada uma pesquisa por trabalhos divulgados pelo Departamento de Engenharia de Minas (DEMIN) da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), e também em artigos científicos presentes em diversas plataformas virtuais, como exemplo a *ScienceDirect* em que foi possível estabelecer e analisar a maneira com que o tema da integração Mina-Usina é abordado tanto no cenário nacional quanto no internacional. Para a busca dos trabalhos utilizados como referência, foram utilizados os termos “integração Mina-Usina”, “fragmentação”, “mine-to-mill”, “Mine-to-mill optimization” em todos os meios de busca. Após a leitura e seleção da bibliografia utilizada como base os trabalhos selecionados passaram por uma leitura analítica e crítica a fim de integrarem o corpo deste trabalho para que os objetivos propostos pudessem ser alcançados.

4 METODOLOGIA DE INTEGRAÇÃO MINA-USINA

De maneira geral, observa-se na indústria mineral uma separação bem delimitada entre as operações da mina e da usina. Tendo em vista que as etapas de fragmentação representam o maior consumo energético durante a etapa de produção mineral. A metodologia de integração Mina-Usina tem como principal objetivo estabelecer uma visão sistêmica do processo, de modo que as operações de fragmentação da mina e da usina sejam vistas como um processo único, visando a otimização do circuito global em detrimento da otimização das etapas de maneira individualizada (Mazzingh *et al.* (2019).

De acordo com Porto *et al.* (2019), na operação de fragmentação os custos em relação à energia do explosivo apresentam comportamentos distintos, conforme apresentados na Figura 1.

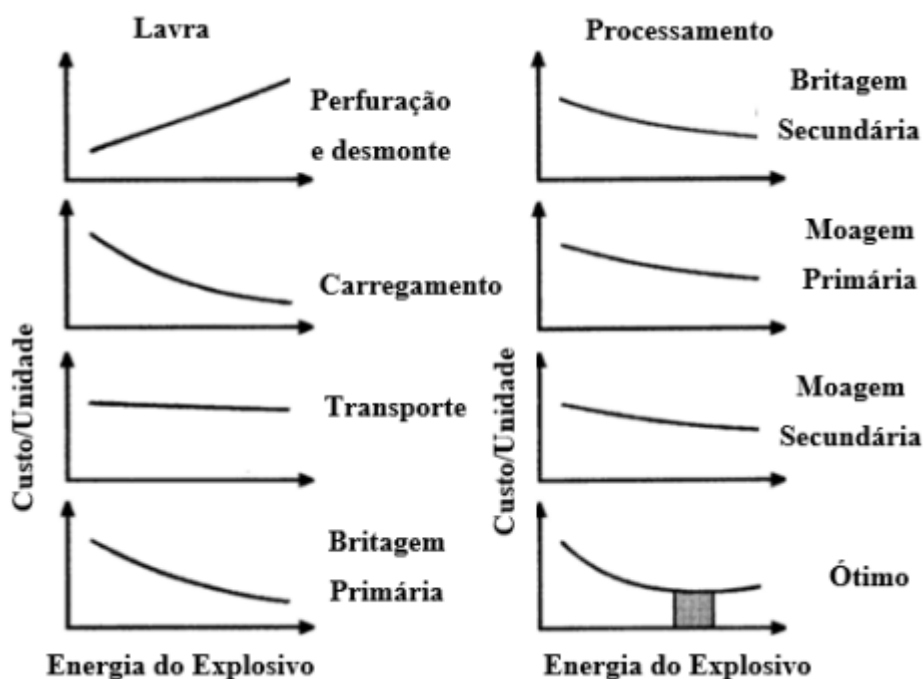


Figura 1: Otimização da detonação para a redução de custos (Adaptado de Nielsen & Mick Lownds, 1997).

Para cada operação unitária, observa-se um comportamento diferenciado em face ao aumento da energia do explosivo, de forma que os custos de todas as etapas, exceto da perfuração e desmonte, diminuem com o aumento da quantidade de explosivos empregada. Com o objetivo de se obter o menor custo é necessária a visão

da etapa de fragmentação como um grande circuito interligado. Em um cenário ótimo, é de suma importância que se tenha em mãos os dados necessários de ambas as etapas de forma a se alcançar um resultado mais próximo ao real, reduzindo os custos com impacto mínimo ou nulo na produtividade. Há de se observar que o aumento da energia de explosivo para valores além do ótimo reflete em um aumento nos custos, visto que as operações que apresentavam tendência de queda de custos alcançaram o custo mínimo. Dessa forma, o aumento da energia explosiva alcança valor mínimo nas operações de carregamento, transporte e na cominuição, enquanto apresenta custos cada vez maiores na etapa de perfuração e desmonte.

A fim de tornar possível a análise do impacto da mudança de certos parâmetros operacionais em busca da otimização das operações existentes nas etapas de fragmentação é importante que sejam estabelecidos modelos matemáticos. Sendo que estes modelos são capazes de simular cenários para prever o impacto de alterações de parâmetros operacionais no custo final e, dessa forma, optar por aquele cenário onde se obtém máxima produtividade a um menor custo.

Como a integração Mina-Usina propõe uma visão das etapas de fragmentação como uma unidade, ou seja, como um grande processo, há a necessidade de que se faça a caracterização mineral tendo como objetivo conhecimento acerca do tipo de rocha, suas características físicas como a resistência da rocha, britabilidade e moabilidade. Além disso, outra característica importante é a flotabilidade do material em que se observa relação direta com o grau de liberação e, por consequência, com o tamanho do grão. Além disso, é necessário que as partículas sejam fragmentadas a uma granulometria ótima, visto que quanto menor o tamanho da partícula a ser alcançado, maior o consumo energético nesta operação (Rybisky *et.al.*, 2010).

O tipo de circuito empregado em um empreendimento apresenta influência direta no tratamento dado à metodologia de integração Mina-Usina, uma vez que, a mudança do tipo de circuito pode se traduzir em um menor consumo energético e/ou em uma maior capacidade produtiva (Vallery *et.al.*, 2019).

Diante do seu objetivo de otimização dos custos das operações de fragmentação interligando os processos da mina com os da usina, a metodologia de Integração Mina-Usina pode ser empregada em inúmeros empreendimentos mineiros ao redor do mundo em que seja observada uma deficiência nas etapas de fragmentação, a partir de uma análise sistêmica do circuito. Em virtude do objetivo de otimização de processos vigente na integração Mina-Usina, em que ocorre a redução

de custos em etapas bastante onerosas do processo mineral. A integração Mina-Usina vem se mostrando uma metodologia capaz de expandir a vida útil de alguns empreendimentos em face da redução dos teores encontrados nos minérios. Dessa forma, ao longo deste trabalho serão apresentados estudos de caso em que a metodologia de Integração Mina-Usina se provou como uma alternativa viável, uma vez que apresentou resultados significativos em diferentes cenários, como os casos abordados no tópico de estudos de caso.

4.1 Modelamento Matemático

A criação de um modelo matemático tem como objetivo a determinação de uma solução ótima para um problema, valendo-se de um conjunto de equações matemáticas. Sendo assim, o modelamento matemático surge como uma ferramenta que torna capaz a avaliação dos efeitos de alterações no processo industrial, com um risco muito menor quando comparado àquele que se observa sem o modelamento. Desta forma, o modelamento matemático aparece como uma ferramenta vital na determinação dos melhores equipamentos e técnicas a serem empregados, com a vantagem de apresentar menores custos que poderiam impactar positivamente o orçamento de um empreendimento.

De acordo com Reis (2016), um modelo matemático pode ser caracterizado como um conjunto de funções correlacionadas cujos resultados são provenientes de variáveis de decisão e restrições. Para a criação de um modelo matemático, é necessário que se determine uma função objetivo a fim de estabelecer qual solução seria a considerada ótima para o problema.

As funções objetivo podem ser de dois tipos, lineares e não lineares. As funções lineares, segundo Wagner (1975), são aquelas em que as mesmas são expressas por um polinômio de grau 0 ou 1, enquanto a função objetivo do tipo não-linear é toda aquela que não atende às premissas da definição de uma função objetivo linear.

Tendo em vista a premissa trazida por meio do modelamento matemático de previsão de eventuais resultados a partir de parâmetros conhecidos, inúmeras áreas da ciência a utilizam. Dentre elas destacam-se a área da mineração, saúde, meteorologia, geometurgia, ciências agrárias dentre outras, o que de certa maneira corrobora a sua eficiência como uma ferramenta poderosa na tomada de decisão.

Como exemplo de aplicação no que tange à mineração, ao longo deste trabalho, serão discutidos modelos matemáticos como o de Rosin-Rammler que é um modelo capaz de criar uma aproximação da distribuição granulométrica de uma situação hipotética, que pode ser comparada aos resultados históricos da empresa para assim determinar se a situação hipotética se mostra adequada. Outro modelo a ser discutido ao longo deste trabalho é o modelo de Kuz-Ram em que por meio de um conjunto de equações, se obtém um modelo capaz de estimar a granulometria do produto do desmonte de rochas.

4.1.1 Simuladores

A partir dos modelos matemáticos, foi possível o desenvolvimento de softwares capazes de simular os parâmetros em um ambiente virtual de forma a tornar o uso dos modelos matemáticos de forma mais prática. Utilizando-se de alguns recursos gráficos que facilitam a compreensão dos resultados obtidos, além de possibilitar o processo de tomada de decisão e assim ser tomadas decisões que possam otimizar a operação.

Segundo Vallery *et al.* (2019), a utilização dos simuladores nas etapas de desmonte se mostra uma estratégia muito poderosa, uma vez que é capaz de otimizar uma operação que apresenta um dos maiores custos de produção durante a etapa de lavra. Dentre os softwares utilizados na etapa de desmonte, destacam-se pela interface amigável ao usuário além das ferramentas de suporte oferecidas o *JKSimBlast*, o *HxM Blast* e o *I-Blast*. Estes softwares, assim com outros empregados na simulação da etapa de desmonte levam em consideração alguns parâmetros específicos tais como a topografia, em que é gerado um modelo virtual representativo do terreno analisado. Além disso, os softwares são alimentados com informações relativas à disposição dos furos, seus diâmetros, profundidades e geometria da malha, de forma que seja possível realizar uma ampla gama de cenários a fim de determinar qual é o que melhor se encaixa para a capacidade de operação em relação a cada caso em específico.

Outro aspecto a ser levado em conta nos respectivos softwares para o desmonte é a influência do sequenciamento da detonação, que pode ser definido como o intervalo de tempo entre as detonações que podem garantir melhor eficiência na fragmentação (Ricardo e Catalani, 2007).

Para a etapa de fragmentação da usina dentre os softwares utilizados destacam-se pela interface gráfica amigável, além de terem sua eficiência comprovada em inúmeras indústrias ao redor do mundo, o *Modsim*, *Usimpac*, *JKSimMet*, *Metsim* e *BRUNO*. Vale ressaltar a grande importância dos simuladores nas etapas de cominuição, visto que esta etapa é a mais onerosa do beneficiamento mineral, ou seja, a etapa com maior consumo energético dentre as demais do processo de beneficiamento. Sendo assim, um aumento de eficiência nesta etapa pode significar uma redução de gastos considerável.

No tocante à geometalurgia, que segundo a SGS (2016), a metodologia possui como um de seus principais objetivos a maximização do Valor Presente Líquido (VPL) da jazida. Desta forma, a obtenção do modelo geometalúrgico do depósito é de grande importância para o planejamento da lavra. Dentre os softwares geometalúrgicos, destacam-se o *Integrated Geometallurgical Simulator – IGS* e o *HSC SIM* (Nikkah *et. al.*, 2019)

4.2 Perfuração e Desmorte

A perfuração e desmorte, segundo Jimeno *et al.* (2003), trata-se de um conjunto de métodos controlados da fragmentação de rochas, por meio da perfuração de um maciço rochoso com o emprego de maquinário especializado. Posteriormente havendo a aplicação de cargas explosivas ou argamassa expansiva, a fim de obter ao fim da etapa um produto com a especificação granulométrica adequada para as operações posteriores.

A etapa de perfuração de rochas possui como finalidade a abertura de furos com geometria, profundidades e distribuição definidas para que sejam instalados em seu interior as cargas responsáveis pelo desmorte.

De acordo com Silva (2019), o desmorte de rochas pode ocorrer de dois métodos distintos. São estes o desmorte a quente, onde há a utilização de explosivos como responsáveis pela transferência de energia para ser realizada a fragmentação da rocha; e a frio em que não se empregam explosivos, onde a fragmentação do material ocorre por meio de fios diamantados, argamassa expansiva e martelo rompedor.

Devido ao fato de não utilizar explosivos para a fragmentação, o desmorte a frio, possui a característica de ser um método que oferece menos riscos aos

operadores, uma vez que não há descolamentos abruptos de massas de ar, ou de fragmentos de rochas que podem vir a acertar algum colaborador. O desmonte a frio apresenta baixa geração de finos quando comparado ao desmonte com explosivos. No entanto, ocorre em menor escala e maior custo, o que pode se tornar um impeditivo para sua utilização (Person *et.al.*, 1994).

De acordo com Silva (2019), o desmonte empregando explosivos, como o próprio nome indica, trata-se da fragmentação do material por meio da aplicação de cargas explosivas utilizando-se do cálculo do plano de fogo para se chegar às especificações granulométricas das etapas posteriores. Diferentemente do processo a frio, o desmonte a quente apresenta custo relativamente baixo e não ocorre de maneira contínua como este, uma vez que a operação precisa ser interrompida quando o desmonte vai ser realizado.

Segundo Morais (2004), os explosivos podem ser classificados como comerciais ou militares. Os empregados na etapa de desmonte de rochas são os explosivos comerciais. Nas operações mineiras, os explosivos mais utilizados são o ANFO (Ammonium Nitrate/ Fuel Oil), que podem ser definidos como explosivos compostos de uma mistura de nitrato de amônio com hidrocarbonetos líquidos, emulsões e os blendados.

. A fim de reduzir os riscos de ultra lançamentos, geração excessiva de finos ou uma fragmentação insuficiente, é necessário que seja calculado o plano de fogo e escolhido o explosivo mais adequado para operação e para isso deve-se atentar aos seguintes fatores:

- Tipologia da Rocha (Ígnea, Metamórfica ou Sedimentar);
- Natureza da rocha (Contínua ou Descontínua);
- Dureza da Rocha (Branda, Média ou Dura);
- Presença de água;
- Diâmetro dos furos;
- Custo.

De acordo com Jimeno *et al.* (2003), para o cálculo do plano de fogo é necessário que sejam considerados certos fatores, dentre eles:

- **Altura da bancada:** A altura da bancada deve ser observada, uma vez que quanto maior for a altura, maior será o desvio de perfuração, portanto, menor será a eficiência da detonação.

- **Diâmetro do furo:** Segundo Morais (2004), deve-se observar o diâmetro do furo, visto que de maneira geral, quanto maior for o diâmetro empregado, maiores são os custos envolvidos, uma vez que são necessárias maiores quantidades de explosivo para se obter um mesmo grau de fragmentação que quando utilizados menores diâmetros de perfuração.
- **Afastamento:** Segundo Silva (1998), o afastamento pode ser definido como a menor distância entre duas linhas de furo. Sendo assim, quanto maior for o afastamento, menor é a eficiência do desmonte, gerando assim fragmentos mais grosseiros. A Equação 1 mostra a relação entre o afastamento adequado e a densidade média do explosivo e da rocha, bem como o diâmetro do explosivo.

$$A = 0,0123 * [2 * \rho^e / \rho_r + 1,5] * de \quad (\text{Eq.1})$$

Onde:

A = Afastamento (mm);

ρ^e = Densidade do explosivo (g/cm³);

ρ_r = Densidade da rocha (g/cm³) ou (t/m³);

de = Diâmetro do explosivo (mm).

- **Espaçamento:** De acordo com Silva (1998), o espaçamento pode ser definido como a distância entre dois furos da linha de fogo, que pode ser dimensionado por meio da Equação 2:

$$E = 1,3 * A \quad (\text{Eq.2})$$

Em que:

E = Espaçamento (m);

A = Afastamento (m).

- **Malha de perfuração:** A malha de perfuração pode ser obtida por meio do produto do afastamento e do espaçamento, como mostrado a seguir na Equação 3:

$$S = A * E \quad (\text{Eq. 3})$$

Em que:

S = Malha (m²);

Segundo Morais (2004), as malhas podem apresentar geometrias variadas, como mostrado na Figura 2, podendo ser quadradas, retangulares ou estagiadas. Para as malhas onde se observa uma razão entre o espaçamento e o afastamento excessivamente altas, há um comprometimento da qualidade da fragmentação. Dessa forma, de maneira geral, as malhas estagiadas apresentam maiores produtividades que as demais.

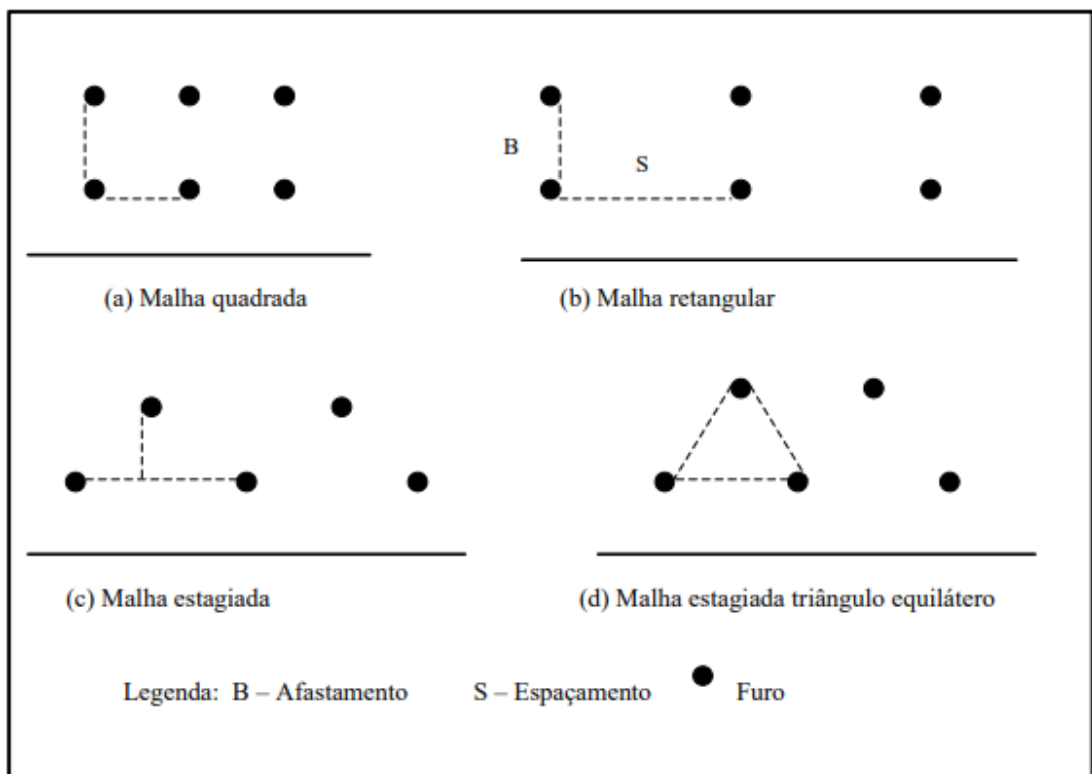


Figura 2: Principais tipos de malhas de perfuração. (Atlas Powder Company, 1987)

- **Subperfuração:** A subperfuração, segundo Geraldi (2011) pode ser definida como a extensão do furo que vai além da altura da bancada com o objetivo de reduzir a formação de repés, que trata-se de blocos com granulometria mais grosseira. Para o cálculo de subperfuração é utilizada a Equação 4 a seguir:

$$S = 0,3 * A$$

(Eq. 4)

Onde:

S = Subperfuração (m);

- **Profundidade do furo:** De acordo com Silva (2019) trata-se do comprimento total perfurado, de forma que quanto maior for a inclinação do furo, maior é seu comprimento. Para o cálculo da profundidade do furo utiliza-se a Equação 5:

$$H_f = \frac{H_b}{\cos(\alpha)} + (1 - \alpha/100) * S \quad (\text{Eq. 5})$$

Em que:

H_f = Profundidade do furo;

H_b = Altura da bancada;

α = Ângulo de inclinação dos furos;

S = Subperfuração.

- **Tampão:** De acordo com Moraes (2004), o tampão, como visto na Figura 3, trata-se da parte superior do furo que não é preenchida com explosivos. O tampão pode ser composto por solo, areia, brita ou pó de perfuração. O objetivo de se realizar o tamponamento do furo é o confinamento dos gases provenientes da detonação e o direcionamento da força do explosivo na direção correta em que se objetiva realizar o desmonte. O comprimento de tamponamento quando subdimensionado pode reduzir a eficiência da detonação. A fim de garantir um menor confinamento dos gases e um direcionamento menos efetivo da energia da detonação, fazendo assim que haja uma maior probabilidade de ultra lançamentos. O superdimensionamento do tamponamento ocasiona uma fragmentação bastante heterogênea entre as regiões acima do topo de carga e abaixo dela. O dimensionamento ótimo de tamponamento pode ser obtido por meio da Equação 6:

$$T = 0,7 * A \quad (\text{Eq. 6})$$

Onde:

T = Altura do tampão (m)

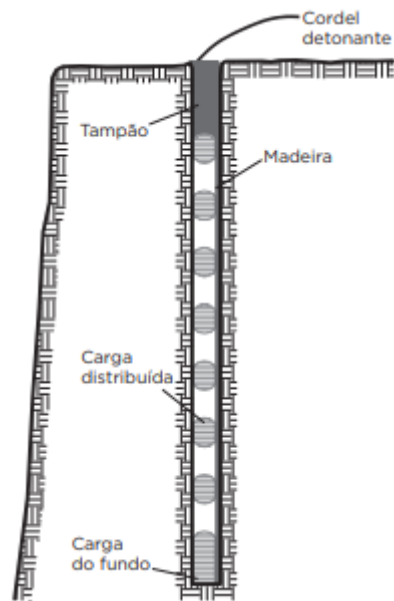


Figura 3: Tampão. (Nieble, 2017, p.16).

- **Razão de carga:** De acordo com Geraldi (2011), a razão de carga pode ser definida como a massa de explosivo utilizada para o desmonte de um metro cúbico ou uma tonelada de rocha. Dessa forma, quanto maior for a razão de carga, maior é o custo com explosivos, uma vez que quanto maior a razão de carga, maior é a massa de explosivo utilizada no desmonte de uma tonelada de rocha ou o volume de um metro cúbico. O cálculo de razão de carga pode ser dado pelas Equações 8 e 9:

$$Rc(g/m^3) = \frac{1000 \cdot Q_e}{A \cdot E \cdot H} \text{ (Eq. 8)}$$

$$Rc(g/t) = \frac{1000 \cdot Q_e}{A \cdot E \cdot H \cdot d} \text{ (Eq. 9)}$$

Em que:

Rc = Razão de carregamento (g/m³ ou g/t);

Q_e = Massa de explosivo por furo (kg);

A = Afastamento (m);

E = Espaçamento (m);

H = Altura da bancada (m);

d = densidade da rocha em g/cm³.

4.2.1 Modelo de Kuz-Ram

Segundo Cunningham (1983) o modelo de Kuz-Ram por meio de cinco equações matemáticas, é capaz de descrever o processo de detonação com explosivos de forma a otimizar a operação de desmorte. A fim de evitar um superdimensionamento, que geram maiores gastos com explosivos, maior porcentagem de finos e ultra lançamentos, além de evitar o subdimensionamento, evitando que o produto do desmorte seja um fragmento de granulometria maior que a granulometria admitida na britagem primária.

De acordo com Porto *et al.* (2019) a fim de estabelecer um modelo matemático de interação explosivo-rocha capaz de representar o processo de detonação, o modelo de Kuz-Ram se baseia em cinco equações, sendo elas a Rosin-Rammler, Equação de Kuznetsov, a Equação de Tidman, o Índice de uniformidade de Cunningham, enunciadas a seguir:

- **Equação de Rosin-Rammler:** Representa a distribuição de tamanho dos fragmentos, de acordo com a Equação 10:

$$P = 100 \cdot \left[1 - e^{-0,693 \cdot \left(\frac{X}{X_{50}}\right)^n} \right] \quad (\text{Eq. 10})$$

Em que:

P é o percentual de material passante na peneira de tamanho

X é o tamanho da malha da peneira (mm).

X_{50} é o tamanho médio da partícula (mm).

n é o índice de uniformidade.

- **Índice de uniformidade de Cunningham:** Estabelece uma correlação entre todos os parâmetros geométricos do plano de fogo., de acordo com a Equação 11.

$$n = \left[2,2 - 14 \cdot \left(\frac{A}{D}\right) \right] \cdot \left[\frac{(1+S/A)}{2} \right]^{0,5} \cdot \left\{ \left(1 - \frac{W}{B}\right) \cdot \left[\text{abs} \cdot \frac{(BCL-CCL)}{L} + 0,1 \right]^{0,1} \cdot \left(\frac{L}{H}\right) \right\} \quad (\text{Eq. 11})$$

Em que:

A é o afastamento (m).

D é o diâmetro do furo (mm).

S é o espaçamento (m).

W é o desvio da perfuração (m).

abs é o valor absoluto referente a $(BCL - CCL)/L$.

BCL é o comprimento da carga de fundo (m).

CCL é o comprimento da carga de coluna (m).

H é a altura do banco (m).

L é o comprimento total da carga (m).

- **Equação de Tidman:** A equação de Tidman calcula a energia do explosivo pela Equação 12.

$$Er = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n}\right)^2 \cdot RWS \quad (\text{Eq. 12})$$

Em que:

Er se trata da energia relativa por massa efetiva do explosivo.

VOD_e é a velocidade de detonação do explosivo medida em campo (m/s).

VOD_n é a velocidade em m/s da detonação nominal do explosivo (m/s). RWS representa a energia relativa por massa comparada ao ANFO.

- **Fator de rocha:** é empregado no ajuste do tamanho médio dos fragmentos. Seu valor é expresso pela Equação 13.

$$A = 0,06 \cdot (RMD + JF + RDI + HF) \quad (\text{eq.13})$$

Os índices físicos são obtidos por meio da Tabela 1.

Tabela 1 - Tabela de índices físicos.

Símb.	Descrição	Classificação	Índice
RMD	Maciço rochoso	Friável Fraturado Maciço	10 JF50
JF	Maciço fraturado	JPS + JPA	
JPS	Espaçamento das descontinuidades (m)	< 0,10 m 0,10 a MS MS a DP	10 20 50
MS	Oversize da britagem primária (m)		
DP	Parâmetros da malha de perfuração (m)		
JPA	Direção e mergulho com relação à face livre	Horizontal Mergulhando para fora da face livre Direção perpendicular à face livre Mergulhando para dentro da face	10 20 30 40
RDI	Influência da densidade (densidade da rochaintacta, g/cm ³)	RDI = 25d - 50	
HF	se E < 50 GPa se E > 50 GPa	HF = E/3 HF = UCS/5	
E	Módulo de Young (GPa)		
UCS	Resistência à compressão uniaxial (MPa)		

Fonte: Adaptado de Moraes (2004)

O modelo de Kuz-Ram, apresenta grande aplicabilidade nos empreendimentos onde se realiza o desmonte utilizando-se de explosivos. Quando bem implementado o modelo de Kuz-Ram é capaz de reduzir de maneira considerável os custos envolvidos na etapa de desmonte. Além de evitar o lançamento exacerbado de

partículas finas e ultrafinas na atmosfera, além de ser capaz de prevenir acidentes, tendo em vista que propicia um menor ultra lançamento, visto que por meio do modelo proposto se chega à uma aproximação da granulometria gerada no processo de detonação.

4.3 Fragmentação de Rocha

Segundo Luz *et al.* (2018), a fragmentação é uma operação que faz parte da vida do homem desde seus primórdios mais longínquos. Ela vem sempre passando por modernizações a fim de atender às suas necessidades. A cominuição se trata da etapa do tratamento de minérios em que se fragmenta o material proveniente do desmonte de rochas, sendo a etapa do beneficiamento em que há o maior custo energético, como visto na Tabela 2, em que é trazido um estudo de caso que mostra a relação de custo em quatro operações distintas. Logo, surge a necessidade de se desenvolverem tecnologias capazes de reduzir os custos de uma etapa tão onerosa, sem assim perder a sua produtividade, tendo em vista a sua grande importância para as etapas posteriores.

Tabela 2 - Distribuição de consumo de energia na Erie Mining Co.

Operação	kWh/t	Consumo (%)
Fragmentação	17,2	80,0
Concentração	1,5	7,0
Eliminação de rejeito	1,2	6,0
Abastecimento de água	1,5	7,0
Total	21,4	100,0

Fonte: Luz *et.al.*, (2010)

A fragmentação de rochas se trata de uma área do conhecimento mineral bastante complexa, visto que a energia dispendida para se realizar a cominuição do material depende de fatores tais como o tamanho, composição. Sendo assim, torna-se clara a necessidade de uma caracterização mineral bem feita, a fim de reduzir custos de uma operação tão dispendiosa.

A fragmentação na usina, segundo Sampaio e Delboni (2018), ocorre de modo geral em duas etapas que, apesar de ambas terem como objetivo a redução granulométrica do material, são bastante distintas, sendo elas a britagem e a moagem.

De acordo com Luz *et al.* (2010), a britagem é realizada por meio de equipamentos de grandes dimensões e robustez, chamados britadores. A etapa é alimentada pelo produto da operação de desmonte. A necessidade de serem empregados equipamentos tão robustos se dá em virtude da origem das forças empregadas na redução granulométrica, além das características do material e dos fluxos mássicos. A redução granulométrica do material alimentado no britador ocorre por meio de forças de natureza compressiva, de impacto ou cisalhamento. Ou seja, se tratam de forças que realizam no equipamento bastante esforços, justificando o emprego de equipamentos com alta resistência, a fim de garantir maior vida útil para o mesmo.

Os mecanismos de fragmentação podem ser de natureza compressiva, em que ocorre a aplicação de cargas com mesma direção, porém com sentido contrário. Durante a fragmentação por compressão, o esforço é aplicado sobre a rocha de forma lenta e progressiva, originando produtos com maior homogeneidade granulométrica e baixa geração de partículas finas. Ainda, a fragmentação de rocha pode ser a partir da aplicação de impacto. Neste caso, a ruptura ocorre por meio do choque direto do material a ser fragmentado com algum obstáculo. Neste tipo de mecanismo de ruptura ocorre a desaceleração abrupta do material de maneira a realizar seu fraturamento. Tais características do mecanismo possibilita alcançar elevada relação de redução, concomitante à alta eficiência energética. Entretanto, o produto apresenta elevada heterogeneidade granulométrica, com alta geração de partículas finas. Já no mecanismo de ruptura por cisalhamento, ocorre a aplicação de força cisalhante a qual o movimento entre as superfícies do material por meio do atrito cria uma fragmentação superficial dos grãos, em virtude disso, este mecanismo de fragmentação possui a maior geração de finos que as demais. Na Figura 4 são comparadas as distribuições granulométricas, as eficiências e ainda o gasto energético de cada tipo de mecanismo de ruptura.



Figura 4: Comportamento de uma partícula aos diferentes mecanismos de fragmentação. (Adaptado de Galery, 2012).

Quando submetidos aos mecanismos de ruptura, segundo Luz *et al.* (2010), ocorre nas rochas a ativação de microfraturas existentes. Sendo assim, existem regiões onde há maior probabilidade do fraturamento ocorrer tendo em vista a localização dessas falhas existentes.

A moagem, de acordo com Chaves (2003), se trata da etapa da cominuição onde há a redução de materiais abaixo de $\frac{3}{4}$ ", de forma que o material alimentado é o produto da britagem, após passar por uma etapa de separação por tamanho. Nessa etapa são empregados equipamentos denominados moinhos. Em moinhos de carga cadente, a quebra do material em fragmentos de menor granulometria ocorre por meio da rotação de um cilindro, em torno de seu próprio eixo, contendo corpos moedores. Assim, os corpos moedores em movimento no interior do moinho adquirem energia potencial, a partir do movimento de translação, durante a rotação do equipamento. Assim, são capazes de realizar a quebra das arestas dos fragmentos de rocha, a partir de movimentos do tipo queda e deslizamento, alcançando o objetivo de redução granulométrica.

De acordo com Delboni (2013), os moinhos mais usuais são de quatro tipos, sendo eles os moinhos de bolas, moinhos de barras, moinhos semi autógenos e os moinhos autógenos, em que a principal diferença dentre eles está na sua geometria e no tipo do corpo moedor utilizado, no entanto vale destacar que existem outros tipos de moinhos menos usuais tais como os moinhos vibratórios, moinhos de galga, moinhos Raymonds e Williams, Hardinger e moinhos verticais.

4.3.1 Circuitos de Fragmentação

Os circuitos de fragmentação de maneira geral obedecem a seguinte ordem:

- Britagem primária;
- Britagem secundária;
- Britagem terciária;
- Britagem quaternária (quando houver);
- Peneiramento;
- Moagem grosseira;
- Moagem fina.

O circuito de fragmentação mais convencional pode ainda conter antes da alimentação da britagem primária uma grelha com a finalidade de reter as partículas mais grosseiras, denominado escalpe, evitando assim danos potenciais à qualidade do produto britado e à estrutura do equipamento em si. Além disso, entre cada etapa faz-se a classificação do material a fim de garantir que o produto alimentado tenha as dimensões máximas suportadas pelos equipamentos.

Os circuitos de moagem podem ser abertos ou fechados, nos circuitos abertos o material obtido no concentrado já é direcionado para uma etapa posterior, não havendo a classificação do produto gerado, fazendo assim que se tenha menor controle quanto à distribuição granulométrica.

No circuito de moagem fechado há um classificador capaz de garantir melhor controle da distribuição granulométrica, por meio da recirculação da carga, garantindo assim um produto mais homogêneo do ponto de vista do tamanho das partículas.

Devido à diversidade de equipamentos que podem ser empregados durante a operação de cominuição existem inúmeras configurações de circuito de fragmentação, de forma que, apesar do circuito enunciado acima ser o considerado convencional, não é o único possível.

4.3.2 Britagem

De acordo com Luz *et al.* (2010), britagem trata-se da primeira etapa de fragmentação de minério na usina, responsável por reduzir a granulometria às especificações necessárias para atender de maneira satisfatória as etapas posteriores. Tendo em vista as especificações de alimentação das etapas posteriores vê-se a necessidade de realizar a britagem em mais de um estágio em que a cada

estágio é obtido um produto cada vez mais fino a fim de alcançar as especificações de mercado, com tamanhos de alimentação que variam entre 5 mm e 1000 mm como mostrado na Tabela 3.

Tabela 3 - Classificação das fases de britagem

Estágio de Britagem	Tamanho Máximo de Alimentação (mm)	Tamanho Máximo de Produção (mm)
Britagem Primária	1000	100
Britagem Secundária	100	10
Britagem Terciária	10	1,0
Britagem Quaternária	5	0,8

Fonte: Luz *et.al.*, (2010)

A britagem primária é aquela que recebe a granulometria mais grosseira dentre as demais. Portanto, caracteriza-se por ser um equipamento de maior porte, podendo apresentar escalpe, que se trata de uma grelha a fim de garantir que seja alimentado no britador apenas fragmentos com granulometria suportada pelo equipamento. De maneira geral, utiliza-se nessa etapa da britagem equipamentos de quatro tipos (britador de mandíbulas, britador giratório, britador de impacto e britador de rolos dentados), com razão de redução, por volta de 8:1.

De acordo com Chaves e Peres (2003), o britador de mandíbulas é o tipo mais empregado em circuito de fragmentação de rochas. Durante sua operação, a aplicação da força é realizada por meio da compressão do material alimentado. Os britadores de mandíbulas são divididos em dois modelos, são eles o britador de um eixo (Dodge), e o britador de dois eixos (Blake), cuja principal diferença se encontra na diferença da trajetória do movimento da mandíbula. Enquanto no britador de um eixo esse movimento é elíptico, no britador de dois eixos se encontra o movimento pendular. Devido à natureza de seu movimento, o britador de dois eixos é mais indicado para materiais com maior abrasividade. Nas Figura 5 e 6 são mostrados desenhos esquemáticos dos britadores Dodge e Blake, respectivamente.

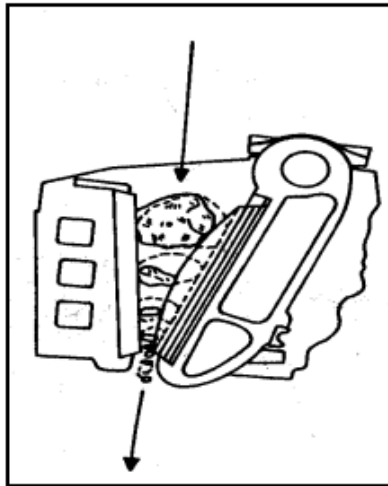


Figura 5: Britador de um eixo. (Luz et.al, 2010).

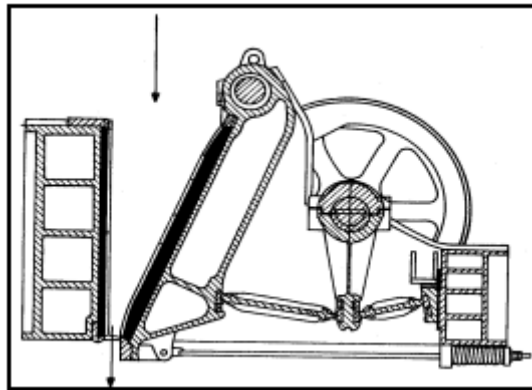


Figura 6: Britador de dois eixos. (Luz et.al, 2010).

Outro equipamento amplamente empregado na britagem primária, segundo Varela (2011), o britador giratório possui uma capacidade de alimentação bem maior quando comparado ao britador de mandíbulas, visto que este equipamento pode ser alimentado por todos os lados. Em virtude do movimento excêntrico deste britador, ele apresenta uma ampla área útil de cominuição e propicia uma distribuição granulométrica mais uniforme quando comparado ao britador de mandíbulas. Este tipo de britador é empregado para a cominuição de materiais duros e abrasivos, no entanto há restrição quanto a materiais muito coesivos que possam impedir o movimento do britador. A Figura 7 apresenta a representação esquemática de uma vista em corte de um britador giratório.

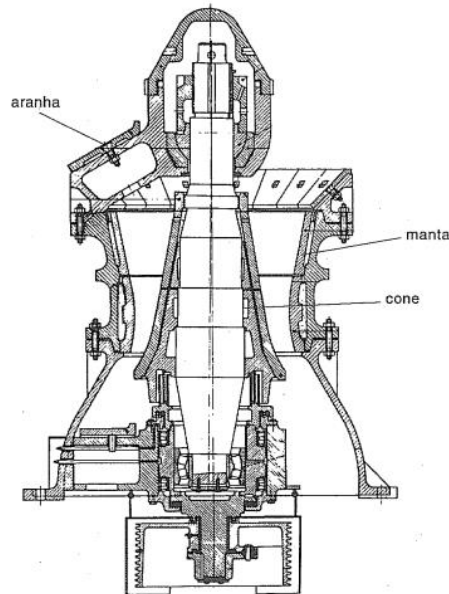


Figura 7: Britador giratório. (Chaves e Peres, 2003, p.439).

O britador de impacto é apresentado na Figura 8, de acordo com Luz *et al.* (2010). Durante sua operação, a fragmentação do material alimentado se dá por meio da transferência da energia cinética da rotação das barras. Sendo que essas barras apresentam velocidades angulares elevadas, entre 500 a 3000 rpm, para o material alimentado, sendo este projetado de encontro às placas fixas de impacto, onde de fato a britagem é realizada. A principal desvantagem deste tipo de britador se relaciona ao elevado custo de manutenção e desgaste ao qual esse equipamento é submetido, uma vez o material a ser cominuído adquire velocidade de maneira abrupta pelas barras de impacto e é desacelerado também de maneira abrupta, causando assim grande desgaste nas barras de impacto e nas placas de revestimento. Portanto, sua utilização não é recomendada para materiais altamente abrasivos, principalmente com teores de sílica acima de 15%.

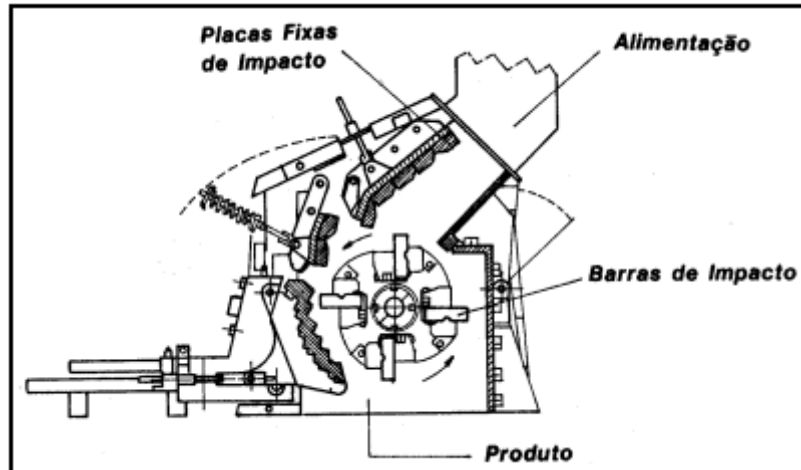


Figura 8: Britador de impacto. (Luz et.al, 2010, p.166).

A britagem primária, segundo Luz *et al.* (2017), conta ainda com a possibilidade de utilização de outro tipo de britador, sendo ele o britador de rolo dentado, mostrado na Figura 9. Durante sua operação, a redução granulométrica do material alimentado ocorre por meio da força de compressão e cisalhamento realizada entre os dentes do rolo e assim sua utilização não é indicada quando a alimentação apresenta elevado teor de sílica.

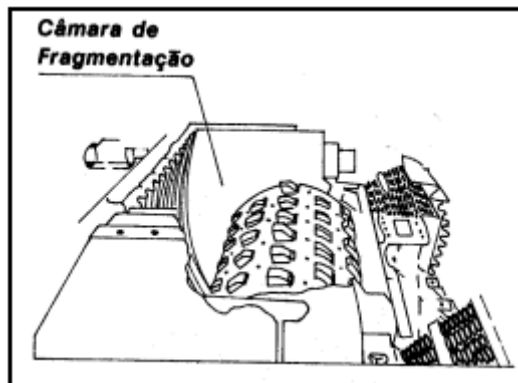


Figura 9: Britador de rolos dentados. (Luz et.al, 2010, p.166).

A britagem secundária, segundo Sampaio e Delboni (2018), é alimentada com o produto da britagem primária, que não possui granulometria pequena o suficiente para as etapas posteriores. Para a britagem secundária, os equipamentos mais utilizados são os britadores giratórios secundários, britador de mandíbulas secundário, britador cônico, britador de impacto ou martelos e o britador de rolos.

Na britagem secundária, equipamentos como o britador de mandíbulas, giratório e britador de rolos que também são semelhantes aos utilizados durante a britagem primária. No entanto, com dimensões menores a fim de garantir uma menor granulometria do produto britado.

O britador cônico utilizado na britagem secundária assemelha-se ao britador giratório. No entanto, existem diferenças, como o movimento vertical do cone, o maior tempo de retenção das partículas e o sistema de alimentação que ocorre por meio da movimentação do cone. A Figura 10 apresenta um esquema em corte do britador cônico e dos mecanismos internos que o compõe.

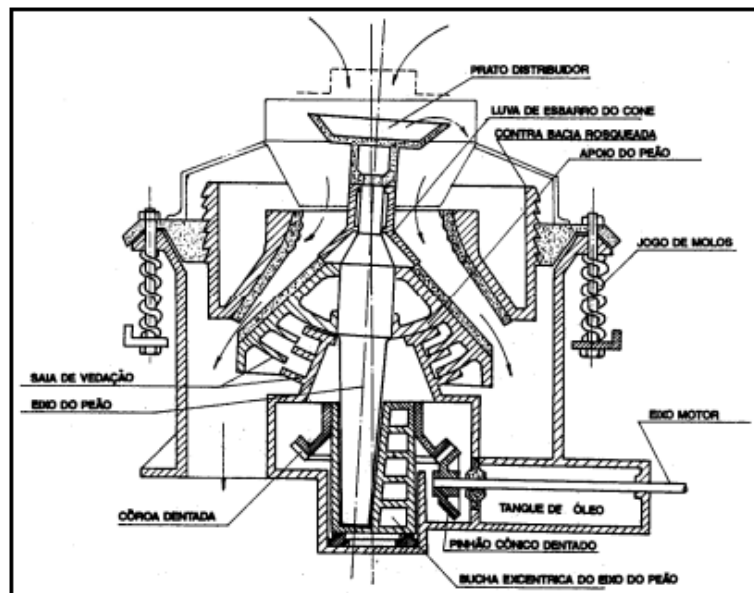


Figura 10: Britador cônico. (Luz et.al, 2010, p.168).

Outro modelo de britador encontrado na britagem secundária é o britador de rolos, cuja representação esquemática é ilustrada na Figura 11. Segundo Almeida *et al.* (2017), este britador constituído por dois rolos lisos que rotacionam a uma mesma velocidade, em direções opostas, com uma determinada distância entre eles, onde o material alimentado será cominuído por meio da compressão dos rolos sobre o material.

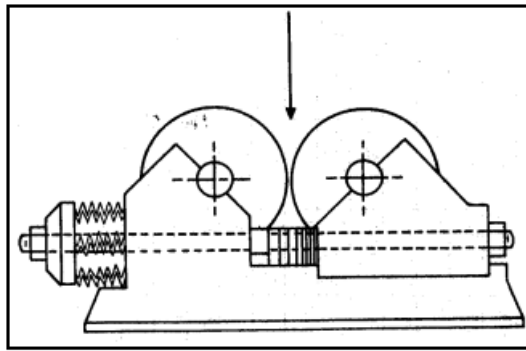


Figura 11: Britador de rolos. (Luz et.al, 2010, p.169).

A britagem terciária em geral representa a última etapa da britagem, em que normalmente são utilizados britadores cônicos a fim de garantir um produto britado com granulometria entre 3 a 25 mm. No entanto, vale ressaltar que existem operações em que há a necessidade de uma britagem quaternária para se obter as especificações técnicas das etapas posteriores.

4.3.3 Moagem

A moagem, segundo Chave e Peres (2003), é considerada o último estágio da cominuição, em que ocorre a redução granulométrica a um tamanho suficiente que seja capaz de chegar à liberação do mineral de interesse para as etapas de concentração posteriores. Na etapa da moagem, destacam-se os moinhos de tipo de carga cadente, em que, por meio da rotação do corpo cilíndrico do moinho, as cargas moedoras caem/deslizam por cima da carga alimentada de forma a garantir a redução granulométrica.

Os moinhos de barras, segundo Almeida *et al.* (2017), são moinhos cilíndricos que empregam barras metálicas como corpos moedores. Neste tipo de moinho, pode-se realizar a redução de partículas com 50 mm e gerar produto moído com granulometria por volta de 500 μm . Os moinhos de barras apresentam-se como a primeira etapa da moagem, tendo em vista que o moinho de barras é capaz de ser alimentado com partículas mais grosseiras, em relação aos moinhos de bolas.

Nos moinhos de barras, segundo Chaves e Peres (2003), os espaços entre as barras são preenchidos por material com partículas com granulometrias distintas. Enquanto partículas grossas, próximas à entrada, abrem o feixe de barras, as partículas mais finas, que se encontram mais próximas à descarga, garantem a

configuração de feixe mais fechado, gerando assim um perfil afunilado como apresentado na Figura 12, em que a seta indica o sentido do fluxo da alimentação para a descarga.

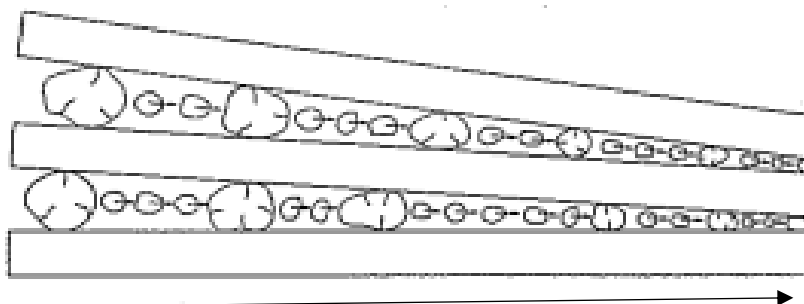


Figura 12: Volumes de barras e partículas no moinho de barras. (Adaptado de Chaves e Peres, 2003, p.586).

Os moinhos de bolas são revestidos internamente com material de geometrias distintas, a fim de garantir uma trajetória da carga moedora em seu interior, a partir do movimento de translação, e maior eficiência na moagem. A revolução do cilindro que compõe a estrutura do moinho de bolas faz com que as cargas moedoras apresentem uma trajetória parabólica, capaz de garantir que as bolas realizem os movimentos de rotação, translação, deslizamento e queda sobre o material alimentado. Com isso, proporcionam a quebra das arestas dos fragmentos e seu arredondamento.

Em um moinho de bolas, é necessário que sejam observados certos parâmetros a fim de garantir uma maior eficiência da operação. Dentre eles, destacam-se a velocidade de rotação do cilindro e o fator de enchimento. A velocidade de rotação do moinho é a principal delimitadora da maneira como a carga moedora se comportará no interior do moinho. Velocidades mais altas gerarão grande aceleração centrífuga, com a carga moedora apresentando mínima movimentação em função da velocidade estar muito alta. Em uma situação onde a velocidade é muito baixa, com fator de enchimento elevado, observa-se o regime de cascata, em que a carga moedora acaba por deslizar uma sobre a outra tendo menor energia transferida pelo choque das bolas cadentes com o material. Dessa forma, observa-se uma maior ação das forças de atrito provenientes do movimento cisalhante das partículas, o que ocasiona uma elevada produção de finos no regime de cascata. Na Figura 13 e Figura 14 são apresentadas a diferença entre a adoção de velocidade e fator de enchimento corretos em regime de catarata e o comportamento da carga moedora com elevado

fator de enchimento e baixa velocidade de rotação em regime de cascata, respectivamente.

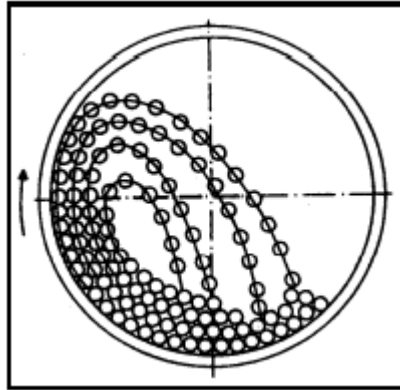


Figura 13: Moagem em regime de catarata. (Luz et.al, 2010, p.184).

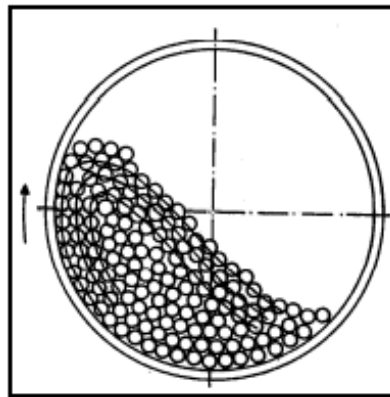


Figura 14: Moagem em regime de cascata (Luz et al., 2010, p. 185).

Nos moinhos autógenos e semi autógenos, a carga moedora responsável integral ou parcialmente, respectivamente, pela cominuição das partículas é o próprio material. Para estes tipos de moinhos, o circuito convencional mais utilizado é o circuito SABC (Figura 15), em que são instaladas grelhas com aberturas de 50 a 100 mm de aresta. Os *pebbles*, que se tratam de grãos mais grosseiros do minério alimentado, são responsáveis pelo fraturamento das partículas menores que neste circuito são cominuídos, fazendo com que ao final do processo se tenha uma maior produtividade, visto que a carga moedora neste exemplo também possui considerável teor do mineral de interesse:

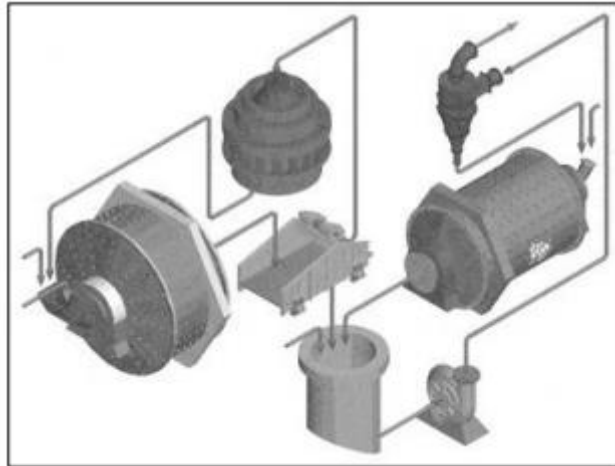


Figura 15: Circuito SABC. (Delboni e Sampaio, 2018, p.201).

4.4 Modelos de Fragmentação

Em vista à grande demanda energética vista na operação de fragmentação, a criação de modelos matemáticos capazes de prever resultados se mostra como uma alternativa bastante atrativa, pois torna possível a simulação dos resultados esperados e de demanda de energia. Assim, a escolha pelos métodos e equipamentos em que é possível obter o melhor desempenho com menor custo envolvido se torna mais assertiva, por meio das equações envolvendo o cálculo da energia específica como as equações de Bond de Índice de britabilidade (CWI), Índice de moabilidade (BWI), Índice de Abrasividade (AI), além dos modelos de SAG Power Index (SPI), Drop Weight Test (DWT) e SAG Mill Comminution (SMC), abordados nos subtópicos em sequência.

4.4.1 Equações de Bond

De acordo com Felipe (2019), as equações propostas por Bond correlacionam a energia específica mínima para a fragmentação de maneira inversamente proporcional à raiz quadrada do diâmetro das partículas, como demonstrado na Equação 12. A partir das equações de Bond é possível a minimização dos custos com energia, pode-se estabelecer a energia específica ótima para cada situação, dessa forma, evita-se que o material seja cominuído além do necessário. Assim, reduzindo-

se custos operacionais, a partir do Índice de Abrasividade de Bond, é possível estabelecer o nível de desgaste que determinado minério pode gerar na estrutura interna de um moinho.

$$E = K * \left(\frac{1}{\sqrt{D_p}} - \frac{1}{\sqrt{D_f}} \right) \quad (\text{Eq.12})$$

Em que:

E = Energia específica (kWh/st);

K = Constante de proporcionalidade (kWh/st);

D_p = Diâmetro do produto (µm);

D_f = Diâmetro da alimentação (µm).

4.4.1.1 Índice de Britabilidade de Bond (CWI)

De acordo com Souza *et al.* (2015), por meio dos resultados observados pelo ensaio realizado, como mostrado na Figura 16. Em que por meio de um equipamento que possui martelos de aço com distância definida entre eles, onde coloca-se a amostra a ser testada, os martelos são erguidos por meio de cabos e em seguida liberados, fazendo com que os martelos atinjam o material testado e assim, fraturando a amostra.

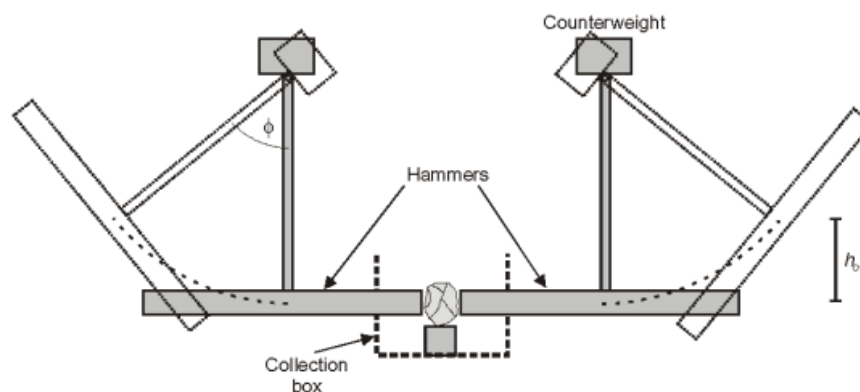


Figura 16: Desenho esquemático do ensaio de britabilidade de Bond. (Tavares e Silveira, 2008, p.5).

A partir deste ensaio foi possível estabelecer as Equações 13 e 14:

$$CWI = \frac{53,49 * a}{SG} \quad (\text{Eq. 13})$$

Em que:

$$a = \frac{2 * m * g * h}{c} \quad (\text{Eq. 14})$$

Onde:

CWI = Índice de britabilidade (kWh/t);

SG = Massa Específica (kg/m³);

m = Massa de cada martelo (kg);

g = Aceleração da gravidade (m/s²);

h = Altura do peso (m);

c = Espessura da amostra (m).

Os resultados obtidos por meio do CWI têm relação direta com a facilidade ou dificuldade que uma amostra apresenta ao ser britada, como mostrado na Tabela 4.

Tabela 4 - Classificação das amostras segundo o valor de CWI

Britabilidade	CWI
Muito fácil	CWI < 10
Fácil	10 < CWI < 14
Mediana	14 < CWI < 18
Difícil	18 < CWI < 22
Muito difícil	CWI > 22

Fonte: Adaptado de Bond (1963)

A partir do valor de CWI, Bond foi capaz de criar um modelo capaz de estimar o P80, que pode ser definido como a granulometria em que 80% da massa alimentada passa em uma peneira com dimensões de malha definidas. Para os britadores de mandíbulas e giratórios, é calculado com o uso da Equação 15, e para os britadores cônicos, como mostrado na Equação 16.

$$P80 = 25400 * O_{ss} * (0,04 * CWI + 0,40) \quad (\text{Eq. 15})$$

Em que:

P80 = Granulometria em que se obtém 80% de passante (µm)

Oss = Abertura na posição aberta do britador (pol)

$$P80 = 25400 * C_{ss} * 7E_{cc} * \frac{0,04 * C_{WI} + 0,40}{7E_{cc} - 2C_{ss}} \quad (\text{Eq. 16})$$

Em que:

$E_{cc} = O_{ss} - C_{ss}$.

Onde:

P80 = Granulometria em que se obtém 80% de passante em peneira de 150 μm (μm);

C_{ss} = Abertura na posição fechada do britador (pol).

4.4.1.2 Índice de Moabilidade de Bond (BWI)

O índice de moabilidade de Bond, segundo Souza *et al.* (2015), foi obtido por meio da análise de um teste em circuito fechado, em que certa amostra de material é colocada em um moinho de bolas padronizado. Por meio da análise dos resultados obtidos no teste, Bond foi capaz de equacionar os resultados por meio da Equação 17.

$$BWI = \frac{44,5}{A_m^{0,23} * M_{ob}^{0,82} * \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} * 1,1 \quad (\text{Eq. 17})$$

Em que:

A_m = Malha de controle do teste (μm);

M_{ob} = Média das três últimas moagens (g/rotação);

P = Abertura da peneira em que 80% da massa do produto é passante;

F = Abertura da peneira em que 80% da massa da alimentação é passante.

Ao fim do teste de moabilidade, é possível obter, de acordo com a Equação 18, qual a demanda energética necessária para que seja obtido um produto no qual 80% de seu material seja passante na peneira com a malha de controle.

$$E = BWI * \left(\frac{10}{\sqrt{P80}} - \frac{10}{\sqrt{F80}} \right) \quad (\text{Eq. 18})$$

Em que:

E = Energia específica (kWh/t);

BWI = Índice de moabilidade (kWh/t);

F80 = 80% de passante na alimentação (μm);

P80 = 80 % de passante no produto.

4.4.1.3 Índice de Abrasividade de Bond (AI)

De acordo com Souza *et al.* (2015), o índice de abrasividade de Bond é obtido por meio do teste em que é adicionado ao moinho uma placa de aço SAE 4340 a fim de medir, de maneira indireta, o desgaste da estrutura interna. O índice de abrasividade mede a quantidade de massa perdida pela placa de metal após o moinho operar por 60 minutos. Como mostrado na Figura 17.



Figura 17: Teste de bancada para definição do AI. (Vasconcelos, 2011).

A partir do valor encontrado de AI, é possível chegar à uma previsão quanto ao estado das estruturas internas, auxiliando assim na determinação do tempo de operação ao qual um moinho pode operar sem representar riscos à sua integridade. A partir do valor de AI é possível estabelecer também o intervalo de tempo aproximado em que devem ocorrer manutenções preventivas da estrutura interna dos moinhos, posto que a partir deste teste tem-se uma aproximação do efeito da moagem do material na estrutura interna do moinho.

4.4.2 SAG Power Index (SPI)

De acordo com Kumar e Dimitrakopoulos (2018), o SPI pode ser definido como o tempo que um moinho semi autógeno leva para reduzir uma amostra com F80 de 12,7 mm para um T80 de 1,77mm. A partir deste teste, foi possível estabelecer uma relação entre o SPI com a energia específica, conforme a Equação 19. No entanto, vale ressaltar que as constantes presentes na Equação 19 só são conhecidas pela empresa detentora da tecnologia.

$$E = C1 * \left(\frac{SPI}{\sqrt{T80}} \right)^{C2} * fsag \quad (\text{Eq. 19})$$

Em que:

E = Energia específica (kWh/t);

SPI = SAG Power Index (min);

T80 = 80% de passante do produto testado;

C1, C2 e fsag = Constantes cujos valores são conhecidos apenas pela empresa detentora da tecnologia.

4.4.3 Drop Weight Test (DWT)

O ensaio de DWT configura-se como um ensaio de partículas individuais com o objetivo de determinar a tenacidade de um material em específico. Para isso, é empregado um equipamento que conta com um peso que pode ser solto de diferentes alturas, a fim de analisar o comportamento da partícula ao ser atingida pelo peso cadente. Para este teste são utilizadas amostras de diferentes granulometrias e, para cada uma delas, o peso é solto de três alturas diferentes, de modo a ser observado o comportamento da fragmentação das amostras testadas a diferentes níveis de energia.

De acordo com Felipe (2019), a partir do ensaio DWT é possível estabelecer a Função Distribuição de Quebra por meio da Equação 20:

$$t_{10} = A(1 - e^{-bEcs}) \quad (\text{Eq. 20})$$

Em que:

t_{10} = Porcentagem passante igual a 10% do tamanho inicial;

Ecs = Energia específica aplicada ao grão do minério (kWh/t);

A e b = Parâmetros específicos para cada minério.

Dessa forma, quanto maior for o valor de t_{10} , menor é a granulometria do produto gerado na operação de fragmentação., portanto, maior é a geração de finos. Enquanto que, quanto menor o valor de t_{10} , maior é a granulometria do produto gerado. Sendo assim, o valor de t_{10} pode ser correlacionado à resistência do material alimentado.

4.4.4 SAG Mill Comminution (SMC)

O SMC, de acordo com Morrell (2003), foi pensado como uma ferramenta capaz de prever o desempenho do circuito de cominuição a partir de uma quantidade limitada de amostras testadas. Assim como o SPI, o SMC apresenta um conjunto de variáveis em que apenas a instituição detentora conhece os valores exatos o que pode em alguns casos impedir a utilização deste tipo de teste, visto que a empresa é localizada na Austrália, sendo assim, deve-se enviar a amostra a ser testada para a Austrália e assim, sendo utilizada pela SGS para retroalimentar sua base de dados e tornar a equação cada vez mais assertiva . A equação geral utilizada para determinar a energia específica de cominuição está mostrada na Equação 21.

$$Wi = M_i(x_2^{f(x_2)} - x_1^{f(x_1)}) \quad (\text{Eq. 21})$$

Em que:

Wi = Energia específica empregada na fragmentação (kWh/t)

Mi = Índice de trabalho relacionado às propriedades de fragmentação do minério (kWh/t)

x_2 = 80% de passante no produto (μm);

x_1 = 80% de passante na alimentação(μm);

$f(x_j) = -(0,295 + x_j / 1000000)$.

Existem quatro equações para a determinação da energia específica a depender das características da granulometria do material cominuído, todas elas a partir da equação geral supracitada. Para a moagem mais grosseira, como a moagem com moinho de barras, utiliza-se o índice de trabalho Wa para a determinação da energia específica, como mostrado na Equação 22.

$$Wa = K_l M_{ia} 4(x_2^{f(x_2)} - x_1^{f(x_1)}) \quad (\text{Eq. 22})$$

Em que:

W_a = Energia específica empregada para a moagem de partículas grossas (kWh/t)

M_{ia} = Índice de trabalho para partículas grosseiras (kWh/t)

$x_2 = 750(\mu\text{m})$;

$x_1 = 80\%$ de passante na alimentação(μm);

$f(x_j) = -(0,295 + x_j / 1000000)$.

$K = 1,0$ nos circuitos onde há a britagem dos pebbles e $0,95$ para aquele em que não ocorre a britagem dos pebbles.

Para a determinação da energia específica na moagem de partículas finas (W_b), a Equação 23 é empregada.

$$W_b = M_{ib} 4(x_3^{f(x_2)} - x_1^{f(x_1)}) \quad (\text{Eq. 23})$$

Em que:

W_b = Energia específica empregada para a moagem de partículas finas (kWh/t);

$x_3 = 750(\mu\text{m})$;

$x_1 = 80\%$ de passante na alimentação(μm);

$f(x_j) = -(0,295 + x_j / 1000000)$;

$K = 1,0$ nos circuitos onde há a britagem dos pebbles e $0,95$ para aquele em que não ocorre a britagem dos pebbles;

M_{ib} = Índice de trabalho para partículas finas, obtida por meio da Equação 24.

$$M_{ib} = \frac{18,18}{P_1^{0,295} (Gbp)(x_2^{f(x_2)} - x_1^{f(x_1)})} \quad (\text{Eq. 24})$$

Onde:

X_2 = Granulometria passante de 80% do produto (μm);

X_1 = Granulometria passante de 80% da alimentação (μm);

Gbp = Índice de moabilidade no estado de equilíbrio encontrado a partir do teste de Bond;

P_1 = Tamanho de abertura da peneira utilizada no teste.

Para o cálculo da energia específica dos britadores convencionais (W_c), utiliza-se a Equação 25.

$$W_c = S_c K_2 M_{ic} 4(x_2^{f(x_2)} - x_1^{f(x_1)}) \quad (\text{Eq. 25})$$

Em que:

W_c = Energia específica empregada na fragmentação por meio de britadores convencionais (kWh/t);

x_2 = Granulometria de 80% de passante na alimentação (μm);

x_1 = Granulometria de 80% de passante na alimentação (μm);

$f(x_j) = -(0,295 + x_j / 1000000)$.

$K = 1,0$ para britadores em circuito fechado e $1,19$ para britadores que operam em circuito aberto.

M_{ic} = Índice de trabalho para a britagem.

S_c = Parâmetro de dureza para o minério grosseiro utilizado na britagem primária e secundária.

O cálculo da energia específica para prensa de rolos (HPGR) é realizado por meio da Equação 26.

$$Wh = S_h K_3 M_{ih}^4 (x_2^{f(x_2)} - x_1^{f(x_1)}) \quad (\text{Eq. 26})$$

Em que:

W_h = Energia específica para os HPGR's (kWh/t);

x_2 = Granulometria de 80% de passante na alimentação (μm);

x_1 = Granulometria de 80% de passante na alimentação (μm);

$f(x_j) = -(0,295 + x_j / 1000000)$.

$K = 1,0$ para HPGR's em circuito fechado e $1,19$ para HPGR's que operam em circuito aberto.

M_{ih} = Índice de trabalho para o HPGR.

S_h = Parâmetro de dureza para o minério grosseiro utilizado na britagem primária e secundária.

O cálculo do parâmetro de dureza tanto da britagem quanto do HPGR é realizado por meio da Equação 27.

$$S = K_s (x_1 - x_2) \quad (\text{Eq. 27})$$

Em que:

K = Uma constante específica valendo 55 para britador convencional e 35 para a prensa de rolos;

x₂ = Granulometria de 80% de passante na alimentação (μm);

x₁ = Granulometria de 80% de passante na alimentação(μm).

A partir do cálculo da energia específica de cada uma das etapas encontradas na cominuição, torna-se possível estabelecer o cálculo da energia total do circuito, a partir do somatório da energia específica de cada etapa, como mostrado na Equação 28.

$$W_t = W_a + W_b + W_c + W_h \quad (\text{Eq. 28})$$

Em que:

W_t = Energia específica total do circuito de cominuição (kWh/t);

W_a = Energia específica empregada para a moagem de partículas grossas (kWh/t);

W_b = Energia específica empregada para a moagem de partículas finas (kWh/t);

W_c = Energia específica empregada na fragmentação por meio de britadores convencionais (kWh/t);

W_h = Energia específica empregada na fragmentação por meio de HPGR's (kWh/t).

5 ESTUDOS DE CASO

A integração Mina-Usina vem sendo implementada em empresas ao redor do mundo como uma metodologia capaz de otimizar os processos de fragmentação de tal forma a gerar menos custos de operação sem prejuízo do produto gerado ou na produção do material cominuído. Nesta seção serão relatados exemplos da aplicação da metodologia de integração Mina-Usina e os resultados obtidos.

A partir do trabalho intitulado “AVALIAÇÃO DAS OPERAÇÕES DE PERFURAÇÃO E DESMONTE NO PLANO DE FOGO DA MINERAÇÃO AURA APOENA” (REZENDE, 2021), em que foram criadas quatro sugestões em que houve a variação do afastamento, espaçamento e diâmetro do furo, gerando-se assim para cada sugestão uma curva de distribuição granulométrica. Utilizando do modelo de Kuz-Ram para em seguida comparar as curvas granulométricas obtidas em cada sugestão com a curva granulométrica histórica da empresa.

Como resultado, foi possível observar que em todas as sugestões propostas houve melhoria nas curvas granulométricas quando comparado à curva granulométrica de quatro detonações da empresa. Sendo assim, a partir do modelo de Kuz-Ram foram obtidos cenários em que a empresa seria capaz de otimizar o processo de desmonte, obtendo um produto desmontado com melhor distribuição granulométrica, sendo que o melhor resultado obtido é apresentado na figura 18.

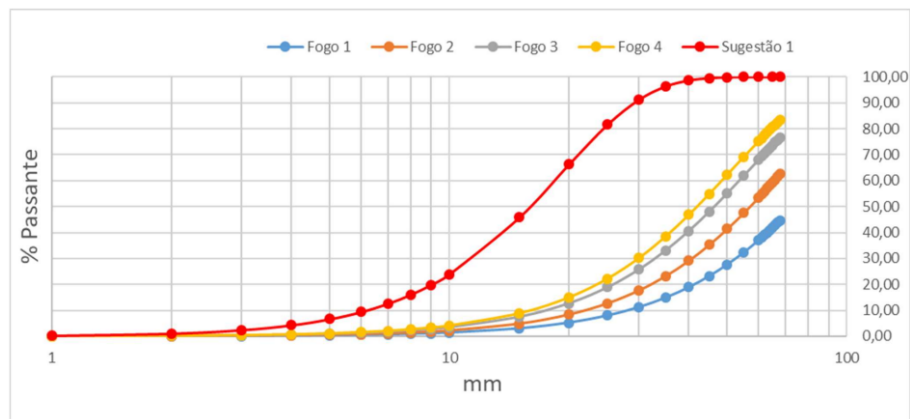


Figura 18: Curva de distribuição granulométrica (Rezende, 2021).

No trabalho intitulado “MINE TO MILL OPTMISATION AT PADDINGTON GOLD OPERATIONS” de Kanchibotla *et al.* (2015), em que por meio do JKSimBlast e do JKSimmet em que a partir da metodologia de integração Mina-Usina foram obtidos cenários capazes de propor uma solução mais eficiente, uma vez que houve uma mudança na dureza do material lavrado na região. A partir da simulação

computacional, foi obtido um resultado que apresenta maior eficiência energética e redução de custos, a partir do aumento do diâmetro de perfuração de 115 mm para 165, do aumento do fator de carga e do emprego de detonadores eletrônicos, além da redução da granulometria do produto do britador de pebbles o que demonstra a eficácia da integração Mina-Usina para o problema enfrentado. Após realizada a simulação, foi possível observar ganhos consideráveis na porcentagem de sólidos do moinho SAG, no carregamento de bolas, no britador de pebbles e no desmonte, como mostrado na figura 19.

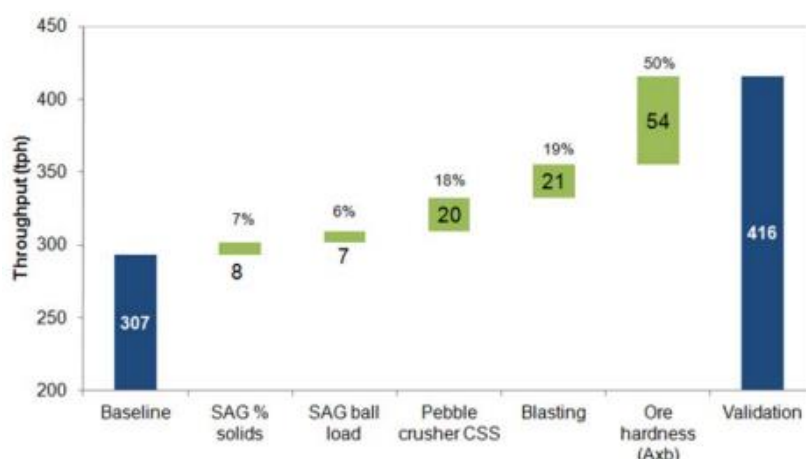


Figura 19: Contribuição relativa da mudança dos parâmetros (Kanchibotla, 2015).

Na figura 19, há de se observar que foram obtidos valores distintos de dureza do material entre as amostras coletadas antes da detonação com aquelas utilizadas nas pesquisas de validação.

No trabalho intitulado “Scenario-based evaluation of potential value chain gains using Integrated Extraction Simulator – Mt Keith Nickel West case study” de Faramarzi *et al.* (2022), em que por meio da simulação foram obtidos dois cenários, sendo eles um cenário onde o desmonte é considerado o padrão e outro cenário denominado como desmonte intenso. Em que o desmonte apresenta uma malha menor, com maior fator de carga. A partir da simulação, foi possível estabelecer que a mudança do P80 de 187 μm para 200 μm surtiria como resultado um aumento de performance econômica de 8,6%.

No tocante às operações de fragmentação da usina, por meio do trabalho intitulado “ANÁLISE COMPARATIVA ENTRE O USO DE MÉTODOS CONVENCIONAIS E O USO DE SOFTWARES PARA A SELEÇÃO DE BRITADORES E PENEIRAS” (BASTOS, 2015) em que por meio do simulador BRUNO, foram apresentadas duas opções alternativas ao fluxograma já utilizado pela

empresa, selecionados por meio da metodologia convencional. Ao comparar os resultados obtidos por meio do simulador BRUNO com a metodologia tradicional, nota-se bastante similaridade nos equipamentos escolhidos, como mostrados na figura 20.

Lista de Equipamentos- Método Convencional			
Britagem	Primária	Secundária	Terciária
Britador	Primário	Secundário	Terciário
Tipo	Giratório	Cônico Standard	Cônico Short Head
Modelo	MK-II 50-65 APA 165 mm	MP 800 APF 50mm	MP 1000 APF 19mm
P80 (mm)	101,6	60	19
Quant.	1	1	2
Peneiramento	-	Secundária	Terciária
Tipo		Vibratória Inclinada	Vibratória Inclinada
Modelo		XH 7'x16'	SH 8'x20'
Quant.		1	5
Lista de Equipamentos- Simulador Bruno			
Britagem	Primária	Secundária	Terciária
Britador	Primário	Secundário	Terciário
Tipo	Giratório	Cônico Standard	Cônico Short Head
Modelo	MK-II 50-65 APA 155 mm	MP800 APF 40 mm	MP800 APF 17 mm
P80 (mm)	129,45	45	16
Quant.	1	1	2
Peneiramento	-	Secundária	Terciária
Tipo		Vibratória Inclinada	Vibratória Inclinada
Modelo		XH 7'x16'	XH 6'x14'
Quant.		1	4

Figura 20: Lista comparativa de equipamentos (Bastos, 2015).

Vale ressaltar que ajustes feitos nestes equipamentos simulados, tais como a mudança da abertura na posição aberta (APA) do britador giratório de 165 mm para 155 mm, a mudança da abertura na posição fechada do britador cônico standard de 50 mm para 40mm e a mudança do APF do britador cônico Short Head de 19 mm para 17 mm demonstraram maior eficiência. Logo, caso a empresa realize tais ajustes nos equipamentos que já possui, é possível tornar a operação de cominuição que demanda de tantos recursos em uma operação menos onerosa.

Segundo Schofield e Moore (2012) em seu trabalho intitulado “Mine to Mill reconciliation—Three Case Studies” em que foram realizados três estudos de caso, sendo um em uma mina de ouro em Gana, outro em uma mina de cobre na Austrália e mais um em uma mina de ouro na Nova Zelândia. Em que por meio da simulação foi possível observar tanto para a mina de Damang em Gana quanto para a Mina de cobre da CSA na Austrália em que em ambos casos houve a subestimação do teor de corte, que acabou por levar ao subdimensionamento dos equipamentos de fragmentação. No último estudo de caso abordado neste trabalho, na mina de ouro de Macraes na Nova Zelândia em que a partir da simulação, foi possível definir alterações

em equipamentos e no controle de qualidade, o que proporcionou à empresa resultados promissores.

A partir dos estudos de caso tratados, a aplicação de simuladores, em que por meio de modelos matemáticos é possível a criação de múltiplos cenários, a fim de propiciar a escolha pelo caminho em que há menor gasto energético e, portanto, maior lucro líquido. Ao implementar a metodologia de integração Mina-Usina a tomada de decisões ocorre de maneira mais assertiva, tendo em vista que foram experimentadas virtualmente um número elevado de cenários.

6 CONCLUSÕES

Em face à tendência de que ao longo dos anos ocorra o empobrecimento do teor médio do minério em um empreendimento minerário, é observada a necessidade de busca por metodologias tais como a integração Mina-Usina a fim de garantir uma maior produtividade a um menor custo envolvido.

A integração Mina-Usina, com seu objetivo de otimizar os processos de fragmentação tanto para as etapas de desmonte quanto nas etapas de beneficiamento mineral, o que acarreta cortes vultosos, podendo fazer com que seja viável economicamente a extração de minérios com teores mais baixos, assim garantindo maior sobrevivência às empresas.

A integração Mina-Usina se mostrou uma metodologia poderosa no processo de tomada de decisão, no entanto depende do pleno entendimento desde as etapas iniciais do desmonte à etapa final de cominuição a fim de garantir que os modelos matemáticos sejam representativos da realidade enfrentada em cada local. Devido a esse fator, a integração Mina-Usina enfrenta certa resistência no mercado, posto que na maioria dos empreendimentos as etapas de fragmentação funcionam com a busca da maior eficiência individual, o que nem sempre garante que será obtida a melhor eficiência global, visto que o superdimensionamento assim como o subdimensionamento resulta em maiores custos e perda de eficiência.

Diante do exposto, é possível estabelecer a importância da metodologia de integração Mina-Usina para o futuro da mineração, uma vez que em face do aumento populacional e do avanço da tecnologia.

Se observa a necessidade crescente por matérias primas, sendo assim, é necessário que este mercado seja atendido e para isso, é necessário que sejam estabelecidas estratégias a fim de maximizar o aproveitamento de recursos finitos para a manutenção do progresso.

7 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- BASTOS, P. C. **Análise comparativa entre o uso de métodos convencionais e o uso de softwares para a seleção de britadores e peneiras**, Belo Horizonte. 2015.
- CHAVES, A. P. e PERES, A. E. **Teoria e prática do tratamento de minérios: britagem, peneiramento e moagem**. São Paulo: Signus. – SP. Oficina de Textos. 2012.
- CUNNINGHAM, C. V. B. The Kuz-Ram fragmentation model–20 years on. In: **Brighton conference proceedings**. Brighton, UK: European Federation of Explosives Engineer, 2005. p. 201-210.
- RICARDO, H. S.; CATALANI, G. **Manual prático de escavação: terraplenagem e escavação de rocha**. McGraw-Hill do Brasil, 1977.
- DOS SANTOS REIS, P. A. **Otimização de parâmetros geométricos em diagramas de fogo para desmonte a céu aberto**, Porto. 2016.
- FARAMARZI, F., Amini E, Bolden L. **Scenario-based Evaluation of Potential Value Chain Gains Using Integrated Extraction Simulator–Mt Keith Nickel West Case Study**. IMPC Ais-Pacific, Melbourne (AU), 2022.
- FELIPE, R. A. **OPERACIONALIZAÇÃO DE UM SISTEMA DE DUPLO PÊNDULO PARA DETERMINAÇÃO DA ENERGIA DE FRAGMENTAÇÃO DE MINERAIS INDUSTRIAIS**. 2019. 128 f. Dissertação (Mestrado) - Curso de Ciências, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2019.
- KANCHIBOTLA, S. S. et al. Mine to mill optimisation at paddington gold operations. In: **International conference on semi-autogenous and high grinding technology**. 2015.
- KUMAR, Ashish; DIMITRAKOPOULOS, Roussos. Application of simultaneous stochastic optimization with geometallurgical decisions at a copper–gold mining complex. **Mining Technology**, 2019.
- LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. **Tratamento de minérios**. CETEM/MCT, 2010.
- MAZZINGHY, D. B. et al. **MODELAMENTO DO DESMONTE DE ROCHAS DE UMA MINA DE MINÉRIO DE FERRO**. Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa – Belo Horizonte, 2019.
- MORAIS, J. L. **SIMULAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO DOS DESMONTES DE ROCHAS POR EXPLOSIVOS**. 2004. 224 f. Tese (Doutorado) - Curso de Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2004.
- MORRELL, S. **Determination of the DWi using the SMC test and its use in orebody profiling, comminution circuit design and optimisation**. 2003.
- NIEBLE, C. M. **Desmontes cuidadosos com explosivos: aspectos de engenharia e ambientais**. São Paulo: Oficina de Textos, 2017. 127 p.

NIELSEN, Kai; LOWNDS, C. Mick. Enhancement of taconite crushing and grinding through primary blasting. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, v. 34, n. 3-4, p. 226. e1-226. e14, 1997.

PERSON, P.; HOLMBERG, R. e LEE, J. **Rock blasting and explosives engineering**, USA: CRC Press LLC, Colorado (EUA), 1994.

RAFEEIAN, N.; TAJI, M.; NIKKHAH, A. **Mine to mill optimisation in Sarcheshmeh copper mine**, Kerman, Iran. 2019.

REZENDE, L. R. D. **AVALIAÇÃO DAS OPERAÇÕES DE PERFURAÇÃO E DESMONTE NO PLANO DE FOGO DA MINERAÇÃO AURA APOENA**. 2021. 49 f. TCC (Graduação) - Curso de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Mato Grosso, Cuiabá, 2021.

SAMPAIO, J. A.; DELBONI H. J.; SILVA, A. O. **Moagem autógena: um estudo em escala piloto**, 20.

SCHOFIELD, N. A.; MOORE, J.; CARSWELL, J. T. Mine to Mill reconciliation—Three Case Studies. In: **Proceedings International Mine Management Conference 2012**. 2012. p. 161-171.

TAVARES, Luis M.; SILVEIRA, M. A. C. W. Comparison of measures of rock crushability. **Fine particle technology and characterization**, p. 978-81, 2008.

VARELA, J.; ING, Tecnologias de Britagem; PENEIRAMENTO, ThyssenKrupp Fördertechnik Latino Americana. Critérios de seleção de britadores aplicados ao processamento mineral. **Anais XXIV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e metalurgia Extrativa, Salvador**, 2011.

VASCONCELOS, João Antônio. **Rotas de processo para concentração de rochas itabiríticas da Mina Lagoa das Flores, Itatiaiuçu, MG**. 2011. 186 f. Dissertação (Mestrado) - Curso de Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2011.

YOUNG, Courtney A. **SME mineral processing and extractive metallurgy handbook**. Society for Mining, Metallurgy & Exploration, 2019.