

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS
Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais

MONOGRAFIA

**Equipamentos de Fragmentação:
Uma Revisão Avaliando Circuitos
Alternativos para a Moagem de Finos**

Aluno: Mariana Xavier Sans de Carvalho

Orientador: Prof. Roberto Galery

Julho 2012

DEDICATÓRIA

*Dedico este trabalho
aos meus pais e ao Gabriel*

AGRADECIMENTOS

- Ao Prof. Roberto Galery, meu orientador, por seus ensinamentos e atenção.
- Aos membros da Banca Examinadora, pela leitura do texto e pelas sugestões oferecidas ao trabalho.

SUMÁRIO

1.	INTRODUÇÃO.....	7
2.	OBJETIVO E RELEVÂNCIA	8
3.	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	9
3.1.	Características Físicas da Matéria-prima.....	9
3.1.1.	Tamanho Máximo e Distribuição Granulométrica.....	10
3.1.2.	Densidade do material	10
3.1.3.	Forma da Partícula.....	10
3.1.4.	Conteúdo de Argila e Umidade	11
3.1.5.	Dureza.....	11
3.1.6.	Tenacidade.....	11
3.1.7.	Abrasividade.....	12
3.1.8.	Coesão	12
3.1.9.	Resistência à Compressão	12
3.1.10.	Velocidade de Propagação de Onda.....	13
3.1.11.	Corrosividade	13
3.2.	Mecanismos de Fragmentação.....	13
3.2.1.	Choque ou Impacto.....	14
3.2.2.	Compressão ou Esmagamento.....	14
3.2.3.	Abrasão por Cisalhamento.....	14
3.3.	Grau de Redução	17
3.4.	Aspectos Energéticos da Fragmentação	18
3.5.	Estagiamento do Trabalho de Fragmentação.....	24
3.6.	Equipamentos de Britagem.....	27
3.6.1.	Britador de Mandíbulas	28
3.6.2.	Britador Giratório	31
3.6.3.	Britador Cônico	33
3.6.4.	Britador de Impacto	34
3.6.5.	Britador de Martelos.....	37
3.6.6.	Britador <i>Sizer</i>	38
3.6.7.	Britador de Rolo Dentado.....	39
3.6.8.	Britador de Rolos.....	40
3.7.	Equipamentos de Moagem	41
3.7.1.	Moinho Rotativo.....	42
3.7.2.	Prensa de Rolos ou HPGR (<i>High Pressure Grinding Rolls</i>).....	52
3.7.3.	Moinho de Martelos	52
3.7.4.	Moinho de Discos.....	54
3.7.5.	Moinho Vibratório.....	54
3.7.6.	Moinho de Bolas Vibratório	57
3.7.7.	Moinho Vertical (VERTIMILL®)	58
3.7.8.	Moinho SRR (<i>Solid Rubber Roller</i>)	59
3.7.9.	Moinho Bi-cônico.....	60
3.7.10.	Moinho Autógeno e Semi-autógeno.....	60
4.	DESENVOLVIMENTO.....	64
5.	RESULTADOS	67
6.	CONCLUSÕES	68
7.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	69

RESUMO

A busca por processos mais eficientes do ponto de vista da produtividade, custos de investimento e operação é uma constante no setor de beneficiamento mineral, principalmente no que diz respeito aos circuitos de britagem e moagem, conhecidos como os maiores consumidores de energia das plantas de processamento. A correta simulação e determinação do circuito de fragmentação ideal exige conhecimento apurado da matéria-prima mineral a ser processada e dos equipamentos disponíveis no mercado. Neste trabalho serão assinaladas algumas importantes características físicas e químicas das matérias-primas, tais como dureza, abrasividade, granulometria das partículas, entre outras e a influência que elas têm na escolha dos equipamentos de fragmentação. Serão abordados os mecanismos de fragmentação, sua relação com os princípios de funcionamento dos equipamentos de britagem e moagem do mercado atual e os aspectos energéticos relacionados a eles. Por fim, será apresentada uma situação hipotética para a moagem de finos de minério de ferro, contemplando seu dimensionamento e a avaliação de alternativa ao circuito originalmente sugerido. A escolha do circuito mais adequado baseou-se naquele que apresentou menor consumo energético, sem que houvesse prejuízo ao processamento do material.

Palavras-chave: Fragmentação, Cominuição, Características da Matéria-Prima, Equipamentos de Britagem e Moagem, Energia.

ABSTRACT

The search for more efficient circuits from the point of view of productivity, investment and operating costs is a constant in the mineral processing industry, especially regarding the crushing and grinding circuits, known as the largest consumers of energy in processing plants. The correct simulation and determination of the ideal circuit of fragmentation requires improved knowledge of the mineral raw material to be processed and the equipment commercially available. In this paper some important physical and chemical characteristics of raw materials, such as hardness, abrasiveness, particle size, among others, and the influence they have on the choice of equipments for fragmentation will be pointed out. The mechanisms of fragmentation and its relationship with the operating principles of crushing and grinding equipment on the market today, and energy aspects related to them will be discussed. Finally, a hypothetical situation will be presented to the grinding of iron ore fines, contemplating its dimensioning and evaluating alternative to the circuit originally suggested. The choice of the most appropriate circuit was based on that with the lowest energy consumption, without any prejudice to the processing of the material.

Keywords: Fragmentation, Comminution, Characteristics of the Raw Material, Crushing and Grinding Equipment, Energy.

1. INTRODUÇÃO

A busca por processos mais eficientes é uma constante nos setores produtivos, em especial na indústria de minério de ferro. A otimização dos processos de fragmentação, do ponto de vista da produtividade, custos de investimento e operação, é um dos temas mais discutidos na indústria de mineração (Varela, 2011). Além disso, os circuitos de cominuição são os maiores consumidores de energia das plantas de processamento.

Existem duas grandes áreas de cominuição, a saber, a britagem e a moagem. As etapas de britagem e moagem são responsáveis pela redução granulométrica e adequação do tamanho de partícula aos processos de classificação e concentração subsequentes. Entre os inúmeros fatores que influenciam a escolha e, conseqüentemente, o desempenho dos equipamentos utilizados na britagem e moagem, encontram-se as características físicas das matérias-primas minerais, como a dureza, a abrasividade e a coesividade (Varela, 2011). Desta forma, uma correta simulação do processo, aliada a escolha propriamente dita do equipamento ideal para uma determinada aplicação, seja na fase de projeto quanto na fase de operação, exige muito conhecimento técnico e análise de pontos críticos do processo.

Neste trabalho são apresentados os principais critérios para avaliação dos processos de britagem e moagem, equipamentos disponíveis no mercado e suas características, e por fim, recomendações de equipamentos segundo a aplicação de processo.

2. OBJETIVO E RELEVÂNCIA

Este trabalho tem por objetivo apresentar os princípios de funcionamento dos principais modelos de britadores e moinhos utilizados nas atuais plantas de processamento mineral, as forças envolvidas no processo de fragmentação e a influência das características físicas do material a ser processado no desempenho, dimensionamento e escolha destes equipamentos. Além disso, a partir de um circuito hipotético de britagem e moagem, um estudo de rota alternativa de moagem será desenvolvido para o processamento do minério.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

As operações de cominuição compõem um conjunto de processos de redução de tamanho de partículas minerais, realizados com rigoroso controle, de forma a adequar a distribuição granulométrica do material para seu uso posterior. Isto inclui a obtenção da granulometria adequada do material para o transporte e manuseio, a obtenção do grau de liberação dos minerais valiosos e dos minerais de ganga para uma operação de concentração posterior, o aumento da área superficial específica dos minerais de um minério expondo-os mais facilmente ao ataque por reagentes químicos, o controle da fragmentação excessiva evitando gastos maiores de energia e o atendimento das especificações granulométricas de mercado.

As operações de cominuição compreendem diversos estágios que se aplicam ao minério, desde a mina, até sua adequação ao processo industrial subsequente. Na etapa de lavra, o desmonte do minério ou rocha, com o auxílio de explosivo pode ser visto como um primeiro estágio de fragmentação, onde são produzidos blocos volumosos, mas de um tamanho que permite alimentar os equipamentos de britagem. A britagem é a operação que fragmenta os blocos obtidos na lavra, podendo ser repetida diversas vezes por diferentes tipos de equipamentos, até se obter um material adequado à alimentação da moagem. A moagem é a operação de fragmentação fina obtendo-se nela um produto adequado à concentração ou a qualquer outro processo industrial, como a pelletização, lixiviação e combustão (Figueira, 2004).

É importante que a redução seja realizada utilizando o menor número de estágios, reduzindo custos de investimento, operação e manutenção, bem como realizando um processo eficiente em termos de produtividade e disponibilidade. Esta operação deve ser realizada com rigoroso controle em função de ser uma operação normalmente cara.

3.1. Características Físicas da Matéria-prima

As características físicas da matéria-prima a ser processada são importantes informações a serem avaliadas no processo de cominuição. Algumas delas são expostas a seguir:

3.1.1. Tamanho Máximo e Distribuição Granulométrica

O tamanho de partícula a ser processado é um dos parâmetros na seleção do equipamento adequado e deve ser considerado junto à relação de redução desejada. A capacidade de produção e o tamanho máximo dos blocos contidos no ROM determinam a boca de entrada dos britadores primários (Figueira, 2004).

O conteúdo de finos na alimentação define a conveniência ou não de um escalpe prévio da alimentação do britador. Entre outros, os fatores econômicos e operacionais definem a extensão do escalpe, todavia como regra geral, toma-se como base o limite máximo 30% de finos na alimentação. Este procedimento não se aplica à britagem primária. Em geral, as britagens secundária e terciária têm um conteúdo de finos em sua alimentação que justifica a existência de escalpe prévio (Figueira, 2004).

A presença de blocos de grandes dimensões, por outro lado, prejudica muito a capacidade de britadores de rolos e aumenta muito o desgaste em britadores de impacto, especialmente quando esses equipamentos operam como britadores primários (Figueira, 2004).

3.1.2. Densidade do material

Os britadores são equipamentos que apresentam como constante a capacidade volumétrica de produção. Assim, a capacidade desses equipamentos, expressa em t/h, é proporcional à densidade do minério. Como a capacidade nominal é referente ao material com densidade 2,7 (Figueira, 2004) a capacidade real volumétrica para materiais com outras densidades pode ser expressa por:

$$\text{Capacidade Real} = \text{Capacidade Nominal} \times \text{densidade real}/2,7$$

3.1.3. Forma da Partícula

A forma da partícula é importante na definição da boca de entrada dos equipamentos. Para materiais lamelares exige-se uma relação entre a boca de entrada e o tamanho

máximo das partículas maior do que a geralmente requerida para minérios não lamelares (Figueira, 2004).

3.1.4. Conteúdo de Argila e Umidade

As informações a respeito da umidade e quantidade de argila devem também ser consideradas. Os minérios que apresentam alto conteúdo de argila e elevada umidade impossibilitam praticamente a britagem em granulometria de 20 a 25 cm, pois dificultam o peneiramento e a operação de alguns tipos de britadores. Britadores giratórios, cônicos e de mandíbulas são altamente sensíveis à presença de argila e à umidade no minério (Figueira, 2004).

3.1.5. Dureza

A dureza representa a resistência que uma superfície oferece quando atritada à outra e depende da estrutura cristalina do minério. Materiais definidos como duros (que riscam outros materiais) são resistentes à abrasão e podem ser também quebradiços, como o caso do diamante, do quartzo e até mesmo do vidro (Galery, 2011). Um dos principais índices de dureza do material utilizado é a escala de Mohs, na qual são atribuídos valores de 1 a 10, sendo o valor de 1 dado ao material menos duro, representado pelo talco, e o valor 10 dado ao material mais duro conhecido na natureza, o diamante. Esta escala não corresponde à dureza absoluta de um material.

3.1.6. Tenacidade

O termo tenacidade é conhecido como sendo a resistência ao rompimento por tração, compressão ou impacto. É uma medida da quantidade de energia que um material pode absorver antes de fraturar. Vários termos são utilizados como sinônimos ou associados à definição de tenacidade: friável (frágil, quebradiço), maleável, séctil, dúctil, flexível e elástico. Os dois termos, dureza e tenacidade, de uma maneira ou de outra correspondem à forma que os bens minerais respondem às forças de fragmentação a que são submetidos (Galery, 2011).

3.1.7. Abrasividade

A abrasividade corresponde à capacidade que um material possui de arranhar ou desgastar, por fricção, outro material. Normalmente pode ser descrita através do conteúdo de sílica e quartzo livre, relacionado com o índice de abrasão (A_i). A abrasividade deve ser analisada com a finalidade de se evitar altos custos de manutenção. A seguir são explicitados os limites de abrasividade (Metso, 2005):

- Abrasividade Alta: índices de abrasão acima de 0,5 (ex.: granito, quartzito e gnaisse);
- Abrasividade média: índices de abrasão de 0,2 a 0,4 (ex.: diabásio e basalto);
- Não Abrasivo: índices de abrasão menores que 0,1 (ex.: calcários e dolomitas).

3.1.8. Coesão

A fragmentação das partículas se dá pelo rompimento das forças de coesão ao longo das superfícies que se formam. Isso implica no fornecimento de certa quantidade de energia de fragmentação que tem que ser proporcional à energia de coesão interna rompida. O resultado do processo de fraturamento é uma distribuição de fragmentos menores. A distribuição característica do produto de fragmentação depende não só da natureza das forças de coesão interna das partículas como também da forma de energia e da intensidade com que elas foram aplicadas sobre a partícula (Galery, 2011).

3.1.9. Resistência à Compressão

A ação das forças de compressão provoca a deformação da partícula gerando tensões internas de cisalhamento. Essas tensões de cisalhamento se distribuem pelo grão concentrando-se principalmente nas regiões de maior fraqueza estrutural. Nas partículas, as principais regiões de fraqueza estrutural são as trincas pré-existentes ou pré-condicionadas em algum processo de fragmentação anterior. A tensão que provoca a ruptura da partícula concentra-se na extremidade da trinca. Nesse ponto, as ligações químicas se encontram sob tensão máxima. Quando a tensão supera as energias de ligação química, as mesmas se rompem e a trinca se propaga de forma acelerada e

desordenada. Após a ruptura e uma vez cessada a causa da deformação, os fragmentos resultantes retornam a sua forma de equilíbrio (Galery, 2011).

3.1.10. Velocidade de Propagação de Onda

Dependendo da intensidade da energia aplicada, as partículas não têm condições de dissipar imediatamente toda a energia absorvida e distribuem a mesma para um número muito grande de trincas, podendo ocorrer propagação da trinca com ramificações sucessivas e ruptura em diversos fragmentos. Quando a energia for de impacto de alta intensidade, a propagação da trinca atinge a velocidade máxima. Mesmo que forças compressivas não consigam gerar forças de cisalhamento capazes de provocar fratura, os reflexos das ondas compressivas provocadas por uma região não solicitada da partícula podem gerar tracionamento suficiente para causar ruptura nas trincas presentes no material que se propagam em ramificações sucessivas. A condição de impacto envolve a propagação da onda de choque e provoca ramificação da trinca em alta velocidade. Esse processo ocorre de forma aleatória e desordenada (Galery, 2011).

3.1.11. Corrosividade

Minérios corrosivos impõem condições especiais na escolha dos materiais e equipamentos usados na instalação (Figueira, 2004).

3.2. Mecanismos de Fragmentação

A maioria dos minerais são materiais cristalinos, onde os átomos estão em arranjos tridimensionais. A configuração dos átomos é determinada pelo tamanho e tipos de ligações físicas e químicas que os mantêm unidos na rede cristalina dos minerais. Essas ligações interatômicas são eficientes à pequena distância, e podem ser quebradas se tensionadas por forças externas (Figueira, 2004).

Os equipamentos de britagem e moagem se utilizam de diferentes mecanismos para realizar a quebra da rede cristalina. Em geral os três mecanismos de fragmentação

principais listados a seguir estão sempre presentes, prevalecendo o efeito de um deles sobre os demais.

3.2.1. Choque ou Impacto

A fratura ocorre quando forças são aplicadas de forma rápida e em intensidade muito superior à resistência das partículas. Faz uso, em geral, da energia cinética ($\frac{1}{2}mv^2$) de corpos em movimentos circulares ou cadentes. Resulta deste tipo de quebra um grande número de partículas em uma vasta faixa granulométrica. Este é o mecanismo mais eficiente em termos de utilização da energia, mas, normalmente sua aplicação é mais restrita aos materiais menos abrasivos (Valadão, 2007). É observado em britadores de impacto e nas áreas de impacto dos corpos moedores cadentes no interior dos moinhos revolventes (Galery, 2011).

3.2.2. Compressão ou Esmagamento

A quebra ocorre quando forças de compressão, de baixa intensidade, são aplicadas de maneira lenta e progressiva, permitindo-se que, com o aparecimento da fratura, o esforço seja aliviado. Em geral, as forças de compressão aplicadas são pouco superiores à resistência dos blocos rochosos ou partículas. Resulta deste mecanismo um número reduzido de fragmentos homogêneos de tamanho intermediário. É o mecanismo mais comum, desde blocos da ordem de metros até partículas micrométricas. É observado em britadores de mandíbulas, britadores giratórios e cônicos. Nos moinhos revolventes, o mecanismo está associado à compressão das partículas entre corpos moedores ou à compressão entre as partículas maiores e as partículas menores (Galery, 2011).

3.2.3. Abrasão por Cisalhamento

As forças aplicadas são insuficientes para provocar fraturas ao longo de toda a partícula (Valadão, 2007). Prevalece uma concentração de esforços (tensão localizada) na área periférica, principalmente na superfície de contato das partículas, que provoca o aparecimento de pequenas fraturas. Resulta deste tipo de quebra uma distribuição

granulométrica onde partículas muito pequenas convivem com partículas de tamanho próximo ao original as quais vão tendo seus diâmetros reduzidos gradativamente com o tempo. Esse tipo de quebra é geralmente provocado por atrito, quando partículas maiores são aprisionadas entre superfícies dotadas de movimento. Na maioria das vezes, o movimento entre as superfícies é contrário ao movimento das próprias partículas. Este mecanismo leva a um consumo alto de energia e a uma produção alta de superfinos. É observado frequentemente nos produtos de moagem autógena (Galery, 2011).

A Figura 3.1 mostra qualitativamente os mecanismos de fragmentação de partículas juntamente e a distribuição granulométrica dos produtos.

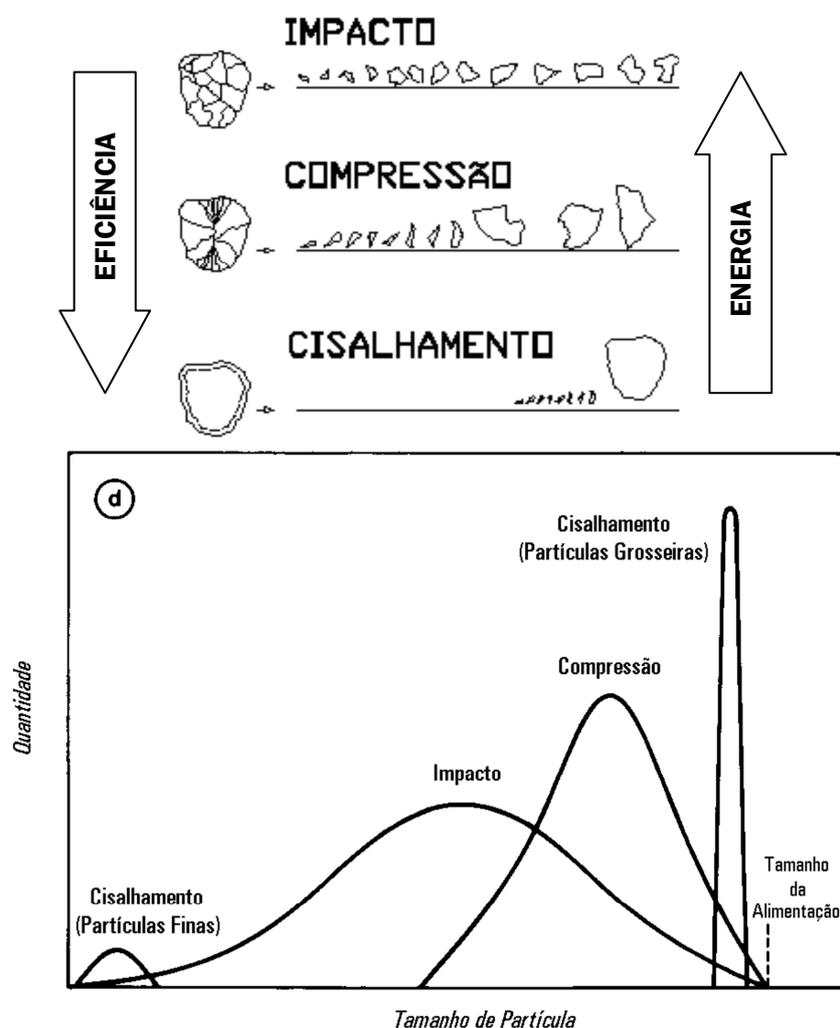


Figura 3.1. Distribuição granulométrica das partículas de acordo com o mecanismo de fragmentação utilizado (Galery, 2011).

Algumas das equações mais importantes na tentativa de descrever matematicamente a distribuição granulométrica de uma amostra são apresentadas na Tabela 3.1.

Tabela 3.1. Equações empíricas da distribuição granulométrica do processo de quebra (Galery, 2011).

Denominação	Função de Distribuição
Gilvary	$F(d) = 1 - e^{\left[-\left(\frac{d}{k_1}\right) - \left(\frac{d}{k_2}\right)^2 - \left(\frac{d}{k_3}\right)^3\right]}$
Rosin-Rammler	$F(d) = 1 - e^{\left[-\left(\frac{d}{d^*}\right)^n\right]}$
Gaudin-Meloy	$F(d) = 1 - e^{\left[1 - \left(\frac{d}{d^*}\right)^n\right]}$
Klimpel and Austin	$F(d) = 1 - e^{\left\{\left[1 - \left(\frac{d}{d^*}\right)^{n_1}\right] \left[1 - \left(\frac{d}{d^*}\right)^{n_2}\right] \left[1 - \left(\frac{d}{d^*}\right)^{n_3}\right]\right\}}$
Gates-Gaudin-Schuhmann	$F(d) = \left(\frac{d}{d^*}\right)^n$
Broadbent-Callcott	$F(d) = \frac{1 - e^{\left[-\left(\frac{d}{d^*}\right)^n\right]}}{1 - e^{(-1)}}$
Austin	$F(d) = \varphi \left(\frac{d}{d^*}\right)^\gamma + (1 - \varphi) \left(\frac{d}{d^*}\right)^\beta$

$F(d)$ é a fração acumulada passante (abaixo do tamanho d), d^* é o módulo de tamanho da distribuição. Os demais parâmetros são constantes a serem determinadas gráfica ou numericamente. Nas equações, (d/d^*) representa uma normalização entre os tamanhos de aberturas de peneiras consecutivas, ou seja, $r = (d/d^*) = \text{constante}$. Essas relações fornecem uma representação compacta de dados de distribuição de tamanho permitindo que análises estatísticas e tratamentos matemáticos possam ser realizados. As funções de distribuições, $F(d)$, apresentadas são crescentes (Galery, 2011). As identidades matemáticas a seguir são válidas quando se lida com essas funções:

$$F(d') = \int_{d \min}^{d \max} f(d')d(d') = 1,0$$

$$f(d') = \frac{dF(d')}{d(d')}$$

$$\int_{d \min}^{d \max} f(d')d(d') = 1,0$$

Na Figura 3.2 a seguir são apresentados sob a forma de gráfico os valores da função densidade $f(d')$ e da função de distribuição $F(d')$ em relação à d' (Galery, 2011).

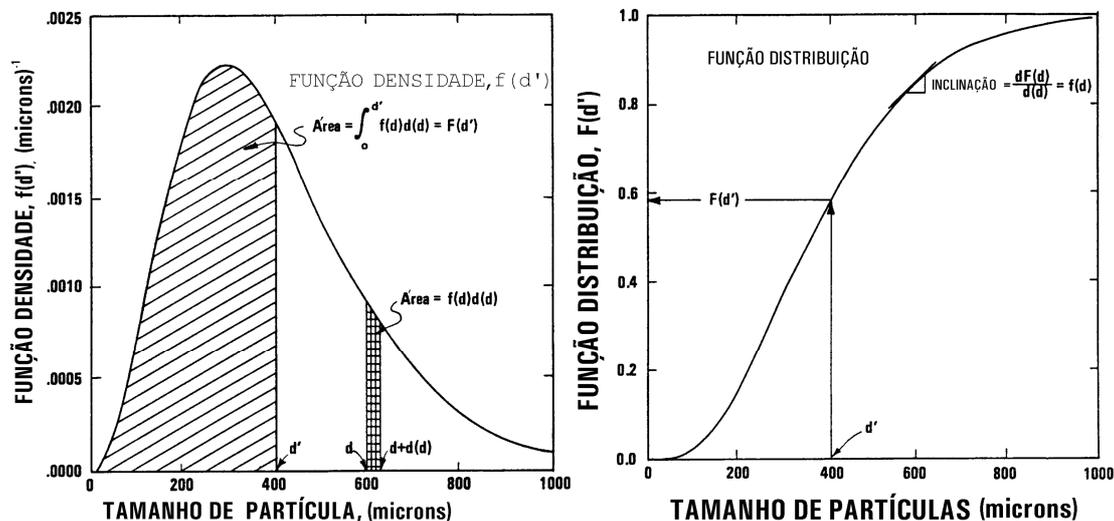


Figura 3.2. Gráficos mostrando respectivamente as funções densidade $f(d')$ e distribuição $F(d')$ (Galery, 2011).

O valor da função de distribuição $F(d')$ é preciso e representa a fração das partículas que se encontram abaixo de um determinado tamanho d' . O valor da função densidade $f(d')$ sozinho não tem nenhum significado preciso, a não ser o de representar o valor da função no ponto d' . Entretanto, a expressão $f(d')d(d')$ representa a fração de partículas que se encontra distribuída entre os intervalos de tamanho d e $(d + d)$ (Galery, 2011).

3.3. Grau de Redução

O grau de redução ou relação de redução máxima de um equipamento de cominuição é definido como sendo a razão entre o maior tamanho de partícula presente na alimentação e o maior tamanho de partícula presente no produto. O termo maior tamanho é usualmente considerado como sendo aquele que representa a malha que deixa passar 80% das partículas (Valadão, 2007). Desta forma tem-se que:

$$GR = \frac{F_{80}}{P_{80}}$$

Onde: GR = grau de redução ou relação de redução;

F_{80} = malha que deixa passar 80% das partículas na alimentação;

P_{80} = malha que deixa passar 80% das partículas no produto.

A britagem tem necessariamente relações de redução pequenas, enquanto a moagem leva a relações de redução maiores.

3.4. Aspectos Energéticos da Fragmentação

Existem diversas formas de energia que, em tese, poderiam ser transformadas em energia de fragmentação incluindo-se a térmica (quebra por microondas), a elétrica, a acústica (quebra por ultra-som) e a mecânica. Porém as únicas formas de energia utilizadas em grande escala pela indústria mineral são a energia térmica, sob a forma de explosivos, sendo aplicada na etapa do desmonte de rochas nas frentes de lavra, e a energia mecânica através dos diversos equipamentos de fragmentação (Galery, 2011).

Nos equipamentos de fragmentação industrial, onde milhares de partículas estão presentes, a redução de tamanho não é um fenômeno isolado. O conhecimento das relações de energia nesses equipamentos constitui preocupação constante, já que é o ponto mais oneroso em uma instalação industrial. Além disso, grande parte da energia disponível é dissipada (através de deformação, atrito, ruído, etc) restando apenas uma fração da energia transferida à fragmentação propriamente dita. Até hoje não foi possível isolar e quantificar as diferentes parcelas de energia presentes no processo de fragmentação. Tem sido preferível correlacioná-las, todas num único índice que, de preferência, faça referência às dimensões das partículas minerais. Nesta linha, alguns pesquisadores apresentaram contribuições significantes (Galery, 2011).

Rittinger lançou o primeiro trabalho sobre o cálculo do consumo energético associado à fragmentação (apud Galery, 2011). Segundo o qual "O trabalho necessário para realizar a fragmentação é proporcional à área nova da superfície gerada" e é dada por:

$$E = E_0(s_p - s_f) = k_1 \left(\frac{1}{d_p} - \frac{1}{d_f} \right)$$

Onde: E = energia específica aplicada;

E_0, k_1 = coeficientes de proporcionalidade;
 s_f, d_f = área da superfície e tamanho da alimentação;
 s_p, d_p = área da superfície e tamanho do produto.

Esta teoria se aplica à fragmentação muito fina, como a moagem de clínquer de cimento (Figueira, 2004).

Kick (apud Galery, 2011) propôs uma segunda teoria cujo enunciado diz que “O trabalho necessário para produzir mudanças análogas na configuração de corpos geometricamente semelhantes e do mesmo estado tecnológico é proporcional ao volume ou peso dos corpos”, podendo ser escrita da seguinte forma:

$$E = k \log\left(\frac{d_f}{d_p}\right) = k_2 \ln\left(\frac{d_p}{d_f}\right)$$

Onde: E = energia específica aplicada;
 k, k_2 = coeficientes de proporcionalidade;
 d_f = tamanho da alimentação;
 d_p = tamanho do produto.

Esta teoria se aplica de preferência, à fragmentação de matacões (Figueira, 2004).

A equação proposta por Bond (apud Galery, 2011) constitui a uma teoria intermediária, onde “O trabalho despedido por unidade de volume ou peso é inversamente proporcional à raiz quadrada do tamanho”, traduzida por:

$$E = E_0 \left(\frac{1}{\sqrt{d_p}} - \frac{1}{\sqrt{d_f}} \right) = k_3 \left(\frac{1}{\sqrt{d_p}} - \frac{1}{\sqrt{d_f}} \right)$$

Onde: E = energia específica aplicada;
 E_0, k_3 = coeficientes de proporcionalidade;
 d_f = tamanho da alimentação;
 d_p = tamanho do produto.

Esta teoria se aplica a faixa granulométrica intermediária suprimindo a lacuna entre as teorias de Kick e Rittinger (apud Galery, 2011).

Por fim, Charles (apud Galery, 2011) estabelece uma teoria Geral da Fragmentação que engloba as anteriores, na qual "O trabalho (dE) necessário para realizar uma variação elementar (dd) numa dimensão (d) de um dado corpo é proporcional à variação (dd) e inversamente proporcional a uma potência (n) da dimensão (d)" e é definida pela equação:

$$dE = -K \frac{dd}{d^n}$$

$$E = K \left(\frac{1}{d_p^{(n-1)}} - \frac{1}{d_f^{(n-1)}} \right)$$

Onde: E = energia específica aplicada a uma massa de minério necessária para suprir a energia de superfície das partículas de diâmetro igual a d ;

K e n = constantes dependentes do material;

d_f = tamanho da alimentação;

d_p = tamanho do produto.

A Figura 3.3 mostra a forma geral apresentada pelas relações envolvendo energia e redução de tamanho, onde o expoente n varia significativamente dentro da ampla faixa de tamanhos apresentada.

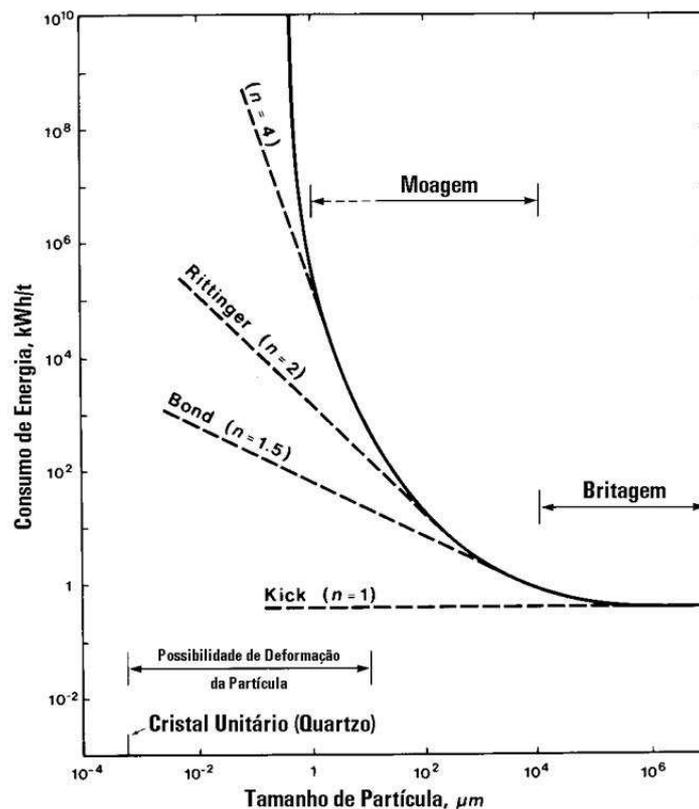


Figura 3.3. Gráfico representando a variação do consumo de energia em função do tamanho da partícula (Galery, 2011).

O trabalho de Bond para a fragmentação é de extrema importância. Bond padronizou uma série de procedimentos para a determinação da energia de fragmentação. Além disso, Bond convencionou os valores d_f e d_p referidos as aberturas das malhas quadradas (μm) que deixam passar 80% da alimentação nova e produto final, respectivamente. Propôs que o coeficiente de proporcionalidade ou trabalho E_0 fosse chamado de W_i (*work index*), definindo-o como a energia necessária (kWh) para reduzir a unidade de peso (st) do material considerado desde um tamanho inicial infinito até 80% passante em 100 μm (Galery, 2011). Através dessas definições, o trabalho de Bond torna-se:

$$E = 10W_i \left(\frac{1}{\sqrt{d_{p80}}} - \frac{1}{\sqrt{d_{f80}}} \right)$$

Onde: E = energia específica aplicada (kWh/st);

W_i = índice de trabalho ou *Work Index* (kWh/st);

d_{f80} = abertura da malha quadrada que deixa passar 80% da alimentação nova (μm);

d_{p80} = abertura da malha quadrada que deixa passar 80% do produto final (μm).

Atualmente tem-se utilizado a teoria de Bond modificada por um produto de 8 (oito) fatores de natureza mecânico operacional referenciados por Rowland e Kjos (apud Galery, 2011).

O valor do *work index* é determinado em laboratório para os diferentes tipos de minérios com procedimento padronizado por Bond e está relacionado com a maior ou menor facilidade que o material apresentará com relação à sua fragmentação (Valadão, 2007). Bond observou que um único *work index* não era suficiente para definir as variações de energia para os estágios de britagem, moagem de barras e moagem de bolas, desenvolvendo metodologias específicas para a determinação de valores diferentes para cada estágio (Galery, 2011) exibidas a seguir:

Para britagem:

$$C_b = 10C_{bi} \left(\frac{1}{\sqrt{d_{p80}}} - \frac{1}{\sqrt{d_{f80}}} \right); C_{bi} = \frac{2,59 \frac{E_b}{t}}{\rho}; E_b = \frac{1}{2} k(1 - \cos \alpha)$$

Para moinho de barras:

$$E = 10W_i \left(\frac{1}{\sqrt{d_{p80}}} - \frac{1}{\sqrt{d_{f80}}} \right); W_{iteste} = \frac{62}{A_1^{0,23} \times G_{pb}^{0,625} \times \left(\frac{10}{\sqrt{d_{p80}}} - \frac{10}{\sqrt{d_{f80}}} \right)}$$

Para moinho de bolas:

$$E = 10W_i \left(\frac{1}{\sqrt{d_{p80}}} - \frac{1}{\sqrt{d_{f80}}} \right); W_{iteste} = \frac{44,5}{A_1^{0,23} \times G_{pb}^{0,82} \times \left(\frac{10}{\sqrt{d_{p80}}} - \frac{10}{\sqrt{d_{f80}}} \right)}$$

Onde: α = ângulo de posicionamento dos pêndulos de impacto;

ρ = peso específico do material;

A_1 = abertura da malha teste de classificação (μm);

d_{f80} = abertura da malha quadrada que deixa passar 80% da alimentação nova (μm);

d_{p80} = abertura da malha quadrada que deixa passar 80% do produto final (μm);

C_b, E = energia específica aplicada (kWh/st);

C_{bi}, W_i = *work index* (kWh/st);

E_b = energia de fragmentação de Bond (kWh/st);

G_{pb} = índice de moabilidade do minério (g/rpm);

k = constante para o Pêndulo de Impacto de Bond equivalente a $164 \text{ kg.m}^2/\text{s}^2$;

t = espessura da partícula.

Com o aparecimento de novos equipamentos de fragmentação outros procedimentos para a determinação de índices energéticos de fragmentação foram desenvolvidos, como o *SPI*, ou *SAG Power Index*. O índice *SPI* é também determinado por teste padronizado, definido como o tempo de moagem necessário para que a alimentação ajustada em 100 % passante em 19 mm e 80 % passante em 12 mm seja reduzida até 80% passante em 1,7 mm. O *SPI* é um índice complementar ao W_i de Bond, devendo os dois índices ser utilizados em conjunto quando se trata de circuito *SAG/Bolas* (Galery, 2011).

Através das calibrações com moinhos industriais foi possível correlacionar o valor *SPI* determinado em laboratório com a energia específica para a moagem de uma tonelada de minério em moinho *SAG* até 80% passante em uma malha de controle denominada de transferência (T_{80}), conforme a seguinte equação (Galery, 2011):

$$E = K \left(SPI \frac{1}{\sqrt{T_{80}}} \right)^n$$

Onde: E = energia específica para a moagem *SAG* de uma tonelada de minério;

K, n = parâmetros empíricos;

SPI = *SAG Power Index*;

T_{80} = malha de controle, malha de transferência.

Alguns valores de W_i medidos para diferentes tipos de materiais são listados na Tabela 3.2.

Tabela 3.2. Valores Médios de W_i (Galery, 2011).

Material	Peso Específico (g/cm ³)	Índice W_i (kWh/st)
Barita	4,50	4,73
Gipsita	2,69	6,73
Fluorita	3,01	8,91
Minério Piritoso	4,06	8,93
Quartzito	2,68	9,58
Magnetita	3,88	9,97
Minério Pb-Zn	3,54	10,57
Feldspato	2,59	10,80
Dolomita	2,74	11,27
Calcário	2,65	12,54
Minério de Cobre	3,20	12,73
Minério Hematítico	3,56	12,93
Quartzo	2,65	13,57
Minério de Ouro	2,81	14,93
Granito	2,66	15,05
Grafita	1,75	43,56
Esmeril	3,48	53,70

3.5. Estagiamento do Trabalho de Fragmentação

Após o desmonte do minério ou rocha, com o auxílio de explosivos, a britagem é o primeiro estágio do processo de fragmentação. Pode ser dividida em primária, secundária, terciária e até quaternária.

A britagem primária tem como alimentação o ROM e deve ser localizada próxima ou dentro da cava. Os britadores empregados são de grande porte, operando sempre em circuito aberto, com ou sem grelha de escalpe para o descarte da fração fina contida na alimentação. A britagem primária é realizada a seco e tem uma razão de redução em torno de 8:1. Recebe normalmente tamanhos máximos de rocha da ordem de 1,0 a 2,0 m (Varela, 2011). Neste estágio são utilizados os britadores de mandíbulas, giratório, de impacto e o de rolos dentados (Figueira, 2004).

A britagem secundária é subsequente à primária e tem como alimentação material da ordem de 15 a 30 cm. É comum na britagem secundária o escalpe com a finalidade de aumentar a capacidade de produção. A operação é normalmente realizada a seco, em circuito aberto ou fechado. Os equipamentos geralmente utilizados são os britadores

giratórios secundários, de britadores mandíbulas secundários, britadores cônicos, britadores de martelos e os britadores de rolos. Os britadores giratórios, de mandíbulas e de martelos são semelhantes aos empregados na britagem primária, apenas tendo dimensões menores (Figueira, 2004).

A britagem terciária é em geral o último estágio de britagem, no entanto, existem usinas com mais de três estágios, cujo propósito está ligado às características de fragmentação do material, ou à granulometria do produto final. Os equipamentos utilizados são os britadores cônicos. Estes equipamentos exigem um maior controle de operação, geralmente trabalhando em circuito fechado (Figueira, 2004).

A moagem é o último estágio do processo de fragmentação, no qual as partículas são reduzidas, pela combinação de impacto, compressão, abrasão e atrito, a um tamanho adequado à liberação do mineral, geralmente, a ser concentrado nos processos subsequentes. Cada minério tem uma malha ótima para ser moído, dependendo de muitos fatores incluindo a distribuição do mineral útil na ganga e do processo de separação que vai ser usado em seguida (Figueira, 2004).

Os circuitos de moagem podem ser abertos ou fechados e o processo a seco ou a úmido.

O processo por via seca é menos comum, sendo aplicado quando as etapas posteriores para o tratamento são a seco e o produto final deve ser fornecido a seco, quando é difícil ou oneroso remover o líquido usado para realizar a moagem à úmido ou quando o material reage com o líquido química ou fisicamente formando produtos indesejáveis. O consumo de corpos moedores e de revestimentos é de 5 a 7 vezes menor que no processo por via úmida, já que neste a corrosão, oxidação e falta de recobrimento dos corpos moedores e das placas expõe continuamente novas superfícies metálicas ao desgaste (Metso, 2005). Além disso, a via seca produz grande proporção de finos, o que em alguns casos é desejável (Figueira, 2004).

A moagem a úmido é a mais usada em tratamento de minérios, sendo o material misturado à entrada do moinho com água formando uma pasta ou polpa. A moagem à úmido apresenta diversas vantagens, como:

- maior economia, requerendo 77% da potência necessária no processo por via seca para o mesmo material e granulometria (de alimentação e produto), devido à ação lubrificante e transportadora da água (Metso, 2005);
- apresenta maior capacidade por unidade de volume do moinho (Figueira, 2004);
- pode ser feito controle do processo pelo nível da descarga do moinho e densidade da polpa (Metso, 2005);
- dispensa o uso de coletores de pó (Metso, 2005);
- possibilita o uso de peneiramento e classificação à úmido no controle do produto (Figueira, 2004);
- possibilita o uso de meio de transporte simples como calhas, bombas e canos (Figueira, 2004).

A moagem em circuito aberto ocorre quando o material alimentado faz apenas uma passagem pelo moinho, sem que haja controle da distribuição de tamanho do produto. A taxa de alimentação tem que ser suficientemente baixa para assegurar que todas as partículas sejam quebradas, com isso pode haver sobremoagem, o que além de consumir energia desnecessária, pode dificultar o tratamento subsequente (Figueira, 2004). A utilização do circuito aberto é usual em praticamente todos os moinhos de barra, em muitos moinhos de matéria prima (cru) da indústria do cimento, em moinhos usados em processos em que a remoção da água do produto classificado seja ineficiente ou onerosa, em moinhos que não dispõem de sistema de classificação ou nos quais o custo do mesmo torne o processo inviável e, finalmente, em moinhos nos quais a produção de materiais extremamente finos não seja prejudicial e também seja permitido algum resíduo acima do tamanho especificado, *tramp oversize* (Metso, 2005).

A moagem em circuito fechado é aquela em que a descarga é encaminhada a um classificador ou peneira, cuja fração grossa, *oversize*, retorna ao moinho. Desta forma uma partícula mineral pode realizar várias passagens através do moinho, até alcançar o tamanho desejado (Metso, 2005). O *oversize* é chamado de carga circulante e corresponde à porcentagem sobre a alimentação nova do moinho. A moagem em circuito fechado reduz o tempo de residência das partículas e, portanto, a proporção de partículas de tamanho fino quando comparada à moagem em circuito aberto. Isso

diminui a sobremoagem e aumenta a energia disponível para a moagem de partículas mais grossas (Figueira, 2004).

Dentro de limites, quanto maior a carga circulante maior será a capacidade do moinho. A carga circulante ótima de um circuito depende da capacidade do classificador e do custo de transportar a carga para o moinho. A carga circulante fica normalmente entre 100 e 350%, entretanto pode chegar a um valor tão alto quanto 600% (Figueira, 2004).

O controle do tamanho do produto obtido é de extrema importância, já que a submoagem do minério resulta num produto grosso com liberação parcial do mineral útil, inviabilizando o processo de concentração. Neste caso, a recuperação parcial do mineral útil e a baixa razão de enriquecimento respondem pela inviabilidade do processo. Já a sobremoagem é também indesejada, pois reduz o tamanho das partículas, desnecessariamente, o que acarreta maior consumo de energia e perdas no processo de concentração (Figueira, 2004).

Na Tabela 3.3 é apresentada uma classificação dos estágios de fragmentação, seus tamanhos máximos da alimentação e produto e respectivas relações de redução.

Tabela 3.3. Classificação dos estágios de fragmentação.

Estágio	Tamanho Máximo (mm)		Relação de Redução
	Alimentação	Produção	
Britagem Primária	500 a 2000	100 a 305	8:1
Britagem Secundária	100 a 635	19 a 102	6:1 a 8:1
Britagem Terciária	10 a 100	1 a 25	4:1 a 6:1
Britagem Quaternária	5 a 76	0,8 a 1,5	até 20
Moagem Grossa	9,5 a 19	0,4 a 3,5	até 20
Moagem Fina	13	Fino	100:1 a 200:1

3.6. Equipamentos de Britagem

Para uma correta aplicação do britador, além das características do material processado mencionadas anteriormente, outras premissas do projeto de britagem devem ser levadas em consideração. Alguns aspectos técnicos limitam e definem qual o tipo de equipamento a ser utilizado no processo. Entre estes fatores, ressaltam-se os parâmetros

mecânicos e operacionais intrínsecos de cada tipo de equipamento, como a energia requerida, as forças envolvidas, o desgaste de componentes, a disponibilidade física e a taxa de produção máxima. Na Tabela 3.4 são listados alguns dos principais tipos de britadores e suas respectivas características.

Tabela 3.4. Principais tipos de britadores e suas características.

Tipo de britador	Mandíbulas	Giratório	Cônico	Impacto	Martelos	Sizer	Rolos Dentados
Serviço	Britagem 1ª e 2ª	Britagem 1ª	Britagem 2ª, 3ª e 4ª	Britagem 1ª, 2ª, 3ª e 4ª	Britagem 1ª, 2ª e 3ª	Britagem 1ª, 2ª e 3ª	Britagem 1ª e 2ª
Grau de Redução	5:1 (4:1 a 9:1)	8:1 (3:1 a 10:1)	3:1 a 7:1	6:1 a 40:1	20:1 a 100:1	3:1 a 6:1	2:1 a 6:1
Capacidade Processamento (t/h)	Baixa a média (até 1300)	Média a alta (até 10000)	Baixa a média (até 2400)	Baixa a média (até 2400)	Baixa a média (até 2800)	Média a alta (até 10000)	Média a alta (até 12000)
Tamanho máx. da alimentação (mm)	Grandes tamanhos (até 1500)	Grandes tamanhos (até 1600)	até 500	até 1500	até 1500	até 2000	Limitado a distância entre rolos (até 2500)
Granulometria do Produto	Poucos finos. <i>Top size</i> alto p/ lamelares	Poucos finos. <i>Top size</i> menor que mandíbulas	Distrib. granulom. uniforme, formato cúbico	Muitos finos, formato cúbico ou arredondado.	Muitos finos e formas cúbicas	Poucos grossos e teor de finos menor quando comparado c/ outros equip.	Tamanho médio a fino (baixa porcentagem), uniforme.
Aplicação	Duro e abrasivo, c/ sílica <30% e umidade <10%. Pouco indicado p/ minerais coesivos e c/ tendência a produzir partículas lamelares	Abrasivo, umidade <5% e c/ tendência a produzir partículas lamelares. Pouco indicado p/ minerais coesivos.	Duro e abrasivo e p/ umidade < 8%. Pouco indicado p/ minerais coesivos.	Abrasivo c/ sílica+óx. metálicos <15%, umidade <8%, alto teor de argila, c/ tendência a produzir partículas lamelares. Limitado a rochas frágeis ou elásticas.	Dureza baixa a moderada, pouco abrasivo c/ sílica <3-8% e umidade <15-20%.	Dureza média, c/ sílica <10%, p/ umidade <30% e minerais coesivos e pegajosos.	Dureza baixa e média, pouco abrasivo c/ sílica <10%, umidade <30%, minerais coesivos, c/ tendência a produzir partículas lamelares
Resist. a Compressão (Mpa)	< 500	< 400	< 400	< 300	< 200	< 130	< 180

De forma geral, para qualquer tipo de material existe um britador ideal ou uma combinação destes, que satisfaça as premissas de um projeto de britagem eficiente. A seguir serão abordadas mais profundamente características dos equipamentos utilizados atualmente nas operações de britagem.

3.6.1. Britador de Mandíbulas

Os britadores de mandíbulas são empregados principalmente como britadores primários, tendo como principal função produzir material que possa ser conduzido por transportador de correia aos estágios subsequentes da instalação (Metso, 2005).

A britagem é realizada entre uma superfície, chamada mandíbula, fixa e outra superfície móvel, sendo esta integrada a um volante, o que fornece o movimento de vai e vem entre elas. Desta maneira o bloco alimentado na boca do britador vai descendo entre as mandíbulas enquanto recebe a compressão responsável pela fragmentação (Figueira, 2004). O produto é escoado por gravidade.

Os britadores de mandíbulas são classificados basicamente em britadores de um ou dois eixos (tipo Blake) de acordo com o mecanismo de acionamento da mandíbula móvel, realizando um movimento elíptico ou pendular, respectivamente. Ambos os tipos são descritos a seguir.

Nos britadores de um eixo, como na Figura 3.4, o queixo se apoia num eixo excêntrico na parte superior. Na parte inferior, o queixo é mantido em posição por uma placa de articulação. Esta placa oscila somente em forma de pequeno arco. A combinação de movimento excêntrico em cima e oscilatório em baixo dá ao queixo um movimento de “mastigação” por toda a superfície de britagem (Metso, 2005).

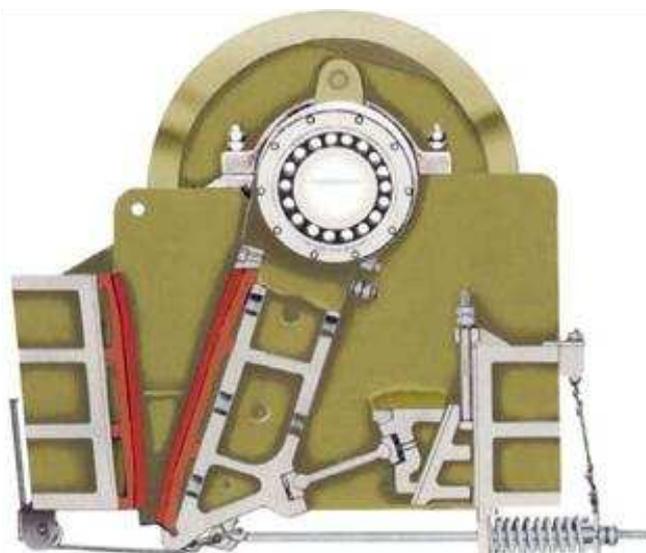


Figura 3.4. Britador de Mandíbulas de um Eixo(Metso, 2005).

O segundo tipo de britador, mostrado na Figura 3.5, possui dois eixos e duas placas de articulação. O primeiro eixo é um eixo pivotado onde o queixo se apoia, enquanto que o outro é excêntrico e aciona as duas placas. A mandíbula móvel faz um movimento puro de vai-e-vem em direção à mandíbula fixa (Metso, 2005).

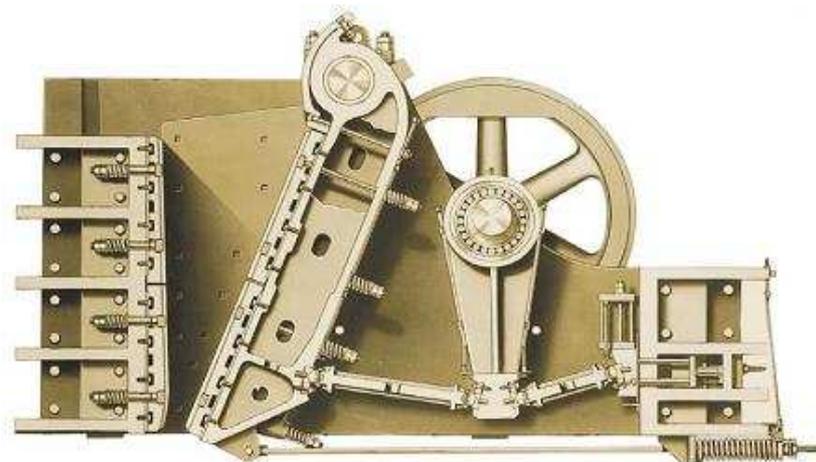


Figura 3.5. Britador de Mandíbulas de dois Eixos (Metso, 2005).

A especificação dos britadores de mandíbulas é dada pelas dimensões de abertura da alimentação. O tamanho da alimentação nominal situa-se em torno de 0,5 e 1,5 m. Os maiores modelos de britadores de mandíbulas possuem uma boca de entrada do material com 2 m de largura e 1,5 m de profundidade (Varela, 2011).

Os britadores de mandíbulas são utilizados para fazer a britagem primária em blocos de elevadas dimensões e com grandes variações de tamanho na alimentação (Figueira, 2004). São capazes de processar todo tipo de material, como rochas duras e materiais reciclados (Metso, 2011). Na maioria dos casos são utilizados em instalações com produções em torno de 700 e 800 t/h, podendo chegar a 1.300 t/h (Metso, 2005).

A granulometria do produto é estabelecida pelo ajuste da descarga, sendo definida pelo grau de redução em torno de 5:1 (Figueira, 2004).

Devido o movimento de “mastigação”, o britador de um eixo tem melhor capacidade de entrada na alimentação de material que o britador de dois eixos de tamanho correspondente (Metso, 2005). Em termos de custos de capital, britadores de dois eixos são cerca de 50% mais elevados que os de um eixo, sendo indicados para materiais mais abrasivos e de difícil fragmentação (Figueira, 2004).

A desvantagem desse tipo de equipamento é a largura relativamente pequena se comparada com o círculo de saída de uma máquina giratória, limitando assim a

capacidade. Além disso, as mandíbulas estão sujeitas a desgaste e precisam ser substituídas regularmente (Metso, 2005).

3.6.2. Britador Giratório

Este equipamento é utilizado na britagem primária quando existe uma grande quantidade de material a ser fragmentado. Pode receber alimentação de material por qualquer lado, podendo ocorrer diretamente de caminhões, e permite armazenagem de uma pequena quantidade de material no seu topo (Figueira, 2004).

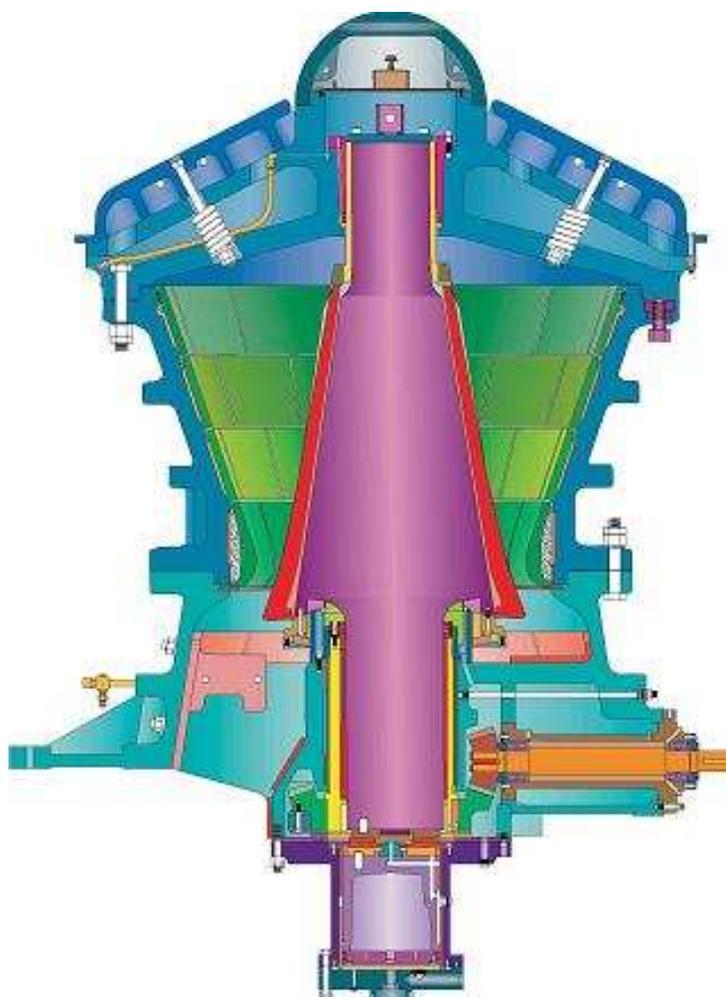


Figura 3.6. Britador Giratório (Metso, 2005).

Os britadores giratórios são máquinas com eixo oscilante. A britagem ocorre entre um elemento fixo (revestimento da carcaça ou do bojo) e um elemento móvel interno (manto ou cone central), montado sobre o conjunto do eixo oscilante. O movimento

oscilante do eixo principal é gerado por um excêntrico rotacionado por coroa e pinhão. A excentricidade do elemento interno de britagem (a camisa do cone) é a diferença entre a maior abertura de saída (APA, Abertura Posição Aberta) e a menor abertura de saída (APF, Abertura Posição Fechada). A excentricidade é um dos fatores que determina a capacidade do britador giratório e cônico (Metso, 2005). Um desenho esquemático de um britador giratório pode ser visto na Figura 3.6.

Este movimento circular (85 a 150 rpm) faz com que toda a área da carcaça seja utilizada na britagem comprimindo o material alimentado (Figueira, 2004). Ocorre também um esmagamento entre as próprias partículas pressionadas, resultando em menor desgaste metálico dos revestimentos (Metso, 2005).

Os britadores giratórios são os equipamentos de britagem que apresentam as maiores capacidades devido à sua abertura de saída em forma circular, o que confere uma área generosa (maior do que a dos britadores de mandíbula correspondentes) e também ao princípio de operação contínua (ao passo que o movimento vai-e-vem do de mandíbulas oferece uma operação intermitente). A capacidade deste tipo de britador pode variar de 700 a 7.600 t/h (Metso, 2005).

Este tipo de equipamento é utilizado para britar materiais de alta dureza e abrasividade, porém ele possui limitações com materiais coesivos. Atualmente a boca de abertura do britador giratório pode chegar a 1.600 mm e o diâmetro do manto 2900 mm (Varela, 2011). O tamanho da alimentação nominal pode se situar entre 1 e 1,6 m. O grau de redução é definido em torno de 8:1 (Figueira, 2004). Os britadores giratórios são dotados de sistemas de regulagem da abertura de saída, o que influencia a granulometria do produto e possibilita a geração de uma distribuição granulométrica bastante uniforme (Varela, 2011).

Para otimizar os custos operacionais e melhorar o formato do produto, é recomendada a alimentação abundante, mantendo a boca de entrada do britador sempre cheia de material, o que pode ser facilmente alcançado com o uso de pilha pulmão ou silo regularizador afim de prevenir as inevitáveis flutuações na alimentação (Metso, 2005).

3.6.3. Britador Cônico

O britador cônico possui o mesmo princípio de operação do britador giratório. Contrariamente ao que ocorre no britador giratório, no cônico, o manto e o cone apresentam longas superfícies paralelas, para garantir um tempo maior de retenção das partículas nessa região, como mostrado na Figura 3.7. No britador giratório a descarga se dá pela ação da gravidade, enquanto que no cônico, a descarga é condicionada ao movimento do cone (Figueira, 2004).

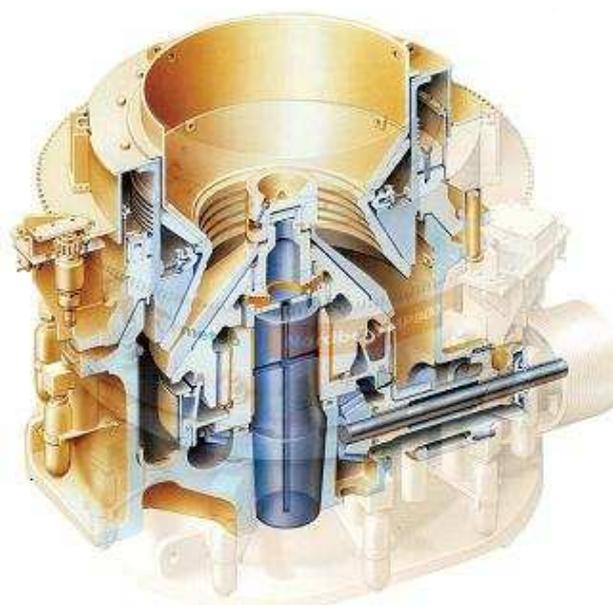


Figura 3.7. Britador Cônico (Metso, 2005).

O deslocamento vertical do cone controla a abertura de saída através de dispositivos hidráulicos (Figueira, 2004). A carcaça interna, munida de revestimentos, gira dentro da rosca reguladora da carcaça superior externa, subindo ou descendo, para ajustar a abertura conforme a necessidade. Através do giro, os revestimentos mudam de posição em relação ao ponto de entrada da alimentação, o que permite manter um desgaste uniforme. O mesmo não ocorre com alguns britadores cônicos em que a regulagem é realizada apenas pelo movimento vertical do eixo principal, permanecendo a carcaça superior externa e a carcaça interna em posição inalterada (Metso, 2005).

Britadores cônicos são mais usados na britagem secundária. A capacidade deste tipo de britador pode alcançar 2400 t/h (Metso, 2005). O tamanho da alimentação nominal se encontra aproximadamente entre 0,2 e 0,5 m. O grau de redução varia de 3:1 a 7:1.

3.6.4. Britador de Impacto

Neste tipo de britador, a fragmentação se dá por impacto. O equipamento é constituído de uma carcaça de chapas de aço que contém um conjunto de eixo e rotor (Metso, 2005). Por meio do movimento das barras ou martelos (de 500 até 3.000 rpm) conectados ao rotor, ilustrados pela Figura 3.8, parte da energia cinética é transferida para o material, projetando-o sobre as placas fixas de impacto onde ocorre a fragmentação (Figueira, 2004).

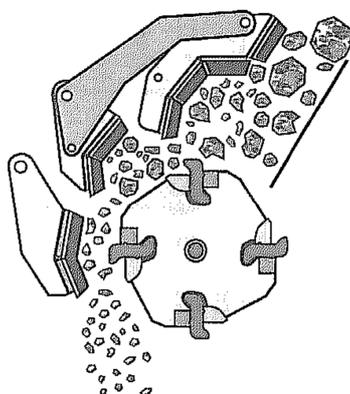


Figura 3.8. Desenho esquemático de um Impactador (Metso, 2005).

O britador de impacto tem alta capacidade, sendo destinados ao processamento de 200 a 2500 t/h (Varela, 2011). Os impactadores são projetados para aceitar grandes tamanhos de pedra na alimentação, chegando a 1830 mm (Metso, 2005). Apresentam altas taxas de redução, variando de 6:1 a 40:1.

São geralmente utilizados em aplicações não-abrasivas e onde a produção de finos não representa problema. Podem ser empregados para britagem seletiva, um método que libera os minerais duros do material estéril. Dentre todos os tipos de britadores primários, o impactador é o que gera o produto mais cúbico (Metso, 2005). Uma característica especial deste tipo de britador é a possibilidade de inclusão de um sistema de proteção da câmara de britagem contra corpos metálicos estranhos (Varela, 2011).

As desvantagens do uso desse equipamento são o elevado custo de manutenção e o grande desgaste, não sendo aconselhável seu uso, no caso de rochas abrasivas e de materiais com valor da sílica equivalente maior que 15%. Estes equipamentos são

escolhidos para britagem primária, onde se deseja uma alta razão de redução e alta percentagem de finos (Figueira, 2004).

A seguir serão apresentados os dois tipos principais de britadores de impacto, o britador de eixo horizontal (convencional) e o de eixo vertical.

(1) Britador de Impacto com Eixo Horizontal

Os impactadores com eixo horizontal (*HSI - Horizontal Shaft Impact*) se apresentam em muitos formatos e tamanhos, desde britadores primários de alta capacidade até máquinas especiais projetadas para britar materiais como escória (Metso, 2005).

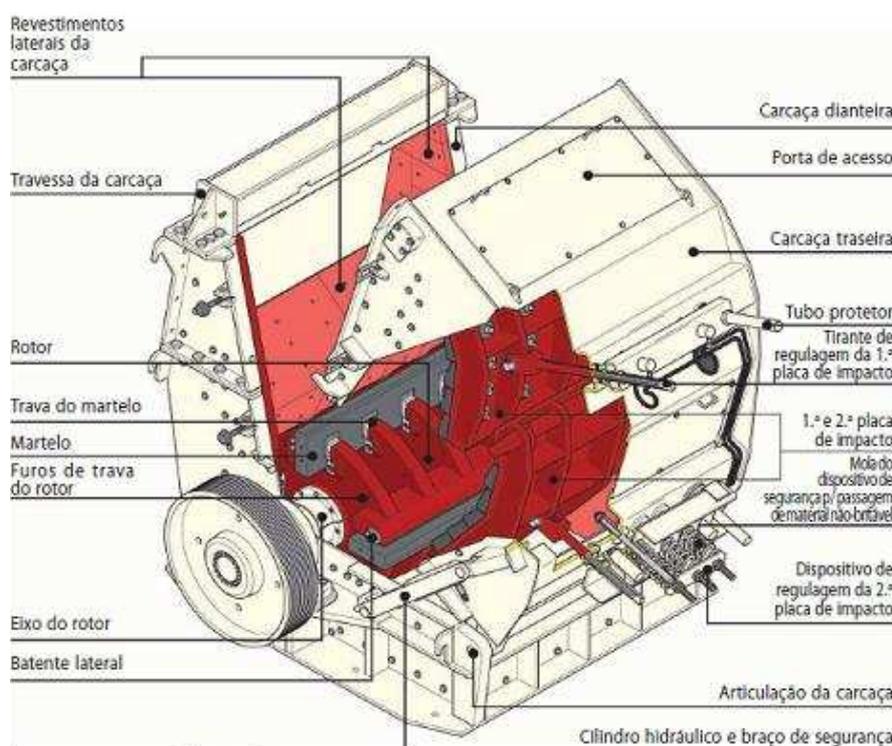


Figura 3.9. Impactador com Eixo Horizontal (Metso, 2005).

O material alimentado na máquina é submetido a altíssimos impactos causados por martelos ou barras em rápido movimento montados no rotor. As partículas resultantes são então adicionalmente impactadas no interior da máquina. Elas colidem com peças do britador e umas com as outras resultando em melhor formato do produto (Metso, 2005). Uma ilustração do impactador *HSI* pode ser vista na Figura 3.9 a seguir.

(2) Britador de Impacto com Eixo Vertical

O britador de impacto vertical (*VSI - Vertical Shaft Impact*) é conhecido como o equipamento capaz de produzir modificações nas partículas, dando-lhes formato cúbico ou arredondado. Essa forma das partículas é atribuída aos mecanismos que ocorrem no rotor e na câmara de britagem do britador: impacto, abrasão e atrição (Figueira, 2004).

Uma parte do material é alimentada pelo centro do rotor, sendo acelerada a altas velocidades e saindo do rotor por aberturas periféricas (Metso, 2005), enquanto a outra parte do material passa por fora do rotor, na forma de cascata (Figueira, 2004), como ilustrado na Figura 3.10. A britagem ocorre quando o material em alta velocidade colide contra o revestimento da carcaça estacionária externa e também quando as partículas colidem entre si.



Figura 3.10. Desenho esquemático do percurso do material na câmara de britagem de um Britador de Impacto Vertical (Metso, 2005).

As máquinas *VSI* são na maioria dos casos do tipo autógenas, impactando o material saído do rotor contra a parede revestida do próprio mineral, minimizando os custos relacionados com o desgaste. São também utilizados revestimentos metálicos para aplicações em moagem de materiais de baixa abrasividade, que proporcionam maiores taxas de redução e menor consumo energético quando comparados com os britadores autógenos (Metso, 2005). O cascadeamento das partículas traz benefícios como a redução do consumo de energia no processo, redução do consumo de peças de desgaste,

aumento da capacidade de processamento do britador e controle na distribuição granulométrica (Figueira, 2004).

3.6.5. Britador de Martelos

Os britadores de martelos foram desenvolvidos para o esmagamento de material grosseiro, de dureza média para as indústrias de cimento, gesso e calcário. Eles estão disponíveis como britadores de martelo de impacto, britadores de martelo de um eixo e britadores de martelo de dois eixos (ThyssenKrupp, 2003). A Figura 3.11 a seguir mostra alguns modelos.



Figura 3.11. Britadores de Martelos de 1 e 2 eixos (ThyssenKrupp, 2003).

A fragmentação do britador de martelos ocorre através da rotação dos martelos entre o rotor e a bigorna (Varela, 2011). O tamanho do produto final é fixado pela abertura da grelha posicionada na região de descarga do material (ThyssenKrupp, 2003).

Britadores de martelo de impacto e de um eixo podem atingir capacidades superiores a 2000 t/h, tamanho de alimentação de até 2,5 m, produzindo partículas menores que 25 mm. É possível alcançar índices de redução de 80:1 a 100:1 (ThyssenKrupp, 2003).

Britadores de martelo de dois eixos são especialmente adequados para a redução de material com alta umidade. Para isto, a geometria da câmara de britagem, a bigorna e a grelha necessitam de adaptações para se evitar problemas com obstrução/entupimento (Varela, 2011). Assim como os britadores de martelo de impacto e de um eixo, também podem alcançar capacidades superiores a 2000 t/h (ThyssenKrupp, 2003).

3.6.6. Britador Sizer

O britador *sizer* consiste em dois eixos inseridos em uma câmara de britagem em estrutura parafusada ou soldada. O britador *sizer* possui duas variações: o tipo central (britagem primária e secundária) e o lateral (britagem secundária e/ou terciária) sendo a diferença relacionada com o sentido de rotação dos rolos, como pode ser verificado na Figura 3.12. O tamanho e número de dentes também influenciam na sua aplicação. Em geral, na britagem primária utilizam-se dentes maiores (fator de 10:1 entre o diâmetro do eixo e altura do dente), espaçamento entre dentes maior e um número de dentes menor quando comparado com britagens secundária e/ou terciária (Varela, 2011).

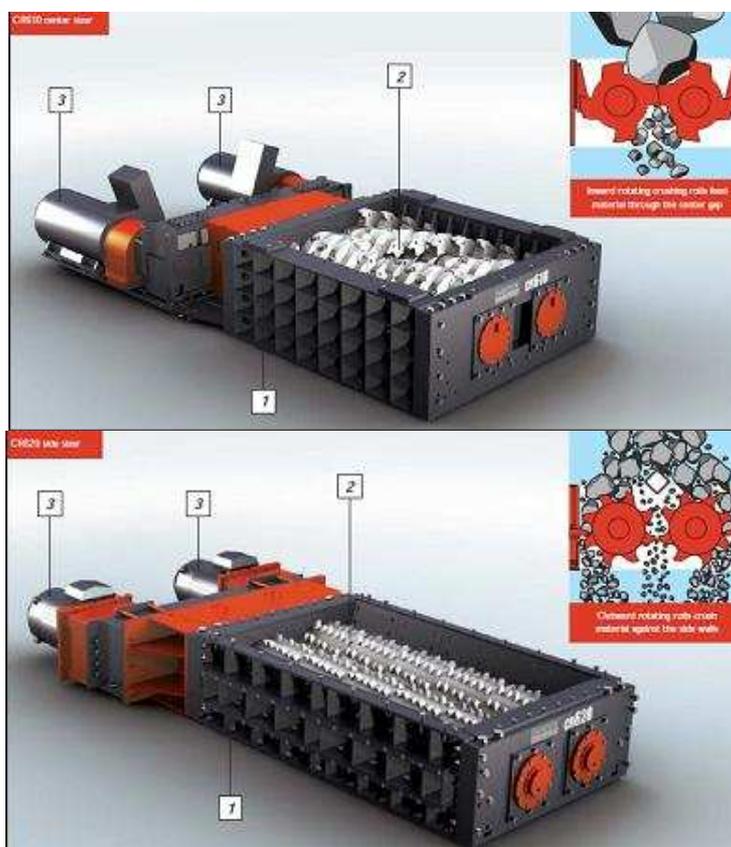


Figura 3.12. Britadores *Sizer* tipos central e lateral, respectivamente (Sandvik, 2010).

O material a ser triturado pode ser alimentado ao *sizer* de forma contínua ou descontínua (ThyssenKrupp, 2006). A redução de tamanho é efetuada por forças de cisalhamento e tração, geradas por torques elevados em baixas velocidades circunferenciais (Sandvik, 2010). Existem 3 estágios envolvidos no processo de britagem com britador *sizer* do tipo central: o impacto na ponta dos dentes, o cisalhamento entre os dentes e o impacto na barra localizada abaixo dos rolos. A

utilização da barra de impacto aumenta o fator de redução do britador *sizer*. No britador *sizer* tipo lateral, o impacto do material nas paredes laterais do equipamento auxilia o processo de redução do tamanho do material (Varela, 2011).

Uma característica importante quanto à forma de alimentação do material no britador está relacionada com o arranjo em espiral ou em linha dos dentes. No arranjo espiral a movimentação do material é realizada em uma das extremidades do britador e a alimentação é realizada preferencialmente na extremidade oposta do britador. No arranjo em linha, o transporte do material é realizado para ambas as laterais do britador e a alimentação é preferencialmente na região central (Varela, 2011). O material de alimentação é distribuído uniformemente sobre toda a largura dos rolos devido à configuração especial dos dentes, importante para atingir altas capacidades (Sandvik, 2010).

Os britadores *sizers* podem atingir capacidades de 5.000 t/h, esmagando o material com um tamanho máximo de alimentação de aprox. 1.700 mm. O *sizer* é capaz de fragmentar rochas de médias durezas, bem como material pegajoso e macio, como o carvão, a argila, o calcário e outros similares. Atinge um grau de redução de 3:1 até 6:1, produz um tamanho de produto claramente definido com baixa fração de grossos e teor de finos consideravelmente mais baixo do que quando comparado com outras máquinas de britagem. É mais adequado para britagens primárias e secundárias, gerando um tamanho de produto final inferior a 50 mm (ThyssenKrupp, 2006).

3.6.7. Britador de Rolo Dentado

Consiste basicamente de um rolo dentado que gira de encontro a uma placa fixa ou contra outro rolo dentado. O movimento giratório do rolo provoca a compressão e cisalhamento do material entre os dentes e a placa fixada à câmara (Figueira, 2004). A Figura 3.13 mostra esquematicamente um britador de um rolo dentado.

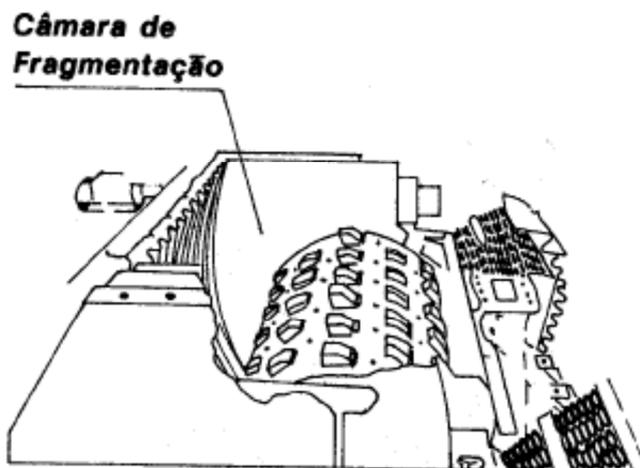


Figura 3.13. Britador de rolo dentado (Figueira, 2004).

O britador de duplo rolo distingue-se do britador tipo *sizer*, principalmente pela sua robustez e volante de inércia que auxilia na energia transferida para o processo de britagem em um rolo fixo e outro móvel. Este tipo de britador possui rolos com diâmetros maiores, o sentido de rotação dos rolos é exclusivamente na direção central e a velocidade de rotação é relativamente maior quando comparada com as utilizadas no britador *sizer*. Tem emprego limitado devido ao grande desgaste dos dentes, por ser sensível à abrasão (Varela, 2011).

Os modelos industriais em operação do britador de rolos dentados podem chegar a uma taxa de produção de 14.000 t/h. (Varela, 2011). A relação de redução destes equipamentos pode variar de 2:1 a 6:1. O tamanho da alimentação nominal deve se situar entre 0,1 e 0,3 m.

É aconselhável sua aplicação para rochas de fácil fragmentação, materiais friáveis e pouco abrasivos (como carvão, calcário, caulim, fosfatos) e também para britagens móveis, dada as pequenas dimensões do equipamento. Possui alta tolerância à umidade da alimentação, sendo na britagem primária um dos equipamentos que produz menos finos, perdendo apenas para o *sizer* (Figueira, 2004).

3.6.8. Britador de Rolos

Este equipamento consiste de dois rolos de aço lisos girando à mesma velocidade, em sentidos contrários, guardando entre si uma distância definida, como mostra a Figura

3.14. A alimentação é feita, lançando-se os blocos de minério entre os rolos cujo movimento faz com que os mesmos sejam forçados a passar pela distância fixada previamente por parafusos de ajuste. Esta ação promove a fragmentação dos blocos (Figueira, 2004).

Este tipo de britador possui uma forte limitação quanto à granulometria da alimentação, pois a mesma é limitada pela distância fixada entre os rolos e os diâmetros dos mesmos (Figueira, 2004).

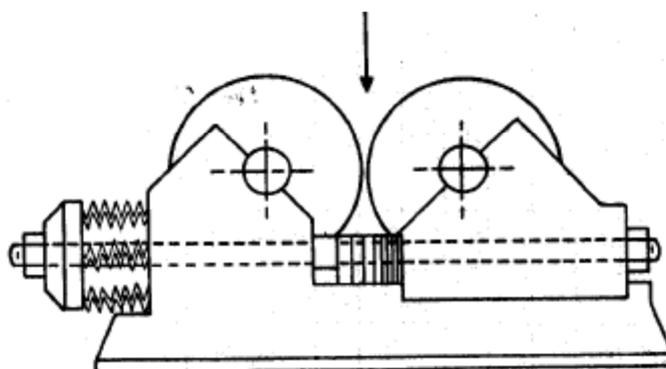


Figura 3.14. Britador de rolos (Figueira, 2004).

Os britadores de rolos possuem baixas capacidades. O tamanho da alimentação nominal gira em torno de 0,2 m. O grau de redução varia de 3:1 a 7:1. São destinados a materiais friáveis ou de fácil fragmentação (Figueira, 2004).

3.7. Equipamentos de Moagem

A importância da moagem na indústria reside no fato que a maior parte da energia gasta no processamento mineral é absorvida pela operação de moagem, ou seja, a maior parte do custo do tratamento depende da mesma. Sendo assim, a moagem deve ser bem estudada nas etapas de dimensionamento e escolha do equipamento e bem controlada na etapa de operação da usina (Figueira, 2004).

A seguir serão abordadas características de alguns dos equipamentos mais empregados nas operações moagem.

3.7.1. Moinho Rotativo

Os moinhos rotativos são basicamente cilindros constituídos por uma carcaça de ferro, revestida internamente com placas de desgaste de aço ou borracha, que giram sobre mancais e dentro da qual uma carga solta denominada corpos moedores (bolas, barras, *pebbles* ou *cylpebs*) se move livremente (Metso, 2005). A Figura 3.15 mostra esquematicamente os componentes de um moinho rotativo.

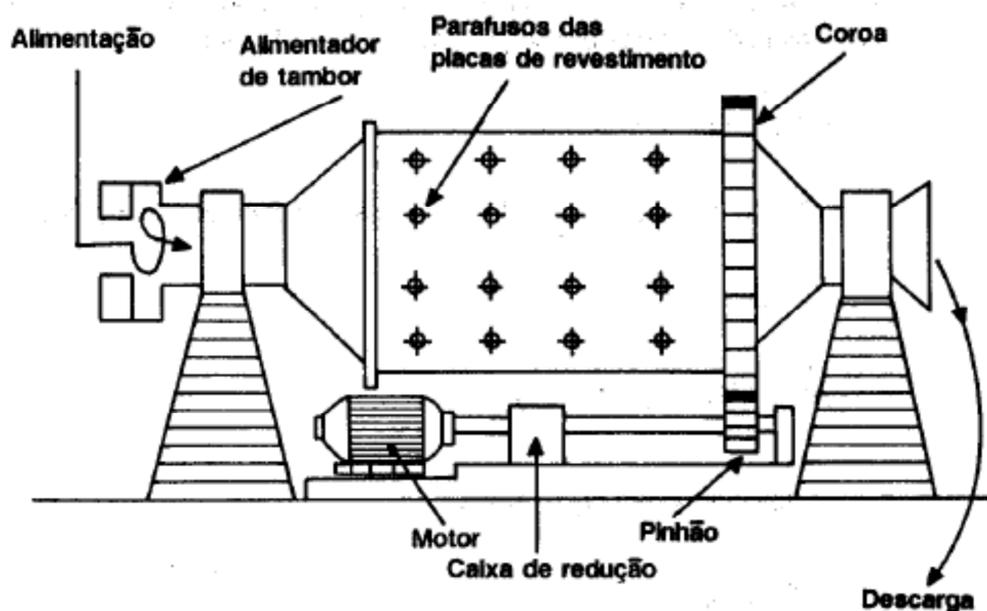


Figura 3.15. Desenho esquemático de um Moinho Rotativo (Figueira, 2004)

Os corpos moedores são elevados pelo movimento de rotação da carcaça até certa altura de onde caem sobre os outros corpos que estão na parte inferior do cilindro, sobre o minério que ocupa os interstícios das bolas e sobre as placas de revestimentos. Enquanto a força centrífuga for maior que a força da gravidade, os corpos permanecem na trajetória circular. No momento em que prevalecer o componente da força da gravidade que se opõe a força centrífuga, os corpos abandonam a trajetória circular e passam a seguir uma trajetória parabólica (Figueira, 2004), como ilustrado na figura 3.16.

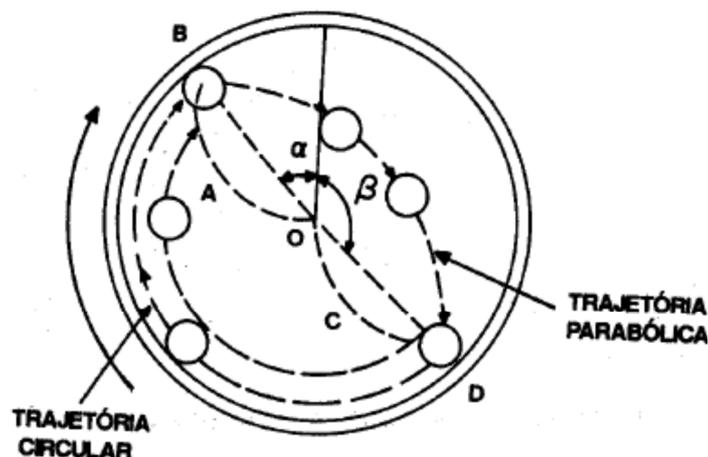


Figura 3.16. Trajetória percorrida pelos corpos moedores (Figueira, 2004).

O aumento da velocidade do moinho leva a um momento em que o corpo moedor fica preso à carcaça (pela ação da força centrífuga) durante a volta completa do cilindro. Nessas condições o corpo moedor não realiza qualquer trabalho e não há moagem. A velocidade do moinho em que isto ocorre chama-se velocidade crítica domoinho. A velocidade de operação do moinho é sempre referida à percentagem de sua velocidade crítica (Figueira, 2004).

Os corpos moedores de um moinho em operação apresentam quatro movimentos descritos a seguir:

- Rotação – os corpos giram em torno deles mesmos e produzindo fragmentação por compressão tal como no moinho de rolos, possui efeito pequeno dentro do moinho (Figueira, 2004);
- Translação - movimento circular de acompanhamento da carcaça domoinho até certa altura, não promove nenhuma fragmentação, sendo responsável pelo gasto excessivo de energia na moagem (Figueira, 2004);
- Deslizamento - movimento contrário ao movimento do moinho, as várias camadas de corpos moedores deslizam umas sobre as outras e sobre a superfície interna do moinho originando a fragmentação por atrito, seu efeito é acentuado quando a velocidade de rotação do moinho é baixa (Figueira, 2004);
- Queda - movimento resultante da queda dos corpos moedores em função da força da gravidade que dá origem à fragmentação por impacto, seu efeito é acentuado com o aumento da velocidade de rotação do moinho (Figueira, 2004).

Os dois tipos de regime de operação do moinho são vistos na Figura 3.17 e são conhecidos por catarata e cascata. Os mesmos são determinados principalmente pela velocidade de rotação do moinho e pelo fator de enchimento do mesmo, isto é, a porcentagem do volume do moinho ocupado com os corpos moedores, incluindo os vazios entre os mesmos (Metso, 2005).

Na moagem em catarata, a velocidade do moinho carrega as bolas até uma posição bem elevada até que elas caem sobre as outras bolas e sobre a polpa causando fragmentação por impacto. Para aumentar ainda mais a energia do meio moedor, deve-se usar bolas maiores e baixo fator de enchimento (menos bolas). Este regime é adequado para a fragmentação de material mais grosso e para evitar a produção de finos (Figueira, 2004).

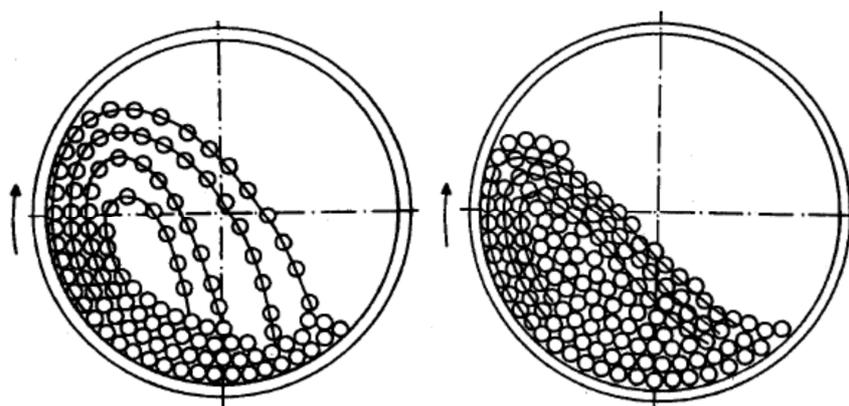


Figura 3.17. Regimes de catarata e cascata, respectivamente (Figueira, 2004).

Na moagem em cascata, a velocidade baixa do moinho e o alto fator de enchimento fazem com que as bolas ao alcançarem certa altura rolem sobre as outras quase não havendo impacto e a moagem se dá por abrasão e atrito. Recomenda-se usar bolas de diâmetros menores. Este regime é adequado para a obtenção de um produto final com granulometria fina (Figueira, 2004).

A maior capacidade do moinho é com um fator de enchimento de 50%. Entretanto, na prática este nem sempre é o valor mais adequado segundo o tipo de moinho e o tipo de descarga (Figueira, 2004). Na Tabela 3.5 apresentam-se os valores mais usados.

Tabela 3.5. Valores usuais de fator de enchimento para moinhos (Figueira, 2004).

Tipo	Fator de Enchimento
Moinho de transbordo	45 a 30%
Moinho de grade	55 a 35%
Moinho de barras	40 a 22%

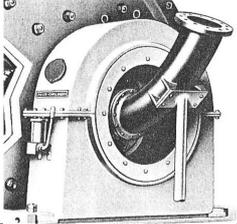
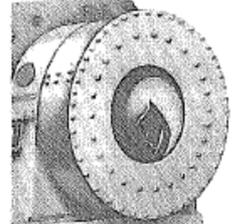
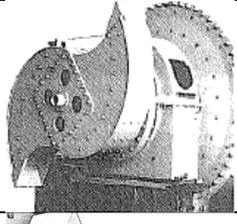
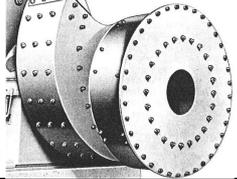
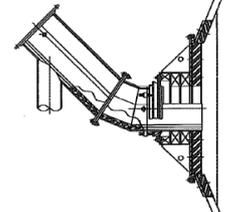
A porcentagem de sólidos na polpa deve também ser analisada. A utilização de polpa muito diluída leva a uma moagem pouco eficiente, uma vez que as partículas sólidas se encontram muito dispersas e ocorrem poucos choques efetivos entre elas e as bolas. Elevando-se a porcentagem de sólidos há um aumento na eficiência de moagem com uma redução considerável no consumo de bolas. Essa melhora vai até certo ponto quando então a eficiência começa decrescer (Figueira, 2004). Na Tabela 3.6 são exibidos dados relacionando o tamanho da alimentação, tipo de moinho e porcentagem de sólidos.

Tabela 3.6. Porcentagem de sólidos para diferentes tamanhos da alimentação e para vários tipos de moinho (Figueira, 2004).

Tipos de Moinhos	Tamanho Alimentação (Malhas)				
	3 a 14	14 a 28	28 a 48	48 a 65	65
Barras	80 a 60	75 a 70	70 a 65		
Bolas (descarga de transbordo)	75 a 50	80 a 65	85 a 65	85 a 65	80 a 60
Bolas (descarga de grade)	80 a 75	75 a 65	80 a 70	85 a 70	80 a 65

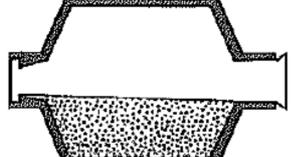
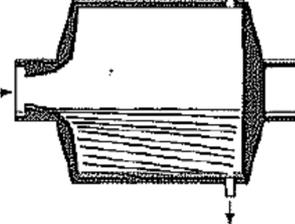
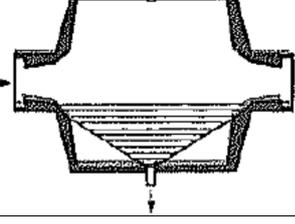
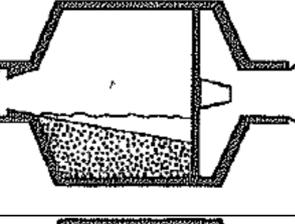
O tipo de arranjo de alimentação usado nos moinhos rotativos depende do circuito de moagem, do tamanho e da velocidade de alimentação (Figueira, 2004). Alguns dos mais comuns são mostrados na Tabela 3.7.

Tabela 3.7. Arranjos de alimentação (Metso, 2005).

Tipo	Características
<p><i>Spout feeder</i> (bica de entrada)</p> 	<p>Usado em via úmida ou seca, necessitando de elevação suficiente do material. Aplica-se quando a classificação é feita em ciclones montados a uma altura conveniente para alimentação por gravidade. Consiste em uma calha cilíndrica ou elíptica independente do moinho capaz de lançar a polpa de alimentação no interior do cilindro. Aplica-se a moinhos de barras operando em circuitos abertos.</p>
<p><i>Drum feeder</i> (tambor)</p> 	<p>Usado em via úmida, permitindo alimentação adequada mesmo quando não existe elevação do material acima da linha de centro do moinho. A alimentação entra no tambor via uma calha e uma espiral interna carrega a alimentação até o revestimento do moinho. O alimentador de tambor facilita a adição de bolas ao moinho.</p>
<p><i>Scoop feeder</i> (bico de papagaio ou pescador)</p> 	<p>Usado em via úmida para o caso de alimentações provenientes de níveis abaixo da linha de centro do moinho. Utilizado com moinhos pequenos, em circuitos fechados, com classificador espiral, pois dispensa bomba de elevação de polpa.</p>
<p><i>Scoop-drum</i> combinados</p> 	
<p><i>Sand Wheel</i> (roda de canecas)</p> 	<p>Geralmente usado em conjunto com o <i>spout feeder</i> com a finalidade de impedir o refluxo da polpa</p>

Os moinhos de rotativos são muitas vezes classificados de acordo com a natureza do dispositivo de descarga da polpa durante a moagem. Em geral quanto mais próxima da periferia da carcaça e da boca de alimentação estiver localizada a saída da polpa, mais rápido o material é descarregado, e ocorre menos sobremoagem (Figueira, 2004). Alguns dos diferentes tipos de arranjos de descarga são listados na Tabela 3.8.

Tabela 3.8. Arranjos de descarga (Metso, 2005).

	Tipo	Características
Overflow		Usado em via úmida, em moinhos de barras ou bolas. Ocorre pelo transbordamento através do furo do munhão da tampa da descarga. O nível da descarga da polpa situa-se normalmente de 2" a 4" abaixo do nível da abertura da alimentação, o que permite um leve gradiente no escoamento da polpa.
Periférica de topo		Usado em via seca ou úmida, em moinhos de barras. O moinho é alimentado por uma das extremidades e descarrega o produto moído pela outra através de várias aberturas periféricas. Utilizado principalmente quando se deseja produtos moderadamente grossos.
Periférica central		Usado em via seca ou úmida, em moinhos de barras. O moinho é alimentado pelas duas extremidades através dos munhões e a descarga do produto ocorre através de janelas no centro da carcaça. O tempo de residência pequeno e o gradiente inclinado produzem uma moagem grossa com um mínimo de finos, mas, a razão de redução é limitada.
Diafragma (limitado por grade)		Usado em via seca ou úmida, em moinhos de bolas. Possui uma grelha entre o corpo cilíndrico da carcaça e o cone de descarga permitindo a polpa passar livremente pelas aberturas da grelha, mas não as bolas. Existe um dispositivo de elevação da polpa no compartimento posterior à grelha que facilita o fluxo de polpa provocando maior velocidade do fluxo na descarga. Apresentam nível de polpa mais baixo do que os de transbordo, reduzindo o tempo de residência das partículas e evitando a sobremagem.
Compartimentado		Usado em via seca ou úmida. Barras e Bolas

A fim de proteger o cilindro contra o desgaste, são utilizados diversos tipos de revestimento nos moinhos. O revestimento também é capaz de reduzir o deslizamento da carga moedora dentro da carcaça. São produzidas diferentes formas de revestimentos aplicáveis, cada uma delas, ao tipo e tamanho de moinho, material a processar (dureza, tamanho), velocidade de operação, entre outras variáveis (Figueira, 2004).

Os moinhos cilíndricos têm o seu tamanho expresso pelo diâmetro e comprimento da carcaça (Figueira, 2004). A seguir serão descritos alguns tipos de moinhos rotativos.

(1) Moinho de Barras

São moinhos que utilizam barras como meio moedor. Um exemplo é mostrado na Figura 3.18. O peso considerável das barras torna este moinho apto a moer material mais grosso, já que a queda de uma barra produz um impacto significativo, sendo este o mecanismo de fragmentação predominante. Estes moinhos podem ser considerados máquinas de britagem fina ou de moagem grossa. São muitas vezes escolhidos para britagens finas quando o material é argiloso (Figueira, 2004).

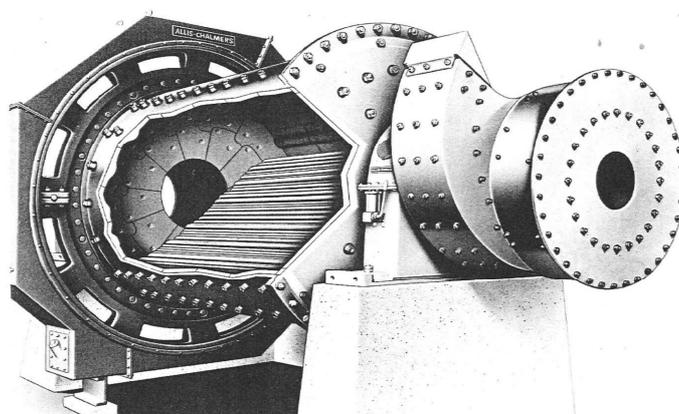


Figura 3.18. Moinho de Barras com arranjo de descarga por *Overflow* (Rowland, 1978).

Podem ser usados tanto em via úmida quanto em via seca. É basicamente um equipamento para circuito aberto, frequentemente preparando material para moinho de bolas (Figueira, 2004).

Os moinhos de barras apresentam relações de redução limitadas entre 4:1 e 20:1. Podem ser alcançadas taxas ainda maiores, porém com redução da eficiência (Metso, 2005). São capazes de suportar uma alimentação tão grossa quanto 50 mm e fornecer um produto tão fino quanto 500 μm (Figueira, 2004). Na Tabela 3.9 são especificadas as principais características dos moinhos de barras.

A característica principal do moinho de barra é que o comprimento da seção cilíndrica tem 1,25 a 2,5 vezes o diâmetro (Figueira, 2004). O comprimento das barras deve ser 6” menor que o comprimento do moinho internamente aos revestimentos (Metso, 2005). Isto é importante pois as barras, que têm poucos centímetros a menos que o comprimento da carcaça, devem ser impedidas de se atravessarem dentro do moinho.

Por outro lado o comprimento do moinho não deve ser muito grande, pois acarretaria o uso de barras muito longas com maior tendência a se deformarem (Figueira, 2004).

Tabela 3.9. Moinhos de Barras – Tipos e Características (Metso, 2005).

Principais características dos Moinhos de Barras			
Arranjos de descarga	<i>Overflow</i>	Periférica de topo	Periférica central (moagem grosseira)
Processo de moagem	Somente via úmida	Via seca e úmida	Via seca e úmida
Taxa de redução máxima	15:1 a 20:1	12:1 a 15:1	4:1 a 8:1
Produto típico	10 a 35 <i>mesh</i>	4 a 12 <i>mesh</i>	3 a 6 <i>mesh</i>
Capacidade	Normal	Normal	Dupla
Velocidade típica – (%) da veloc. crítica	60 a 65%	65 a 70%	65 a 70%

(2) Moinho de Bolas

São moinhos rotativos que utilizam esferas de aço fundido ou forjado ou ferro fundido como meio moedor (Metso, 2005). Na Figura 3.19 são mostrados moinhos de bolas com diferentes arranjos de descarga.

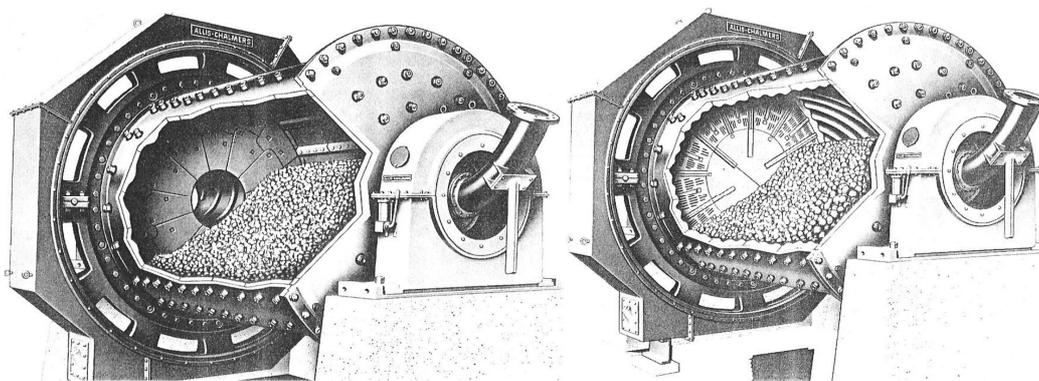


Figura 3.19. Moinhos de Bolas - arranjos de descarga por *Overflow* e *Diafragma*, respectivamente (Rowland, 1978).

O termo moinho de bolas é restrito àqueles que têm apenas uma câmara de moagem e em que a relação L/D (comprimento/diâmetro) for menor que 2 (Metso, 2005). Moinhos longos, com a relação L/D de 3 a 5, usando bolas como meio moedor, são geralmente compartimentados sendo que em cada compartimento tem-se um diâmetro de bolas diferente (Figueira, 2004).

O moinho de bolas em regime de catarata pode ser alimentado com material grosso (3 a 4 mm) e geralmente trabalha em circuito fechado com classificador. Já o moinho em regime de cascata deve ter uma alimentação mais fina, constituída pelo produto da moagem primária feita num moinho de barras ou de bolas em regime de catarata e é utilizado em moagem secundária com a finalidade de fragmentar o minério na malha requerida ao processo subsequente (Figueira, 2004).

O moinho de bolas pode ser utilizado em via seca ou úmida, sendo a maior parte de suas aplicações em circuito fechado com algum tipo de classificador (Figueira, 2004).

O tamanho dos corpos moedores é um dos principais fatores que afetam a eficiência e a capacidade do moinho. O tamanho próprio das bolas a serem adicionadas num moinho em operação deve ser adequado para quebrar as maiores partículas da alimentação. Entretanto, este tamanho não pode ser muito grande, pois o número de contatos de quebra será reduzido assim como a capacidade do moinho (Figueira, 2004). Os tamanhos das bolas são selecionados a partir do tamanho da alimentação e do W_i do material. Como regra grosseira, pode-se adotar o tamanho da maior bola como 4 a 5 vezes o tamanho da alimentação (Metso, 2005).

O desgaste dos corpos moedores com o uso faz com que, ao final de algum tempo, se tenha uma distribuição contínua de diâmetros, o que é denominado carga de equilíbrio ou sazoadada. É recomendável que se dê a partida do moinho com uma carga de meio moedor aproximada da carga de equilíbrio (Figueira, 2004). A reposição das bolas deve ser feita apenas com o maior tamanho de bola usado para a carga inicial, ou no máximo incluir um ou dois tamanhos abaixo deste (Metso, 2005).

As bolas têm maior área superficial por unidade de peso do que as barras, sendo mais adequadas à moagem fina (Figueira, 2004). Os moinhos de bolas são capazes de fornecer produtos desde 80% passante na malha de 35 *mesh* até passantes em malhas de poucos microns (Metso, 2005).

A alimentação ideal de um moinho de bolas é a de 80% passante em malha de 14 a 20 *mesh*, sendo recomendável que não exceda 80% passante de 3/8 "a 1/2". Geralmente a preparação da alimentação de um moinho de bolas é feita por moinhos de barras ou

britadores (terciários ou quaternários) (Metso, 2005). Na Tabela 3.10 são especificadas as principais características dos moinhos de bolas.

Tabela 3.10. Moinhos de Bolas – Tipos e Características (Metso, 2005).

Principais características dos Moinhos de Bolas			
Arranjos de descarga	<i>Overflow</i>	Diafragma	Compartimentado
Processo de moagem	Somente via úmida	Via seca ou úmida	Via seca ou úmida
Circuito	Usualmente fechado	Fechado	Fechado ou aberto
Produto típico	Fino – 200 <i>mesh</i>	Intermediário (via úmida) 65 a 100 <i>mesh</i> Fino (via seca) 325 <i>mesh</i>	Fino – 150 a 325 <i>mesh</i>
Tamanho máximo da alimentação	10 a 14 <i>mesh</i>	< ½”	< ½”
Relação L/D	1:1 a 1,5:1	1:1 a 1,5:1	Circ. Aberto 3,5:1 a 5:1 Circ. Fechado 2,5:1 a 3,5:1
Velocidade típica – (%) da veloc. crítica	65 a 70%	68 a 78%	Via úmida 65 a 75% Via seca 70 a 78%
Volume de carga	35 a 40% (preferível 35%)	35 a 40%	30 a 40%

(3) Moinho *Compeb* (*Compartment Mill*)

O moinho *Compeb* é composto por várias câmaras, com grelha entre elas e empregando sempre diafragmas de descarga (Metso, 2005).

(4) Moinho *Rodpeb*

O moinho *Rodpeb* combina barras em um primeiro compartimento e bolas em um segundo compartimento. Opera em via úmida ou seca e em circuito aberto (Metso, 2005).

(5) Moinho *Ballpeb* (*Tube Mill*)

O *Tube Mill* é um moinho de bolas longo com relação L/D de 2 ou mais, que recebe alimentação já fina (80% passante em malha de 14 ou 20 *mesh*) e fornece produto muito fino (80% passante em malha de 200 *mesh* ou menores). Utiliza bolas pequenas, e pode ter 1 ou 2 compartimentos, no ultimo caso quando L/D for de 2,5 ou 3 (Metso, 2005).

3.7.2. Prensa de Rolos ou HPGR (*High Pressure Grinding Rolls*)

A prensa de rolos possui características similares ao britador de rolos. É constituída por dois rolos, sendo um deles fixo e o outro montado em blocos, livre para se movimentar nas pistas, em ângulo reto ao eixo do rolo, como mostrado na Figura 3.20. A abertura dos rolos é determinada pela natureza do material que está sendo cominuído e pela distribuição granulométrica da alimentação (Figueira, 2004).

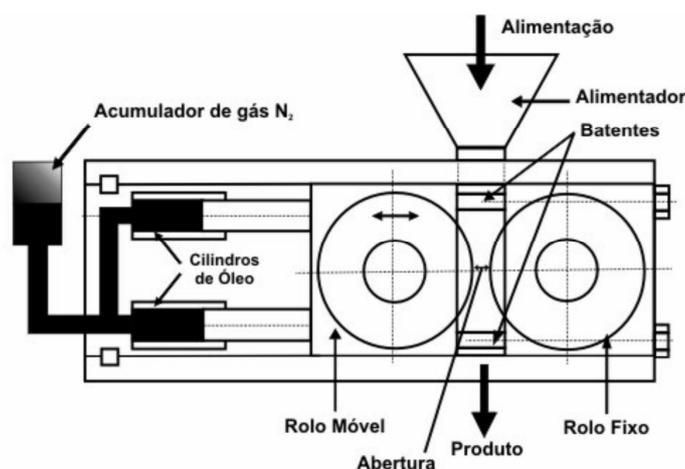


Figura 3.20. Prensa de Rolos (Figueira, 2004).

A prensa apresenta um menor consumo de energia para uma dada relação de redução, quando comparada aos moinhos convencionais de bolas (Figueira, 2004). Pode operar tanto em moagem a seco como a úmido (ThyssenKrupp, 2007). A prensa vem substituindo britadores terciários e quaternários, principalmente pela possibilidade de gerar uma elevada quantidade de finos com um baixo consumo de energia e reduzido desgaste (Varela, 2011).

Encontram aplicações na produção de *pellet feed* moído, onde a alimentação possui uma superfície específica de aproximadamente 1500 cm²/g e o produto, de 2000 cm²/g (Figueira, 2004).

3.7.3. Moinho de Martelos

O moinho de martelos consiste de um eixo girando em alta rotação, no qual ficam presos, de forma articulada, vários blocos ou martelos, como ilustrado na Figura 3.21.

As partículas, alimentadas pela parte superior, sofrem o impacto dos martelos e são projetadas contra a superfície interna da câmara, fragmentando-se. O material fragmentado deve então passar por uma grelha existente na parte inferior que vai bitolar a granulometria da descarga (Figueira, 2004).

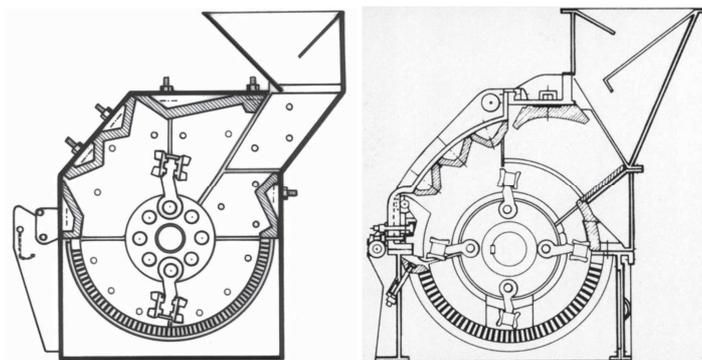


Figura 3.21. Moinho de martelos (Metso, 2005).

Os moinhos de martelo são usualmente aplicados para triturar ou pulverizar materiais de baixa abrasividade (limitada a $A_i < 0,1$) devido a altos custos de desgaste. O tamanho da alimentação nominal é de aproximadamente 0,1 m. Apresenta capacidades entre 7 e 78 t/h. Proporciona alta produção com baixa relação potência consumida por tonelada produzida (Metso, 2005).

Sua escolha está diretamente relacionada com o material e a abertura de grelha a ser utilizada. Recomenda-se a abertura de grelha que permita alcançar a granulometria requerida para o produto. Quanto menor a abertura, melhor a moagem obtida, porém a um custo superior de desgaste. Velocidades periféricas altas proporcionam produtos mais finos, porém também elevam os níveis de desgaste (Metso, 2005).

Esse tipo de moinho tem pouca aplicação na concentração de minérios, já que as gangas são geralmente silicosas e provocam grande desgaste da superfície interna do moinho, da grelha e dos martelos. Entretanto, é largamente empregado na indústria química, onde as substâncias são menos abrasivas e também na fragmentação de calcários (Figueira, 2004).

3.7.4. Moinho de Discos

Este moinho tem dois discos com ressaltos internos, sendo um fixo e outro móvel dotado de movimento excêntrico, como pode ser visto na Figura 3.22. A alimentação chega ao centro dos discos através da abertura central do disco fixo e aí sofre o impacto e o atrito do disco móvel que com seu movimento excêntrico vai fragmentando e forçando o material para a periferia, caindo em uma câmara coletora. A granulometria da descarga é dada pelo ajuste da abertura entre os discos na parte periférica, onde eles são lisos (Figueira, 2004).

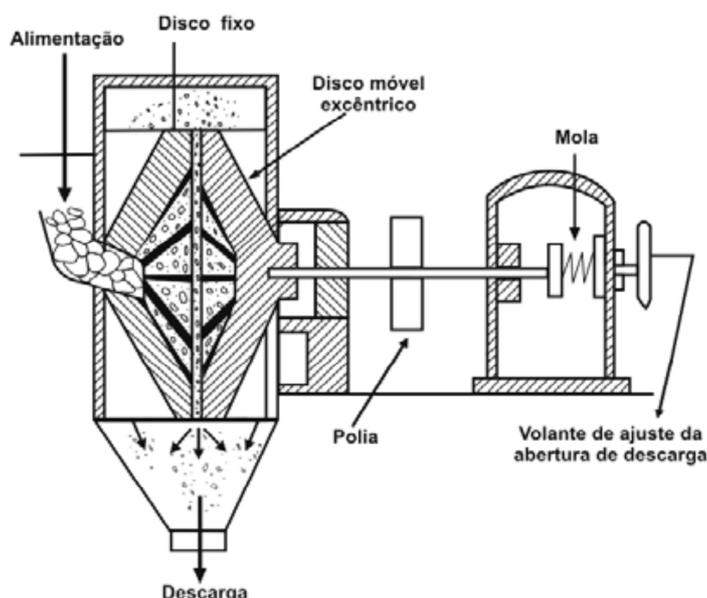


Figura 3.22. Moinho de discos (Figueira, 2004)

O moinho de discos é empregado para pulverizar amostras, desde que a contaminação com ferro proveniente do desgaste dos discos não prejudique a sua utilização (Figueira, 2004).

3.7.5. Moinho Vibratório

Os moinhos vibratórios são constituídos de dois tubos ou cilindros de moagem sobrepostos que estão rigidamente interligados por meio de travessas e braçadeiras. Entre eles fica um peso apoiado excêntricamente e conectado a um motor. A rotação dos excêntricos, localizados no interior das travessas, provoca vibração nos tubos

produzindo uma oscilação circular de poucos milímetros. Os tubos são apoiados sobre coxins de borracha afim de isolar as vibrações e reduzir a transmissão de esforços vibratórios à estrutura. Um desenho esquemático de um moinho vibratório é mostrado na Figura 3.23. Os tubos são de 60 a 70% ocupados com meio moedor, geralmente esferas de aço de 10 a 50 mm ou *cylpebs*. Estes corpos moedores recebem impulsos pelas paredes dos cilindros, o que provoca a trituração do material no interior do moinho (Braga, 2007).

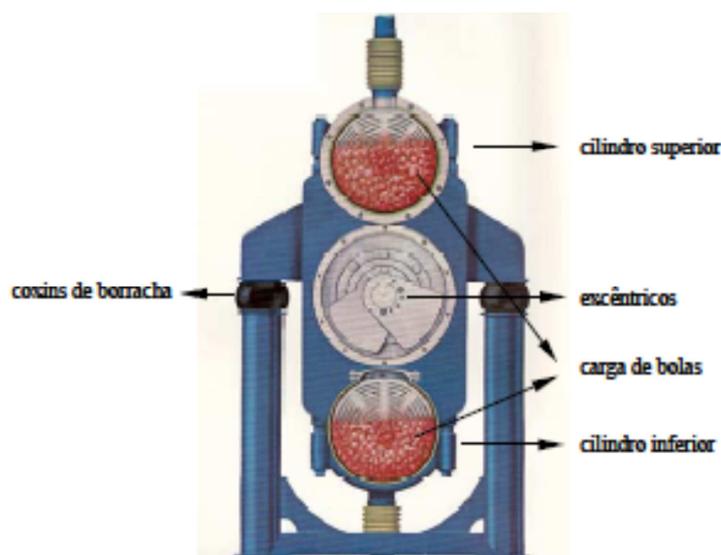


Figura 3.23. Moinho vibratório (Braga, 2007).

No moinho vibratório, o mecanismo de quebra dominante é o impacto seguido do atrito. A relação entre estes mecanismos pode ser influenciada pela escolha dos corpos de moagem, número de rotações e círculo de vibração. O material a ser moído percorre o cilindro de moagem num trajeto helicoidal, baseando-se o transporte, predominantemente, no princípio de deslocamento por arraste. O revolvimento constante do material no interior dos cilindros moedores causa uma mistura e homogeneização praticamente perfeitas. O produto é conduzido à descarga por meio das vibrações, mesmo quando se encerra o fluxo da alimentação, sendo possível o funcionamento do moinho até seu esvaziamento total. (Braga, 2007).

Os vários arranjos nas ligações entre os tambores de moagem, exibidos na figura 3.24 a seguir, proporcionam maior flexibilidade operacional ao equipamento.

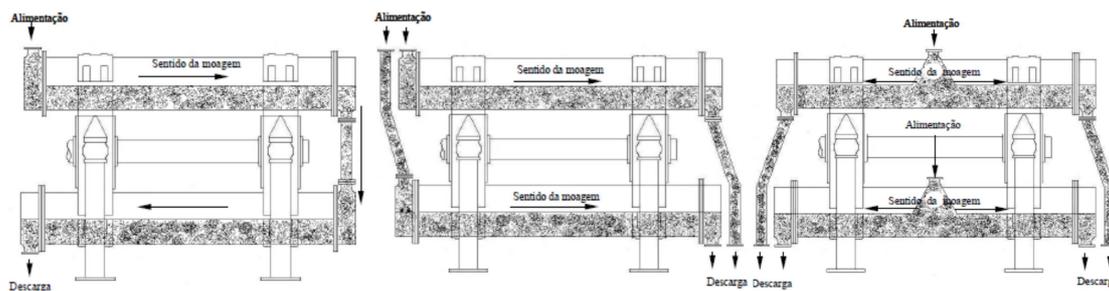


Figura 3.24. Configurações em série, paralelo e alimentação central, respectivamente (Braga, 2007).

Na conexão em série, o material percorre ambos os cilindros, conferindo um maior tempo de residência do mesmo no moinho. É a mais empregada, sendo utilizada em processos de difícil homogeneização, na moagem de materiais com elevada resistência e granulometria grossa ou quando se deseja um produto final superfino (Braga, 2007).

Na conexão em paralelo, os tambores trabalham independentemente, sendo assim, o tempo de retenção é reduzido à metade. O processamento do material é menos intenso e a capacidade do moinho é maior. Neste tipo de arranjo podem ser processados dois tipos diferentes de material, um em cada cilindro. É indicada para materiais de fácil moagem, para materiais finos, em homogeneização de produtos grossos e para processos rápidos, como desagregação (Braga, 2007).

Na alimentação central, o material flui do centro dos cilindros de moagem para as descargas nas duas extremidades. É o arranjo com menor tempo de residência e com a maior produção, pois o produto final é descarregado em quatro pontos, simultaneamente. Por outro lado, é o arranjo com a menor intensidade de moagem, logo, baixa produção de finos. É utilizado para materiais com baixa resistência ao processo de moagem, como a desagregação de materiais aglomerados isentos de umidade (Braga, 2007).

Os moinhos vibratórios são indicados para operações contínuas ou em batelada, por via seca ou úmida, para moagem fina, podendo operar na faixa granulométrica entre 30 mm e 10 μm (Braga, 2007). Podem produzir material com área superficial de 500 m^2/g , granulometria fina que não se obtém num moinho de bolas convencional. Apresentam capacidades de até 15 t/h, embora unidades com mais de 5 t/h envolvam consideráveis

problemas de engenharia. Estes moinhos são atraentes pelo seu pequeno tamanho e baixo consumo de energia quando comparados a outros moinhos (Figueira, 2004).

3.7.6. Moinho de Bolas Vibratório

O moinho vibratório pode ser utilizado em circuitos abertos e fechados em operação contínua, por via seca ou úmida. Sua operação ocorre com intenso impacto e atrito em função de seu alto enchimento de bolas (80%). Apresenta baixo tempo de retenção do material (de 30 a 40 segundos), prevenindo a sobremoagem (Metso, 2005). Pode ser alimentado com materiais de 4 μm ou mais finos. A Figura 3.25 apresenta de forma esquemática um moinho vibratório.

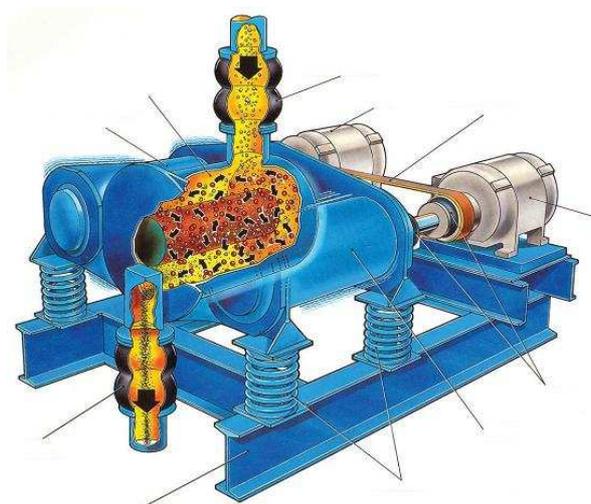


Figura 3.25. Moinho vibratório (Metso, 2005).

O moinho vibratório possui baixo custo operacional e de instalação e apresenta alta eficiência devido ao movimento circular em alta rotação juntamente à vibração, conferindo 30 a 40% a mais de energia à moagem. Sua potência varia de 15 a 100 hp. É ideal para aplicações de moagem de baixa capacidade, em metais (ligas), abrasivos (sílica), agregados (areias), mistura ou dispersão de materiais tais como pigmentos de tinta, ou materiais de condicionamento para fornecer forma ou preparação da superfície (Metso, 2005).

3.7.7. Moinho Vertical (VERTIMILL®)

No VERTIMILL®, a moagem ocorre por atrito/abrasão. O funcionamento pode ser observado de forma simplificada na Figura 3.26 e consiste na agitação de corpos moedores (bolas de aço e seixos cerâmicos ou naturais) por uma espira de rosca dupla suspensa (ou agitador de carga). O material de alimentação e a água são introduzidos por uma abertura na parte superior do equipamento. Uma bomba centrífuga externa cria uma aceleração ascendente, que provoca a classificação de partículas na parte superior do corpo do moinho. A pré-classificação e remoção de granulometria de produto na alimentação reduzem a sobremoagem e aumentam a eficiência. As partículas maiores são arrastadas para a parte inferior do corpo do moinho vertical, onde estão os corpos moedores, sendo moídas (Metso, 2005).

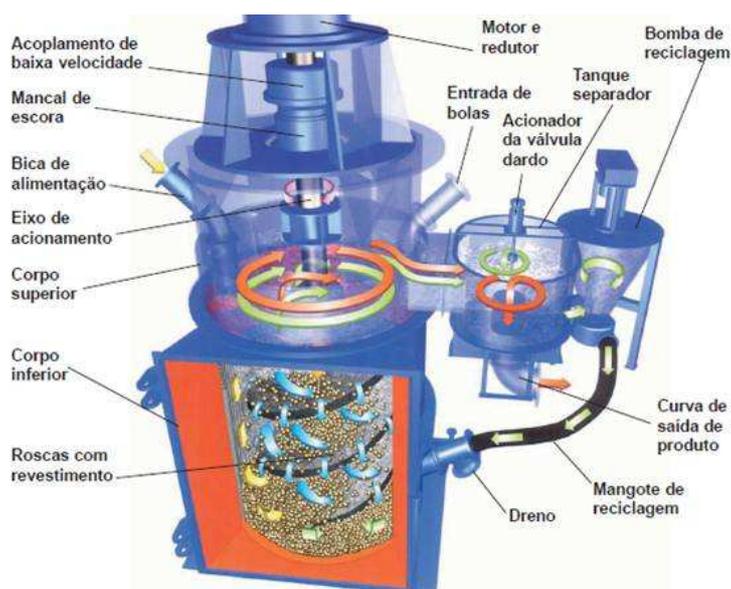


Figura 3.26. Moinho Vertical - VERTIMILL® (Metso, 2005).

Quando se utilizam bolas de aço como corpos moedores, a altura típica da camada de moagem é de 6 a 8 ft. O material é levado para cima pelas roscas e se precipita no espaço existente entre as extremidades das roscas e o diâmetro interior do corpo do moinho (Metso, 2005).

A polpa transborda para fora do corpo do moinho e se deposita num tanque separador, equipado com válvula tipo dardo e dispositivos de controle que dividem a polpa em fluxo de processo (produto final) e fluxo de reciclagem. O fluxo de reciclagem é

controlado para criar uma aceleração ideal ascendente no corpo do moinho, destinada a uma aplicação específica de moagem (Metso, 2005).

A pressão relativamente alta entre os corpos moedores e as partículas a serem moídas contribui para melhorar a eficiência de moagem. Por haver maior pressão entre os corpos moedores e menor geração de calor e ruído (geralmente abaixo de 85dB), o VERTIMILL® consome menos energia do que o moinho horizontal para realizar a mesma operação. O VERTIMILL® também gera menos finos e possui menores custos operacionais e de instalação que o moinho horizontal (Metso, 2005).

O VERTIMILL® constitui ótima opção para moagem fina e ultra-fina, gerando produto na faixa de 74 a 2 μm ou ainda menor. Pode ser utilizado em aplicações contínuas ou intermitentes, em circuito aberto ou fechado, em moagem primária e secundária, concentrados de remoagem, moagem de calcário, etc. Possui capacidades de até 100 t/h e potências variando de 20 a 1500 hp (Metso, 2005).

3.7.8. Moinho SRR (*Solid Rubber Roller*)

O Moinho SRR utiliza barras ou bolas como corpos moedores. Consiste em roletes de borracha que apoiam o moinho e servem para transmitir potência ao mesmo, como mostrado na Figura 3.27. Operam em configurações para moagem via úmida ou via seca, com descarga por overflow ou grelha (Metso, 2005).

Este moinho constitui uma alternativa econômica em vastas aplicações de moagem, incluindo minério de ferro, areia quartzítica, carboneto de tungstênio, cal e zinco (Metso, 2005).

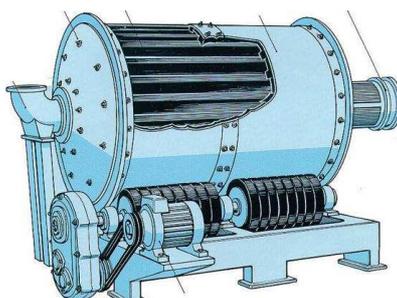


Figura 3.27. Moinho SRR - *Solid Rubber Roller* (Metso, 2005).

3.7.9. Moinho Bi-cônico

O formato do moinho bi-cônico exerce uma ação classificadora em seu interior, resultando em maior eficiência e menor consumo de energia. Partículas de diferentes tamanhos e densidades são revolvidas no cone, onde ocorre uma auto-classificação, sendo que as partículas maiores se alojam no ponto de maior diâmetro (Metso, 2005).

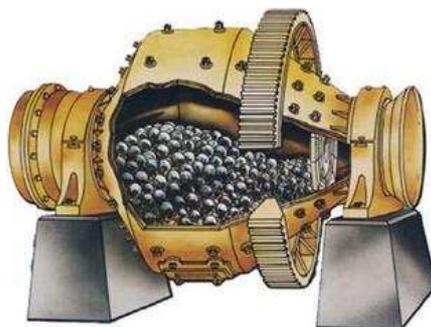


Figura 3.28. Moinho bi-cônico (Metso, 2005).

O moinho bi-cônico, mostrado na Figura 3.28 opera por via úmida ou seca, com descarga por overflow ou grelha parcial. Apresenta maior eficiência quando o tamanho máximo de alimentação é inferior a 1” e a contaminação por ferro não representa fator preponderante. Possui alta taxa de redução. Sua potência varia de 2 a 450 hp para moagem via úmida e de 2 a 500 hp para via seca (Metso, 2005).

3.7.10. Moinho Autógeno e Semi-autógeno

A moagem autógena trata-se da fragmentação empregando blocos de grandes dimensões do próprio material como corpo moedor e eliminando, tanto quanto possível, a maior parte dos corpos moedores de aço ou ferro fundido (Metso, 2005).

As variações do processo de moagem autógena podem ser classificadas como moagem autógena completa (Full autogenous grinding - FAG), semi-autógena (Semi autogenous grinding - SAG) e autógena parcial.

Os mecanismos dominantes são a abrasão e o atrito, porém as frações grossas devem se quebrar por impacto numa taxa adequada ao bom desempenho da fragmentação (Figueira, 2004).

Os materiais mais granulares são mais aptos à moagem autógena (Metso, 2005). A fragmentação das partículas no moinho autógeno tende a seguir as fronteiras dos grãos e o meio moedor mais leve produz menos partículas ultrafinas, resultando uma rápida fragmentação até ao tamanho do grão natural, sendo que pouca fragmentação se dá além deste tamanho, sendo uma vantagem quando se objetiva a utilização de um método de concentração posterior (Figueira, 2004).

Minérios mais friáveis fornecem melhor fragmentação e menos problemas com o tamanho crítico (Figueira, 2004). O tamanho crítico pode ser definido como “material muito grosso para ser moído e muito fino para moer” e é causado pela escassez de blocos grandes conjugados à presença de tamanhos intermediários duros (Metso, 2005).

Alguns minérios não se adaptam à moagem autógena devido à facilidade de quebra das frações grossas, levando a carga do moinho a não ter mais meio moedor em pouco tempo. Nestes casos, o minério não tem competência para a moagem autógena (Figueira, 2004). Em determinadas circunstâncias, se faz necessário adicionar bolas para suplantar a falta da quantidade suficiente de blocos maiores. O moinho é então chamado de semi-autógeno. Usa-se também uma britagem (intercalada no circuito do moinho) para a quebra de corpos críticos, denominados *pebbles* (Metso, 2005).



Figura 3.29. Moinho autógeno – Unidade Piloto do CETEM (Figueira, 2004).

Atualmente o moinho autógeno mais usado tanto para FAG como SAG tem a relação D/L de 3/1 com descarga de grade terminal, como se pode ver na Figura 3.29. Este modelo tem como vantagens evitar a segregação e facilitar a remoção da polpa de moagem (Figueira, 2004).

O custo de investimento e operação na moagem autógena é menor do que na convencional, devido à diminuição dos gastos com britagem ou eliminação desta, a e redução ou eliminação do gasto com bolas (Figueira, 2004).

(1) Moagem Autógena Completa - FAG

Na fragmentação autógena completa, ou FAG, o minério, que vem da mina sem nenhuma, ou com pouca britagem, é alimentado todo no moinho autógeno. O material é retirado na granulometria desejada pelo classificador que trabalha acoplado ao moinho. A pouca britagem referida acima diz respeito a técnicas de desmonte usadas na lavra que são capazes de fornecer minério abaixo de 10", próprio para ser alimentado no moinho autógeno, evitando o uso da britagem primária. Pode-se conseguir este balanço fazendo a alimentação do moinho autógeno com frações de tamanho diversas, alimentadas em proporções adequadas (Figueira, 2004).

(2) Moagem Semi-Autógena - SAG

Na fragmentação semi-autógena são empregados métodos auxiliares, tais como o uso de algumas bolas de aço, para facilitar a fragmentação de uma fração mais resistente à moagem e com tendência a manter-se muito tempo no moinho, ou retornar várias vezes do classificador como carga circulante. Esta fração, denominada como fração de tamanho crítico, reduz a capacidade do moinho e aumenta o consumo de energia por tonelada (Figueira, 2004).

O uso de algumas bolas com os seixos moedores contorna bem o problema da fração de tamanho crítico, mas traz algumas desvantagens, tais como: aumento de desgaste no revestimento do moinho, consumo de bolas, diminuição da flexibilidade do circuito de moagem e contaminação pelo meio moedor. Como uma alternativa ao uso bolas, existe a possibilidade da introdução de um britador de mandíbulas segundo a exigência da carga do moinho. A fração de tamanho crítico é classificada e removida continuamente do moinho como carga circulante. Com este dispositivo, certos minérios resistentes, que dificilmente se adaptariam à moagem autógena, podem, com grandes vantagens econômicas, ser fragmentados (Figueira, 2004). A Figura 3.30 apresenta uma fotografia de um modelo de moinho SAG.

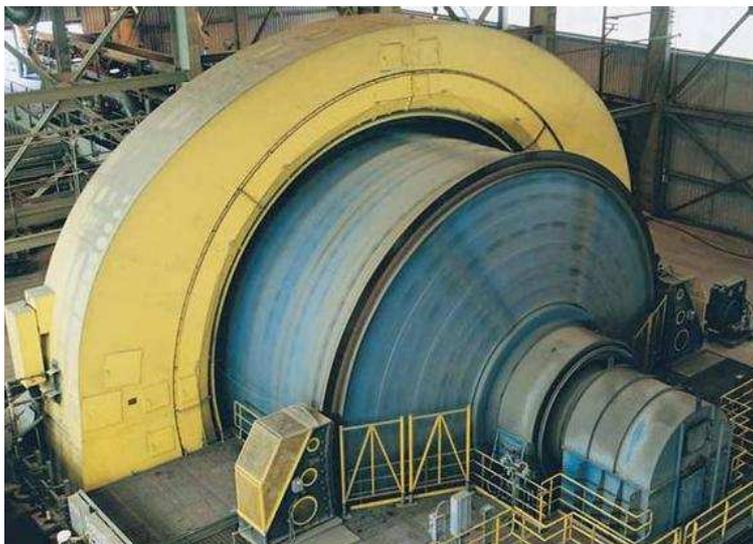


Figura 3.30. Moinho SAG de 36'x 17' e 16.000 HP (Metso, 2006).

(3) Moagem Autógena Parcial

Na fragmentação autógena parcial, só o moinho de bolas é substituído por um moinho autógeno. Este tipo de moagem é denominado muitas vezes como *pebble milling*, utilizando como corpos moedores os seixos ou *pebbles* (Figueira, 2004).

Neste moinho, o minério é primeiramente britado a um tamanho próprio para alimentar um moinho de barras. Durante a britagem, ou, antes dela, uma classificação separa parte do minério com tamanho adequado para servir de meio moedor. O minério moído no moinho de barras é alimentado, com os pedaços maiores do minério previamente separados, no moinho autógeno onde se dá a moagem final (Figueira, 2004).

Os pedaços maiores ou seixos, separados para uso na moagem autógena parcial, devem estar entre 25 e 75 mm e são escolhidos de forma a terem o mesmo peso que as bolas que eles devem substituir. Como a densidade do minério é mais baixa que a das bolas, estes moinhos necessitam de maiores volumes e/ou maiores velocidades do que os de bolas correspondentes (Figueira, 2004). São revestidos com placas de pedra de sílex ou de cerâmica. Giram usualmente a 75% da velocidade crítica ou mais e são carregados de 35 a 40% do volume. São empregados quando não pode haver contaminação metálica do produto (Metso, 2005).

4. DESENVOLVIMENTO

Com a apresentação dos principais equipamentos de britagem e moagem, será estudada uma rota alternativa de moagem ao circuito de fragmentação de um minério de ferro hipotético mostrado na figura 4.1 a seguir.

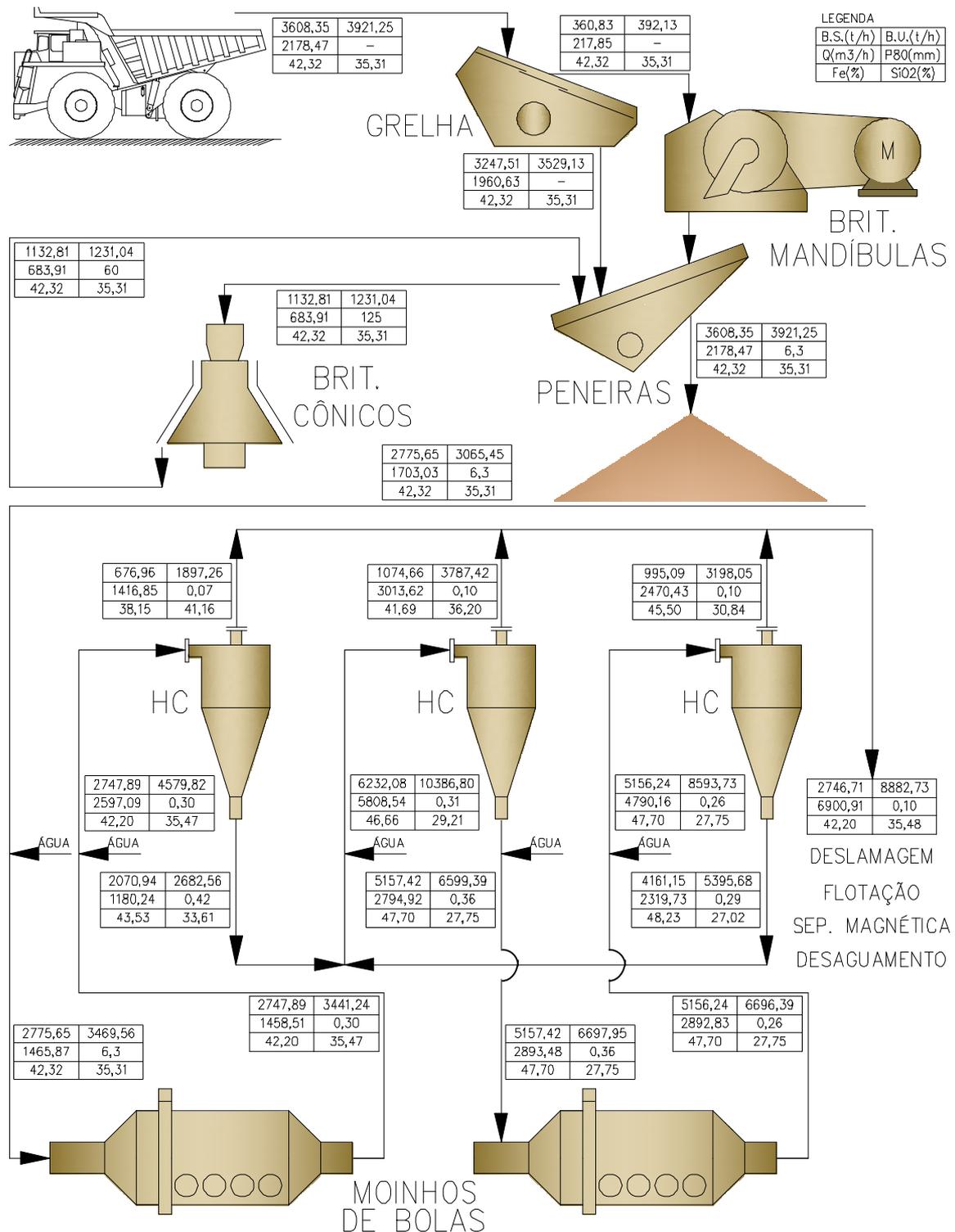


Figura 4.1. Circuito de processamento de um minério de ferro hipotético.

O circuito se destina ao processamento de 22 milhões de toneladas por ano (base seca) de minério de ferro. A moagem é alimentada por 2776 t/h de minério (base seca) com tamanho A80 = 6350 μm e visa produzir material com P80 = 100 μm para posterior etapa de concentração. A mesma é constituída por duas linhas paralelas com dois moinhos em série (primário e secundário) em cada uma delas. A moagem primária acontece em circuito aberto, enquanto a secundária ocorre em circuito fechado com hidrociclones de classificação.

Os moinhos para o circuito descrito foram dimensionados conforme exibido na tabela 4.1 a seguir. Para ambas as moagens, um valor de 7,5 foi considerado para o W_i , apesar de ser esperado um valor menor para a moagem primária do que para a secundária.

Tabela 4.1. Dimensionamento do circuito de moagem.

Dimensionamento de Moinho de Bolas			
Serviço	Moagem Primária Original	Moagem Secundária Original	-
Alimentação Total	2.775,70	2.070,90	t/h
Moinhos em operação	2	2	un.
Capacidade por moinho	1.387,85	1.035,45	t/h
Tamanho F80	6350	420	μm
Tamanho P80	300	100	μm
Relação de Redução	21,17	4,20	-
<i>Work Index (W_i)</i>	7,5	7,5	kWh/t
Fator de correção - EF1	1,00	1,00	-
Fator de correção - EF2	1,20	1,00	-
Fator de correção - EF3	0,91	0,91	-
Fator de correção - EF4	1,00	1,00	-
Fator de correção - EF5	1,00	0,96	-
Fator de correção - EF6	1,00	1,00	-
Fator de correção - EF7	1,00	1,05	-
Fator de correção - EF8	1,00	1,00	-
Fator de correção total - EFT	1,10	0,92	-
Energia consumida específica	3,39	3,84	kWh/t
Potência	4.703	3.977	kW
Diâmetro (D)	5,49	5,49	M
Comprimento (L)	10,58	8,94	M
Relação L / D	1,93	1,63	-

Na Tabela 4.2, são apresentadas alternativas ao circuito mostrado anteriormente. Nas mesmas é simulada a redução granulométrica de 6350 μm para 100 μm utilizando de 2 a 4 moinhos dispostos em paralelo em circuito fechado com hidrociclones de classificação.

Tabela 4.2. Dimensionamento de circuitos de moagem alternativos.

Dimensionamento de Moinho de Bolas				
Serviço	Moagem Primária Alternativa 1	Moagem Primária Alternativa 2	Moagem Primária Alternativa 3	-
Alimentação Total	2.775,70	2.775,70	2.775,70	t/h
Moinhos em operação	2	3	4	un.
Capacidade por moinho	1387,85	925,23	693,93	t/h
Tamanho F80	6.350	6.350	6.350	μm
Tamanho P80	100	100	100	μm
Relação de Redução	63,50	63,50	63,50	-
<i>Work Index (Wi)</i>	7,5	7,5	7,5	kWh/t
Fator de correção - EF1	1,00	1,00	1,00	-
Fator de correção - EF2	1,00	1,00	1,00	-
Fator de correção - EF3	0,91	0,91	0,91	-
Fator de correção - EF4	1,00	1,00	1,00	-
Fator de correção - EF5	1,00	1,00	1,00	-
Fator de correção - EF6	1,00	1,00	1,00	-
Fator de correção - EF7	1,00	1,00	1,00	-
Fator de correção - EF8	1,00	1,00	1,00	-
Fator de correção total – EFT	0,92	0,92	0,92	-
Energia consumida específica	6,56	6,56	6,56	kWh/t
Potência	9.103	6.068	4.551	kW
Diâmetro (D)	5,49	5,49	5,49	m
Comprimento (L)	20,47	13,65	10,24	m
Relação L / D	3,73	2,49	1,86	-

5. RESULTADOS

Os equipamentos pré-dimensionados no item anterior são colocados de forma organizada na tabela 5.1.

Tabela 5.1. Moinhos selecionados.

Serviço	Moagem Primária Original	Moagem Secund. Original	Moagem Primária Altern. 1	Moagem Primária Altern. 2	Moagem Primária Altern. 3	un.
Alimentação Total	2.775,70	2.070,90	2.775,70	2.775,70	2.775,70	t/h
Moinhos em operação	2	2	2	3	4	un.
Capacidade por moinho	1.387,85	1.035,45	1.387,85	925,23	693,93	t/h
Tamanho F80	6.350	420	6.350	6.350	6.350	µm
Tamanho P80	300	100	100	100	100	µm
Relação de Redução	21,17	4,20	63,50	63,50	63,50	-
<i>Work Index (Wi)</i>	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	kWh/t
Energia consumida específica	3,39	3,84	6,56	6,56	6,56	kWh/t
Potência Unitária	4.703	3.977	9.103	6.068	4.551	kW
Potência Total do circuito de Moagem	17.360		18.205	18.205	18.205	kW
Diâmetro (D)	5,49	5,49	5,49	5,49	5,49	m
Comprimento (L)	10,58	8,94	20,47	13,65	10,24	m
Relação L / D	1,93	1,63	3,73	2,49	1,86	-

Pode-se perceber que o circuito de moagem original, no qual há uma moagem primária em circuito aberto e uma secundária em circuito fechado com hidrociclones de classificação, é o que apresenta a menor potência (17.360 kW), ou seja, o menor custo de operação em comparação aos circuitos alternativos (18.205 kW). Além disso, comparativamente, o circuito original apresenta o menor comprimento do conjunto de moinhos, o que aponta para um menor custo de instalação.

6. CONCLUSÕES

A escolha do circuito de fragmentação, bem como das demais etapas que sejam necessárias à obtenção do produto, deve ser feita analisando a rota de processamento que melhor se adequará à manipulação da matéria prima. Definida a rota de processamento, a disponibilidade de equipamentos no mercado para realizá-la, bem como os custos de instalação e operação referentes, devem ser levantados evidenciando ou não a viabilidade do projeto.

Fazendo a análise colocada anteriormente para os circuitos apresentados neste trabalho, pode-se afirmar que a melhor opção para a fragmentação do minério permanece como sendo o circuito original, devendo-se recorrer aos fabricantes de moinhos de bolas para verificar a disponibilidade dos equipamentos pré-dimensionados.

7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

BRAGA, P. F. A. *Operação de Moinho Vibratório Palla 20U*. In: SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A.; BRAGA, P. F. A. *Tratamento de minérios: Práticas Laboratoriais*. Rio de Janeiro: CETEM, 2007. Capítulo 12, páginas 221-233.

CHAVES, A. P.; PERES, A. E. C. *Teoria e Prática do Tratamento de Minérios; Britagem, Peneiramento e Moagem – Volume 3. 2ª Edição*. São Paulo: Signus Editora/Brasil Mineral, 2003. 662p.

FIGUEIRA, H. V. O.; ALMEIDA, S. L. M.; LUZ, A. B. *Cominuição*. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; ALMEIDA, S. L. M. *Tratamento de minérios. 4ª Edição*. Rio de Janeiro: CETEM-CNPq-MCT, 2004. Capítulo 4, páginas 113-194.

GALERY, R. *Fragmentação de Minérios: Primeira Parte*. Belo Horizonte: UFMG, 2011. 23 p.

METSO. *Catálogo Nordberg Britadores de Mandíbulas Série C*. Finlândia, 2011. 24p.

METSO. *Manual de Britagem Metso. 6ª Edição*. 2005. 501p.

METSO. *Catálogo Moinhos Gearless Autógenos / Semi-Autógenos*. Sorocaba, 2006. 4p.

ROWLAND, C. A.; KJOS, D. M. *Mineral Processing Plant Design*, Ed A. Mular and R. Bhappu. New York, 1978.

SANDVIK. *Catálogo Sandvik CR600 series Sizer*. 2010. 8p.

THYSSENKRUPP. *Catálogo ThyssenKrupp Hammer and Mammut Crusher*. Stirling, 2003. 2p.

THYSSENKRUPP. *Catálogo ThyssenKrupp POLYCOM® high-pressure grinding roll*. 2007. 11p.

THYSSENKRUPP. *Catálogo ThyssenKrupp Roll Sizer*. Ennigerloh, 2006.8p.

VALADÃO, G. E. S.; ARAUJO, A. C. *Introdução ao Tratamento de Minérios*. 1ª Edição. Belo Horizonte: Editora UFMG, 2007. 234p.

VARELA, J. *Critérios de seleção de britadores aplicados ao processamento mineral*. In: XXIV ENTMME, Salvador, 2011. p.384-391.