

CETEM

Centro de Tecnologia Mineral
Ministério da Ciência e Tecnologia

Coordenação de Processos Mineraiis – COPM

Circuitos Industriais de Moagem Autógena e Semiautógena

Homero Delboni Julior

João Alves Sampaio

Roney Alvarenga Lima

Rio de Janeiro
Agosto/2010

CCL00270010

Comunicação Técnica elaborada para o Livro Tratamento de Minérios, 5ª Edição – Capítulo 5 – pág. 215–253.
Editores: Adão B. da Luz, João Alves Sampaio e
Sílvia Cristina A. França.

CIRCUITOS INDUSTRIAIS DE MOAGEM AUTÓGENA E SEMIAUTÓGENA

Homero Delboni Junior

Engenheiro de Minas pela USP
Doutor pela University of Queensland, Austrália
Professor do Departamento de
Engenharia de Minas da EPUSP

João Alves Sampaio

Engenheiro de Minas pela UFPE, Doutor em
Engenharia Metalúrgica e de Materiais pela COPPE-UFRJ
Tecnologista Sênior do CETEM/MCT

Roney Alvarenga Lima

Engenheiro Mecânico pela UFMG, Mestre em
Engenharia Mineral pela USP
Engenheiro Consultor da Alcoa Alumínio

INTRODUÇÃO

A operação unitária de cominuição faz parte da maioria dos empreendimentos mineiros. Assim, com exceção de finos naturais de minérios, a mineração inclui etapas de fragmentação, reunindo desde o desmonte na mina até produtos finais, ou ainda, intermediários para as etapas subsequentes de transporte, concentração física de minerais ou metalurgia extrativa.

A energia empregada nos processos de fragmentação e os esforços mecânicos aos quais os equipamentos são submetidos modulam os custos de operação e os investimentos em circuitos industriais de britagem e moagem. Nesse contexto, a melhoria no aproveitamento da energia utilizada na fragmentação promove impactos não apenas nas margens de lucro do empreendedor, mas também na demanda global de energia.

Outro aspecto que merece atenção é que o produto fragmentado influencia diretamente o rendimento de processos subsequentes de concentração. O melhor aproveitamento de recursos minerais não renováveis é, portanto, função da distribuição granulométrica resultante do circuito de cominuição adotado.

Os custos associados à fragmentação de minérios são função, entre outros aspectos, da granulometria requerida e acompanham o consumo de energia específica. Seguindo a divisão clássica da fragmentação em operações de desmonte, britagem e moagem, a energia específica aumenta em uma ordem de grandeza nessa sequência. Assim, enquanto operações de desmonte de rocha, por explosivo, consomem cerca de 0,1 kWh/t, em britadores, o índice eleva-se para magnitudes de 1,0 kWh/t, atingindo valores da ordem de 10 kWh/t em circuitos de moagem. Em etapas conhecidas como pulverização, moagem fina ou micronização, o consumo específico pode atingir até 100 kWh/t.

Em função do impacto, segundo aspectos econômicos e ambientais, o desempenho de processos de fragmentação é objeto de estudos sistemáticos há cerca de 150 anos. O estabelecimento das, assim chamadas, “leis de cominuição” é praticamente contemporâneo às primeiras patentes de equipamentos de britagem. Os debates acalorados entre Rittinger e Kick demonstravam, sobretudo, as dificuldades de se parametrizar, de maneira abrangente e relativamente simples, a energia associada a eventos de fragmentação.

Seguindo essa mesma linha de abordagem, Bond propôs uma equação paramétrica no final dos anos 1950 (Bond, 1952), que atingiria uma sobrevida espetacular. Além de ser usado no dimensionamento dos moinhos, o *work index* de Bond transformou-se em um índice amplamente empregado para caracterizar minérios quanto à cominuição.

Ainda hoje, as leis de Kick, Rittinger e Bond fornecem boas estimativas preliminares para cálculo da energia necessária às etapas de britagem, moagem e moagem fina, respectivamente. Os três pesquisadores criaram, assim, modelos empíricos no melhor sentido do termo, ou seja, os modelos resultam de criterioso aprendizado tomando por base a extensiva observação de eventos individuais e coletivos de fragmentação de minérios.

Em particular, as contribuições de Bond resultaram num método de cálculo de potência requerida pelos moinhos, ensaios de caracterização de minérios quanto à abrasão e britagem, além de cálculo de tamanhos máximos de corpos moedores.

Na década de 1980, um relatório do *U.S. National Materials Advisory Board* para melhoria do desempenho energético de circuitos de cominuição estimou que 1,5% de toda a energia elétrica gerada nos EUA era utilizada em circuitos industriais de britagem e moagem, incluindo a energia empregada para produção de corpos moedores. O mesmo estudo indicou que essas melhorias poderiam acarretar uma redução de 20 MWh anuais, que a preços atuais significariam cerca de US\$ 1 bilhão.

O aporte de recursos que se seguiu nessa década propiciou a consolidação de grupos e instituições dedicadas à pesquisa do tema, não apenas nos EUA mas também no Canadá e Austrália. O propósito das linhas de pesquisa foi desenvolver modelos matemáticos para melhor entendimento de mecanismos de cominuição e aplicação em equipamentos industriais.

Em paralelo, os esforços da indústria de fabricação de equipamentos de cominuição resultaram em acentuados crescimentos nos tamanhos de britadores e, principalmente, moinhos. Esse impulso dos fornecedores de equipamentos foi motivado pelo surgimento de muitas minas de ouro e cobre. Em ambos os casos, o cenário era de forte demanda dos metais e exaustão de jazidas com elevado teor, o que levou as mineradoras a optarem pela lavra de depósitos com teores mais baixos, todavia, com capacidades elevadas de produção.

O cenário que dominou as décadas subsequentes demonstrou a existência de grupos de pesquisa dedicados a dois temas principais. O primeiro tema foi o desenvolvimento de métodos mais elaborados de previsão de desempenho de equipamentos, e o segundo, liderado pela indústria de equipamentos, dedicou-se ao projeto e construção de equipamentos com maiores potências instaladas.

Atualmente, os resultados mais significativos dos esforços de pesquisa e desenvolvimento são simuladores integrados, amplamente empregados nas áreas de projeto e melhoria de desempenho de circuitos de britagem e moagem. Como as pesquisas, na sua maioria, foram subsidiadas pela própria indústria, os avanços se deram na modelagem de equipamentos mais comuns em usinas industriais de minérios metálicos. Áreas como tratamento de minerais industriais, que incluem, por exemplo,

britagem por impacto, moagem a seco e micronização, receberam proporcionalmente menor atenção. A principal vertente de pesquisas aplicadas à fragmentação constitui-se na, assim denominada, visão holística do processo, qual seja, integração das operações de britagem e moagem ao desmonte, além da previsão de grau de liberação do produto moído.

A integração com as operações de desmonte surgiu durante a década de 1990, em vários estudos de caso (Bearman, 1995) relativos à influência da fragmentação no desmonte sobre o desempenho de circuitos de britagem. A motivação de tais estudos foi o aumento da produção de circuitos industriais e/ou avanços na qualidade de produtos.

Os métodos conhecidos como mina-usina (*mine-to-mill*) incluem rotinas de previsão da curva de desmonte com base nas características da rocha e do maciço rochoso, plano de fogo, características dos explosivos, entre as principais variáveis. O minério desmontado é, em seguida, simulado em etapas de britagem, seguidas de moagem.

Já em 1998 o *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre* - JKMRC da Austrália provia serviços em bases comerciais do recém-criado programa mina-usina. Desde esse tempo, são registrados vários relatos de aumentos significativos de produção resultantes da implementação de programas semelhantes.

A previsão do grau de liberação é uma etapa que, apesar de complexa por natureza, resulta em avanços importantes, na atualidade. Nesse caso, a caracterização tecnológica assume fundamental importância, notadamente na definição da textura do minério e sua estrutura cristalina. A forma de aplicação de energia e sua relação com o fraturamento determinam a liberação das espécies mineralógicas existentes no minério.

A quantificação da liberação dos minerais contidos no minério é a etapa que deverá ligar modelos de equipamentos de cominuição aos de concentração, como flotação e métodos densitários.

Na área de equipamentos estão consolidadas operações que contam com:

- (i) britadores cônicos com 1.000 HP de potência instalada, que proporcionam relações de redução de 8:1;
- (ii) moinhos dos sistemas SAG com potência instalada de 22 MW, que processam até 6.000 t/h de alimentação nova;
- (iii) moinhos de bolas com 26 pés de diâmetro e potência instalada de 20 kHP.

A análise das usinas de britagem e moagem de grande capacidade implementadas na última década revela poucos equipamentos por operação unitária, grande potência instalada e elevada capacidade de processamento, em contraponto aos arranjos estruturais típicos de circuitos das usinas dos anos 1970 e 1980, quais sejam: britagens em multiestágios e múltiplas linhas de moagem operando em paralelo.

Outros equipamentos que merecem destaque pelas respectivas evoluções são os britadores de eixos dentados (*sizers*) e os britadores de impacto com eixo vertical (VSI – *vertical shaft impactors*). Os primeiros são evoluções de equipamentos tradicionalmente empregados em britagem de carvão que, mediante o reforço estrutural e a inclusão de pontas de metal duro, são atualmente aplicados em britagens primária e secundária de minérios com resistências intermediária e alta. Os britadores de impacto com eixo vertical têm aplicação em etapas quaternárias de britagem ou, ainda, na produção de areia artificial. A aplicação desses equipamentos deve considerar aspectos econômicos de desgaste e magnitude de carga circulante.

Uma comparação simples entre os equipamentos de cominuição instalados em usinas atuais e aqueles implementados há 25 anos mostra os resultados de evoluções em equipamentos preexistentes, ou seja, os princípios empregados e a concepção mecânica de moinhos e britadores são essencialmente os mesmos. Poucos são os equipamentos que podem ser considerados revolucionários, em discordância à tendência de evolução contínua. Dentre os novos equipamentos, destaca-se o moinho de rolos de alta pressão (HPGR- *high pressure grinding rolls*).

Mesmo que não sejam consideradas totalmente originais, dada a existência de precursores, é inegável que as inovações incorporadas aos HPGR ampliaram o espectro de aplicações. Dentre os fatores que contribuíram para o crescente sucesso do moinho de rolos de alta pressão, estão: a faixa granulométrica do produto, o consumo energético e a criação de microfissuras que proporcionam a diminuição da resistência do produto e/ou maior acessibilidade à lixiviação de minérios portadores de metais preciosos. Esses aspectos serão abordados em detalhes nas próximas seções deste capítulo.

A área de controle de processos de cominuição teve um crescimento surpreendente nas últimas duas décadas, em harmonia com o desenvolvimento dos computadores. Se na década de 1970 os sistemas mais modernos eram aplicados a malhas simples de controle, atualmente os sistemas especialistas incluem técnicas sofisticadas, como inteligência artificial, redes neurais etc. Esses sistemas são aplicados, com sucesso, em usinas industriais de cominuição, na otimização de controles de malhas isoladas ou de processos integrados.

BASES PARA DIMENSIONAMENTO DE MOINHOS

No dimensionamento de moinhos para os circuitos AG/SAG, devem ser estabelecidos critérios especiais, além de discussões exaustivas sobre o assunto. O sucesso da aplicação de um dos circuitos AG ou SAG advém de vários fatores. Neste caso, o início das investigações começa por campanha criteriosa de testes, tanto em escala de laboratório quanto piloto, levada a efeito na etapa de caracterização do minério. Esta etapa deve prover os especialistas de resultados consistentes e confiáveis, capazes de propiciar a tomada de decisões seguras para cada item do projeto. Por conseguinte, deve ser considerada uma análise cuidadosa dos resultados destes testes e uma abordagem prática, por especialista da área de projeto, incluindo exames detalhados do fluxograma e dos equipamentos.

Deste modo, deve-se considerar que o dimensionamento de moinhos industriais inicia-se pelo consumo de energia na moagem, avaliado por meio de testes laboratoriais e piloto. Bond verificou empiricamente que a energia consumida na fragmentação é proporcional à diferença entre os inversos das raízes quadradas dos tamanhos do produto e da alimentação. Essa afirmação, expressa na Equação [1], constitui a terceira Lei da Cominuição, também conhecida como Lei de Bond.

$$W = 10Wl \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{A_{80}}} \right) \quad [1]$$

em que:

W energia específica consumida na moagem (kwh/st);

Wl *work index* – índice de trabalho (kWh/st);

P₈₀ abertura (μm) da peneira pela qual passam 80% da massa do produto;

A₈₀ abertura (μm) da peneira pela qual passam 80% da massa da alimentação.

Com o avanço da tecnologia e da ciência, foram introduzidas modificações à Lei de Bond. Um dos seus discípulos, Jr. Rowland C. (1982), verificou que havia necessidade de novos fatores de correção além daqueles considerados por Bond. Assim, no dimensionamento de um moinho, deve-se utilizar, para a energia exigida na moagem, a expressão da Equação [2], que é a equação de Bond com a introdução dos fatores de correção.

$$W = 10Wl \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{A_{80}}} \right) EF_i \quad [2]$$

em que:

EF_i - corresponde ao somatório dos fatores de correção de Rowland.

O *work index* (WI) é um parâmetro que exprime a resistência do material à cominuição. Numericamente é definido como o trabalho necessário (em kWh) para reduzir a unidade de peso (tonelada curta (*short ton*, $st = 907$ kg) do minério em estudo, desde o tamanho infinito ($d = \infty$) até o tamanho final ($d_{80} = 100 \mu\text{m}$).

Determinação dos Índices de Trabalho, WI (*Work Index*)

Bond observou que um único índice de trabalho, WI, não seria suficiente para definir as variações de energia nas etapas de britagem e moagem. Dessa forma, desenvolveu metodologias específicas para determinação de índices de trabalho diferentes para cada estágio. Assim, foram desenvolvidas as metodologias para determinação de três índices de trabalho, quais sejam: WI de impacto; WI para moinho de barras e WI para moinho de bolas.

Os testes de moagem, com o propósito de determinar os índices de trabalho do minério, são realizados em equipamentos e testes padronizados, ambos desenvolvidos por Bond. As determinações devem ser feitas para cada tipo de minério, em escala de laboratório ou piloto, neste último caso quando houver indicação. Todavia, as determinações devem anteceder a etapa de detalhamento do beneficiamento durante um novo projeto. Desse modo, Bond desenvolveu o teste de impacto e os testes de moagem para moinho de barras e bolas.

Teste de Impacto de Bond, WI

A amostra de minério com granulometria entre 75 e 50 mm é selecionada e colocada num sistema composto por dois pesos opostos idênticos de 13,6 kg, montados em duas rodas, conforme ilustrado na Figura 1. No momento em que as rodas são liberadas, os pesos impactam, simultaneamente, lados opostos da amostra, atingindo-a em sua porção menos espessa. A altura de queda aumenta progressivamente até a fragmentação da amostra.

O WI é obtido segundo a expressão da Equação [3], utilizando a média dos valores de 10 (dez) repetições do ensaio.

$$WI = 53,45 \frac{ICS}{SG} \quad [3]$$

em que:

ICS é a resistência à fragmentação;

SG é o peso específico do minério;

WI é o *work index* de impacto.

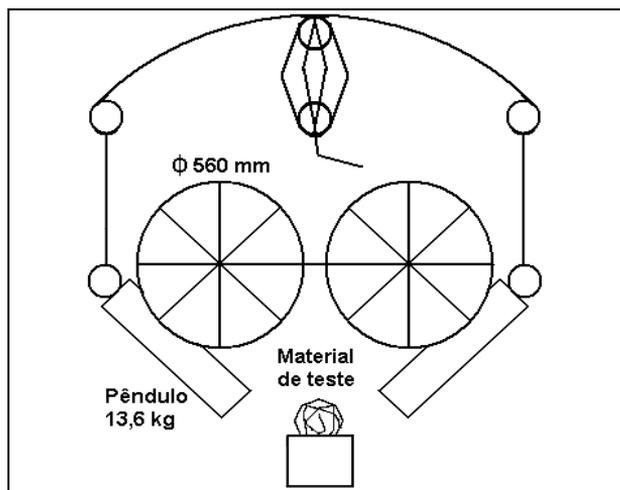


Figura 1 – Esquema ilustrativo do equipamento de teste de WI de impacto.

Teste de WI para Moinho de Barras

O moinho padrão, utilizado na realização dos testes, tem dimensões de 350X610 mm (diâmetro *versus* comprimento), revestimento do tipo ondas simples e opera com velocidade de 46 rpm (60% da velocidade crítica do moinho). Os corpos moedores utilizados são seis barras de aço com 44,5X530 mm (diâmetro *versus* comprimento), e o peso total da carga é igual a 33.380 g.

A amostra do minério, com granulometria abaixo de 12,7 mm, é moída a seco, em um circuito fechado com 100% de carga circulante. Inicialmente deve ser feita uma análise granulométrica da alimentação para determinação do A_{80} .

Para evitar a segregação nas extremidades do moinho, a operação consiste em oito revoluções na horizontal, seguidas por uma revolução a +5 graus e outra a -5 graus. Este procedimento se repete para todos os ciclos até a conclusão do teste. O primeiro ciclo de moagem é realizado com massa inicial equivalente a 1.250 ml, obtida por meio de uma proveta graduada, que, após o ciclo, é vertida em peneiras com aberturas entre 4,75 e 0,212 mm, mantendo-se o moinho inclinado a -45 graus por 30 revoluções.

Após o peneiramento, as frações retida e passante devem ser pesadas e, antes do início de um novo ciclo de moagem, uma quantidade de amostra (alimentação nova), igual em peso à fração passante, deve ser adicionada à fração retida. Desse modo, assegura-se que a alimentação do ciclo seguinte tenha o mesmo valor da massa inicial, isto é, o correspondente a 1.250 ml. Um novo número de revoluções é calculado, repetindo-se vários ciclos de moagem e peneiramento, até a operação atingir o estado de equilíbrio, indicado pela carga circulante com valor constante igual a 100%.

Após o circuito atingir a estabilidade, isto é, carga circulante igual a 100%, procede-se à análise granulométrica do produto final da moagem, com a finalidade de se determinar o P_{80} . Neste caso, o WI de barras pode ser determinado pela expressão da Equação [4].

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,23} Mob^{0,625} \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{A_{80}}} \right)} 1,102 \quad [4]$$

em que:

- WI índice de trabalho para moagem com barras (kWh/t);
 Am abertura da malha de classificação do ensaio (μm);
 P_{80} abertura (μm) da peneira pela qual passam 80% da massa do produto;
 A_{80} abertura (μm) da peneira pela qual passam 80% da massa da alimentação;
 Mob média dos valores do índice de moabilidade no estado de equilíbrio do teste, isto é, quando a carga circulante atinge o valor estável igual a 250%;
 1,102 fator de conversão de tonelada curta para tonelada métrica.

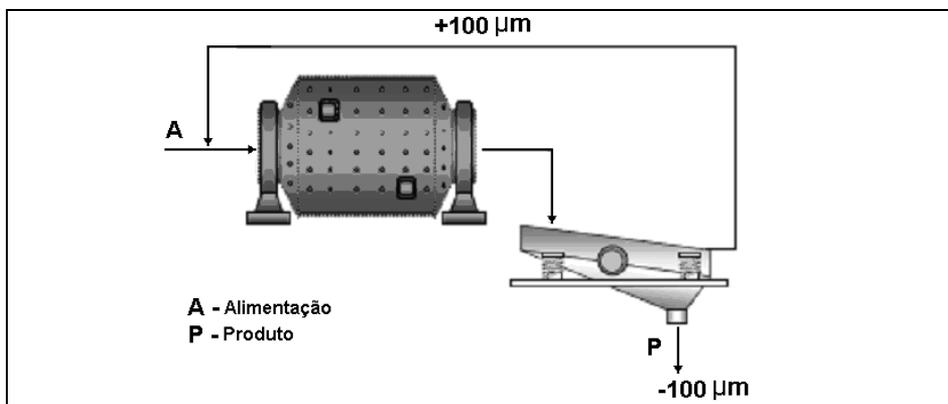


Figura 2 – Desenho esquemático do circuito utilizado para testes de determinação de WI de barras.

O índice de moabilidade (Mob) pode ser determinado pelas médias dos três últimos valores, gramas do produto moído por revolução do moinho (g/rev), quando o sistema atinge o estado de equilíbrio.

Normalmente, o valor do WI para moinhos de barras é maior que o WI para moinhos de bolas, ambos relativos ao mesmo tipo de minério.

Teste de WI para Moinho de Bolas

O moinho padrão utilizado na realização deste teste foi desenvolvido por Bond e possui dimensões de 305X305 mm (diâmetro *versus* comprimento), com extremidades arredondadas, revestimento liso, contador de giros e comando automático de parada. As distribuições granulométrica e ponderada da carga moedora do moinho estão relacionadas na Tabela 1.

Para realização deste teste, deve ser preparada uma alimentação padrão na granulometria abaixo de 3,35 mm. A massa a ser moída no ciclo inicial deve ser equivalente ao volume de 700 mL, obtido com auxílio de uma proveta graduada. A moagem é realizada via seca, e a velocidade de rotação do moinho é de 70 rpm, correspondendo a 91,4% da velocidade crítica do moinho.

Tabela 1 – Distribuições granulométrica e ponderada da carga de bolas do moinho.

Número de bolas	Diâmetro (mm)	Peso (g)
43	36,8	9.094
67	29,7	7.444
10	25,4	694
71	19,0	2.078
94	15,5	815
285	-	20.125

O primeiro ciclo de moagem é realizado com a massa inicial equivalente ao volume de 700 ml e moagem durante um intervalo de tempo definido por 100 revoluções do moinho. O produto final do ciclo é peneirado em uma peneira com abertura da malha do teste, sendo o peso da fração retida registrado. Na etapa seguinte, adiciona-se à fração retida, uma quantidade de amostra, alimentação nova, com o propósito de atingir o valor da massa inicial do ciclo anterior. Os testes são conduzidos de modo que a carga circulante atinja o valor constante igual a 250% (no equilíbrio). O desenho esquemático da Figura 3 ilustra o circuito de moagem utilizado nos ensaios.

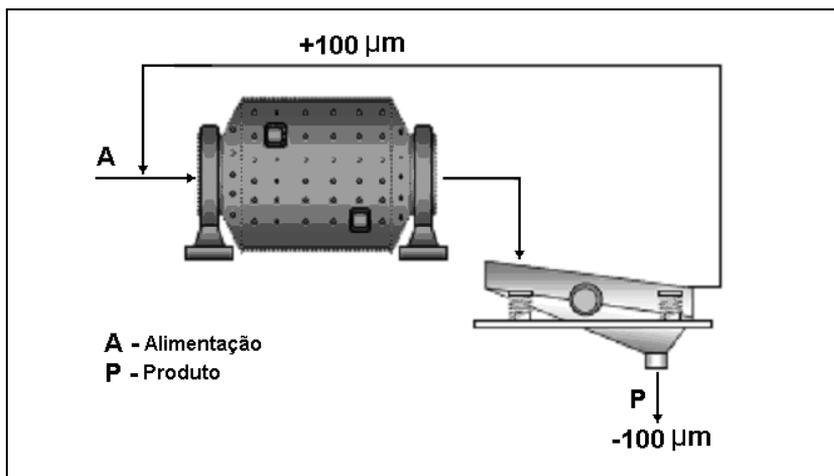


Figura 3 – Desenho esquemático do circuito utilizado nos testes para determinação de WI de bolas.

Após este procedimento, procede-se a análise granulométrica do produto final da moagem e da alimentação do moinho, com a finalidade de determinar os valores do A_{80} e do P_{80} . Dessa forma, o WI, para o moinho de bolas pode ser calculado por meio da Equação 5.

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,23} \times Mob^{0,82} \times \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{A_{80}}} \right)} \times 1,102 \quad [5]$$

em que:

- Am abertura (μm) da malha de classificação do ensaio;
- WI índice de trabalho para moagem em moinho de bolas (kWh/t);
- P_{80} abertura (μm) da peneira pela qual passam 80% da massa dos produtos;
- A_{80} abertura (μm) da peneira pela qual passam 80% da massa da alimentação;
- Mob média dos três últimos valores do índice de moabilidade no estado de equilíbrio, 2,17 no presente caso;
- 1,102 fator de conversão de tonelada curta para tonelada métrica.

O índice de moabilidade (Mob) pode ser determinado pelas médias dos três últimos valores em gramas/revolução de minério moído. Barbato e Sampaio (2007) descreveram a metodologia para determinação experimental do índice trabalho WI de bolas.

Nota

O teste de Bond não é um bom método de previsão para a moagem de minérios de frações mais grossas, particularmente, para o comportamento de moinhos dos circuitos AG/SAG.

No caso dos moinhos autógenos, assume-se que a redução granulométrica ocorre tanto por impacto quanto por abrasão. Os eventos de quebra por abrasão deixam a partícula original praticamente intacta, e o produto da fragmentação é composto por partículas finas. Todavia, o impacto, normalmente, quebra a partícula em fragmentos com diversas faixas granulométricas.

Nos estudos de caracterização de minério, com a finalidade de dimensionar moinhos para os circuitos AG/SAG, podem ser realizados ensaios de queda de peso (duplo-pêndulo ou *drop weight test*). Desse modo, para quebra com elevados níveis de energia, utilizam-se ensaios de quebra por impacto. Entretanto, os ensaios de tamboramento são utilizados quando se caracterizam quebras com baixos níveis de energia (quebra por abrasão).

A metodologia adotada pelo JKMRC - *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre*, empregada em todo o mundo mineral, incorpora equipamentos especiais para execução de ensaios de caracterização. Assim, os pesquisadores desenvolveram procedimentos para estimar, com base em quebras controladas de partículas individuais, a sua função-quebra, que exprime as características de fragmentação de amostras. Atualmente são mais frequentes dois tipos de equipamentos para ensaios sobre partículas individuais que utilizam o impacto como mecanismo de quebra.

Teste com o Duplo-Pêndulo

No ensaio de duplo-pêndulo, as partículas são fragmentadas pelo impacto de um pêndulo (pêndulo de impacto), a uma altura conhecida, sobre outro pêndulo de balanço (de maior tamanho), no qual a partícula é fixada, conforme ilustração da Figura 4.

O produto da cominuição pode ser correlacionado à energia específica de cominuição utilizada em cada teste com auxílio da Equação [6].

$$E_{CS} = \left[\frac{m_r}{m_i + m_r} \right] (1 - e^2) E_{is} \quad [6]$$

em que:

- E_{CS} energia específica de cominuição (kWh/t);
- m_i e m_r massas dos pêndulos de impacto e balanço respectivamente;
- e coeficiente de restituição;
- E_{is} energia específica utilizada (kWh/t).

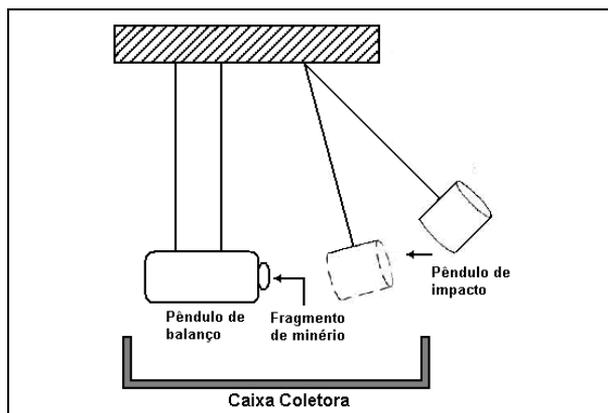


Figura 4 – Desenho esquemático do duplo-pêndulo (Chierigati, 2001).

Após a preparação das amostras, são obtidas massas suficientes para a obtenção de três conjuntos de 25 partículas, com granulometria distribuída em: -31,5 mm +25,5 mm, -22,4 mm +19,0 mm e -16,0 mm +13,2 mm. A massa mínima recomendada é de 10 kg, caso o material esteja totalmente preparado nas faixas granulométricas especificadas. Se houver necessidade de ensaios mais precisos, serão exigidos cerca de 25 kg. No caso dos estudos para dimensionamentos de moinhos relativos aos circuitos AG/SAG, deve-se efetuar o ensaio adicional de tamboramento com fragmentos na faixa de 55 mm e 38 mm, o que eleva a massa mínima total da amostra para cerca de 50 kg.

Após os ensaios, são estabelecidos os níveis energéticos para cada faixa de tamanhos a ser testada. Os lotes assim obtidos são peneirados e, de posse dos resultados, plota-se um gráfico, t_{10} versus E_{CS} , no qual, t_{10} é definido como a porcentagem acumulada passante em 1/10 da malha geométrica γ da fração do teste e E_{CS} é a energia específica de cominuição em kWh/t, conforme ilustrado na Figura 5.

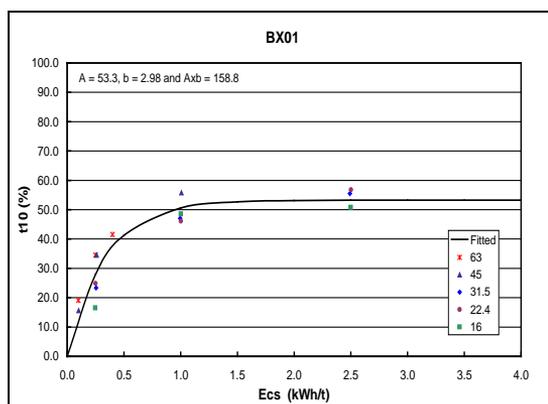


Figura 5 – Representação gráfica (t_{10} versus E_{CS}) dos dados obtidos nos experimentos com o duplo-pêndulo.

Com auxílio de regressão linear múltipla, determinam-se os parâmetros A e b da curva $t_{10} = A(1 - e^{-E_{cs}.b})$, que, além de finalizar a caracterização do minério, assegura as condições para início da parametrização da moagem.

O equipamento de fragmentação de partículas da Figura 4 foi originalmente utilizado na caracterização da fragmentação pelo JKMRC. Apesar de ser um equipamento simples, sua operação e os resultados obtidos possuem algumas limitações (Napier-Munn *et al.*, 1999), conforme relacionado a seguir:

- (i) tempo elevado para realização do ensaio;
- (ii) restrição a determinados valores de energia e tamanhos de partículas;
- (iii) cálculo impreciso da energia de fragmentação, devido ao movimento secundário do pêndulo de balanço.

Drop Weight Tester - DWT

As limitações associadas ao teste do duplo-pêndulo levaram ao desenvolvimento do *drop weight tester* (Figura 6), no qual a partícula que fica sobre uma superfície rígida é atingida por um peso em queda livre.

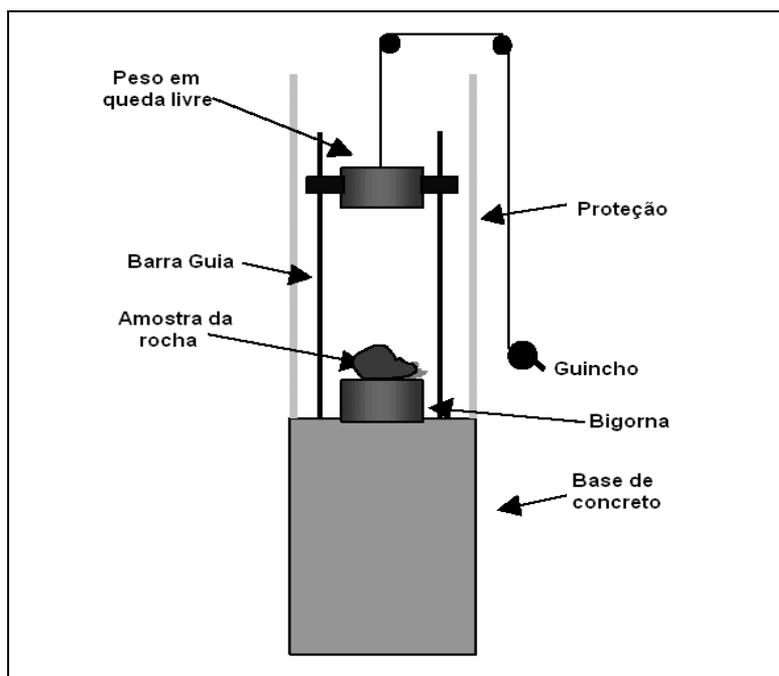


Figura 6 – Desenho esquemático do equipamento *drop weight tester*, desenvolvido pelo JKMRC.

O procedimento do teste é semelhante ao do duplo-pêndulo, no qual as partículas de variados tamanhos são fragmentadas individualmente sob diversos níveis de energia.

A diferença entre a altura inicial, da qual foi solto o peso, e a posição final, após o impacto, é utilizada no cálculo da energia aplicada na quebra da partícula. O cálculo é feito por meio da expressão da Equação [7].

$$E_i = M_g (h - x_M) \quad [7]$$

em que:

- E_i energia utilizada para quebra;
- M massa do peso;
- g constante gravitacional;
- h altura inicial do peso acima da bigorna;
- x_M altura final do peso acima da bigorna.

Considera-se que toda a energia requerida é utilizada na quebra da partícula. Dessa forma, é válida a Equação [8].

$$E_{CS} = E_{is} = E_i/m \quad [8]$$

em que:

- E_{is} energia específica utilizada (kWh/t);
- E_{CS} energia específica de cominuição (kWh/t);
- m massa média da partícula.

O peso padrão utilizado em queda livre no *drop weight tester* é de 20 kg, todavia podem-se utilizar pesos de até 50 kg. A faixa efetiva das alturas varia desde 5 até 100 cm, o que corresponde a uma ampla faixa energética de operação, de 0,01 a 50 kWh/t.

Os produtos fragmentados são posteriormente peneirados com o propósito de estimar o parâmetro selecionado para representar tal fragmentação. Como no ensaio de duplo-pêndulo, os níveis energéticos para cada faixa de tamanhos testada são determinados utilizando-se os parâmetros t_{10} e E_{CS} .

Em relação ao teste de duplo-pêndulo, o ensaio de DWT possui como vantagens (Bearmann *et al.*, 1997):

- (i) ampla faixa de energia aplicada à partícula;
- (ii) curto tempo de operação;
- (iii) ampla faixa de tamanho de partícula;
- (iv) permite estudar a fragmentação de leito de partículas.

Célula de Carga Ultrarrápida – *Ultrafast Load Cell (UFLC)*

A necessidade de aplicações mais específicas e precisas promove, mundo afora, a pesquisa e o desenvolvimento de equipamentos cada vez mais confiáveis para realizações dos ensaios de quebra.

Tavares e Lima (2006) descrevem o uso da UFLC evidenciando que, além de viabilizar a relação entre a energia de impacto e a fragmentação resultante (como faz o duplo-pêndulo e o DWT), ela ainda permite medir precisamente a resistência e a energia específica de fratura primária de partículas individuais.

Na Figura 7A consta um desenho esquemático da UFLC e suas diversas partes, em que: 1 - barra da célula de carga de impacto; 2 - impactor; 3 – eletroímã; 4 – dispositivo para posicionamento do impactor; 5 – caixa de coleta de fragmentos; 6 – sistema laser/foto-diodo. O esquema do sistema eletrônico da célula de carga de impacto está ilustrado na Figura 7B.

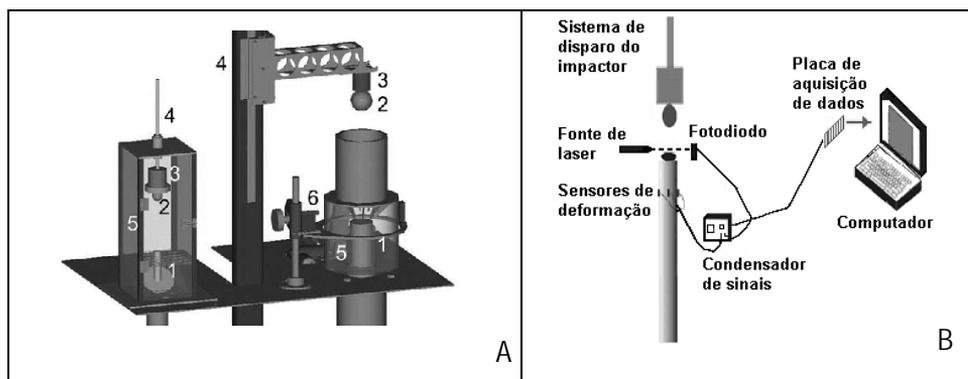


Figura 7 – Em A, esquema ilustrativo da *ultrafast load cell* – UFLC e, em B, esquema do sistema eletrônico da célula.

Neste teste, a esfera de aço cai em queda livre até chocar-se com a partícula de minério. No instante em que a esfera cruza o feixe de laser, a aquisição de dados é iniciada. O impacto, que causa a deformação e fratura da partícula, também é responsável pela propagação de uma onda compressiva no interior da barra de aço. A passagem dessa onda de compressão causa uma deformação muito pequena, entretanto mensurável, nos sensores de deformação (*strain gauges*) de alta resolução posicionados lateralmente na barra metálica.

O aparelho é ainda equipado com uma caixa para a coleta dos fragmentos resultantes de cada ensaio, os quais são colocados com aqueles de ensaios com outras partículas do mesmo lote para que seja realizada a análise granulométrica após o ensaio. Com isso, o aparelho ainda permite avaliar a influência da energia de impacto aplicada, ou da energia efetivamente absorvida pelas partículas, na fragmentação (Neves, 2005).

Programa de Testes em Unidade Piloto

Os argumentos para a realização de um programa de testes em unidades piloto para dimensionamento de moinhos ou estudos de circuitos AG/SAG são os mais variados possíveis. A unidade piloto pode, por exemplo, revelar informações, anteriormente desconhecidas, relativas à influência da recirculação de produtos intermediários sobre a qualidade do produto final. No entanto, o principal objetivo desses estudos não consiste apenas na realização pura e simples dos ensaios. Deseja-se, sobretudo, o desenvolvimento de informações e obtenção de dados que possam ser usados, de modo confiável, pelos especialistas na elaboração de um projeto novo ou na análise de um circuito industrial. Se o projeto de um desejado circuito está baseado em uma tecnologia consubstanciada, como exemplo, um circuito de moagem convencional com bolas, na maioria dos casos, não há necessidade de estudos em escala piloto.

Por estas e outras razões, os testes em escala piloto tornaram-se, há muito tempo, uma referência para determinação dos parâmetros necessários ao dimensionamento de equipamentos de moagem e aos estudos de grandes circuitos industriais, em especial os AG/SAG. Estes são desenvolvidos com o objetivo de operar no pico de eficiência em termos de produtividade e menor custo operacional. Nestes casos, os estudos em unidades piloto são determinantes.

Os moinhos mais utilizados para os estudos em escala piloto são aqueles com dimensões de 1.830X610 mm (6X2 pés) (diâmetro *versus* comprimento), cuja capacidade depende da natureza e complexidade do minério, inclusive do tipo de circuito em estudo.

Assim, as investigações dos circuitos de moagem AG/SAG podem ser feitas em escala piloto, cujas variáveis mais comuns a serem estudadas: consumo de energia, carga e consumo de bolas; velocidade do moinho; formação da fração crítica, natureza do circuito; tamanho da alimentação, dentre outras. Ademais, as determinações das condições operacionais que resultam na otimização do circuito de moagem com menor consumo de energia e maior capacidade também são objetos desses estudos. Apesar das vantagens desses testes, nem todas as variáveis podem ser investigadas em escala contínua nas unidades piloto. Assim, a abertura da grelha do moinho, a área e configuração das janelas dos seixos (*pebble port*), os tipos de revestimentos, os sistemas de suspensão de polpa (*lifters*) podem até ser avaliados em unidades piloto, todavia, é prática comum trabalhar com valores fixos para esses itens. Em resumo, são vários os propósitos dos ensaios em escala piloto, conforme descrito a seguir.

Avaliar as tendências dos diversos tipos de minérios do jazimento à moagem em circuitos AG/SAG.

Investigar, para todos os tipos de minério da jazida, o acúmulo da fração crítica e a evolução de processo, com o intuito de eliminá-la do circuito.

Obter amostras representativas para os testes de laboratório, tais como: flotação, índice de Blaine, testes de separação magnética, dentre outros, quando necessário.

Desenvolver um circuito adequado para a moagem dos diversos tipos de minérios no âmbito do plano de lavra da jazida.

Gerar, de modo confiável, dados experimentais relativos: à capacidade do moinho, ao consumo de energia, ao volume da carga interna do moinho, à avaliação de fatores de riscos, entre outros.

Sampaio, Delboni e Silva (2007) desenvolveram uma metodologia para estudos dos circuitos de moagens AG/SAG em unidade piloto.

PROJETO

Sem levar em consideração os extremos eufóricos ou céticos da indústria de fabricação de equipamentos, a boa notícia é a ampliação do espectro de alternativas que o engenheiro de processos terá para projetar fluxogramas, selecionar e dimensionar equipamentos que, em conjunto, resultam na melhor solução técnica e econômica para circuitos industriais de cominuição.

Os argumentos favoráveis ou detratores a equipamentos individuais de britagem ou moagem serão contrapostos ou esclarecidos por campanhas de testes, em unidade piloto, que incluam diversas alternativas de configuração e equipamentos. Assim os resultados obtidos deverão propiciar a seleção das alternativas tecnicamente viáveis, seguida do dimensionamento dos principais equipamentos industriais de processo.

A fase seguinte compreenderá as análises de variabilidade de desempenho do(s) circuito(s) selecionado(s), em função das características dos vários tipos de minério que compõem o depósito mineral. A qualidade dos modelos matemáticos empregados é de fundamental importância nessa fase dos trabalhos, ou seja, a plataforma de simulação deverá ser suficientemente robusta para reproduzir o desempenho dos vários tipos de minério no circuito. Caso não tenham sido submetidos a testes, em escala piloto, com diferentes tipos de minério, recomenda-se uma campanha de consolidação, cujo escopo dependerá essencialmente das características dos vários minérios considerados.

Nesse contexto, recomenda-se incluir as etapas de concentração para verificar as recuperações metalúrgicas e teores obtidos em cada rota, para cada tipo de minério.

Nessa situação, o ideal é que haja integração dos resultados obtidos nas simulações com o modelo geológico do depósito mineral. Sugere-se a criação de um modelo de blocos interpolado contendo informações como: valores de vazão de alimentação do circuito, recuperações mássicas e teores de concentrado. O produto desse trabalho será a atribuição a cada bloco de lavra, do desempenho, tanto em

termos de quantidade, como de qualidade do concentrado gerado pelo circuito industrial. O sequenciamento da lavra fornecerá, então, resultados de produção discretizados por períodos, que podem ser mensais, semestrais ou anuais.

A existência de eventuais períodos em que não sejam atingidas as metas de produção ou especificações estabelecidas deverá orientar os dimensionamentos, com eventuais inclusões de equipamentos ou alteração do modo de operação, de forma a nivelar os resultados. Os dados e informações assim consolidados deverão ser submetidos a análises econômicas para estabelecimento do circuito final de cominuição.

As etapas já mencionadas constituem-se na linha mestra de uma abordagem integrada para projetos de circuitos industriais de cominuição. Evidentemente que a sua execução pressupõe quantidades significativas de recursos, além de outras dificuldades de natureza logística, estratégica, política, restrições de prazo e verbas.

Embora repleta de dificuldades, a etapa de definição do circuito e equipamentos deve ser encarada como investimento e não como custo, pois a seleção da rota mais adequada a cada caso, certamente, será revertida em melhor lucratividade global do empreendimento e utilização de recursos naturais não renováveis.

Um exemplo bastante didático dessa abordagem foi o adotado pela Mineração Bauxita de Paragominas – MBP/VALE. Na etapa de definição de configuração de circuito, foram comparadas as rotas de combinação de moinhos de barras e bolas com moinho SAG e de bolas. Após as duas campanhas em escala piloto, foram executados os respectivos dimensionamentos e projetos de engenharia. As análises técnica e econômica favoreceram a alternativa SAG/bolas, assim adotada para o projeto. A fase seguinte consistiu na instalação de uma unidade piloto em Paragominas, PA, com o propósito de estudar vários tipos de minérios. Além de consolidar o projeto, os resultados dos testes foram empregados para obter índices de desempenho relativos entre os vários tipos de minério, gerando amostras para condução de testes específicos de sedimentação, filtragem, entre outros.

MOAGEM AG/SAG

Moinhos autógenos e semiautógenos são amplamente empregados em circuitos industriais de cominuição (AG/SAG), cuja capacidade de processamento compreende uma faixa extensa, se comparados aos demais circuitos. A combinação peculiar entre capacidades unitárias elevadas e relações de redução extremamente altas determina uma demanda contínua por equipamentos com dimensões cada vez maiores.

A operação de moinhos com 38 e 40 pés de diâmetro e potência de 20 MW é hoje, em termos de processo, uma alternativa plenamente segura e já se tem notícias de projetos de unidades substancialmente maiores.

Até o final do ano 2000, os fabricantes de equipamentos registraram vendas de mais de 1.000 moinhos para os circuitos AG/SAG, com potência instalada superior a 2,7 GW. Somente nos últimos cinco anos, houve um crescimento de cerca de 17% na potência instalada, caracterizando, de forma consubstanciada, um aumento no emprego de tais equipamentos.

Embora nos últimos anos tenha ganhado um impulso acentuado, o início do emprego de moagem AG/SAG confunde-se com o surgimento de moinhos tubulares, pois, já na década de 1880, observava-se que determinados minérios possuíam características de auto-fragmentação.

Em 1908 foi publicado pelo *AIMME - American Institute of Mining and Metallurgical Engineers* o primeiro trabalho que descreveu moinhos com corpos moedores formados pelo próprio minério. Nas décadas subsequentes houve várias invenções creditadas a *Hedsel* e desenvolvidos pela empresa *Hardinge*, resultando no moinho autógeno comercial *Hardinge-Hedsel*, praticamente, em paralelo aos desenvolvimentos da empresa canadense *Aerofall*, fundada em 1946.

Em 1959, moinhos autógenos foram instalados com sucesso em usinas de moagem de minério de ferro, na América do Norte, aproveitando, assim, as características de taconitos de gerar corpos moedores competentes e de alta densidade. A empresa *Huebec Cartier*, contava, nesse mesmo ano, com doze moinhos de 18 pés de diâmetro, com potência instalada de 600 HP, por unidade. A reação dos fabricantes à pressão da indústria de minério de ferro por moinhos com maiores capacidades unitárias teve como consequência o surgimento de moinhos cada vez maiores, a ponto de, em 1966, entrar em operação um moinho com 32 pés de diâmetro e motor de 6.000 HP, com capacidade praticamente igual àquela dos doze moinhos instalados sete anos antes.

A atratividade de usinas com grandes moinhos estava baseada em menores investimentos, se comparada à opção de circuitos com muitas linhas paralelas de pares de moinhos de barras e de bolas. A economia com corpos moedores era também favorável à alternativa de moinhos autógenos. Até 1973, as usinas de minério de ferro receberam os maiores moinhos fabricados até então.

Nos anos 1970 surgiram os primeiros moinhos SAG, visto que a adição de bolas em até 12% do volume da câmara de moagem propiciou, substancialmente, elevada capacidade aos equipamentos. Igualmente, tornava o processo de moagem menos suscetível a variações de características do minério processado. Como a variabilidade das jazidas de minérios de cobre era, em geral, muito maior do que as de minério de ferro, circuitos SAG tornaram-se mais populares. Nessa mesma década, muitas minas de cobre foram expandidas ou entraram em operação. Na Tabela 2 consta um sumário da evolução dos circuitos AG/SAG.

Tabela 2 - Sumário da evolução de moagem com os circuitos AG/SAG (Jones, 2006).

Ano	Moinho	Diâmetro (pé)	Motor (HP)	Ano	Moinho	Diâmetro (pé)	Motor (HP)
1959	AG	18	600	1965	AG	32	6.000
1959	AG	22	1.250	1973	AG	36	12.000
1962	AG	24	1.750	1996	SAG	38	26.800
1962	AG	28	3.500	1996	SAG	40	26.800

Em função das dificuldades enfrentadas pelo primeiro moinho de 40 pés de diâmetro, instalado em 1996, na usina de *Cadia Hill*, na Austrália, a segunda unidade foi instalada quase dez anos depois. Segundo informações de fabricantes, há projetos prontos para moinhos SAG de 42 e 44 pés de diâmetro, este último dotado de motor com 30 MW de potência, pouco mais de 40.000 HP.

Em termos gerais, há atualmente duas configurações de moinhos AG/SAG, quais sejam, a norte-americana com aspecto, ou relação diâmetro:comprimento, de 2:1 ou maior e a europeia/sul-africana com aspecto 1:1 ou menor. Cada tipo de moinho encerra uma aplicação específica.

Moinhos com aspecto baixo, ou seja, com relação diâmetro/comprimento 1:1 ou menor, consomem mais potência por tonelada moída, todavia, geram produtos mais finos. A escola sul-africana é muito particular, pois inclui moinhos alimentados por ROM, que operam em circuito fechado com hidrociclones, gerando produtos finais ($P_{80} = 74 \mu\text{m}$) para etapas subsequentes de flotação. Essa configuração é típica de usinas que processam minérios auríferos lavrados em minas subterrâneas. As dimensões relativamente pequenas de equipamentos de carregamento e transporte impõem a prática de severa fragmentação no desmonte, cujo produto equivale ao de um britador primário típico. A operação desses moinhos é ainda mais atípica já que giram com cerca de 90% da velocidade crítica, contam com revestimentos lisos e descarga periférica.

A escola europeia segue basicamente a mesma linha, porém com moinhos primários tipicamente quadrados (aspecto 1:1), operando em circuito aberto e seguidos, via de regra, por moinhos autógenos secundários, já que os corpos moedores destes são parte do produto dos moinhos primários, conhecidos como moinhos de seixos (*pebble mill*).

Em ambas as escolas predominam moinhos AG com baixas e médias capacidades, potências instaladas típicas de até 5 MW. O maior moinho vendido sob tal configuração tem dimensões de 24X29,5 pés, com potência instalada de 7,2 MW.

A configuração com aspecto alto é típica de operações das grandes minas de cobre das Américas do Sul e do Norte, Austrália e região, no processamento de minérios

auríferos, e de minério de ferro na América do Norte. As capacidades são, geralmente, médias ou altas. Os moinhos dos sistemas AG/SAG incluem descarga através de grelha, revestimentos tipo placa e barra, velocidades típicas de rotação no intervalo de 70 a 80% do respectivo valor crítico, além de processarem minérios com um amplo espectro de características. As cinco configurações básicas de circuito são descritas a seguir.

Circuito em Estágio Único

Esta configuração de circuito de moagem está esquematizada na Figura 8 e inclui operações com moinhos dos sistemas AG/SAG. Trata-se de uma opção de risco para projetos de novas operações (*greenfield*), sendo atualmente aplicada em projetos de expansão (*brownfield*) ou, ainda, em nichos para os quais essa técnica encontra-se consolidada.

Se existem riscos elevados ao se adotar essa opção, há também benefícios, principalmente, pela significativa redução de capital, já que em um único estágio pode ser praticada relação de redução de 1.000:1. Outros importantes atrativos para essa alternativa são os baixos custos relativos de operação, em razão da ausência do consumo de corpos moedores no circuito.

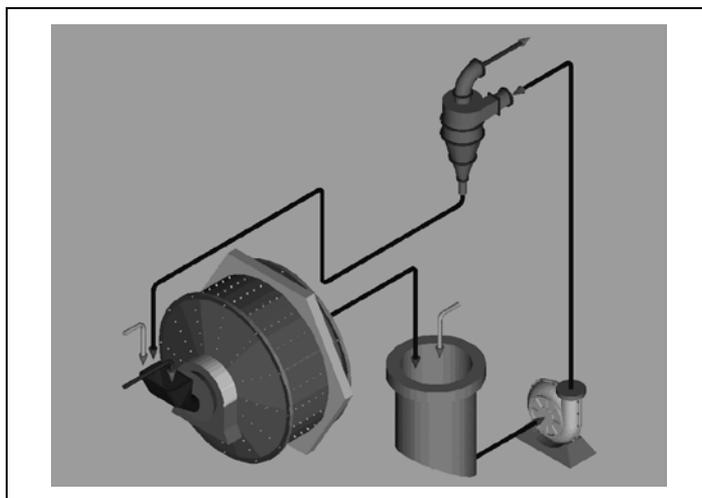


Figura 8 – Ilustração esquema dos circuitos AG/SAG em estágio único.

Operações em estágio único com circuito AG são típicas da escola sul-africana, sendo largamente empregadas pelas grandes mineradoras de ouro da região de Witwatersrand. Na mesma África do Sul, os dois moinhos de alto aspecto da mina de Palabora, com 32 pés de diâmetro, operam desde 1977 com minério de cobre, mesmo contando com a instalação posterior de britadores de seixos (*pebbles*).

Outros exemplos dessa configuração, na África do Sul, são as usinas da *Rustenburg Platinum Mines*, com circuito de *Mortmer AG* (moinho de 14 pés) e

Amandel, com circuitos AG e SAG em estágios únicos. Na empresa *Vaal Reefs*, também sul-africana, nos circuitos de *West Gold Plants*, houve uma sequência de alterações de circuito que iniciou as operações com circuito SAG (moinho de 16 pés de diâmetro) em estágio único, potência de 3 MW e 90% da velocidade crítica, circuito fechado com hidrociclones de 1.050 mm de diâmetro. Numa segunda etapa os circuitos foram convertidos à configuração SAG e, posteriormente, as várias linhas de moagem contaram com estágios secundários em moinhos de bolas. Cada dois moinhos do circuito SAG alimentavam um moinho de bolas (16 pés) equipado com motor de 3 MW.

Na Austrália, os circuitos AG em estágio único são encontrados em *Olympic Dam*, por sinal o maior moinho autógeno (38 pés de diâmetro) em operação no mundo. O minério de cobre e urânio oriundo de mina subterrânea é moído no circuito AG e, posteriormente, submetido à lixiviação ácida. Desse modo, justificou-se a implantação do circuito AG, ao qual não está associada a contaminação da polpa com íons ferro provenientes dos corpos moedores, que provocariam aumento dos custos de lixiviação. De outro modo, tais fatos inviabilizaram os circuitos com bolas, quais sejam, SAG e/ou com moinhos de bolas.

Outro exemplo australiano dessa opção de circuito é a usina de *Kambalda*, implantada pela então WMC - *Western Mining Co.* Embora haja britador de seixos nesse circuito, o moinho autógeno de 24 pés de diâmetro em estágio único processa minério de níquel proveniente de várias minas subterrâneas da região.

As operações em circuitos AG em estágio único são muito sensíveis à falta de coordenação entre a mina e a usina. Pilhas de homogeneização ou pulmão com grande capacidade relativa são de fundamental importância para garantir uma granulometria constante e blendagem adequada entre diferentes tipos de minério. A operação do moinho requer um suprimento constante de minério competente na fração de 250 a 100 mm, além de não possuir tendência acentuada em gerar seixos arredondados, que nesse caso demandaria instalação de britadores para reciclagem desse material após britagem. Por essas e outras razões, a caracterização do minério deve ser detalhada e, para isso, os estudos em unidades piloto são determinantes.

Circuitos com moinho SAG em estágio único são usados há mais de 25 anos, em operações de moagem de bauxita, na Austrália. Nos circuitos de *Wagerup* e *Pinjarra* (Alcoa), a bauxita lavrada é britada em britador primário e posteriormente transportada até as várias linhas de moagem. Cada linha é composta por um moinho semiautógeno que opera em circuito fechado com peneiras DSM. Como os moinhos operam de forma contínua com as fábricas de alumina, a polpa que circula no circuito de moagem contém soda cáustica, como forma de iniciar a lixiviação dos minerais de minério (gibbsita, bohemita e diáspero) já nessa etapa. O produto desses circuitos é relativamente grosso, razão pela qual se empregam peneiras DSM.

Embora de pequeno porte, a moagem de *McArthur River*, no norte do Canadá, é bastante peculiar, pois foi instalada em subsolo. Nesse caso, o circuito configurado no estágio único inclui um moinho no sistema SAG, com dimensões 9,5X15,5 pés (diâmetro *versus* comprimento) com 700 HP de potência instalada e processa minério de urânio.

Outro exemplo de moagem SAG em estágio único é a usina de *Henderson*, que processa minério de cobre e é operada pela empresa Phelps Dodge, nos EUA. Nessa usina há quatro linhas de moagem, na qual há três com moinhos na configuração SAG com dimensões 28X30 pés (diâmetro *versus* comprimento).

Várias minas de minério de ferro, na América do Norte, operaram há décadas no modo AG estágio único, sendo posteriormente convertidos ao sistema SAG estágio único e, em alguns casos, acrescentando moinhos de bolas, o que eleva a capacidade global do circuito. No Chile, a mina de *El Peñon* processa minério aurífero no modo SAG (15,5 pés de diâmetro) em estágio único, que opera em circuito fechado com hidrociclones.

No Brasil, a usina de Jacobina, operada pela Yamana, na Bahia, após a lavra subterrânea, o minério aurífero é britado em um único estágio e, em seguida, moído em duas linhas com circuito SAG, sob configuração fechada com hidrociclone, cujo *overflow* segue para a etapa de lixiviação.

Circuito AG – Seixos (FAP)

A configuração do circuito FAP-AG/SEIXOS inclui duas etapas de moagem, sendo a primeira no modo AG e a segunda com moinho de seixos (*pebbles*) que são obtidos no estágio anterior, conforme indica o desenho esquemático da Figura 9.

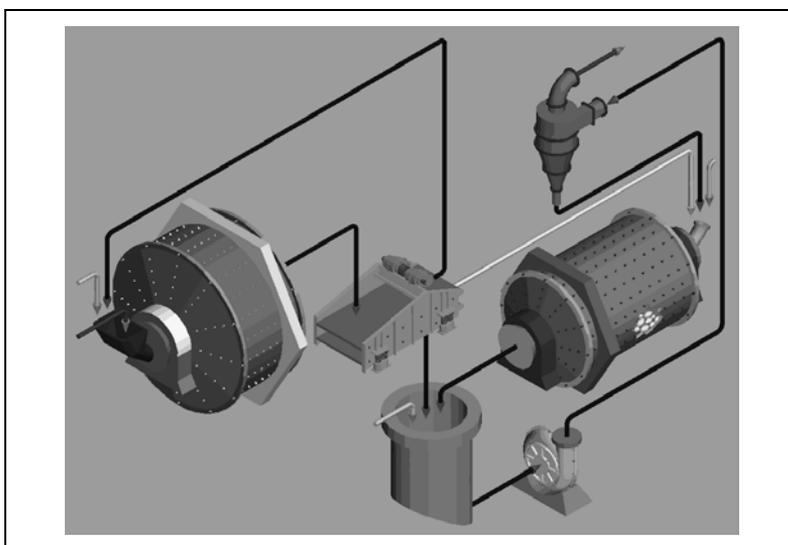


Figura 9 – Moagem autógena seguida de moagem com seixos, circuito FAP.

A configuração FAP tornou-se uma solução para os obstáculos verificados na configuração de estágio único, visto que as flutuações de operação e desempenho do circuito primário podem ser absorvidas pelo circuito secundário, mediante ajustes na carga circulante deste último. A indesejável acumulação de seixos no moinho primário transforma-se em vantagem, mediante o aproveitamento dos mesmos como corpos moedores para o estágio secundário.

Circuitos FAP demandam elevados investimentos comparados aos SAG para a mesma capacidade de circuito, porém os custos operacionais são significativamente inferiores, em função de desgastes com corpos moedores e revestimentos.

A configuração FAP é frequente em circuitos de moagem da Suécia e Finlândia. O sistema “OG – *Outogenious*” da *Outokumpu* inclui um engenhoso sistema de extração dos seixos já no moinho primário, evitando assim a inclusão da peneira, como ilustrado na Figura 2. Essa configuração é potencialmente atrativa para minérios:

- (i) de urânio, em decorrência da menor geração de íons ferro na polpa;
- (ii) sulfetados, devido à moagem fina, porém sem a excessiva geração de ultrafinos;
- (iii) de ferro, porque nesse caso há menor geração de ultrafinos, benéfica aos processos de filtragem e pelotização.

As usinas de Aitic, na Suécia, e a de Phihasalmi, na Finlândia, empregam o sistema FAP, ambas realizam moagem de minérios sulfetados.

No caso do circuito da mina de *Kiruna*, localizada no norte da Suécia, que processa minério de ferro lavrado em subsolo, o circuito consiste em duas linhas de moagem. Em cada linha há um moinho primário de 21X17 pés (diâmetro *versus* comprimento), seguido de um moinho de seixos de 21X28 pés (diâmetro *versus* comprimento). Parte da fração -35 e +6 mm obtida no tromel do moinho primário é encaminhada ao moinho secundário, no qual formará os corpos moedores e parte será britada e recirculada no moinho primário. A fração -6 mm do moinho primário é classificada em classificador espiral, sendo que a fração grossa retorna ao moinho, e os finos são submetidos à separação magnética. O produto do circuito secundário segue também para a separação magnética, flotação de apatita como subproduto, desaguamento, finalmente, pelotização.

No decorrer dos últimos 50 anos, várias usinas que processam minério de ferro taconititos nos EUA e Canadá adotaram a configuração FAP como alternativa ao estágio único.

Circuito AG – Bolas (FAB)

A configuração FAB, acrônimo para moinho AG primário, seguido de moinho de bolas no estágio secundário, está ilustrada na Figura 10.

O circuito FAB constitui uma alternativa adequada, em termos de consumo de energia, para minérios densos, porém muito competentes. Se por um lado os fragmentos grossos são corpos moedores adequados ao estágio primário, por outro as características da fração crítica são inadequadas à moagem em moinhos secundários de seixos, ou ainda, a irregularidade da vazão das mesmas compromete o desempenho global do circuito.

O aspecto mais favorável à opção FAB em relação à FAP é, portanto, a regularidade da operação de moinhos de bolas, que corrigem eventuais flutuações de desempenho do circuito primário. Essa configuração proporciona um consumo energético específico mais próximo de circuito convencional de britagem em multiestágios e moagem barras/bolas.

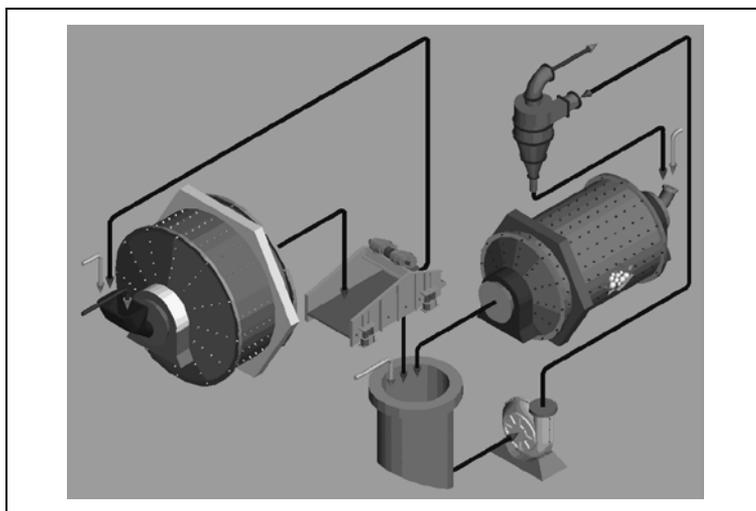


Figura 10 – Ilustração esquemática da moagem autógena seguida de moagem com bolas, circuito FAB.

Um exemplo de sucesso de circuitos que adotaram a opção FAB é o de *Bagdad*, operado pela *Phelps Dodge*, nos EUA. A particularidade desse circuito é a existência de britagem de seixos em dois estágios, gerando um produto relativamente fino, que retorna ao moinho do circuito AG. O circuito de *Bagdad* caracteriza-se por baixos custos de produção em função, principalmente, da alta eficiência energética.

Um exemplo brasileiro é a usina da São Bento, que opera há cerca de 25 anos e está localizada em Minas Gerais. O minério aurífero lavrado em subsolo é encaminhado ao moinho primário (12X12 pés) e, na sequência, ao estágio secundário composto por

um moinho de bolas (8 pés) que opera em circuito fechado com hidrociclones. Portanto, não há britagem no circuito. A economia com corpos moedores no moinho primário contribui para a redução dos custos operacionais, que são bastante elevados, principalmente, devido à etapa de extração do ouro.

O circuito de *Mount Isa*, na Austrália, com dois moinhos de 32 pés de diâmetro, foi projetado para operar sob configuração FAP, sendo posteriormente transformado em SAB.

A alternativa FAB foi considerada no projeto Salobo, da Vale, devido às características de competência e densidade do minério. A inclusão de um britador de reciclo no circuito reforçou a opção pela moagem primária AG, devido à grande quantidade de magnetita que seria separada na carga circulante. Caso a opção fosse moagem SAG, seria muito difícil a remoção das bolas contidas na carga circulante, por conta da existência da fração magnética do minério, também contida na carga circulante.

Circuito SAG – Bolas (SAB)

A configuração moinho SAG primário, seguido de moinho de bolas no estágio secundário está ilustrada na Figura 11.

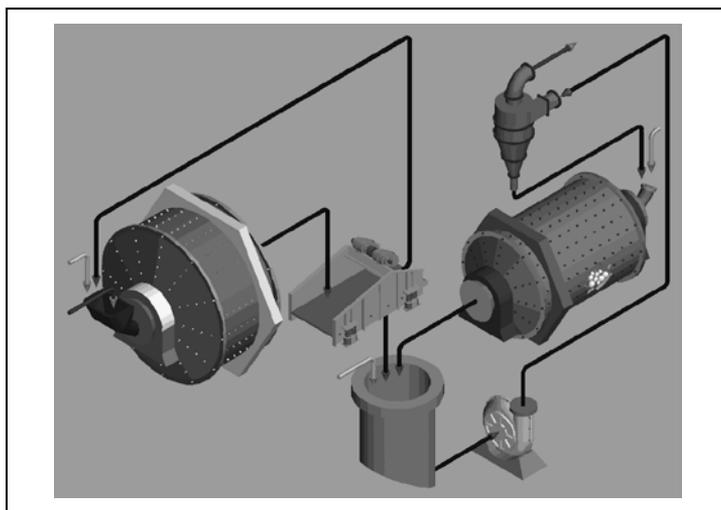


Figura 11 – Ilustração esquemática da moagem semiautógena seguida de moagem com bolas, segundo o circuito SAB.

A alternativa de circuito SAB proporciona grande flexibilidade de operação, adequada a variações substanciais no minério alimentado. Muitas operações inicialmente projetadas no modo FAB foram convertidas para SAB, no qual o incremento de custos com corpos moedores foi inferior ao de produção, advindo com a alteração.

Esse circuito ficou, praticamente, consagrado para grandes projetos de cobre e ouro por 10 anos, entre 1985 e 1995. O circuito permite variações, sob faixas amplas, do tamanho de transferência (T80) entre os circuitos primário e secundário, ou seja, é possível ajustar as relações de redução entre ambos e, conseqüentemente, a distribuição de energia específica no circuito.

Na comparação de custo de investimento de capital, a alternativa SAB resulta em reduções de até 25% em relação aos circuitos convencionais de britagem e moagem.

Dentre os exemplos de operações que iniciaram sob o modo SAB, destacam-se os circuitos de *Mount Isa*, pertencente atualmente à *Xtrata*, na Austrália, *Chuquicamata* da Codelco e *El Soldado* da *Minera Disputada*, ambas no Chile.

Vários circuitos que iniciaram sob configuração SAG foram posteriormente convertidos em SABC, mediante a instalação de britadores de reciclo no circuito. No Brasil, destaca-se a Mineração Serra da Fortaleza, em Minas Gerais, à época operada pela RTZ do Brasil.

O projeto de expansão da usina da RPM - Rio Paracatu Mineração, localizada em Minas Gerais, inclui britagem primária e moagem primária SAG (38 pés de diâmetro) e secundária em moinhos de bolas, com aproveitamento dos cinco moinhos existentes.

Circuito SAG – Britador de Reciclo - Bolas (SABC)

O acúmulo de determinadas frações granulométricas na carga do moinho (fração crítica) provoca a redução da taxa de alimentação e, portanto, da capacidade do circuito. A questão pode ser resolvida, ou pelo menos mitigada, mediante três alternativas básicas.

A primeira consiste na britagem prévia de frações selecionadas da alimentação do moinho.

A segunda inclui a fragmentação da fração crítica na própria câmara de moagem, mediante o aumento da carga de bolas e/ou da velocidade de rotação do moinho.

Se a situação persistir, após atingir os limites dessas variáveis, a terceira opção é instalar grelhas com algumas aberturas (janelas) (50 a 100 mm), conhecidas como *pebble ports* ou *rock ports*, de forma a permitir a saída da fração crítica da carga, para então britá-la, retornando o produto ao moinho primário.

Esta última opção é denominada SABC e está ilustrada na Figura 12. Caso o produto do britador seja encaminhado ao circuito secundário, o circuito é denominado SABC aberto.

Assim como muitas operações inicialmente projetadas no modo FAB foram convertidas para SAB, várias outras que iniciaram na última configuração foram convertidas em SABC.

Nos últimos dez anos, circuitos SABC passaram a ser praticamente padrão da indústria, quer em expansões de linhas existentes, ou ainda, em novas instalações, demonstrando assim o grau de confiança nesse tipo de circuito.

Na Tabela 3 estão relacionados vários exemplos de usinas industriais que converteram os respectivos circuitos da configuração SAB para SABC. A mesma tabela inclui o ano de conversão e o aumento de capacidade do circuito mediante a introdução do britador de reciclo para britagem de seixos. As informações foram extraídas de vários artigos publicados nas conferências SAG 2001 e 2006.

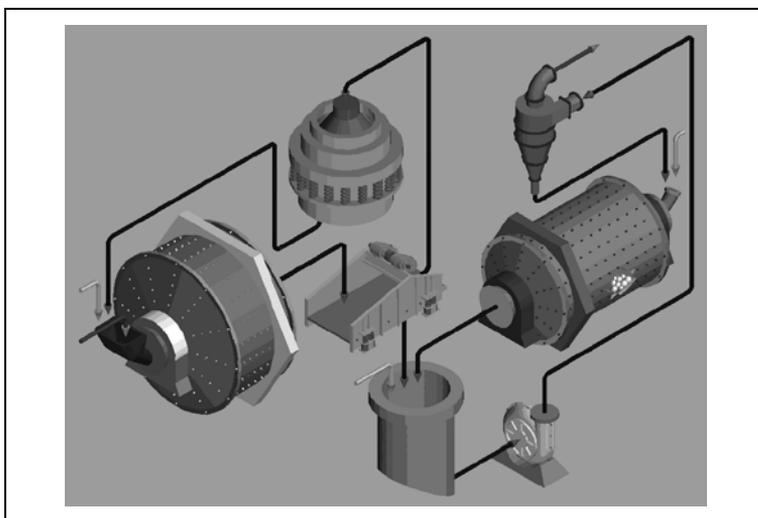


Figura 12 – Ilustração esquemática da moagem semiautógena com britagem e reciclo de seixos, seguida de moagem com bolas, circuito SABC.

Tabela 3 – Sumário da evolução das moagens em circuitos AG/SAG (2001, 2006).

Mina	AC	AC(%)	Mina	AC	AC(%)
<i>Huckleberry</i>	2000	10	<i>Newmont Mill #4</i>	1996	10
<i>Newmont Lone Tree Mill</i>	1999	10 – 15	<i>National Steel</i>	1992	10
<i>SMC Nye Site</i>	1998	10	<i>Inco Clairabelle</i>	1989	50
<i>Fort Knox</i>	1998	10	<i>Wirralie Gold</i>	1989	10–20
<i>Chino</i>	1996	10	<i>Kidston</i>	1988	25
<i>Chino</i>	1989	30 – 60	<i>Similkameen</i>	1986	8
<i>Kennecott</i>	1996	10 – 15	<i>Los Bronces</i>	1985	15
AC- Ano da Conversão	AC%- Aumento de Capacidade (%)				

Os incrementos de capacidade de circuito listados na Tabela 3 estão no intervalo de 8 a 60%, com maior frequência de aumentos na faixa de 10 a 15%, valores aceitos como típicos pela indústria.

Uma vez ajustados e bem operados, circuitos de cominuição SABC são extremamente robustos, pois absorvem amplas faixas de variações de tipos de minério, tanto no estágio primário como no secundário. Sob aspecto de projeto inclui o menor investimento unitário (\$/t) dentre todas as demais opções de circuito. Esta última característica da alternativa SABC resulta que um circuito assim configurado oferecerá maior capacidade de alimentação por unidade monetária considerada. Mesmo que o consumo energético não seja o mais adequado, assunto este ainda controverso, o desempenho global faz da opção SABC a mais competitiva e, atualmente, a de menor risco.

Dentre os muitos exemplos de operações sob configuração SABC podem ser citadas as usinas de: *La Candelária* (36 pés de diâmetro), *Escondida* (38 pés de diâmetro), *Collahuasi* (32 e 40 pés de diâmetro), *Pelambres* (36 pés de diâmetro), *Andina* (36 pés de diâmetro), *El Teniente* (36 pés de diâmetro), no Chile; *Fimiston* (36 pés de diâmetro), *St. Ives* (24 pés de diâmetro), *Cadia Hill* (40 pés de diâmetro), na Austrália; *Porgera* (28 pés de diâmetro), na Papua-Nova Guiné; *Freeport* (34,5 e 38 pés de diâmetro) e *Batu Hijau* (38 pés de diâmetro), na Indonésia; *Kennecott*, *Ray – Asarco*, nos EUA; *Highland Valley* (32 pés de diâmetro), no Canadá; *Antamina* (38 pés de diâmetro), no Peru; *Alumbrera* (36 pés de diâmetro), na Argentina.

No Brasil há dois circuitos em operação sob a configuração SABC. O mais antigo é o da Mineração Serra da Fortaleza, que iniciou sua operação em modo SAB e foi posteriormente convertido para SABC, que inclui ainda uma variante de britagem secundária.

O outro é o circuito do Sossego, operado pela Vale, em Canaã dos Carajás, no Pará, que inclui um britador giratório primário, um moinho operando no modo SAG (Φ38 pés), dois britadores cônicos de reciclo, além de dois moinhos de bolas (22 pés), com capacidade nominal de 15 Mt/ano.

A configuração SABC foi também selecionada para os projetos Alemão e Cristalino, ambos de minério de cobre da Vale. Foram feitos estudos conceituais e, em seguida, esses estudos foram consolidados por campanhas de moagem em escala piloto. Igualmente, em operação está o circuito SABC da Mineração Bauxita Paragominas – MBP/Vale, em Paragominas, PA, finalmente, o projeto Cobre da Chapada, da Yamana.

As etapas de definição de circuito, dimensionamento dos equipamentos e estudos de variabilidade do Projeto Bauxita de Paragominas já foram descritas neste trabalho. O minério, britado em dois estágios com britadores de eixos dentados, segue para a pilha de homogeneização retomado para alimentar duas linhas de moagem. Cada linha conta com um circuito SAG (28 pés de diâmetro) e um moinho de bolas (20 pés). Os seixos gerados no circuito SAG seguem para britagem em britadores de impacto. O produto oriundo dessa britagem é encaminhado ao circuito secundário de moagem, configurando assim SABC aberto.

O Projeto Chapada, implantado em Goiás pela empresa Yamana, consta de uma única linha de moagem constituída por um circuito SAG (34 pés de diâmetro), seguido de um moinho de bolas (26 pés), para processamento de minério de cobre e ouro.

Configurações do Circuito de Britagem para Circuitos AG/SAG

O circuito de cominuição em instalações que constam de moagem segundo circuitos AG/SAG possui configuração relativamente simples, se comparada a outras alternativas de moagem. Como a alimentação de moinhos primários do sistema SAG, e principalmente AG, inclui uma fração grossa, geralmente uma única etapa de britagem é suficiente para proporcionar uma distribuição granulométrica adequada à moagem. Na Figura 13 ilustra-se um desenho esquemático típico de circuitos industriais de grande porte, que consistem basicamente em um britador giratório, cujo produto segue para uma pilha pulmão e desta para a alimentação da moagem.

Salvo operações de pequeno ou médio porte, nas quais a lavra é executada em subsolo, a etapa de britagem primária assegura, via de regra, tamanho máximo de alimentação ao moinho. Os grandes britadores giratórios operam com aberturas (APF) de 140 a 150 mm, o que resulta em tamanho máximo de aproximadamente 200 mm, sujeito ao efeito forma dos fragmentos. Em operações menores encontram-se britadores de mandíbulas e, em alguns casos, até britadores de eixos dentados. Uma variante que foi implantada em vários circuitos inclui a etapa de britagem secundária para rebritagem da fração intermediária, conforme ilustrado na Figura 13.

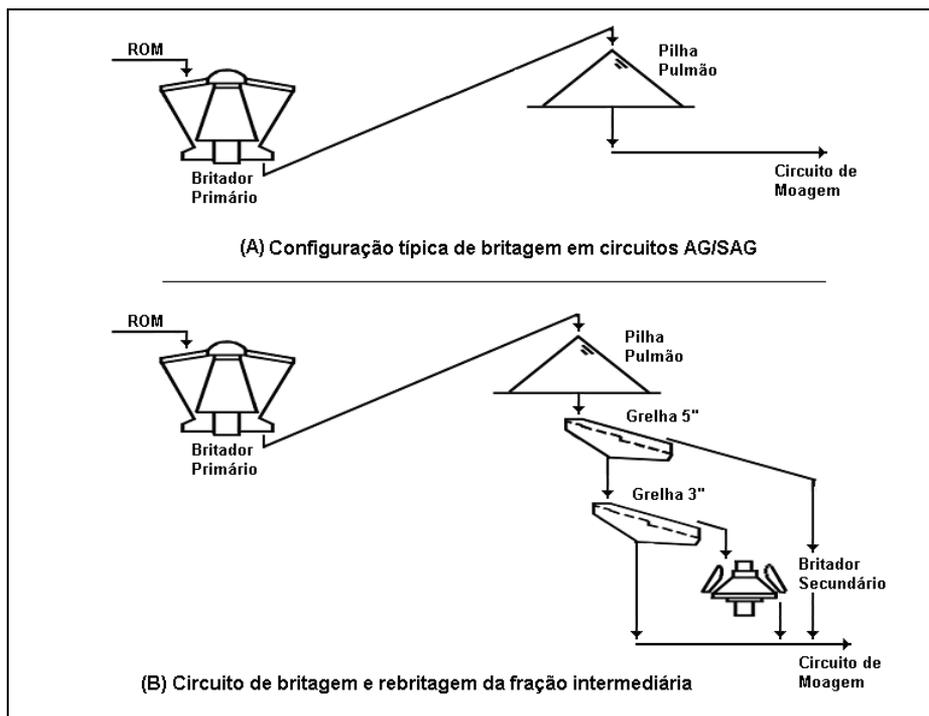


Figura 13 – Configurações típicas de circuitos de britagens em linha com os circuitos AG/SAG.

Nesse caso, a fração crítica é praticamente eliminada da alimentação do moinho. Trata-se de uma alternativa para operações em que o minério ou alguns tipos de minério do depósito mineral possuem forte tendência de se acumular na câmara de moagem de moinhos AG/SAG. Para tais aplicações, mesmo que o circuito de moagem seja configurado em SABC, a alternativa de britagem secundária pode proporcionar aumentos significativos de produção.

A melhor forma de se avaliar o efeito da introdução de um estágio adicional de britagem ao circuito é por meio de ensaios em unidade piloto, segundo os quais se pode variar, com relativa facilidade, a distribuição granulométrica da alimentação do moinho. Mediante o ajuste na granulometria, estima-se o efeito de diferentes malhas para o peneiramento do produto da britagem primária, ou esquemas alternativos de circuito, como britagem secundária, de toda a alimentação do moinho.

Exemplos de circuitos industriais que adotaram com sucesso a opção de britagem secundária da fração crítica são a mina de *Troilus*, que registrou aumento de até 50% de capacidade do circuito de moagem, mina de *Asarco-Ray*, nos EUA, com incremento de 20%, assim como *Kidston*, na Austrália. Na configuração dos circuitos de *Fimiston* e *St. Ives* na Austrália e *La Coipa*, no Chile inclui-se a britagem secundária de todo o produto da britagem primária.

Apesar de ser largamente empregada pela maioria das empresas de mineração de grande porte mundo afora, a aceitação da moagem em circuitos AG/SAG como alternativa segura para processos de cominuição foi progressiva em função, principalmente, da evolução dessa técnica. Além disso, moinhos dos circuitos AG e, principalmente, SAG estão, há décadas, na vanguarda da indústria em termos de dimensões e potência instalada. Esse cenário de aplicação de materiais, métodos de projeto e técnicas construtivas inéditas, entretanto, há que considerar o ônus e os ajustes necessários no início de operação dos maiores equipamentos até então fabricados.

Embora esse contexto seja reconhecido, são comuns os relatos de insucessos de operações industriais que, de alguma forma, enfrentaram situações desse tipo. Cabe lembrar que, mesmo com moinhos de bolas, de tecnologia de projeto, fabricação, implantação e operação até então consolidados, ocorreram fatos semelhantes, como, por exemplo, nos moinhos da usina de *Bouganville*, projeto da RTZ na então Papua-Nova Guiné. Nessa usina o desempenho de moinhos de 18 pés de diâmetro, os maiores até então projetados, foi muito aquém do estipulado.

Um elenco de preconceitos, má informação, conservadorismo e mitos associados à moagem segundo os circuitos AG/SAG está relacionado a seguir.

Operação complexa e instável.	Dimensionamento empírico.
Baixa flexibilidade dos circuitos.	Operação complexa e instável.
Consumo energético específico mais alto.	Pré-operação longa e dispendiosa.
Grandes variações de desempenho em função dos tipos de minério.	
Necessidade de grande massa de minério para ensaios preliminares.	

A análise dos insucessos iniciais ou definitivos de operações com moinhos dos sistemas AG/SAG aponta para algumas causas comuns. De forma individual ou combinada, propiciaram algumas contribuições, quais sejam:

- (i) ausência/insuficiência de informações sobre as características tecnológicas do minério;
- (ii) conhecimento insuficiente das jazidas em termos de graus de variabilidade do minério;
- (iii) critérios inconsistentes de projeto, como relação de redução, carga circulante e potência;
- (iv) critérios de dimensionamento inadequados;

- (v) técnicas complexas para projeto de novas instalações e otimização de circuitos existentes;
- (vi) técnicas inadequadas para controle do processo e instrumentação precária;
- (vii) custos de capital decrescentes somente com o advento de equipamentos de grande porte;
- (viii) baixo índice de entendimento de conceitos e peculiaridades associadas ao processo;
- (ix) inexperiência em projetos de revestimentos, grelhas, mecanismos de descarga, dentre outros, para grandes moinhos.

Várias dessas situações surgem na fase de viabilidade final do projeto, mediante campanhas de ensaios em unidade piloto, seguidas de dimensionamento e seleção dos equipamentos. O modelo matemático calibrado do circuito completo será empregado para simular as variações de desempenho do futuro circuito industrial em função das características dos vários tipos de minério contidos na jazida, conforme resultados de ensaios realizados com amostras de testemunhos de sondagens.

Um acompanhamento detalhado da elaboração e especificações técnicas dos equipamentos, análises criteriosas das propostas técnicas de fornecedores são também etapas fundamentais do processo. Nessa fase podem ser evitadas dificuldades futuras advindas de configuração de grelhas e perfis de revestimento inadequados.

A posta-em-marcha do circuito industrial deve ser balizada como uma etapa de transição entre o projeto/construção e a operação do circuito industrial, diferente portanto da visão de sequências estanques do empreendimento. O comprometimento com o desempenho global do circuito deve assim marcar essa transição, de forma a aproveitar a sinergia entre as equipes que conceberam o projeto e aquelas encarregadas de operar o circuito industrial.

As técnicas de simulação, segundo a modelagem matemática, são recursos comprovadamente eficazes, tanto no dimensionamento dos equipamentos de processo, como na fase de posta-em-marcha, inclusive nas etapas de otimizações contínuas de operações industriais de britagem e moagem. Entretanto, devido à natureza dos modelos e à complexidade dos fenômenos associados, a representação fiel do desempenho de equipamentos e processos está baseada na qualidade das calibrações efetuadas que, por sua vez, dependem de dados representativos da operação modelada. Há, contudo, a necessidade de ajustar modelos relacionados aos mecanismos de fragmentação e transporte que ocorrem na câmara de moagem. Assim, torna-se possível definir plataformas de simulação, que podem ser empregadas desde as análises de sensibilidade de cada variável de operação até as modificações no circuito.

PANORAMA BRASILEIRO

Ao considerar o bem mineral de maior peso nas exportações, os depósitos brasileiros de minério de ferro possuem porções significativas de minério de alto teor de ferro e baixos teores de impurezas. As usinas implantadas para tratamento de minérios de alto teor incluíram assim circuitos de britagem e peneiramento, ou ainda, aproveitamento de finos naturais de alto teor. A ocorrência de finos naturais com teor mais baixo motivou a construção de usinas dotadas de etapas de concentração. A cominuição intensiva de minérios de ferro só entrou em cena com a decisão de aproveitar, mediante moagem, os itabiritos do Quadrilátero Ferrífero. A moagem de produtos intermediários para pelletização tem grande importância relativa no setor.

Desse modo, grande parte da produção brasileira de minério de ferro não depende de cominuição intensiva como os minérios que ocorrem na América do Norte ou na Escandinávia, por exemplo.

Outro setor que, embora importante, inclui somente operações de britagem, lavagem e classificação é a indústria de bauxita, se bem que, a etapa de produção de alumina seja iniciada com a moagem do minério de alumínio. Nesse caso é comum a combinação de moinhos de barras e bolas e, mais recentemente, circuitos de moagem SAG no projeto integrado Bauxita de Paragominas e Alumina da Alunorte, empreendimento da Vale no estado do Pará.

No setor de minério de fosfato, as principais usinas brasileiras processam minérios de porções alteradas de depósitos minerais com origem magmática. O circuito padrão consiste de britagem em multiestágios, seguida de etapas de moagem em moinhos de barras e bolas. A grande quantidade de finos nesses minérios torna os circuitos de britagem e moagem peculiares, incluindo separação magnética em cargas circulantes ou entre etapas de moagem e vários estágios de classificação para promover a concentração separada da apatita contida nos finos. As usinas de Catalão e Tapira, da Ultrafértil, e Araxá, da Bunge, estão assim configuradas.

Como os principais depósitos de minério de nióbio ocorrem nessas mesmas chaminés alcalinas de minério de fosfato, o fluxograma das usinas de tratamento é semelhante ao acima descrito.

Ainda no setor de matérias-primas para a indústria de fertilizantes, as usinas de Taquari Vassouras, SE, e Cajati, SP, respectivamente de minérios de potássio e fósforo, possuem moagem unitária com moinhos de barras em circuito fechado.

A produção brasileira de concentrados de metais básicos não se encontra entre as maiores do mundo e advém de operações de pequeno e médio porte, à exceção da usina do Sossego/Vale, que iniciou sua produção em 2004.

Nas minas de pequeno e médio porte, a lavra é subterrânea, cujo produto alimenta usinas com etapas de britagem, peneiramento, moagem e classificação, seguidas de concentração por flotação de minerais sulfetados e/ou, no caso do zinco, de minerais silicatados. Nesse setor há várias usinas com moagem unitária, ou seja, que operam em estágio único de moagem com moinhos de bolas a exemplo das usinas de Morro Agudo e Vazante, MG, da Votorantim Metais e Mineração Caraíba, BA.

A mineração de ouro, no Brasil, também não inclui circuitos de grande capacidade, com exceção da RPM, pertencente à *Kinross*, que processa minério com teor da ordem 0,35 g/t. Atualmente, a RPM processa 50 Mt/ano, mediante a utilização de circuito SAG e moinho de bolas, inclusive com o aproveitamento dos moinhos existentes. As demais empresas operam minas subterrâneas com circuitos de cominuição de pequena capacidade.

As usinas do Queirós e Crixás, da Mineração Morro Velho, bem como Fazenda Brasileiro, da Yamana, adotam também moagem unitária em moinhos de bolas, alimentada pelo produto de circuitos de britagem. Do mesmo modo, o minério tratado na usina de Jacobina, da Yamana, provém de mina subterrânea, da qual é encaminhado para britagem e moagem unitária em moinhos do sistema SAG. O fluxograma da usina da Mineração São Bento sem britagem e um moinho operando no modo AG realiza a moagem primária, cujo produto segue para um moinho de bolas.

O fluxograma das principais usinas que processam minério de manganês, da jazida do Azul, em Carajás, e de ferro, em Corumbá, MS, ambas da Vale, incluem etapas de britagem e peneiramento e, na usina do Azul, classificação em classificadores espiral. A produção de bióxido de manganês no Azul inclui moagem a seco em um circuito com moinho tipo Raymond.

Os depósitos brasileiros de minérios de níquel incluem minérios sulfetados ou oxidados. Na primeira categoria destaca-se a Mineração Serra da Fortaleza – MSF, implantada pela empresa Rio Tinto e posteriormente adquirida pela Votorantim Metais. Nesse circuito, a configuração SAB foi adotada no início do projeto e, posteriormente, convertida em SABC, incluindo uma etapa de britagem secundária.

A cominuição de minérios oxidados de níquel, geralmente, conta apenas com estágios de britagem. O projeto Níquel do Vermelho, que deverá ser implantado pela Vale, no Pará, inclui operações de britagem em equipamento de rolos dentados, lavagem, classificação em hidrociclones, atrição e peneiramento de alta frequência.

A produção de cassiterita, de origem aluvionar, marcou o início das operações de minas de minério de estanho na região Norte do Brasil. Posteriormente, o estanho contido em minérios primários aumentou sua participação no cenário nacional.

Na mina do Pitinga, localizada no Amazonas, há estágios de britagem e moagem em moinhos de barras, para processar o minério granítico. Na mina do Bom Futuro, localizada em Rondônia, predominam moinhos de martelos em várias operações de pequeno porte.

O Brasil é um grande produtor mundial de cimento e, portanto, processa grandes quantidades de calcário, a principal matéria-prima mineral dessa indústria. Os circuitos de britagem possuem suas peculiaridades em função, principalmente, das características dos calcários brasileiros: abrasividade baixa e resistência de baixa a média à britagem e moagem. A britagem é executada em circuitos de multiestágios que incluem combinações de britadores de mandíbulas ou giratórios em grandes operações, além de britadores cônicos secundários e terciários. Britadores de impacto são largamente empregados na indústria cimenteira, pois oferecem uma combinação favorável às elevadas capacidades e razões de redução. Circuitos configurados com britadores de impacto propiciam alta capacidade e menor número de estágios, se comparados a outros tipos de britadores.

A moagem na indústria cimenteira é efetuada a seco em moinhos multicâmaras ou de rolos de alta pressão. Os primeiros consistem em moinhos tubulares dotados de divisão intermediária formando duas câmaras, a primeira contendo bolas de maior diâmetro, enquanto, na segunda, a carga conta com bolas de menor diâmetro relativo. Os moinhos de rolos verticais são equipamentos adequados à geração de produtos finos e, segundo especialistas, possuem menor consumo energético específico, quando se compara o desempenho destes com moinhos de bolas. Os sistemas de moagem operam em circuito fechado e incluem aeroclassificadores, exaustores e filtros.

A indústria de agregados para a construção civil possui importância relevante no setor mineral, dado o volume elevado de produção, principalmente em regiões metropolitanas das grandes cidades brasileiras. Neste setor predominam britadores de mandíbulas e cônicos em circuitos de britagem com multiestágios até as etapas terciária ou quaternária, dependendo dos produtos finais comercializados.

MOAGEM AG/SAG

Seguindo-se as tendências observadas até o momento, as operações de circuitos de cominuição continuarão com os maiores itens de custo operacional em usinas de tratamento de minérios, quer pelo consumo de energia e/ou revestimentos, quer pelos corpos moedores. Avanços na eficiência de utilização de energia e diminuição do desgaste de revestimentos e corpos moedores são os principais desafios para os grupos dedicados às pesquisas nessa área.

A reconhecida resistência da indústria de mineração e, em particular, dos fabricantes de equipamentos de britagem e moagem a rápidas mudanças tecnológicas é fundamentada nos altíssimos investimentos necessários, cujos retornos previstos dependem de combinações favoráveis de projetos bem planejados que, ao serem implantados, resultem em operação estável e segura. Esses fatores, associados ao longo tempo de maturação, praticamente determinam a defasagem tecnológica entre o que se pratica na indústria e os desenvolvimentos recentes no setor.

O cenário torna-se ainda mais particular ao se considerar que os grandes desenvolvimentos registrados no setor são oriundos da própria indústria ou de pesquisadores a ela diretamente ligados.

Se a descrição é válida para aspectos de progresso e revolução em desenvolvimento de equipamentos, a área de aplicação de métodos e processos possui um panorama bastante diferente. Se, por um lado, as patentes da maioria dos britadores e moinhos em operação datam de muitas décadas, as técnicas empregadas atualmente para projeto de novas instalações, sobretudo na melhoria de desempenho de instalações existentes, são radicalmente diferentes das praticadas há algumas décadas.

As técnicas de simulação com base em modelagem matemática são recursos comprovadamente eficazes, tanto no dimensionamento de equipamentos, como em circuitos integrados de processo. Uma vez configurado e calibrado, um simulador pode assim retratar a operação de um circuito completo de britagem, peneiramento, moagem e classificação, seja para fins de projeto ou ainda de exploração de alternativas para melhoria de desempenho de circuitos existentes, geralmente, via aumento de capacidade.

Os principais modelos matemáticos empregados nos simuladores são de natureza empírica e fenomenológica. Na primeira categoria destacam-se os modelos de hidrociclones, principalmente de Lynch (Nageswararao) e Plitt, ambos originalmente desenvolvidos no final da década de 1970. Modelos fenomenológicos dominaram o início da aplicação do método do balanço populacional a equipamentos de britagem e moagem.

O grande interesse no avanço de desempenho de circuitos industriais motivou o desenvolvimento de modelos que associam mecanismos de fragmentação e transporte que ocorrem em moinhos e britadores a variáveis essencialmente fenomenológicas. Assim, variáveis como taxa de quebra, obtidas inicialmente somente por meio de retrocálculo, são associadas, em modelos mais recentes, a parâmetros que determinam a movimentação da carga na câmara de moagem, como velocidade de rotação e grau de enchimento.

Modelos classificados como fundamentais ganharam importância relativa nos últimos anos. Superada a limitação inicial de longos períodos de processamento em supercomputadores, métodos de elementos discretos são atualmente consolidados para análise, por exemplo, de movimentação da carga em moinhos, em função de perfil de revestimento.

Embora não sejam utilizados em simuladores de processo, integrados, portanto, em circuitos completos de cominuição, a tendência é o aprimoramento de modelos fundamentais que assim deverão ser progressivamente mais empregados nessa área.

Sistemas especialistas deverão proporcionar evolução contínua e progressiva inclusão nos circuitos industriais de moagem.

Os rumos de trabalhos de pesquisa tecnológica devem ser estabelecidos não apenas em função das vocações individuais dos pesquisadores, mas, sobretudo, considerando a capacidade dos grupos de pesquisadores identificados nos centros de pesquisa e universidades. Programas de mestrado devem ser dirigidos, principalmente, a pesquisas aplicadas nas áreas de atuação de engenheiros que optem pelo avanço do conhecimento, nas respectivas áreas de atuação ou a recém-formados que optem pela carreira de pesquisa e ensino.

Núcleos de centros de excelência dedicados à formação de doutores devem ser formados por pesquisadores maduros e engenheiros com reconhecida dedicação às linhas de pesquisa selecionadas. Nesses ambientes, o foco deve ser a inovação tecnológica em áreas definidas como prioritárias para a região em que se encontram ou, alternativamente, em âmbito nacional.

A falta de tradição de fomento da indústria mineral brasileira às instituições de pesquisa merece ser revista. A proposição de alternativas para reversão desse cenário é, portanto, um desafio.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- BOND, F.C. 1952. The third theory of comminution. Transactions of American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, vol.193, p.484-94.
- JONES, S.M. 2006. Autogenous and semi-autogenous mills 2005 update. International autogenous and semiautogenous grinding technology 2006. vol.1, p.398-425.
- CONFERÊNCIAS SAG 2001 e 2006. International autogenous and semiautogenous grinding technology 2001 e 2006, Vancouver, Canada.
- BEARMAN, R.A., 1995. Crushing plant performance a function of blast fragmentation? 4th Nordic Conference on Aggregates Research, Helsinque.

- BEARMAN, R. A.; BRIGGS, C.A.; KOJOVIC, T. 1997. The application of rock mechanics parameters to the prediction of comminution behaviour. *Minerals Engineering*. vol. 10, n° 3, 255-264.
- CHIEREGATI, A.C. *Novo Método de Caracterização Tecnológica para Cominuição de Minérios*. São Paulo, 2001, 148p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo.
- LIMA, A.S. *Calibração da célula de carga de impacto e aplicação na investigação da fratura de materiais particulados*. Rio de Janeiro, 2005. Projeto Final de Curso. Universidade Federal do Rio de Janeiro. Departamento de Engenharia Metalúrgica e de Materiais.
- NAPIER-MUNN, T. J. et al. Mineral cominution circuits. Their Operation and Optimisation, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre / University of Queensland, 1999 (JKMRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing).
- NEVES, P.B. *Características de fragmentação e microestruturas de rochas e seu comportamento na britagem para produção de agregado*. Rio de Janeiro, 2005. Tese de Mestrado, 150 p. Universidade Federal do Rio de Janeiro. Departamento de Engenharia Metalúrgica e de Materiais.
- TAVARES, L. M. M e LIMA, A. S. Célula de carga de impacto na caracterização de materiais para cominuição. Parte 1: Calibração. *Revista Escola de Minas, Ouro Preto*, p. 671-69, 2006.
- SAMPAIO, J. A.; JUNIOR DELBONI, H. e da SILVA, A. O. Moagem autógena – um estudo em escala piloto. In: Sampaio, J. A.; França, S. C. A. e Braga, P. F. A. (Ed.) *Tratamento de Minérios: Práticas Laboratoriais*. Rio de Janeiro. CETEM/MCT 2007. p.191-217. 557p.
- BARBATO, C. N. e SAMPAIO, J. A. Determinação experimental do índice trabalho, (WI). In: Sampaio, J. A.; França, S. C. A. e Braga, P. F. A. (Ed.) *Tratamento de Minérios: Práticas Laboratoriais*. Rio de Janeiro. CETEM/MCT 2007. p.179-192. 557p.
- JR. ROWLAND, C. Selection of rod mills, ball mill, pebble mill and regrind mills. In: Andrew L. Mular and Gerald V. Jergensen, II (Editores) *Design and installation of comminution circuits*. Society of Mining Engineers. p.393-438. 557p. New York, 1982.