

COMINUIÇÃO

4.1 PRINCÍPIOS DA COMINUIÇÃO

João Alves Sampaio (*in memoriam*)

Eng. de Minas pela UFPE, Mestre e Doutor em Engenharia Metalúrgica e de Materiais pela COPPE-UFRJ
Tecnologista Sênior do CETEM/MCTIC

Homero Delboni Júnior

Eng. de Minas pela EPUSP, Mestre em Engenharia Mineral pela EPUSP
Ph.D. pela University of Queensland, Austrália
Professor do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo da Escola Politécnica da USP

INTRODUÇÃO

As origens da fragmentação de matérias primas naturais praticamente coexistem com as do homem, acredita-se que tudo se iniciou com as mais rudes tribos selvagens. Estas pulverizavam carvão vegetal e ocre para pintarem o próprio corpo. Como método de fragmentação, usavam uma pedra arredondada numa mão e uma pedra maior com cavidade, na qual se depositava o material a ser fragmentado. A necessidade de atender a especificações do produto gerado resultou na evolução de técnicas simples de fragmentação para a cominuição, esta última conduzida de forma controlada e, na maioria das aplicações, envolvendo separações por tamanho do produto cominuído. Atualmente, equipamentos modernos ou modernizados permitem a cominuição dos mais diversos tipos de minérios e rochas, em quantidades exponencialmente maiores que aquelas usadas pelos primórdios da cominuição.

Na indústria mineral, a cominuição é iniciada no desmonte do minério, quer seja com explosivos ou outros métodos. Nas usinas de beneficiamento de minérios se dá, predominantemente, nas etapas de britagem e moagem, de forma a gerar produtos que atendam a especificações para liberação de minerais, aumento de área específica, adequação para transporte ou mesmo comercialização direta.

Em todo o processamento mineral, a cominuição é o componente responsável pela maior parcela de consumo de energia, razão pela qual, estuda-se há mais de um século e meio a racionalização do consumo de energia na cominuição. Nesta linha de ação, no mundo globalizado da mineração, há que considerar fatores como: aumento crescente do custo energético; redução dos preços dos produtos resultantes da mineração; jazidas com minérios cada vez mais complexos e com teores menores dos elementos de interesse; exigências ambientais cada vez mais rígidas etc. A cominuição é responsável por alguns pontos percentuais do consumo de toda a energia elétrica gerada no nosso planeta. O desafio que se apresenta aos especialistas, fabricantes de equipamentos e operadores é, portanto, buscar uma maior eficiência energética à cominuição, de forma a viabilizar e sustentar empreendimentos mineiros, desde sempre necessários ao bem estar e evolução da humanidade.

Mesmo com as evoluções nas pesquisas científica e tecnológica, o processo de cominuição industrial continua pouco eficiente. Os avanços obtidos até o presente podem ser considerados apenas incrementais, com incorporação lenta a circuitos industriais. Além disto, muitas das estratégias sugeridas para melhorar a eficiência energética na cominuição não são baseadas em ideias ou conceitos novos. Ao contrário, são adaptações de circuitos existentes com o propósito de atender a critérios e condicionantes específicos de cada projeto ou operação existente, como capacidade da instalação e número de equipamentos instalados, além de índices globais de desempenho econômico.

A relativa lenta evolução das técnicas e processos de cominuição resulta da complexidade e do entendimento dos fenômenos que ocorrem na fragmentação de minerais e rochas.

A tecnologia mineral considera, entre outros fatores, que a energia necessária à quebra das partículas minerais depende do tamanho, composição e associações existentes nas mesmas. Assim, cada minério apresenta peculiaridades e especificidades relativas à respectiva fragmentação, devendo assim ser objeto de investigação individualizada, sempre com enfoque na aplicação. Caracterizar o consumo de energia em função da granulometria do produto é, portanto, a base para projetar, dimensionar e selecionar equipamentos para circuitos industriais de cominuição.

O consumo de energia por unidade de massa é crescente em função da diminuição do tamanho do produto gerado pela cominuição. A separação de partículas já fragmentadas tem importância também crescente conforme a diminuição do mesmo produto gerado, sendo assim determinante da eficiência do processo de cominuição. Não basta assim fragmentar partículas de forma adequada, mas há necessidade também de se selecionar tais partículas, de forma a não haver fragmentação desnecessária.

Esta fragmentação adicional é também deletéria ao desempenho de etapas posteriores à cominuição como, por exemplo, concentração densitária, eletromagnética ou flotação, uma vez que a seletividade de tais processos é, em geral, decrescente com a diminuição do tamanho das partículas. Esta combinação de ineficiências determina assim não apenas a economicidade do empreendimento mineiro, mas também o aproveitamento de recursos minerais não renováveis.

Conclui-se assim que a eficiência de processos de beneficiamento de minérios é função da correta combinação entre etapas de cominuição e classificação, ou seja, entre métodos, técnicas e processos que envolvem fragmentação e separação de partículas minerais.

Circuitos industriais de cominuição são configurados em estágios sucessivos, de forma a modular a fragmentação e separar as partículas que estejam dentro das respectivas especificações.

Esta modulação inicia-se, conforme enfatizado anteriormente, no próprio desmonte do minério, seguida de britagem e moagem.

Tanto no desmonte de rocha por explosivos, como em técnicas de escavação ou escarificação, o tamanho máximo e a quantidade de finos gerados determinam não apenas formas de carregamento e transporte, mas também a configuração da primeira etapa de britagem. O consumo de energia específica em etapas de desmonte de rochas por explosivos é da ordem de 0,1 kWh/t.

A britagem é conduzida em equipamentos robustos e pesados, em função das elevadas forças envolvidas para que haja cominuição. Enfatiza-se aqui que embora a energia específica seja relativamente baixa, da ordem de 1 kWh/t, as forças necessárias para fragmentar blocos com tamanhos da ordem de 1 m são muito altas. A menos de casos específicos, a razão de redução de britadores é geralmente pequena, implicando assim em estágios sucessivos em instalações industriais integradas de britagem, de forma a proporcionar relação de redução global de duas ordens de grandeza. Assim, tamanhos máximos de alimentação e produto de circuitos industriais de britagem são da ordem de metro e centésimos deste, respectivamente.

Na moagem, a razão de redução proporcionada por equipamentos individuais é maior e, por isso, o número de estágios é menor comparado à britagem. O consumo de energia específica em circuitos de moagem é da ordem de 10 kWh/t, para relações de redução globais também de duas ordens de magnitude. De forma análoga, tamanhos máximos de alimentação e produto de circuitos industriais de moagem são da ordem de centésimos de metro a décimos de milímetro, respectivamente.

Na prática, a britagem e a moagem se sobrepõem em faixas granulométricas. Todavia, a diferença entre essas etapas fundamenta-se não só nas faixas granulométricas, mas também nos mecanismos de quebra de partículas que predominam em cada etapa.

Princípios da Cominuição

A relação entre a energia fornecida ao sistema de moagem e a correspondente redução granulométrica do minério sempre foi objeto de pesquisas desde muito tempo e ainda continua um desafio aos cientistas e às indústrias da área mineral, isto é, determinar o processo mais eficiente e econômico.

Várias teorias já foram elaboradas e publicadas na tentativa de explicar o real consumo de energia associada à cominuição, sendo que nenhuma delas é inteiramente satisfatória ou mesmo abrangente. A grande lacuna resulta do fato da maior parte da energia transferida aos equipamentos de cominuição ser absorvida pelos próprios equipamentos, enquanto que apenas uma parcela mínima promove a redução granulométrica efetiva do minério.

O resultado destes estudos consiste na relação entre a energia necessária à quebra da partícula e a forma como as partículas geradas são avaliadas. Todavia, a maior condicionante é a avaliação precisa e separada desta energia. Há estimativas que possibilitam estabelecer uma relação entre a energia efetivamente dissipada na quebra da partícula e a energia total transferida ao sistema de fragmentação. No caso da moagem, essa energia corresponde a alguns pontos percentuais da energia total transferida ao sistema. Esse valor é ainda menor para os materiais plásticos, em decorrência de uma parcela significativa de energia ser utilizada na variação da forma do sólido e não na quebra efetiva do mesmo, isto é, na formação de superfície nova.

Nesta perspectiva, pode-se afirmar que a eficiência mecânica dos equipamentos de cominuição é muito baixa. Os processos de cominuição utilizados nas operações industriais são ineficientes e os métodos ou mecanismos de fragmentação são ainda fundamentalmente primitivos. Esses consistem nos tradicionais mecanismos de quebra por impacto, compressão, abrasão ou atrito. Ademais, não existe um índice absoluto de consumo de energia na moagem para efeito de referência, mesmo considerando os avanços recentes da técnica. Por ser ineficiente e grande consumidora de energia, bem como representar o maior item de custos em usinas de beneficiamento de minérios e, recentemente estar no foco de avaliações de impactos ambientais globais, a cominuição continua desafiando pesquisadores e engenheiros na busca de maior eficiência energética. A possibilidade de se encontrar uma alternativa com elevada eficiência no mecanismo de quebra, circuitos mais eficientes e melhor desempenho econômico do empreendimento são a motivação para os profissionais da área.

Os avanços na ciência da computação são mais um recurso que contribuem para a eficácia de processos industriais de cominuição, ou ainda, proporcionam melhorias na dinâmica de operações mediante o emprego da automação. Programas computacionais são assim utilizados com frequência para estabelecer diagnósticos de operações existentes, bem como integrações de várias etapas e estágios de projetos. Simulações baseadas em modelos matemáticos calibrados são úteis para estabelecer cenários e compará-los entre si, de forma a melhorar desempenho ou mesmo projetar instalações industriais. Conhecer o alcance, limitações e restrições de tais simulações são a chave de sucesso para estabelecer cenários realistas, passíveis de validação em ambiente industrial.

Mecanismos de Cominuição

Os mecanismos, pelos quais a aplicação de energia mecânica resulta na fragmentação de minérios, respondem pela forma e tamanho das partículas produto da fragmentação. De acordo com Kelly e Spottiswood (1982) Os principais mecanismos que ocorrem em equipamentos de cominuição são compressão, impacto, atrito e abrasão.

Compressão: Neste mecanismo há uma propagação lenta do esforço sobre o fragmento de rocha, como consequência as fraturas se propagam pelo sólido, gerando fragmentação. A quebra da partícula se deve pela ação da componente oblíqua da força aplicada à superfície da partícula. Os produtos resultantes deste mecanismo possuem duas faixas de tamanhos, uma relativamente grossa derivada da quebra por tração e outra relativamente fina, proveniente da compressão, isto é, no ponto ao qual a carga foi aplicada, conforme indica o ponto P da Figura 1. A quantidade relativa de finos é muito menor que a grossa. Entretanto, ambas não produzem um número elevado de partículas fragmentadas. Esse mecanismo é muito empregado nas operações de britagem, em equipamentos como britadores de mandíbulas, giratórios ou cônicos.

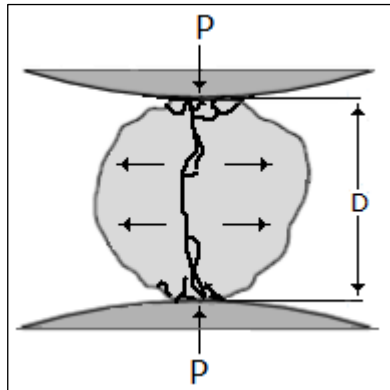


Figura 1. Representação esquemática de aplicação do mecanismo de compressão.

A aplicação de um esforço de compressão sobre um sólido, rocha ou mineral, resulta em sua deformação. Se o esforço compressivo excede certo valor, considerado crítico, surge uma fratura incipiente do sólido localizada nas respectivas zonas de fraqueza. De início, a fratura pode se formar na superfície da partícula ou no seu interior. Quando a primeira fratura se forma, a tensão de compressão em torno dessa, se estende por toda a partícula, provocando a sua fragmentação. Outras fraturas adjacentes podem se formar, segundo um processo de expansão extremamente rápido. Assim, o trabalho realizado na quebra da partícula consiste essencialmente daquele necessário à compressão para formar a primeira fratura. Na sequência, a quebra da partícula não requer energia adicional apreciável, além daquela necessária à deformação, desde que a energia devida à tensão da rocha estenda a fratura por todo o sólido, favorecendo o processo de quebra.

Impacto: Há uma aplicação rápida de esforços, cuja intensidade supera a resistência da partícula à fragmentação. Neste mecanismo ocorre uma transferência, praticamente instantânea, da energia cinética à partícula, inibindo a sua deformação. O mecanismo é aplicado à fragmentação de minérios de variadas tenacidades, desde que pouco abrasivos. Também, as partículas absorvem mais energia do que aquela necessária à fratura simples e fragmentam-se, principalmente, por tração. O produto resultante da quebra possui tamanho e forma semelhantes e, em geral, granulometria fina.

Atrito: Trata-se da resistência que fragmentos de minério opõem quando se movem uns sobre os outros. A força de atrito é, por definição, aquela que resulta do atrito entre os fragmentos, que assim se opõe ao movimento de uma superfície sobre outra. O atrito não depende da área de contato entre as superfícies, apenas da natureza destas superfícies e da força normal à superfície. O desgaste por atrito fragmenta os grãos dos minerais, ao contrário da abrasão que destaca os grãos da partícula. O mecanismo de atrito predomina nos processos de moagem em moinhos de bolas.

Abrasão: é um tipo de desgaste causado aos fragmentos da rocha, quando estes situam-se entre duas superfícies que se movimentam, usualmente, em sentidos opostos. Também ocorre abrasão no impacto oblíquo do fragmento de rocha em relação a uma superfície e vice-versa. O mecanismo permite o destacamento dos grãos dos minerais, de forma a manter o tamanho natural do grão. Tal fato se deve à ação da força que atua paralela à superfície da partícula. Este mecanismo ocorre nos processos de moagem com bolas, em cujo produto final predomina a granulometria fina. O mecanismo de abrasão ocorre com mais intensidade em moinhos autógenos (AG) e semiautógenos (SAG).

Em equipamentos de britagem onde predomine o mecanismo de compressão e, até certo ponto impacto, quer seja em partículas individuais ou em leito de partículas, a tendência é de frequência alta de fraturas intergranulares, ou seja, os planos de fratura seguem o contato entre os grãos de minerais individuais ou mesmo planos de fraqueza da rocha. O mesmo efeito é obtido pelo mecanismo de abrasão que ocorre em moinhos autógenos, uma vez que a energia por unidade de massa aplicada a grandes fragmentos de minério é relativamente baixa, propiciando assim um destacamento dos grãos minerais. O produto de fragmentação intergranular apresenta melhor liberação e, conseqüentemente, melhor desempenho em processos de concentração de minerais.

Em moinhos onde prevaleça o mecanismo de atrito, a tendência é que ocorra com maior frequência a fratura transgranular, pois a energia específica neste caso é alta, causando assim quebra catastrófica do fragmento.

As primeiras teorias sobre a cominuição foram postuladas por Peter Ritter von Rittinger em 1867 e Friedrich Kick em 1883. Embora antigos, tais postulados serviram de base para entendimentos mais amplos sobre cominuição, além de serem aplicados em situações específicas. Posteriormente, Fred Chester Bond (1952) criou seu postulado baseado em dados experimentais e análises de uma ampla gama de circuitos industriais de cominuição. Os dois primeiros são trabalhos essencialmente teóricos, de natureza científica. Já Bond, que era engenheiro de aplicação da então Allis-Chalmers trabalhou com uma ampla base de dados obtidos em ambiente industrial, além de criar ensaios de para caracterizar minérios segundo os respectivos processos de cominuição.

A seguir são descritos cada um destes três postulados relativos a relações entre energia aplicada e fragmentação resultante.

O Postulado de Rittinger

Rittinger (1867) postulou que a energia consumida na redução da partícula é proporcional à área da superfície nova formada por unidade de volume, matematicamente expressa pela Equação 1. De acordo com Rittinger, o módulo da diferença das razões entre área superficial e volume de partículas esféricas antes e após um evento de cominuição, multiplicado por uma constante, resulta na energia

consumida no processo. Como a relação entre área superficial (αd^2) e volume (αd^3) de uma esfera resulta em $1/d$, a relação de Rittinger é normalmente apresentada na forma da Equação 1.

$$E = K_R \left(\frac{1}{d_2} - \frac{1}{d_1} \right) \quad [1]$$

em que:

- E energia específica total fornecida ao sistema;
- d_1 e d_2 diâmetros inicial e final da partícula, respectivamente;
- K_R constante de Rittinger.

Atualmente considera-se que o postulado de Rittinger é válido para etapas de moagem cujo produto seja bastante fino, conhecidas como remoagem. Em aplicações como a remoagem de concentrado de minério de ferro para geração de *pellet feed*, o objetivo é o aumento da área superficial, de forma a se obter desempenho adequado no processo posterior de redução. Donda (2005) demonstrou que a partir de ensaios laboratoriais de moagem em batelada é possível estabelecer uma relação entre energia aplicada e área superficial resultante, que segue o postulado de Rittinger.

O Postulado de Kick

Kick (1883) postulou que se o minério é homogêneo, o trabalho necessário para promover a sua fragmentação é proporcional à razão de redução de diâmetro das partículas de interesse. De acordo com Kick, a energia dissipada na quebra da partícula é proporcional à redução de volume das partículas fragmentadas e sua relação matemática está expressa na Equação 2.

$$E = K_k \ln \left(\frac{d_1}{d_2} \right) \quad [2]$$

em que:

- E energia específica dissipada na quebra da partícula;
- d_1 e d_2 diâmetros inicial e final da partícula, respectivamente;
- K_k constante de Kick.

Embora houvesse debate acalorado entre Rittinger e Kick, o fato é que cada postulado parecia ser adequado a uma determinada faixa de tamanho de partículas, ou seja, nenhum dos dois postulados é totalmente abrangente conforme inicialmente considerados pelos respectivos autores. Assim, ainda que não seja utilizado na prática, o postulado de Kick é considerado restrito a operações de cominuição de fragmentos relativamente grossos, típicos portanto de operações de britagem.

Uma das limitações do postulado de Kick é certamente a quebra homogênea das partículas, que não se verifica na prática. Na realidade, a quebra depende de vários fatores, destacando-se: as características da rocha, as variações na composição mineralógica, as fraturas e falhas decorrentes da gênese e paragênese da jazida, o grau de alteração do minério em razão do intemperismo, a superfície dos cristais e de outras zonas de fraqueza da rocha ao longo de toda a sua extensão. Todas estas características são altamente variáveis nas rochas.

Em resumo, para que ocorra a fratura de um fragmento de rocha há que se aplicar um esforço capaz de superar o seu limite de ruptura. Em outras palavras, devem-se romper as ligações atômicas nos planos do sólido. Este evento não ocorre com facilidade nas rochas e minerais, pois são materiais heterogêneos e anisotrópicos, além de possuírem fraturas micro e macroscópicas. Portanto, a distribuição das forças não está ligada apenas às propriedades mecânicas de cada mineral ou rocha, mas à existência de fraturas e falhas do fragmento de rocha ou do mineral que agem como sítios de concentração de forças.

O Postulado de Fred Bond

Fred C. Bond (1952) postulou que quando uma partícula com diâmetro D é quebrada, a concentração média de tensão por unidade de volume é proporcional ao volume da partícula (D^3), enquanto que a área superficial na qual a ponta da fratura é formada é proporcional a respectiva área (D^2). O trabalho necessário para quebra é proporcional à raiz quadrada do produto $D^3 \times D^2$, ou seja, $D^{5/2}$. O trabalho necessário para quebrar uma unidade de volume de rocha é então proporcional a $D^{5/2}/D^3$ ou $1/D^{1/2}$.

Assim, a energia necessária para quebrar partículas seria a diferença entre os fatores $1/D^{1/2}$, multiplicada por um índice característico do minério, o qual Bond denominou de Work index, W_i . A expressão matemática do postulado de Bond está expressa na Equação 3.

$$W = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{A_{80}}} \right) \quad [3]$$

em que:

- W energia requerida para moagem (kWh/t);
- W_i índice de trabalho do minério (*work index*), calculado por meio de ensaio padronizado de laboratório (kWh/t);
- P_{80} abertura da malha em μm , através da qual passam 80% do produto moído;
- A_{80} abertura da malha em μm , através da qual passam 80% da alimentação.

Os termos $\frac{10}{\sqrt{P_{80}}}$ e $\frac{10}{\sqrt{A_{80}}}$ são adimensionais, pois o número 10 corresponde à $\sqrt{100}$.

A Equação 3 é conhecida como a expressão matemática da terceira lei da cominuição ou lei de Bond para a cominuição. Embora Bond tenha postulado que a relação seria válida para operações de britagem e moagem, a relação desenvolvida por Bond é muito utilizada para dimensionamento de moinhos de bolas, mediante o emprego dos assim denominados fatores de correção de Bond e Rowland (1982). Desta forma, a relação de Bond é válida para um Caso Base e, para condições diferentes deste, são empregados fatores de correção para cálculo da energia específica necessária à moagem.

As três postulações de Rittinger, Kick e Bond foram resumidas por Charles, cuja equação estabelece que a relação entre a fragmentação e a energia para que essa aconteça é inversamente proporcional a uma função-potência do tamanho de partícula, de acordo com a Equação 4.

$$dE = K \frac{dx}{x^n} \quad [4]$$

onde:

- dE incremento de energia aplicado a uma massa unitária de minério;
- dx incremento na diminuição de tamanhos de partículas;
- n e K são constantes relacionadas ao minério.

Assim, para valores de **n** iguais a 2; 1 e 3/2, ao substituí-los na Equação 4 tem-se as relações de Rittinger, Kick e Bond, respectivamente.

Morrell (2004) propôs uma modificação na equação de Bond, com relação aos expoentes de P e A, que passam a variar com o tamanho, conforme expresso na Equação 5.

$$E = KM_i \left(\frac{1}{P^{f(P)}} - \frac{1}{A^{f(A)}} \right) \quad [5]$$

onde:

- E energia fornecida ao sistema;
- M índice do minério relacionado às suas propriedades de quebra;
- K uma constante escolhida para o balanço da equação.

A aplicação da nova relação entre o tamanho da partícula resultante da quebra e a energia associada foi comprovada para uma variedade de circuitos de moagem e britagem, na faixa granulométrica entre 0,1 e 100 mm.

Caracterização de Minérios para Fins de Cominuição

Estudos de caracterização de um minério para fins de cominuição não são triviais, pois consomem tempo e apresentam custos consideráveis, além de amostras que em estágios iniciais de projeto podem não estar totalmente disponíveis. São várias as exigências para a condução de ensaios de cominuição, destacando-se:

- representatividade de amostras do minério para os ensaios;
- análises de variabilidade e quantidade de amostras;
- definição da granulometria do produto final do circuito de cominuição.

Estes fatores são empregados em estudos de forma a se determinar rotas mais adequadas e custos de capital e operação associados. Como a cominuição é a etapa mais intensiva em custos de capital e operação, a correta caracterização determina, em muitos projetos, a viabilidade do empreendimento mineiro.

A representatividade de amostras é um aspecto inicial, porém crucial de uma campanha de caracterização. Como a seleção de configuração, dimensionamentos de equipamentos e os índices de desempenho do circuito projetado são baseados em resultados de ensaios conduzidos sobre amostras obtidas a partir de grandes corpos mineralizados, a representatividade de tais amostras determina os resultados obtidos.

É comum a formação de amostras médias para estudos de caracterização. Tal prática é recomendável para estágios preliminares de projeto, ou mesmo para campanhas piloto de cominuição. No entanto, em estágios mais avançados de projeto é necessária a condução de uma campanha de ensaios de caracterização que inclua os diversos tipos de minério, além de encaixantes que causem diluição, de forma a estabelecer a variação de desempenho para o circuito de cominuição projetado. A prática usual é projetar o circuito de cominuição de forma a atender, no mínimo, a 75% das amostras submetidas a ensaios.

Outro aspecto fundamental para a definição do circuito de cominuição é a granulometria do produto final requerido. Como o requerimento energético é crescente com a diminuição do produto requerido, a correta definição deste último é fundamental para o projeto do circuito de cominuição. Estudos detalhados de recuperação metalúrgica em função da malha de moagem, conduzidos com base em ensaios do método de concentração selecionado, são assim recomendados.

Na prática, a melhoria de desempenho de circuitos existentes de cominuição, ou projeto de novos circuitos, são conduzidos com base em ensaios de caracterização tecnológica de cominuição e campanhas piloto especificamente planejadas para tal fim.

Neste trabalho, os autores apresentam uma descrição dos ensaios mais frequentemente utilizados nos estudos de caracterização de minérios para fins de cominuição.

Ensaio de W_i de Britagem

A amostra de minério deve ser preparada de forma a gerar fragmentos com tamanhos entre 75 e 50 mm. O equipamento consiste em dois pesos (martelos) opostos e idênticos com massa de 13,6 kg cada e 70 cm de comprimento, com faces de 50 mm² suspensos por duas rodas, conforme ilustrado na Figura 2.

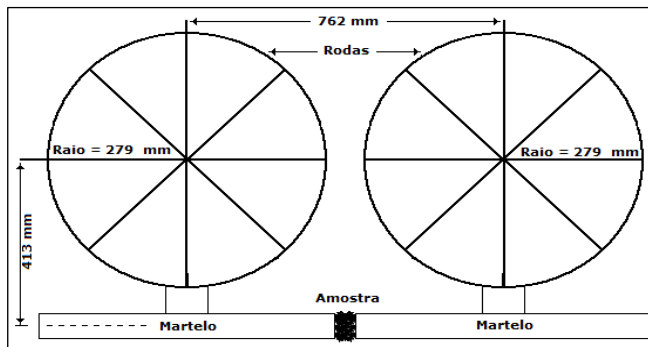


Figura 2. Esquema ilustrativo do equipamento utilizado no teste de impacto de Bond.

Os martelos são levantados a uma altura conhecida e, quando liberados, impactam simultaneamente a amostra em lados opostos. A altura de queda aumenta progressivamente, em vários ciclos, até a fragmentação da amostra. No primeiro ciclo, os martelos são suspensos até uma altura correspondente a 10° com a vertical, quando são liberados. Após o impacto, o operador examina os fragmentos e, também as respectivas fraturas, registrando o número de fragmentos. Se não ocorrer a quebra completa da amostra, os martelos serão suspensos, novamente, a uma altura correspondente a 5° adicionais com a vertical, e liberados, o processo se repete até ocorrer a quebra completa da amostra. As alturas do martelo são registradas em cada ciclo. Pelo menos 10 amostras devem ser usadas por ensaio, todavia há preferência por um número de 20 amostras.

O W_i – índice de trabalho do minério (kWh/t) é obtido segundo a expressão da Equação 6, utilizando-se a média dos valores de dez repetições do ensaio.

$$W_i = \frac{53,49.C}{\rho} \quad [6]$$

Onde ρ é a densidade do minério e C é o valor médio da energia de impacto por unidade de espessura das partículas ensaiadas (J/mm).

Ensaio de W_I para Moinho de Barras

O ensaio padrão para determinação do W_i de moagem em moinho de barras, conforme proposto por Bond, consiste em ciclos de moagem e peneiramento em bateladas, com moagem sucessiva da fração retida na malha de peneiramento, até que tal fração corresponda a 100% da alimentação nova do respectivo ciclo.

A amostra do minério a ser submetida ao ensaio deve ser preparada por britagens sucessivas, até que toda a amostra passe na peneira 12,7 mm (½"), sendo então submetida a uma análise granulométrica para determinação do A_{80} .

O moinho padrão utilizado na realização dos ensaios tem dimensões de 350 mm de diâmetro e 610 mm de comprimento, revestimento do tipo ondas simples e gira com velocidade de 46 rpm, valor este que corresponde a 60% da velocidade crítica do moinho. Os corpos moedores utilizados são seis barras de aço com 44,5 mm de diâmetro e 530 mm de comprimento, resultando em peso total da carga de 33.380 g.

Para evitar a segregação nas extremidades do moinho, a operação consiste em oito revoluções na horizontal, seguidas por uma revolução a +5° e outra a -5° de inclinação com a horizontal. Este procedimento se repete para todos os ciclos, até a conclusão do ensaio.

O primeiro ciclo de moagem é realizado com massa inicial equivalente a 1.250 mL, obtida por meio de uma proveta graduada. Após o primeiro ciclo o produto do moinho peneirado na malha selecionada, geralmente em peneiras com aberturas entre 4,75 e 0,212 mm.

Após o peneiramento, as frações retidas e passantes 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, correspondente a 1.250 mL. Os ciclos assim conduzidos são repetidos até que seja atingido equilíbrio com carga circulante de 100%.

Após o término dos ciclos de moagem e peneiramento, procede-se a análise granulométrica da fração passante no peneiramento do último ciclo de moagem, com a finalidade de se determinar o P_{80} . O WI de barras é então determinado pela expressão da Equação 7.

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,23} Mob^{0,625} \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{A_{80}}} \right)} \quad [7]$$

em que:

WI índice de trabalho para moagem com barras (kWh/st);

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 (g/rev) no estado de equilíbrio do teste, isto é, quando a carga circulante atinge o valor estável igual a 100%.

O índice de moabilidade (Mob) é 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 minério e à mesma faixa granulométrica.

Ensaio de WI para Moinho de Bolas

Semelhante ao ensaio com moinho de barras, o ensaio padrão para determinação do Wi de moagem em moinho de bolas, conforme proposto por Bond, consiste em ciclos de moagem e peneiramento em bateladas, com moagem sucessiva da fração retida na malha de peneiramento, até que tal fração corresponda a 250% da alimentação nova do respectivo ciclo.

A amostra do minério a ser submetida ao ensaio deve ser preparada por britagens sucessivas com mínima geração de finos, até que toda a amostra passe na peneira 3,36 mm (6# Tyler), sendo então submetida a uma análise granulométrica para determinação do A_{80} .

O moinho padrão utilizado na realização deste ensaio desenvolvido por Bond possui dimensões internas de 305 mm de diâmetro por 305 mm de comprimento, com extremidades arredondadas, revestimento liso, contador de giros e comando automático de parada. A distribuição granulométrica da carga moedora do moinho está relacionada na Tabela 1.

Tabela 1. Distribuições granulométrica 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

A massa a ser moída no ciclo inicial deve ser equivalente ao volume de 700 mL, obtido por meio 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.

O primeiro ciclo de moagem é realizado durante um período correspondente a 100 revoluções do moinho. O produto final do ciclo é peneirado em uma peneira com abertura da malha do ensaio, sendo o peso da fração retida registrado. No ciclo seguinte, adiciona-se à fração retida uma quantidade de amostra (alimentação nova) equivalente à fração passante do ciclo anterior, com o propósito de atingir o valor da

massa inicial do ciclo anterior. Os ciclos são conduzidos de modo que a carga circulante atinja, no estado de equilíbrio, o valor constante igual a 250%. O desenho esquemático da Figura 3 ilustra o circuito de moagem utilizado nos ensaios, neste caso para malha de moagem de 100 μm .

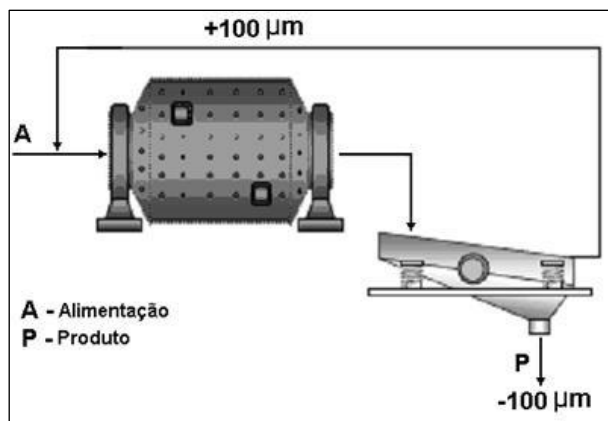


Figura 3. Desenho esquemático do circuito utilizado nos testes para determinação do WI para moinhos de bolas.

Finalizados os ciclos de moagem segue-se a análise granulométrica da fração passante no peneiramento do produto do último ciclo de moagem, com a finalidade de determinar o valor do P_{80} . Dessa forma, o WI, para o moinho de bolas é calculado por meio da Equação 8.

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,23} \times Mob^{0,82} \times \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{A_{80}}} \right)} \quad [8]$$

em que:

- wI índice de trabalho para moagem em moinho de bolas (kWh/st);
- Am abertura (μm) da malha de peneiramento do ensaio;
- 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 três últimos valores do índice de moabilidade no estado de equilíbrio (g/rev).

Barbato e Sampaio (2007) transcreveram o método e procedimentos detalhados para determinação experimental do WI de moinho de bolas.

A Tabela 2 apresenta valores de Wi para moinho de barras e moinho de bolas.

Tabela 2. WI (kWh/st) médio de alguns minérios e materiais.

	Moinho de barras			Moinho de bolas		
	Nº de testes	Média	Intervalo	Nº de testes	Média	Intervalo
Alumina	3	12,2	9-17	6	17,9	7-34
Barita	6	5,7	2-12	7	5,8	4-9
Bauxita	33	10,8	2-20	29	14,5	1-31
Clínquer	29	12,1	8-15	180	13,6	7-77
Matéria-prima para cimento	115	12,3	4-18	284	10,0	3-27
Minério de cromo	2	7,9	7-9	5	13,4	7-17
Argila	4	12,5	6-18	11	10,8	4-23
Argila calcinada	4	7,0	3-13	7	19,6	15-26
Carvão	4	9,8	8-12	6	15,4	13-18
Coque	7	16,9	12-24	4	33,5	29-40
Minério de cobre-níquel	4	19,2	16-24	6	15,5	13-18
Minério de cobre	396	14,3	4-34	769	12,8	4-30
Minério de cobre-zinco	4	11,0	6-16	9	9,8	5-14
Diorito	7	17,5	10-30	2	11,6	10-13
Dolomita	11	14,2	3-24	5	13,9	6-25
Feldspato	7	11,0	8-16	7	11,7	9-14
Ferro-cromo	1	8,4	-	6	20,4	3-77
Ferro-magnésio	-	-	-	5	7,2	6-9
Ferro-manganês	2	7,6	7-8	5	7,9	5-14
Ferro-silício	3	7,1	4-11	8	17,9	6-51
Marga	2	10,6	10-11	8	10,2	4-18
Sílex	1	18,1	-	5	27,4	22-31
Fluorita	4	11,0	9-13	9	12,7	6-25
Minério de ouro	42	15,2	8-29	183	14,6	3-42
Granito	10	16,3	8-36	8	9,9	10-11
Cascalho	21	15,9	8-24	6	18,0	11-27
Minério de ferro	54	11,3	3-20	118	12,4	4-31
Hematita	64	12,5	5-22	116	11,1	2-31
Limonita	12	9,3	4-16	20	9,0	5-19
Magnetita Conc.	43	11,4	5-25	73	13,2	6-29

Fonte: Rowland Jr., C.A. Teste para seleção de circuitos de cominuição. Beraldo, J.L. - Moagem de minérios em moinhos Tubulares.

O ensaio de Bond é aplicado em conjunto com a equação de Bond para moinhos de bolas. Não é portanto aplicável para moagens com granulometria de alimentação típicas de produto de britagem primária, como em moagens AG e SAG.

O método de Bond insere-se nos chamados modelos energéticos, isto é, aqueles em que a energia necessária para a cominuição está diretamente relacionada a características do minério, bem como a granulometria de alimentação e produto do circuito de moagem.

Outra linha de modelos de cominuição é a do chamado balanço populacional. Tendo por base o trabalho de Epstein (1948), foram desenvolvidas duas vertentes de modelos fenomenológicos, que assim consideram o fenômeno de cominuição em intervalos discretos da carga de equipamentos de britagem e moagem. A primeira vertente é a de Austin e Klimpel (1964) denominada modelo cinético, pois considera moinhos como um conjunto de estágios discretos de moagem em série, modulados pelo tempo de residências das diversas faixas granulométricas de partículas. Já a vertente desenvolvida por Whiten (1974) considera o moinho um misturador perfeito, no qual a massa de cada fração granulométrica da carga está em equilíbrio, modulada pela respectiva cinética de quebra.

Ambas as vertentes de modelos matemáticos são baseadas em ensaios de caracterização de amostras, como ensaio do pêndulo e ensaio de carga cadente, descritos a seguir.

Ensaio do Pêndulo

O equipamento consiste de dois pêndulos, sendo o primeiro aquele que realiza o impacto e o segundo de balanço que será impactado (balanço), ao qual está fixada a amostra do minério, conforme mostra a Figura 4.

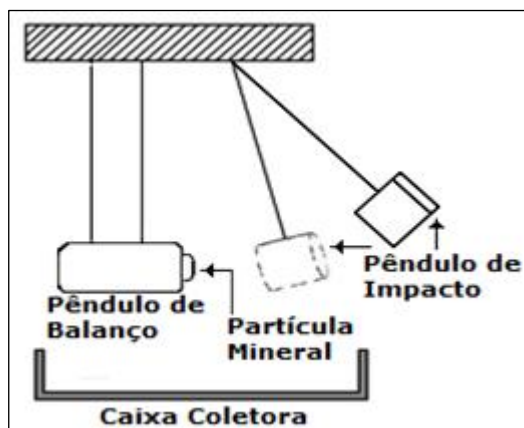


Figura 4. Desenho esquemático do duplo-pêndulo (CHIEREGATI, 2001).

O ensaio consiste em liberar o pêndulo de impacto de uma altura previamente estipulada que, na sua trajetória descendente, se choca com a partícula mineral colada à superfície do pêndulo de balanço. Após o impacto, o pêndulo de balanço oscila conforme a energia recebida.

A energia específica de cominuição é calculada pela Equação 9.

$$E_{CS} = \left[\frac{m_r}{m_i + m_r} \right] (1 - e^2) E_{IS} \quad [9]$$

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).

Após a preparação das amostras, são obtidos três conjuntos com 25 partículas em cada um dos seguintes intervalos granulométricos: -31,5 mm +26,5 mm, -22,4 mm +19,0 mm e -16,0 mm +13,2 mm. São portanto formados nove lotes com 25 partículas cada.

O ensaio consiste em impactar cada uma das 25 partículas individualmente, conforme a energia estipulada para cada lote. Após as quebras, os fragmentos resultantes são reunidos e encaminhados para peneiramento. Para normalizar as distribuições granulométricas calcula-se, a partir das distribuições granulométricas obtidas por peneiramento, o parâmetro t_{10} , que é definido como a porcentagem passante na malha correspondente ao 1/10 do tamanho original médio das partículas de cada lote.

O resultado da parte experimental consiste assim em nove pares ordenados de energia aplicada (kWh/t) e fragmentação resultante (t_{10}).

Embora útil para a evolução da caracterização de minérios, o ensaio do pêndulo foi substituído pelo ensaio de carga cadente, conforme descrito a seguir.

Ensaio de Carga Cadente – *Drop Weight Test* (DWT)

O ensaio de carga cadente (*Drop Weight Test* - DWT) foi desenvolvido no *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre* (JKMRC) no início de 1990, conforme descrito por Napier-Munn et al. (1996), como uma alternativa ao ensaio do pêndulo, que possui várias limitações, além de laborioso. Trata-se de uma forma de caracterizar minérios para fins de modelagem matemática de moinhos de barras, bolas, AG/SAG, além de britadores cônicos e HPGR.

O equipamento consiste em um bloco de concreto sobre a qual é fixada uma base metálica, além de barras de aço verticais e paralelas, ao longo das quais corre uma estrutura que abriga discos de chumbo. As partículas individuais são dispostas sobre a base metálica e impactadas pela queda de uma massa conhecida e altura estipulada. O equipamento é dotado de proteções e dispositivos para garantir a segurança do operador.

O ensaio consiste inicialmente na preparação de três lotes com 30 fragmentos cada, para cada uma das seguintes três faixas de tamanho:

- 63,0 x 53,0 mm;
- 45,0 x 37,5 mm;
- 31,5 x 26,5 mm;
- 22,4 x 19,0 mm;
- 16,0 x 13,2 mm.

Para cada um dos 15 lotes assim formados é atribuída uma energia de quebra previamente estipulada. Assim, mediante combinação entre massa cadente e altura de queda são quebradas individualmente cada uma das 30 partículas em cada lote. Ao final da quebra das 30 partículas de cada lote, os fragmentos gerados são reunidos e submetidos a peneiramento. Da mesma forma como para o Ensaio do Pêndulo, as distribuições granulométricas são normalizadas mediante o cálculo do parâmetro t_{10} , definido como a porcentagem passante na malha correspondente ao 1/10 do tamanho original médio das partículas de cada lote.

A Figura 5 apresenta um desenho esquemático do DWT.

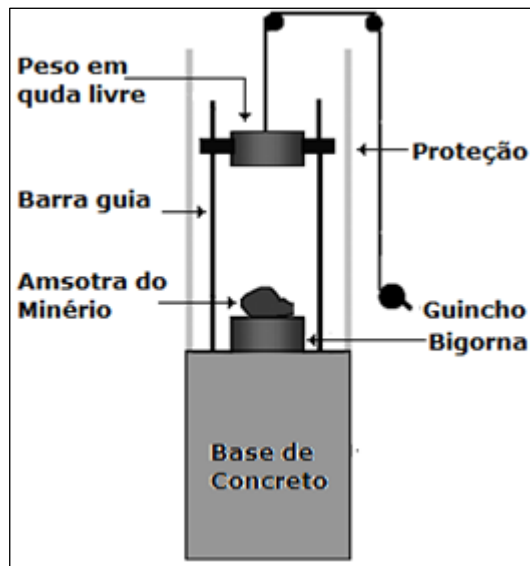


Figura 5. Desenho esquemático do equipamento DWT.

A diferença entre a altura inicial da qual o peso foi liberado 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 10.

$$E_i = Mg(h - x_M) \quad [10]$$

em que:

E_i energia utilizada para quebra;

M massa do peso cadente;

g constante gravitacional;

h altura inicial do peso acima da base metálica;

X_M altura final do peso acima da base metálica.

Considerando que toda a energia requerida é utilizada na quebra da partícula, é válida a Equação 11.

$$E_{CS} = E_{is} = E_i/m \quad [11]$$

em que:

E_{is} energia específica utilizada (kWh/t);

E_{CS} energia específica de cominuição (kWh/t);

m massa média da partícula.

A faixa efetiva das alturas varia desde 5 até 100 cm, enquanto que a massa cadente pode atingir até 50 kg, proporcionando uma ampla faixa de energia específica, mas que na prática situa-se entre 0,1 a 2,5 kWh/t.

Um dos objetivos de ensaios DWT é determinar os parâmetros descritivos da função paramétrica entre energia aplicada e a fragmentação resultante, conforme mostrada na Equação 12.

$$t_{10} = A(1 - e^{-bE_{cs}}) \quad [12]$$

em que:

t_{10} porcentagem passante na malha igual a 10% do tamanho original do fragmento;

A, b parâmetros dependentes da resistência à quebra do minério.

A Equação [12] representa o comportamento característico do minério ensaiado, quando submetido a impactos. O fenômeno de fragmentação é convenientemente descrito por uma curva com rápido crescimento inicial, determinado pelo parâmetro **b**, tendendo posteriormente a um valor assintótico, determinado pelo parâmetro **A**. Em termos práticos, isto significa que o processo de fragmentação não ocorre a partir de um determinado valor de energia aplicada às partículas, conforme ilustra o gráfico da Figura 6.

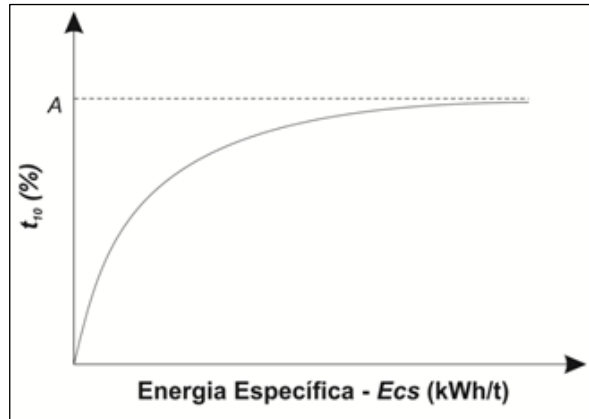


Figura 6. Representação da relação entre fragmentação e energia específica.

Os parâmetros **A** e **b** são característicos de cada amostra ensaiada e, quanto menores os valores dos parâmetros **A** e **b**, maior a resistência da amostra à fragmentação por impacto. Por apresentarem a mesma tendência, o produto dos parâmetros **A** e **b**, denominado Índice de Quebra (IQ) constitui-se em um índice singular de caracterização quanto à cominuição.

Uma das limitações de ensaios DWT é a necessidade de quantidade elevada de amostra, cerca de 100 kg, além de fragmentos com tamanho de 60 mm, combinação esta difícil de ser obtida em estágios preliminares de projetos, quando se dispõe apenas de testemunhos de sondagens de relativo pequeno diâmetro.

Uma forma de enfrentar este tipo de limitação é a execução do assim denominado DWT Simplificado (DWT-S), conforme inicialmente proposto por Chieregati (2001). O ensaio DWT-S consiste na formação de apenas três lotes de partículas contidas entre 22,4 mm e 19,0 mm. Posteriormente verificou-se que há uma relação entre os parâmetros IQ obtidos a partir do ensaio completo (IQ_C) e a partir do ensaio simplificado (IQ_S), conforme indicado na Equação 13.

$$IQ_C = IQ_S + K \quad [13]$$

em que:

K constante específica de cada amostra ensaiada.

No caso dos estudos para modelagem de moinhos AG/SAG deve-se efetuar o ensaio de tamboramento, que assim visa quantificar a fragmentação de partículas por meio do mecanismo de abrasão. O ensaio consiste em submeter à tamboramento, por 10 minutos, 3 kg de fragmentos na faixa entre 55 mm e 38 mm. O produto do ensaio é peneirado para cálculo do respectivo valor de t_{10} . O parâmetro t_a , característico da resistência à abrasão de cada amostra, é obtido mediante a divisão por 10 do t_{10} obtido no ensaio.

Programa de Ensaios em Unidade Piloto

Atualmente, projetos de circuitos industriais de beneficiamento de minérios envolvem estudos comparativos entre diferentes rotas de cominuição. As principais alternativas consideradas são: (a) rota convencional, formada por britagem multiestagiada, seguida por moagem em moinhos de bolas; (b) britagem primária, moagem SAG e moagem em moinhos de bolas; (c) britagem multiestagiada incluindo prensa de rolos (*High Pressure Grinding Rolls* – HPGR), seguida de moagem em moinhos de bolas. Dependendo das características do empreendimento mineiro, podem-se considerar também alternativas como moagem SAG em estágio único, ou mesmo britagem em dois estágios, seguida de moagem em dois estágios. Projetos de grande capacidade não incluem alternativas com moinhos de barras, devido à baixa potência instalada e baixa capacidade deste tipo de equipamento.

A comparação entre as alternativas selecionadas é inicialmente conduzida com base em dados de caracterização, que subsidiam métodos de dimensionamento, destacando-se os métodos energéticos e os métodos de simulação com modelos matemáticos integrados de processo. Uma vez definida uma ou mais alternativas para estudos mais avançados, é planejada uma campanha de ensaios piloto, portanto contínuos, de forma a:

- gerar dados e informações sobre desempenho de cada rota de processo de cominuição;
- ajustar condições de operação visando melhorar o desempenho do circuito;
- efetuar modificações na configuração do circuito;
- analisar o desempenho comparativo de tipos de minério, assim como *blends* entre estes;
- analisar o desempenho em função da granulometria de alimentação de moinhos, aspectos este especialmente importante na moagem SAG;
- gerar dados específicos para calibração de modelos matemáticos, de forma a simular e escalonar com maior confiabilidade o circuito industrial projetado;
- conduzir, em conjunto com o circuito de cominuição, ensaios de etapas posteriores à cominuição como, por exemplo, deslamagem e flotação;
- gerar amostras para ensaios de batelada de operações subsequentes, como de desaguamento e, até mesmo, de metalurgia extrativa;
- investigar a estabilidade e desempenho da operação contínua em ensaios de longa duração;
- demonstrar operação do circuito integrado de cominuição em escala reduzida para consultores, engenheiros de projeto, donos do projeto e, possivelmente, auditores;

- gerar produtos finais do processo integrado de beneficiamento, para envio a potenciais consumidores;
- envolvimento de um grupo maior de engenheiros e projetistas no processo de cominuição e não apenas um especialista.

Portanto, a condução de uma campanha piloto resulta em benefícios significativos, que não se limitam apenas ao circuito de cominuição.

Embora possa argumentar-se que cada uma das três rotas de cominuição inicialmente listadas estejam consolidadas em ambientes industriais em centenas de circuitos, a robustez de projetos que envolvam elevados investimentos pode ser confirmada ou mesmo aumentada mediante campanhas piloto. Estudos comparativos de rotas de processo com base em dados de campanhas piloto tornam o projeto de engenharia mais robusto e menos suscetível aos chamados erros fatais. Instituições de financiamento consideram campanhas piloto fundamentos importantes para projetos que possam financiar.

Para que os resultados obtidos em plantas piloto sejam considerados confiáveis, os equipamentos, métodos e equipe de operação devem ser também assim considerados. Em particular, a instrumentação e controle de equipamentos é um aspecto absolutamente fundamental para o sucesso de uma campanha que envolva moinhos, quer sejam de barras, bolas ou AG/SAG, ou mesmo HPGR. Medições e registros confiáveis de potência de britadores e moinhos, além de massa da carga de moinhos AG/SAG e vazões de alimentação e cargas circulantes são essenciais para garantir qualidade mínima do trabalho em escala piloto. As amostragens realizadas durante a operação devem ser realizadas sob critérios específicos, bem como em condições de estabilidade de operação.

Para algumas rotas de processo, campanhas piloto são de fundamental importância para estabelecimento de condições de operação, assim como geração de dados para dimensionamento de equipamentos industriais. Assim, rotas que incluam HPGR são baseadas em ensaios preliminares que combinam variáveis como pressão dos rolos e umidade da amostra, ou ainda alimentação truncada, de forma a encaminhar ensaios direcionados em circuito fechado. Nestes casos é comum também estimar a redução de W_i do produto do HPGR, o que pode representar um benefício para o projeto.

Apesar de estarem consolidadas há mais de 60 anos e apresentarem, em muitos casos, benefícios como redução de investimentos e melhor desempenho econômico global do projeto, rotas que envolvam moagem SAG são normalmente objeto de confirmação em campanhas piloto. Nestes casos, variáveis de operação do moinho SAG como carga de bolas, tamanhos de bolas, velocidade de rotação do moinho, presença de *pebbles ports*, área aberta da grelha, nível de carga total e outras variáveis podem ser

ajustadas em planta piloto, de forma a se obter o melhor desempenho do processo. A distribuição granulométrica de alimentação nova do moinho é também de particular importância para o circuito. Os autores recomendam a leitura adicional, Sampaio, Delboni e Silva (2007) na qual apresentam uma metodologia para estudos de circuitos de moagens AG/SAG em unidade piloto.

Campanhas piloto de circuitos de cominuição podem apresentar também benefícios como a geração de amostras para etapas subsequentes de processo. A condução de ensaios de concentração, também contínuos, com variação da malha de moagem podem acrescentar benefícios importantes de ordem econômica ao projeto. Além disto, a geração de amostras de concentrados para as chamadas operações auxiliares, como espessamento e filtração, tanto de concentrados como de rejeitos são de grande valia.

Há também casos de necessidade de geração de produtos finais para envio a potenciais clientes consumidores, que podem conduzir ensaios de extração metalúrgica, como para minérios de cobre ou minérios de ferro.

Campanhas piloto envolvem amostras da ordem de dezenas e, dependendo do plano de ensaios, centenas de toneladas de amostras. Portanto, uma das limitações aparentes de campanhas piloto é a obtenção de tais amostras em projetos novos, pois nestes casos estão disponíveis apenas testemunhos de sondagens. No entanto, várias campanhas piloto foram conduzidas somente com testemunhos de sondagens de grande diâmetro. Algumas dessas campanhas resultaram em projetos industriais de importantes empresas de mineração, que estão em operação há mais de 10 anos.

Os custos de campanhas piloto são normalmente elevados e assim só justificáveis em etapas avançadas de projetos.

Enfatiza-se aqui que métodos de seleção de circuitos de cominuição e dimensionamento de equipamentos são atualmente considerados confiáveis, quando baseados em caracterização tecnológica abrangente e de qualidade. Prova disto é que a maioria dos projetos de usinas de beneficiamento são atualmente implantadas sem a execução de campanhas piloto. No entanto, a experiência mostra que há benefícios significativos tanto técnicos como econômicos a projetos a partir da condução de campanhas piloto de cominuição.

BIBLIOGRAFIA REFERENCIADA

AUSTIN, L.G. and KLIMPEL, R.R. The theory of grinding operations. *Industrial Engineering Chemistry*, 56 (1964) 18-29.

BARBATO, C.N. e SAMPAIO, J.A. Ensaio de moagem em laboratório. In: Sampaio, J.A., França, S.C.A., Braga, P.F.A., eds. (Org.). *Tratamento de minérios: práticas laboratoriais*. 1 ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2007, v. 1, p. 167-176.

BOND, F.C. The third theory of comminution. *Transactions SME/AIME*, 193 (1952) 484-494.

CHIEREGATI, A.C. Novo Método de Caracterização Tecnológica para Cominuição de Minérios. São Paulo, 2001, 148p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo.

DONDA, J.D. Um método para prever o consumo específico de energia na (re)moagem de concentrados de minérios de ferro em moinho de bolas. Belo Horizonte, 2003, 124p. Tese (Doutorado) - Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais. Departamento de Engenharia de Minas.

EPSTEIN, B. Logarithmico – Normal distribution in breakage of solids. *Industrial Engineering Chemistry*, 40 (1948) 2281-91.

KELLY, E.G. and SPOTTSWOOD, D. J. Introduction to mineral processing *Mineral processing*. John Willewy & Soons, 491p. New York 1982.

KICK, F. *Textbook of mineral dressing*. Ernst and Korn. Berlin 1883 (em alemão).

MORRELL, S. An alternative energy–size relationship to that proposed by Bond for the design and optimization of grinding circuits. *IJMP - International Journal of Mineral. Process*, 74 (2004) 133-141. Available on line at www.sciencedirect.com.

NAPIER-MUNN, T.J.; MORRELL, S.; MORRISON, R.D. and KOJOVIC, T. Rock testing – determining the material-specific breakage function. In: *Mineral Comminution Circuits – their operation and optimization*. JKMR-C-UQ 1996.

RITTINGER, R.P. The law of proportional resistance and its application to sand and explosions. *Diglers J.* 247 (1867) 1-5 (em alemão).

SAMPAIO, J.A.; DELBONI JUNIOR, H.; SILVA, A.O. Moagem autógena: um estudo em escala piloto. In: Sampaio, J.A.; França, S.C.A.; Braga, P.F.A., eds. (Org.). *Tratamento de Minérios: práticas laboratoriais*. 1 ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2007, v.1, p. 191-217.

WHITEN, W.J. A matrix theory of comminution machines. *Chemical Engineering Science*, 29 (1974) 588-599.

BIBLIOGRAFIA CONSULTADA

ROWLAND, C.A e KJOS, D.M. Rod and ball mills. In: Mular, A. L. e Bhappu, R. B Editores. Mineral processing plant design. AIME, p. 239-278. New York, 1980.

ROWLAND, C.A. Selection of rod mills, ball mills, pebbles mills and regrinding mills. In: Mular, A.L. e Jergensen, II, G V. Editores. Design and Installation of Comminution Circuits. AIME, p. 2393-438. P1021, New York, 1982.

WILLS, B.W. and NAPIER-MUNN, T.J. Mineral processing technology. Elsevier 2006.