

MOAGEM CONVENCIONAL OU SEMI-AUTÓGENA?
ANÁLISE TÉCNICA E HISTÓRICA DESTA DISPUTA TECNOLÓGICA

A.P. Yovanovic¹, H.P. Moura²

O texto apresenta, através de exemplos, as metodologias clássicas de avaliação a partir de experiências em planta piloto, e o correspondente scale-up para moagem convencional e semi-Autógena, onde pode-se observar uma certa tendência em favorecer as alternativas não convencionais.

O Modelo Operacional, nova ferramenta teórica para a interpretação macrofenomenológica dos processos minerais, já divulgado dentro da comunidade técnico-científica mundial [18,19], permite o dimensionamento otimizado dos moinhos convencionais, mostrando claras vantagens sobre os clássicos circuitos de moagem. Esta nova abordagem pretende contribuir para reorientar o desenvolvimento tecnológico da cominuição até tecnologias mais simples, objetivas e compatíveis com o parque industrial e cultura tecnológica dos países em vias de desenvolvimento.

CONVENTIONAL OR SEMI-AUTOGENEOUS GRINDING?
A TECHNICAL AND HISTORICAL ANALYSIS OF
THIS TECHNOLOGICAL DISPUTE

The evaluation methods based on pilot plant experiments, and the relevant scale-up of each individual alternative are discussed; examples will show that there is a certain tendency favoring the non-conventional solutions.

The Operational Model is a new theoretical tool for the macro-phenomenological interpretation of mineral processes. The Model has already been publicized throughout the world's technical and scientific communities (18, 19). It allows the optimization of the size design of conventional mills, and presents clear-cut advantages in regard to the classical grinding circuits. This new approach aims at contributing to re-direct the comminution technological development toward simpler, more objective techniques compatible with both the available equipment and the technological culture of developing countries.

1 Engº Civil-Químico. NATRON CONSULTORIA E PROJETOS S/A
Rua Alvarenga Peixoto, 295 - 2º Andar - Belo Horizonte-MG

2 Engº Mecânico. Consultor Sênior em projetos de Mineração.

INTRODUÇÃO

A cominuição, até hoje, constituiu-se normalmente no maior item de investimento e de custo de operação dentro de uma usina de tratamento de minérios. Por este motivo, seu estudo teórico e desenvolvimento tecnológico tem sido uma grande preocupação dos centros de pesquisa, universidades, empresas de engenharia, fabricantes de equipamentos de mineração e das próprias empresas produtoras. Este esforço tem se traduzido de modo muito mais marcante na área de fabricação do equipamento do que na compreensão dos seus fenômenos fundamentais.

O grande vazio existente entre os fundamentos teóricos e a prática desta operação unitária tem sido preenchido, durante mais de 80 anos, pela utilização de inúmeros "mitos tecnológicos". Estes mitos correspondem a determinadas fórmulas empíricas, tabelas indicadas nos catálogos e até algumas "dicas" tradicionalmente utilizadas na indústria mineral, sem o suficiente fundamento científico.

Por outro lado, os próprios fabricantes penalizam os métodos de dimensionamento de moinhos convencionais mediante a aplicação de inúmeros fatores empíricos de correção, a partir de experiências em laboratório ou planta piloto. Ademais, por pressão comercial, os sistemas convencionais de cominuição são super-carregados com numerosos equipamentos auxiliares para operar em circuitos fechados, com equipamentos em stand-by, altíssimos níveis de carga circulante, critérios de projeto altamente conservadores, etc.

Num trabalho diagnóstico feito há algum tempo por um dos Autores (1), são apresentados os chamados "mitos tecnológicos" mais comuns na área de tratamento de minérios, os quais fazem parte de uma série de mais de 30 "fatores de inviabilidade", que durante décadas têm inibido o avanço técnico e econômico dos países em desenvolvimento, como os da América Latina, e que têm contribuído para que, em projetos similares, estes países utilizem cerca de 43% a mais de investimento que qualquer país desenvolvido, além de 17% a mais de custo operacional (1,2).

Estes mitos passaram recentemente a ser enfrentados por laboratórios de pesquisa tecnológica, universidades, empresas de consultoria e de mineração, objetivando desmistificar a tecnologia mineral (3,4). Dentro desta filosofia, o Modelo Operacional foi criado, em 1987, tentando ligar o suporte teórico e as ferramentas matemáticas à experiência adquirida durante anos pelos operadores de usinas, abandonando a utilização dogmática destes mitos tecnológicos na área mineral, e retomando o bom senso como a ferramenta principal para enfrentar o dia-a-dia nas usinas de beneficiamento.

ALGUNS ASPECTOS DA EVOLUÇÃO TECNOLÓGICA DA COMINUIÇÃO

Período 1900-1950

Os sistemas autógenos de moagem são notícia; H.W. Hardinge publica as características técnicas do processo na Revista AIME, em 1908. Já a partir de 1906, diversas empresas produtoras de ouro, na África do Sul, começam a moer seus minérios mediante o sistema autógeno. É importante registrar estas datas para comprovar que este tipo de cominuição não é a "novidade" destes tempos.

Nas operações de britagem, o britador de mandíbulas é o mais comum. Britadores primários do tipo giratório ficam conhecidos nesta época. Na escala industrial, o tamanho do produto britado resultante não é inferior a 3/4 de polegada.

A moagem convencional concentra-se em moinhos de pequeno porte, operando em dois estágios. A operação auxiliar de classificação é normalmente feita por classificadores de arraste e a carga circulante retomada por elevadores de canecos. Como exemplo, pode-se citar que o Concentrador Sewell da Empresa El Teniente (Chile) instalou 10 britadores e 72 moinhos para processar aproximadamente 30.000 toneladas por dia de minério de cobre.

Década de 50

Aparecem no mercado os britadores de cone tipo Symons (Standard e Short-Head). O produto da britagem já consegue ser

inferior a 3/4 de polegada, contribuindo para melhorar a eficiência dos equipamentos de moagem.

Na moagem convencional permanece a tendência de utilizar duplo estágio barras/bolas. Os moinhos primários de barras, devido à resistência mecânica dos corpos moedores (comprimento das barras), atingem sua potência máxima próxima a 1800 HP. São introduzidos os hidrociclones e as bombas centrífugas no fechamento dos circuitos.

É desenvolvido o modelamento energético da moagem por F. Bond, mediante a utilização do "Work Index - Wi". O modelamento é universalmente aceito. A fabricação de moinhos convencionais apresenta uma grande concorrência entre diversas empresas: Hardinge, Marcy, Denver, Nordberg, Allis-Chalmers, etc.

Estratégias de desenvolvimento econômico dos países escandinavos fazem criar "cultura tecnológica" própria em países tais como: Finlândia, Noruega e Suécia. Eles desistem de comprar equipamentos convencionais e desenvolvem a tecnologia de moagem Auto-Peb (moagem autógena primária e moagem secundária com pebbles), a qual foi implantada em quase todas as usinas daquela região, principalmente nas do grupo BOLIDEN.

Década de 60

A britagem continua evoluindo em benefício dos sistemas convencionais. O desenvolvimento do sistema "High Energy", para controle de potência dos britadores short-head, permite aumentar a capacidade destes equipamentos e reduzir industrialmente o tamanho do produto britado para valores menores que 1/2 polegada.

Aproveitando esta menor granulometria, aparecem no mercado os circuitos de moagem "single-stage", que utilizam moinhos convencionais de maior tamanho, em circuito fechado, em estágio único. É iniciado o sistema de controle automático do moinho, utilizando o densímetro nuclear, maximizando a capacidade dos circuitos de moagem. O benefício desta evolução em favor das empresas produtoras é tão evidente que, a modo de exemplo, destaca-se o fato que a empresa El Teniente (Chile)

instalou mais um novo concentrador (Colon), aproximadamente da mesma capacidade do anterior (Sewell), com apenas 4 britadores Symons e 7 moinhos single-stage, de 14 pés de diâmetro por 24 de comprimento.

Simultaneamente com a redução do nível de vendas e o aparecimento de fábricas nacionais em alguns países em vias de desenvolvimento, das maiores fábricas do mundo aparece um forte interesse em comercializar equipamentos autógenos e semi-autógenos, sob a alegação de economia no consumo de energia elétrica frente aos sistemas convencionais. Na moagem de minério de ferro e ouro começa a ficar popular esta tecnologia.

O grupo Kennecott efetua experiências de moagem autógena e semi-autógena em suas usinas produtoras de cobre: UTAH, NEVADA, CHINO, RAY e TAM, inclusive a nível industrial, durante mais de 5 anos. O sistema convencional não consegue ser superado. A década termina com a impressão de que novas evoluções na moagem convencional poderiam favorecer, ainda mais, o esquema de custos de investimento e operação das empresas mineradoras, e estimular o crescimento das fábricas de equipamentos convencionais nos países produtores de matérias primas.

Nos Estados Unidos, fabricantes de pequeno ou médio porte foram se unindo em grandes corporações. O governo canadense parece optar, como estratégia de desenvolvimento, pela produção e exportação de tecnologias e, na área de moagem, o sistema semi-autógeno chamado de "Cascade Mill" é patenteado e começa a ser adotado por quase todas as usinas produtoras canadenses, com ênfase no grande diâmetro e pequeno comprimento (relação $L/D < 1$).

Década de 70

Aparecem os sistemas hidráulicos, para ajuste dinâmico do "closed setting" e o sistema de super "high-energy" nos britadores short-head, permitindo um produto britado próximo a 8-10 mm, favorecendo ainda mais os circuitos de moagem convencional. Por sua parte, os circuitos single-stage são novamente otimizados pela incorporação do PSM (Particle Size Monitor), como elemento de comando do sistema de controle automático.

Foram observados incrementos próximos a 2% na capacidade de moagem (El Teniente, 1977).

Com relativo sucesso na predição do consumo de energia, a partir das experiências piloto, foi implantada a moagem semi-autógena para o projeto CYPRUS PIMA (minério de cobre). Iniciou-se assim uma enorme campanha publicitária em favor dos sistemas semi-autógenos de moagem. Centenas de artigos técnicos foram editados em congressos e revistas de circulação em favor desta tecnologia, tendo o projeto CYPRUS PIMA como carro chefe. Nesta ofensiva publicitária não foram devidamente comentadas algumas desvantagens importantes daquele projeto: o consumo de energia foi maior que no sistema convencional e o consumo de aço foi 25% maior que o projetado.

Por outro lado, falou-se muito pouco de alguns erros na implantação de diversos sistemas autógenos e semi-autógenos durante este período. Só na moagem de minério de cobre, observou-se que diversas usinas projetadas para operar de maneira autógena tiveram que voltar a operar com bolas de aço como corpos moedores. Nos Estados Unidos, três usinas voltaram para moagem convencional após terem sido projetadas e implantadas em sistema autógeno: BUTTE (Anaconda), TWIN BUTTES (Anamax) e C.E. WEED (Anaconda). No Canadá, as usinas de SIMILKAMEEN e ISLAND COPPER foram projetadas para operar de maneira autógena, em uma etapa, e tiveram que mudar para sistema semi-autógeno, e ainda com novos moinhos de bolas para moagem secundária, não considerados na etapa de projeto quando, comparativamente, foi descartado o sistema convencional.

Comprovou-se na prática, em quase todas as instalações de moagem, que o consumo específico de energia é sempre maior nos sistemas autógenos ou semi-autógenos em relação ao sistema convencional. Ademais, quase todas as usinas industriais de moagem autógena ou semi-autógena apresentaram de 10 a 20% a mais de consumo de energia quando comparado com os valores previstos, na etapa de projeto.

A nova proposta comercial para os sistemas semi-autógenos ou autógenos passa, então, a fundamentar-se no menor investi-

mento total do sistema de cominuição, onde as usinas convencionais eram duramente penalizadas com projetos super-dimensionados, principalmente na estimação de obras civis (silos, prédios, etc) e equipamentos auxiliares. A ofensiva comercial foi tão forte e efetiva que, durante esta década e início da década 80, foi mais que duplicada a quantidade de moinhos não convencionais em operação (autógenos, semi-autógenos e de pebbles), como é ilustrado na Tabela 1. Por outro lado, para os moinhos tipo "Cascade Mill" esta tendência é mostrada graficamente na Figura 1 (5).

TABELA 1
LEVANTAMENTO DE INSTALAÇÕES NÃO CONVENCIONAIS DE MOAGEM

PAÍS	Nº DE MOINHOS OPERANDO
Período 1900-1973	
. Canadá e Estados Unidos	96
. África do Sul	63
. Finlândia	14
. Suécia	13
. Libéria	1
Sub-total até 1973	187
Período 1973-1983	191
Total até 1983	378

FONTE: Levantamento bibliográfico feito pelos autores.

Década de 80 até hoje:

A NORDBERG avança mais um passo na britagem convencional, patenteando o britador short-head tipo "Water Flush", o qual, operando em circuito aberto, brita a úmido (65-70% de sólidos) entregando uma polpa pronta para moer ou para pré-classificar

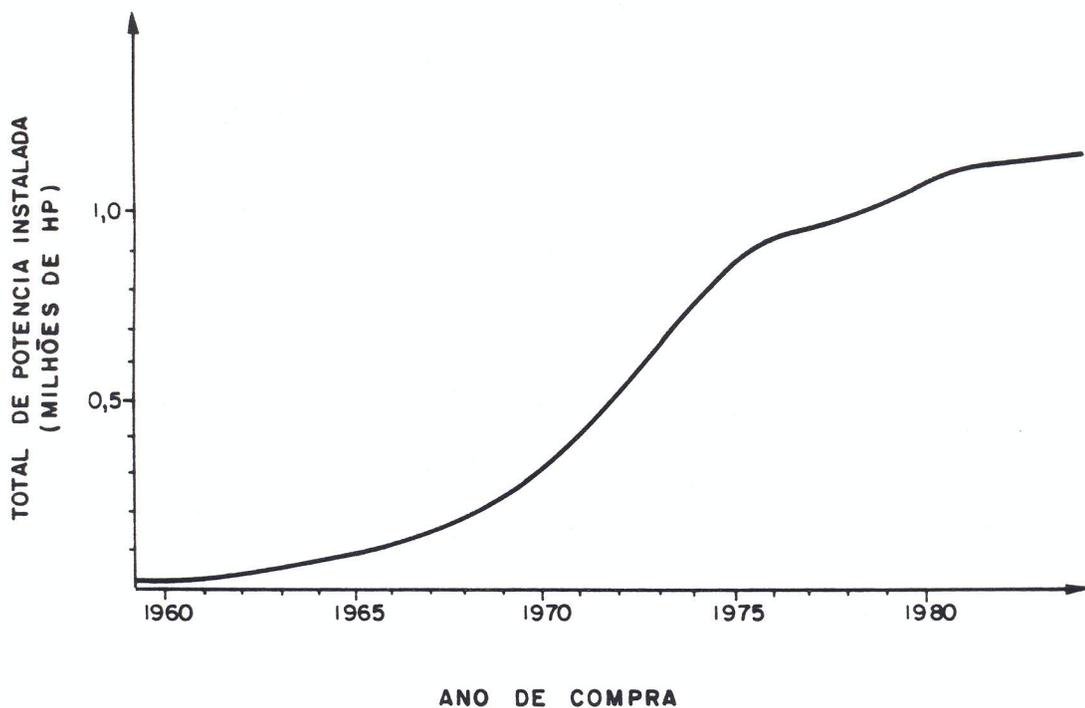


FIGURA 1 - PEDIDOS DE COMPRA MOINHOS TIPO "CASCADE MILL"

e logo moer. Na Alemanha começam a ficar populares os britadores de rolos a pressão.

O aparelho publicitário pró-autógeno faz uma enorme campanha contra o sistema convencional, destacando o fracasso no dimensionamento e operação dos moinhos convencionais de 18 pés de diâmetro instalados no projeto Bouganville (minério de cobre). Mas, pouca publicidade recebe o sucesso da implantação do projeto PINTO VALLEY (Estados Unidos) com moinhos do mesmo tamanho.

A pressão comercial vence a resistência dos países latino-americanos e o primeiro moinho semi-autógeno tipo "Cascade Mill" é instalado na América do Sul (Disputada de Las Condes, Chile, 1981) instalação esta que, na opinião dos Autores, só encontra justificativa pelas dificuldades topográficas e climáticas para instalar um novo sistema convencional britagem/moagem

naquele lugar, dado que, a nível operacional, o sistema semi-autógeno apresentou, inclusive, maiores custos de operação que a velha usina convencional existente. Ademais, a usina de flotação teve uma redução de quase 2% na sua recuperação metalúrgica, por causa desta instalação semi-autógena, provavelmente devido à maior granulometria do produto moído (11).

Ao final dos anos 80, a empresa El Teniente (Chile), mesmo com insuficiente fundamento técnico-econômico (13), resolve instalar o maior moinho semi-autógeno do mundo, de 36 pés de diâmetro e 15.000 HP, alegando maior flexibilidade e leves melhorias de custos de investimento e operação em relação ao processo convencional existente, condição esta que parece não ter sido confirmada na prática.

A situação econômica mundial interrompe o andamento de numerosos projetos. O preço real da energia elétrica sobe mais de 100%, desfavorecendo, ainda mais, os sistemas não-convencionais de moagem (6). Os resultados da escala industrial obtidos no "El Teniente", quando comparados com os moinhos convencionais existentes, devem propiciar uma boa orientação aos projetos atualmente em andamento.

DETERMINAÇÃO DO CONSUMO ESPECÍFICO DE ENERGIA PARA OS SISTEMAS AUTÓGENOS E SEMI-AUTÓGENOS

Potência Líquida (Net Power)

Potência líquida é por definição a potência consumida na moagem após deduzir as perdas eletro-mecânicas (7). Este conceito teria que ser o mesmo utilizado para dimensionar o consumo líquido em moinhos de bolas, onde observa-se que estas perdas eletro-mecânicas reduzem a potência "gross", medida, ao consumo "net", em função do sistema de transmissão motor/moinho.

A fim de aprimorar esta relação de determinação de energia para o moinho padrão do sistema "Cascade Mill", fabricado pela KOPPERS, de tamanho 6' x 2', onde normalmente são executados estes testes piloto, estabeleceu-se a relação normal observada para o consumo Gross (Input) e o consumo Brake (Output), mediante um teste denominado de "Pony Brake". Desta forma

pode-se mostrar em gráfico, do tipo visto na Figura 2, a curva da relação de potência, na qual aparecem tanto as perdas de transmissão como aquelas perdas de eficiência com o moinho operando.

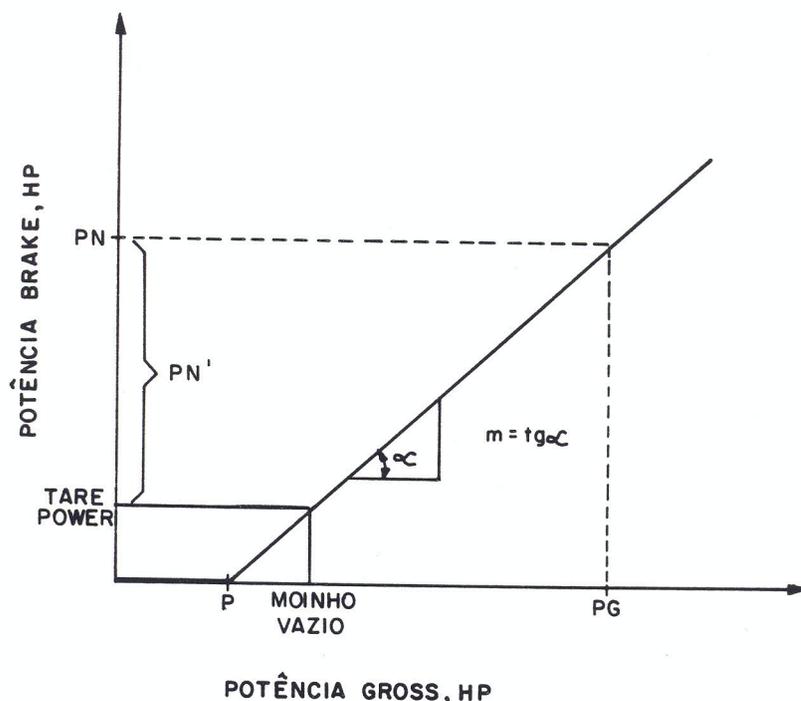


FIGURA 2 - MEDIÇÃO DO "NET POWER" NOS ENSAIOS DE PONY BRAKE PARA MOINHOS SEMI-AUTÓGENOS

De acordo com a Figura 2, uma potência "gross" (PG) conduzirá a uma potência "net" (PN) de:

$$PN = (PG - P) \cdot m \quad [1]$$

Onde, P = perdas eletro-mecânicas

m = medida da inclinação da curva, a qual varia de 0,90 a 0,98 segundo percentual de velocidade crítica utilizada no moinho piloto.

Não obstante ao que foi dito, os fabricantes indicam em suas metodologias para o dimensionamento de moinhos não convencionais, que no cálculo da potência "net" também deve ser descontado o consumo produzido pelo movimento do moinho vazio.

Vale dizer, de acordo com este conceito, a equação 1 ficaria assim:

$$PN' = (PG - \text{Moinho Vazio}) \cdot m \quad [2]$$

ou,

$$PN' = PN - \text{Tare Power} \quad [3]$$

Onde é descontada, além das perdas de transmissão, a movimentação do moinho vazio.

Exemplo 1:

Seguindo estas recomendações, a empresa FLORENCE do Arizona, EEUU, na sua análise de moagem semi-Autógena, determinou a curva de relação de potência com base no teste de "Pony Brake" (8), similar à Figura 2.

Na curva obtida, observou-se que a inclinação foi um pouco diferente para a movimentação do moinho vazio, tomando logo um valor constante para o moinho carregado, trabalhando a 24 rpm.

$$\begin{aligned} \text{Perdas (P)} &= 1,34 \text{ HP} = 1,0 \text{ kW} \\ \text{Moinho vazio} &= 3,52 \text{ HP} = 2,6 \text{ kW} \\ m &= 0,98 \end{aligned}$$

Desta forma, um teste piloto com um consumo "gross" de 11,6 kW teve seu consumo "net" reduzido para:

$$PN' = (11,6 - 2,6) \times 0,98 = 8,82 \text{ kW}$$

Exemplo 2:

Na Cia. Minera Disputada de las Condes, no Chile, determinou-se a potência líquida descontando-se diretamente o Tare Power (Potência Brake do moinho vazio) da potência Gross lida do ensaio (9):

$$\begin{aligned} \text{Potência lida (PG)} &= 13,13 \text{ kW} \\ \text{Moinho vazio} &= 4,03 \text{ kW} \\ PN' = (13,13 - 4,03) &= 9,1 \text{ kW} \\ 9,1 \text{ kW}/0,87 \text{ tph} &= 10,46 \text{ kWh/t} \\ 10,46/0,97 &= 10,78 \text{ kWh/t (valor de projeto)} \end{aligned}$$

Cabe destacar que, na operação industrial da usina, o consumo de energia atingiu 13,3 kWh/t (23% a mais).

Exemplo 3:

Projeto "Pelambres" (Chile). No teste de "Pony Brake" determinou-se as seguintes condições (10):

Potência lida (PG)	=	10,9 kW
Perdas (P)	=	1,52 kW
Moinho vazio	=	0,56 kW (Tare Power)
m	=	0,9

O projeto de Pelambres utilizou o seguinte cálculo:

PN	=	(10,9 x 0,9 - 1,52)	=	8,29 kW
PN'	=	8,29 - 0,56	=	7,73 kW

Em resumo, observamos uma certa arbitrariedade na forma de determinar a potência líquida, onde cada avaliador considera sua particular interpretação do método.

A Projeção Industrial (Scale Up)

No caso de se manter na escala industrial as mesmas granulometrias (P80, F80), o Consumo Específico Industrial - CEI é calculado da seguinte maneira:

$$\text{CEI} = \frac{\text{Potência "net"}}{\text{tph}} \times 1,025, \text{ kWh/t} \quad [4]$$

Vale dizer, recupera-se a energia descontada pelas perdas dinâmicas do moinho operando, sem considerar a energia gasta em movimentar o moinho vazio, e com um novo valor muito otimista para m' industrial.

$$m' = \frac{1}{1,025} = 0,98 \quad [5]$$

Para o caso dos moinhos convencionais de bolas, normalmente de menor diâmetro que os Autógenos, tem-se observado que a energia consumida em movimentar o moinho, sem bolas, equivale a 5-7% da potência total consumida pelo mesmo moinho a plena carga (35-40% de bolas), incluindo as perdas de transmissão, isto é 93 a 95% de eficiência de transmissão eletromecânica ($m' = 0,93$ a $0,95$).

Em moinhos Autógenos ou semi-Autógenos espera-se que este percentual seja bem superior, devido ao maior diâmetro do moinho e, também, ao fato de que a plena carga destes moinhos é obtida com percentual de enchimento muito inferior e com menor densidade da carga, de modo que a relação moinho vazio/moinho carregado é maior.

Baseado em dados industriais, o Modelo Operacional tem de terminado a seguinte fórmula para o cálculo da potência consumida por um moinho vazio, incluindo as perdas de transmissão.

$$VZ = (19,302 \times D) + \frac{919,23}{D} - 254,058, \text{ em kW} \quad [6]$$

Fórmula esta que, considerando o tipo de transmissão eletromecânica e, levando em conta a relação comprimento/diâmetro e a velocidade de rotação do moinho projetado, é corrigida da seguinte maneira:

$$VZ' = VZ \times \left(\frac{L}{D}\right) \times \left(\frac{B}{0,1836}\right) \times \left(\frac{0,90}{kl}\right), \text{ em kW} \quad [7]$$

Onde, D = diâmetro do moinho, pés

L = comprimento do moinho, pés

kl = constante de transmissão eletromecânica

B = fator que considera a velocidade crítica

$$B = 0,6 \times FV + \frac{0,1272}{FV} - 0,436 \quad [8]$$

sendo FV = fração da velocidade crítica (veloc. atual/veloc. crítica).

Exemplo 4:

O moinho industrial instalado na DISPUTADA DE LAS CONDES (Chile, 1981) é de 28' x 14', operando em média a 71% da velocidade crítica (11).

Capacidade média = 340 t/h

Consumo médio de energia = 13,27 kWh/t

De acordo com equação 6,

$$VZ = 19,302 \times 28 + \frac{919,23}{28} - 254,058$$

$$VZ = 319 \text{ kW}$$

Substituindo nas equações 7 e 8,

$$VZ' = 319 \times \left(\frac{28}{14}\right) \times \left(\frac{0,1692}{0,1836}\right) \times \left(\frac{0,90}{0,93}\right)$$

$$VZ' = 569 \text{ kW}$$

Agora, o consumo Gross do moinho em condições normais foi:

$$13,27 \times 340 \text{ t/h} = 4.512 \text{ kW}$$

$$\frac{569}{4.512} \times 100 = 12,6\%$$

$$m' = 0,874$$

Então, o moinho vazio mais as perdas de transmissão consomem 12,6% da potência total. Este valor é bem mais alto que aquele considerado nas avaliações técnico-econômica na etapa de projeto, quando o sistema semi-autógeno foi favorecido na sua comparação contra as alternativas convencionais.

O fator de segurança, de 10% ou mais, utilizado para projetar os sistemas não convencionais, é aplicado sobre a Potência Instalada e não sobre a potência líquida, de modo que, nas análises comparativas, este fator influe no investimento e não no custo operacional. Ou seja, esta metodologia atua novamente em favor da comercialização dos sistemas não-convencionais, porque é super-dimensionado o equipamento; porém, o custo de operação, para fins comparativos contra o sistema convencional, fica apenas no valor líquido acrescido em 2 ou 3% ($m' = 0,97$ a $0,98$).

Os autores recomendam que, para a projeção industrial de moinhos Autógenos ou semi-Autógenos, teria que se incorporar, já no custo de operação, a movimentação do moinho vazio, estimada em 10 a 15% para moinhos semi-Autógenos, dependendo do nível de enchimento de bolas, e de 15 a 20% para moinhos totalmente Autógenos ou de pebbles. Esta diferença é coerente com os maiores valores de consumo observados na prática industrial em relação aos valores normalmente estabelecidos na etapa de projeto.

DETERMINAÇÃO DO CONSUMO ESPECÍFICO DE ENERGIA PARA MOINHOS DE BOLAS CONVENCIONAIS (MÉTODO CLÁSSICO).

A partir de ensaios em planta piloto, torna-se possível estimar o consumo específico requerido para moer num moinho industrial, da seguinte forma:

$$\text{Consumo Piloto "Gross", CPG} = \frac{\text{Potência lida (kW)}}{\text{tph}}, \text{ kWh/t} \quad [9]$$

$$\text{Consumo Piloto "Net" CPN} = \text{CPG} \times \text{Eft}, \text{ kWh/t} \quad [10]$$

onde, Eft = % da transmissão de energia, descontando-se as perdas eletromecânicas das transmissões.

Utilizando a terceira lei de Bond,

$$W = \text{CPN} = 10 W_{10} \left(\frac{1}{\sqrt{P80}} - \frac{1}{\sqrt{F80}} \right), \text{ kWh/t} \quad [11]$$

De onde se calcula o "Work Index Operacional" (Wio, kWh/t) para as condições do teste (F80, P80).

Como as condições granulométricas industriais podem ser diferentes (F80', P80'), o consumo base e calculado da expressão:

$$W_{base} = 10 W_{io} \left(\frac{1}{\sqrt{P80'}} - \frac{1}{\sqrt{F80'}} \right), \text{ kWh/t} \quad [12]$$

O método energético convencional considera diversos fatores de eficiência (correção industrial) para o valor do consumo de energia. Para um exemplo específico estes fatores são:

EF3 = eficiência do maior diâmetro considerado na escala industrial (por exemplo 16,5 pés) = 0,914

EF4 = ineficiência por granulometria grosseira na alimentação (por exemplo 12.700 micrometros em vez de 4.000 micrometros, que é o máximo teórico) = 1,1938

então,

$$W_{esp} = W_{base} \times 0,914 \times 1,1938, \text{ kWh/t} \quad [13]$$

Exemplo 5:

Na operação de uma usina piloto para tratamento de minério de cobre sulfetado (12), obteve-se os seguintes resultados:

Potência lida (gross) = 39,34 kW
Capacidade da moagem = 2,13 t/h
Eficiência de transmissão = 81%

Isto é,

$$CPG = \frac{39,34}{2,13} = 18,47 \text{ kWh/t}$$

$$18,47 \times 0,81 = 10 W_{io} \left(\frac{1}{\sqrt{105}} - \frac{1}{\sqrt{5200}} \right)$$

$$W_{io} = 17,83 \text{ kWh/t}$$

$$W_{base} = 10 \times 17,83 \times \left(\frac{1}{\sqrt{105}} - \frac{1}{\sqrt{12.700}} \right)$$

$$W_{base} = 15,82 \text{ kWh/t (industrial)}$$

$$W_{esp} = 15,82 \times 0,914 \times 1,1938 = 17,26 \text{ kWh/t}$$

Onde este último valor constituiria, para fins comparativos o valor de projeto para o sistema convencional.

Exemplo 6:

Para o projeto de moagem semi-Autógena no El Teniente (13), foi utilizado um particular sistema de cálculo que favorece aos moinhos de bolas quando estes fazem parte do circuito DSAG (moinho semi-autógeno e moagem secundária de bolas, incluindo britagem da carga circulante).

O minério de El Teniente apresentou, na escala industrial, um Work Index Operacional de 21,2 kWh/t, portanto, a projeção do sistema "single stage" mostrou o seguinte consumo:

$$W = 21,2 \times 10 \times \left(\frac{1}{\sqrt{150}} - \frac{1}{\sqrt{10.000}} \right) = 15,21 \text{ kWh/t}$$

Agora, voltando ao circuito DSAG, as características da alimentação dos moinhos secundários de bolas era:

Produto moinho SAG = 51,15% da massa (2.159 μm)

Produto do britador = 48,85% da massa (5.970 μm)

A granulometria média da massa alimentada foi próxima a 4.000 μm (F80). Então, de acordo ao modelo de Bond:

$$W_{base} = 21,2 \times 10 \times \left(\frac{1}{\sqrt{150}} - \frac{1}{\sqrt{4000}} \right) = 13,96 \text{ kWh/t}$$

Esta deveria ser, para fins de projeto, a energia base a ser consumida pelos moinhos secundários, com alguma possibilidade de redução no caso de pré-classificar a alimentação (aprox. 20% a menos, segundo experiência dos Autores). Mas, os métodos de cálculo utilizados naquele projeto consideraram o seguinte:

- Diferença de energia entre F80 10.000 μm e 5970 μm (prod. do britador) = 0,62 kWh/t

ou seja,

$$15,21 - 0,62 = 14,59 \text{ kWh/t}$$

E, considerando só a potência para moer o produto britado,

$$W = (14,59 \times 0,4885) = 7,13 \text{ kWh/t}$$

Valor este que foi utilizado em "El Teniente" para projetar o sistema DSAG, quando comparado ao sistema convencional single-stage.

ANÁLISE COMPARATIVA

Na tabelas 2 e 3 mostra-se uma sequência de cálculo de Consumo Específico de Energia para ambos os sistemas de cominuição, a partir de informações típicas de Planta Piloto (12).

Nestas tabelas pode-se observar, a partir do mesmo valor de consumo "gross", uma tendência em favorecer o sistema semi-autógeno e, por outro lado, em prejudicar o sistema convencional. Uma avaliação correta dos ensaios mostraria uma diferença de quase 7 kWh/t em favor do sistema convencional. A metodologia usual de cálculo apresenta valores muito próximos. No capítulo seguinte serão analisados outros aspectos técnicos que poderiam definir ainda mais este quadro comparativo.

TABELA 2
CÁLCULO DO CONSUMO DE ENERGIA PARA MOINHOS SEMI-AUTÓGENOS
(CIRCUITO DSAG)

ITEM	MÉTODO ATUAL	MÉTODO CORRIGIDO (1)
1. ENSAIO PILOTO MOINHO 6' x 2':		
- Tamanho da Alimentação, μm	127.000	127.000
- Tamanho do Produto, μm	2.000	2.000
- Potência Lida, kW	14,0	14,0
- Capacidade, tph	0,758	0,758
- Consumo Gross, kWh/t	18,47	18,47
- Nível de enchimento de bolas, %	4,0	4,0
2. POTÊNCIA LÍQUIDA:		
- Moinho operando, kWh/t	14,66	14,66
- Moinho vazio (tare power)	(3,88)	(3,88)
- Potência líquida, kWh/t	10,78	10,78
3. SCALE-UP		
- Net Power x 1,025	11,05	-
- Net Power x 1,15 (incl. moinho vazio)	-	12,40
4. MOINHO SECUNDÁRIO		
- Tamanho da Alimentação, μm (vide exemplo 6)	5.970	4.000
- Tamanho do produto, μm	105	105
- Work Index Operacional, kWh/t	17,83	17,83
- Capacidade (t/h x 0,4885)	(t/h x 0,4885)	t/h
- Consumo base (Eq. 12), kWh/t	15,82	14,58
15,82 - 0,62	15,20	
15,20 x 0,4885	7,43	
- Desconto por pré-classificação	-	(2,92)
SUBTOTAL MOINHO SECUNDÁRIO, kWh/t	7,43	11,66
5. BRITAGEM (Sistema DSAG), kWh/t		
	0,52	0,52
TOTAL, kWh/t	19,00	24,58

(1) Proposição dos Autores.

TABELA 3
 CÁLCULO DO CONSUMO DE ENERGIA PARA MOINHOS CONVENCIONAIS NÃO
 OTIMIZADOS (CIRCUITO SINGLE-STAGE EM CIRCUITO FECHADO E ALTO
 NÍVEL DE ENCHIMENTO)

ITEM	MÉTODO ATUAL	MÉTODO CORRIGIDO (1)
1. ENSAIO PILOTO		
- Tamanho da Alimentação, μm	5.400	5.400
- Tamanho do Produto, μm	105	105
- Potência Lida, kW	39,34	39,34
- Capacidade, t/h	2,13	2,13
- Consumo Gross, kWh/t	18,47	18,47
- Nível de enchimento, %	35,0	35,0
2. POTÊNCIA LÍQUIDA:		
- Perdas de transmissão (19%)	(3,51)	(3,51)
- Potência Líquida, kWh/t	14,96	14,96
3. WORK INDEX OPERACIONAL		
- Wio, kWh/t	17,83	17,83
4. SCALE-UP		
(F80' = 12.700 μm e P80' = 105 μm)		
- Consumo base, kWh/t (Eq. 12)	15,82	15,82
5. FATORES DE EFICIÊNCIA		
- EF3 (diâmetro 16,5 pés)	0,914	0,914
- EF4 (de 4.000 a 12.700 μm)	1,1938	-
- EF4 (de 5.400 a 12.700 μm)	-	1,1013
<hr/>		
CONSUMO ESPECÍFICO MOAGEM, kWh/t	17,26	15,92
<hr/>		
6. BRITAGEM (Estimado), kWh/t	1,50	1,50
<hr/>		
TOTAL, kWh/t	18,76	17,42
<hr/>		

(1) Proposição dos Autores.

ALGUNS MITOS TECNOLÓGICOS QUE PREJUDICAM OS PROJETOS DE COMINUIÇÃO NO SISTEMA CONVENCIONAL

● Circuito Fechado

A utilização de circuitos fechados, comumente aceita, é produto de uma tradição fundamentada na determinação dos parâmetros energéticos do modelo de Bond. O fechamento do circuito encontra, como justificativa econômica, uma tabela utilizada por fabricantes de equipamentos, que define fatores de ineficiência dos circuitos abertos (7). Exemplificando, este fator aumenta em 20% o consumo específico de energia possível de obter em moinhos operando em circuito aberto, em comparação com o circuito fechado, quando a referência de controle granulométrico é baseada em P80 (80% de partículas abaixo do tamanho "P"), sem levar em consideração o nível de enchimento de corpos moedores, além de outros aspectos operacionais.

O Modelo Operacional discorda radicalmente da validade deste "mito tecnológico" e tem observado, e aplica este conceito nas suas rotinas de cálculo, que existe classificação hidráulica como fenômeno auxiliar dentro do próprio moinho, fenômeno este que foi comprovado industrialmente na moagem de minério de ferro em moinho de bolas "single-stage" (14). A performance deste moinho, operando em circuito aberto, com 22% de enchimento de bolas, foi comparada com a dos moinhos da instalação original da usina, operando no clássico sistema fechado (35-40% de enchimento).

Ao contrário do que foi sugerido pelos fabricantes, ficou demonstrado que o novo moinho, operando em circuito aberto, reduzindo à mesma granulometria, atinge cerca de 22% a menos de consumo específico de energia que os outros moinhos operando em circuito fechado (7,9 kWh/ton vs. 10,22 kWh/ton). O novo moinho, ademais, apresentou uma redução de 33% no consumo de revestimento e 14% no consumo de bolas. Tudo isto avaliado, em detalhe, durante cinco anos contínuos de operação.

É importante destacar que os Autores tem verificado que, num exemplo específico de britagem, o circuito aberto pode

atender com sucesso as necessidades de cominuição de uma usina, ainda com 16% a menos de investimento em relação ao circuito fechado (15).

● Nível de Enchimento de Bolas

Dependendo de condições próprias do minério, da operação e das características mecânicas do moinho, o Modelo Operacional demonstra, nas suas rotinas de cálculo, que existe um ponto ótimo para o nível de enchimento de bolas, normalmente na faixa de 16 a 25% do volume interno do moinho.

Nenhum dos modelamentos clássicos (energético ou cinético) demonstra esta importantíssima conclusão. Pelo contrário, a utilização de altos níveis de enchimento (35 a 40%) é de uso corrente nos projetos de instalações industriais, prejudicando, nas comparações técnico-econômicas, os custos de operação das alternativas convencionais de moagem.

A prática normal de moagem, na Alemanha Oriental, considera o nível de enchimento de bolas na faixa de 22 a 30% (16), enquanto nos Estados Unidos o valor médio observado é próximo de 36% (17).

● Diâmetro do Moinho

A abordagem energética do fenômeno, idealizada por Bond, é aperfeiçoada com um novo fator de correção adotado por fabricantes de equipamentos, fator este que atribui maior eficiência energética a medida que o diâmetro do moinho aumenta. Simulações feitas em computador, utilizando a fração de velocidade crítica sugerida pela literatura (7,17), demonstram que, ao contrário, a eficiência energética varia de maneira inversamente proporcional ao aumento do diâmetro do moinho, pois aumenta o consumo específico de energia.

● Cargas Circulantes

Para circuitos fechados de moagem, o Modelo Operacional tem demonstrado que, segundo a granulometria pretendida para o produto e o nível de enchimento do moinho, a carga circulante necessária do sistema varia entre 50 a 100%, no máximo.

O excesso de carga circulante observado em alguns circuitos de moagem, deve-se simplesmente ao erro de distribuição hidráulica do próprio sistema de classificação, cuja combinação "apex/vortex" deve ser satisfeita hidraulicamente ao se atingir o estado estacionário. O que muitas vezes passa desapercibido é que o classificador impõe sua performance ao moinho, e não ao contrário, como deveria ser.

Lembramos que, só a bomba centrífuga que alimenta o hidrociclone, para altos níveis de carga circulante, consome valores acima de 1,5 kWh/t de minério processado pelo moinho. Por outro lado, a redução da carga circulante traz consigo um incremento na densidade da polpa do "overflow", reduzindo as necessidades de espessamento, maximizando os tempos de residência nas operações unitárias posteriores, e reduzindo o consumo e bombeamento de água.

OTIMIZAÇÃO DO SISTEMA CONVENCIONAL

Mediante a aplicação do Modelo Operacional, foi desenvolvido um exemplo de cálculo cujo resumo é mostrado na Tabela 4.

TABELA 4

AVALIAÇÃO DAS ALTERNATIVAS DE MOAGEM CONVENCIONAL PARA UM PROJETO DE BENEFICIAMENTO DE SULFETOS DE COBRE, DE ACORDO AO MODELO OPERACIONAL

	DIMENSIONAMENTO CLÁSSICO	CIRC. OTIMIZADO (MOD. OPERACIONAL)
- Nº de moinhos	6	7
- Dimensões (D, L, em pés)	16,5' x 31,3'	16,5' x 30,2'
- Consumo específico de energia (kWh/ton), Net	16,89	14,73
- Potência aplicada por cada moinho, HP	5.048	3.773
- Potência total aplicada, HP	30.288	26.411
- Nível de enchimento de bolas, %	40	22,1
- Carga circulante, %	350	-
- Investimento total 1.000 US\$	37.730	36.140
- Custo de operação US\$/ton	1,88	1,50
- Custo de produção, US\$/ton (incl. custo financeiro)	2,39	1,99

Pode-se observar que, tamanha diferença de custos (US\$ 0,40/t) para um projeto que pretende processar 9 milhões de toneladas por ano, poderia significar uma economia anual de US\$ 3,6 milhões, o que equivale a quase 2% de recuperação de cobre dentro do processo. Quando comparado contra o sistema semi-autógeno, para o mesmo minério (vide Tabela 2), a diferença de custos de operação em favor do sistema convencional otimizado, poderia ser maior.

CONCLUSÕES

A fabricação de equipamentos de tratamento de minérios, principalmente de cominuição, é monopolizada por gigantescas corporações multinacionais, cuja tendência é comercializar "tecnologias" e não equipamentos padronizados, eliminando deste modo a possível concorrência de fábricas de outros países ou de pequenos fabricantes independentes.

A hipótese de utilizar sistemas autógenos ou semi-autógenos movimentam toneladas de minério até centros especializados, normalmente no exterior, onde estas tecnologias acabam frequentemente beneficiadas por tendenciosos métodos de avaliação. Grandes moinhos com motores de alta potência, que só podem ser fabricados em determinados lugares, são metodicamente recomendados.

O sistema convencional de cominuição, quando bem otimizado, contrapõe-se a toda esta armação comercial, porquanto, além de resultar mais econômico, torna o trabalho experimental muito simples, e moinhos de tamanho normal podem ser dimensionados e construídos em fábricas locais, evitando a fuga de divisas para o exterior, que envolve muitas vezes o pagamento de caríssimas consultorias, testes de planta piloto, fretes, royalties e o próprio equipamento, além de evitar a dependência tecnológica durante a vida toda do projeto.

O jogo de poder entre os diversos grupos fabricantes de moinhos resolveu-se nestes últimos anos em favor dos países escandinavos, os quais adquiriram o controle acionário das maiores empresas (na atualidade são centenas de fábricas ao longo do mundo, incluindo o Brasil). Enquanto isto acontece, o

desenvolvimento teórico do processo de cominuição fica paralizado, a partir de 1964 até hoje, no intento, pouco feliz em sua aplicação prática, de modelar a cominuição mediante analogias cinéticas da engenharia química.

A cominuição continua sendo uma arte para os operadores, um desafio para os pesquisadores e um bom negócio para os fabricantes de equipamentos.

REFERÊNCIAS:

1. A.P. YOVANOVIĆ, "Como Melhorar a Viabilidade dos Projetos de Mineração na América-Latina", Trabalho-diagnóstico, relatório interno CVRD/SUTEC, janeiro 1989.
2. A.P. YOVANOVIĆ, "A Tecnologia Mineral e o Desenvolvimento Econômico dos Países Latinos-Americanos", Revista Escola de Minas - REM, Imprensa Universitária, UFOP, Volume 44, Nº 2, pg.89-94, 1991.
3. A.P. CHAVES, Entrevista Pessoal, Revista Brasil Mineral, janeiro, 1989.
4. R. VILLAS BOAS, "Nova Política do CETEM", entrevista pessoal, Gazeta Mercantil, 07 de março, 1989.
5. S.M. JONES JR., "Cascade Milling Yesterday Today and Tomorrow", Seminário de Moagem Autógena de Minérios: "Primer Taller Nacional de Molienda Autógena de Minerales", Santiago, Chile, 1983.
6. J.C. MOTZ, "Types and Characteristics of Common Crushing Plant Flow Sheets", in: Design and Installation of Comminution Circuits, Edited by A.L. Mular and G.V. Jergensen, Society of Mining Engineers of the AIME, New York, 1982.
7. A.L. MULAR e R.B. BHAPPU, SME Mineral Processing Plant Design, 2ª Edição, New York, 1980.
8. G.Ch. CADWELL, "Design Considerations for the SAG Plant at Florence, Arizona", Seminário de Moagem Autógena de Minérios: "Primer Taller Nacional de Molienda Autógena de Minerales", Santiago, Chile, 1983.

9. T. KANAKA and K. TANAKA, "Design Features of A Semi-Autogenous Grinding Mill and A Comparison of Test Mill Data With Actual Operation Data", Primer Taller Nacional de Molienda Autógena de Minerales, Santiago, Chile, 1983.
10. J.E. MORALES, "SAG Milling in Los Pelambres Project, Primer Taller Nacional de Molienda Autógena de Minerales, Santiago, Chile, 1983.
11. G. VON BORRIES e F. VILLANVEVA, "Experiência Operacional em Molienda Semi-Autógena em Concentrador San Francisco de Campaña Minera Disputada", 32ª convenção do Instituto de Ingenieros de Minas de Chile, 1981.
12. A.P. YOVANOVIĆ, serviços de consultor para CVRD, Projeto Cobre Salobo, 1987-1988.
13. F. VIVANCO e D.J. BARRAT, "Development of the Semi-Autogenous Grinding Alternativa for the Concentrator Expansion at El Teniente", COOPER 87 - International Conference, Santiago, Chile.
14. B. FORSUND, I. NORKYN, K.L. SANDVIK e K. WINTHER, "Sydvarangers 6.5 m diameter x 9.65 m Ball Mill", in: XVI International Mineral Processing Congress, edited by E. Forssberg, Elsevier Science Publishers, B.V., Amsterdam, 1988.
15. A.P. YOVANOVIĆ e H.P. MOURA, Serviços de Consultoria para Mineração URUCUM LTDA, 1989-1990.
16. L.G. AUSTIN, R.R. KLIMPEL e P.T. LUCKIE, "Process Engineering of Size Reduction: Ball Milling", AIME, 1984.
17. N.L. WEISS, SME - "Mineral Processing Handbook", New York, 1985.
18. A.P. YOVANOVIĆ, "Uma Nova Abordagem à Tecnologia Mineral: O Modelo Operacional", Revista Minérios, 167, 26-33, 1991.
19. A.P. YOVANOVIĆ e L.R. FREITAS, "Mass Concentration by Froth Flotation: Application to the Copper Industry", Congresso COPPER 91, Ottawa, Canadá, Agosto 1991.