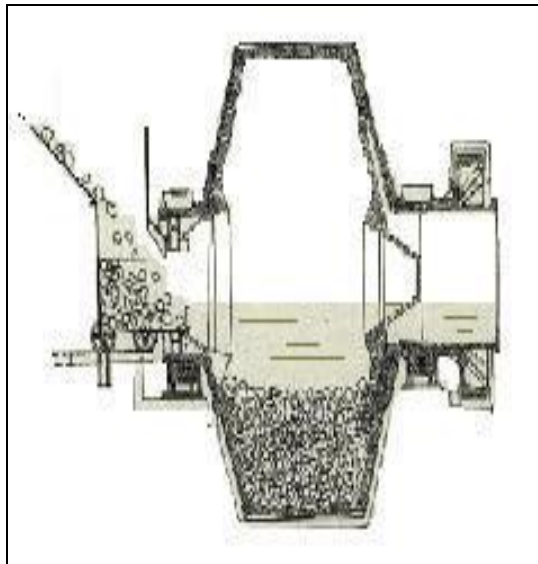




MODELO OPERACIONAL

Otimização e Controle de Processos Mineraiis



MOAGEM AUTÓGENA E SEMI-AUTÓGENA

Alexis P. Yovanovic

Engenheiro Civil - Químico, Universidad Católica del Norte, Chile (1973)
Fone (31) 3285 3923. ayovanovic@modelooperacional.com.br



CAPÍTULO 7

MOAGEM AUTÓGENA E SEMI-AUTÓGENA

7.1 Introdução

7.1.1 A Tecnologia

*Tal como su nombre lo indica, la molienda autógena es aquel proceso de reducción de tamaño cuyo efecto es producido por el mismo mineral a moler. En el proceso autógeno de molienda se utiliza un molino cilíndrico, normalmente de diámetro mayor que el largo, en el cual el “medio de molienda” son partículas de mayor tamaño del mismo mineral. Los métodos empleados en la molienda autógena se pueden clasificar de acuerdo al tipo de molino, al producto entregado (o alimentado) y al medio de molienda utilizado, de la forma mostrada en la **Tabla 7.1.1**.*

Tal como o seu nome indica, a moagem autógena é aquele processo de redução de tamanho cujo efeito é produzido pelo mesmo minério a moer. No processo autógeno de moagem é utilizado um moinho cilíndrico, normalmente de diâmetro maior que o comprimento, no qual o “meio de moagem” são partículas de maior tamanho do mesmo minério. Os métodos empregados na moagem autógena podem-se classificar de acordo ao tipo de moinho, ao produto entregue (ou alimentado) e ao meio de moagem utilizado, da forma mostrada na **Tabela 7.1.1**. A marca *Cascade Mill* foi patenteada pela Hardinge, e refere-se à moagem a úmido em moinhos de alta relação D/L, seja de forma totalmente autógena (AG) ou semi-autógena (SAG). A marca *Aerofall* foi registrada pela Aerofall Mills Limited, e refere-se à moagem a seco em moinhos de alta relação D/L, seja AG ou SAG.

Tabela 7.1.1 – Sistemas Autógenos de Moagem

TIPO DE MOINHO	Seco (Por exemplo, Aerofall) Úmido (Por exemplo, Cascade)
PRODUTO	Primário (Grosso) Secundário (Fino)
MEIO DE MOAGEM	Totalmente Autógeno – AG Parcialmente Autógeno – Pebbles Semi-Autógeno - SAG



A utilização de minério ou rocha como meio de moagem não é novo, e numerosos sistemas têm sido desenvolvidos durante muitos anos. No uso de moinhos cilíndricos, existe o antecedente de um ensaio feito por H.W. Hardinge, registrado na Revista AIME Transactions, de outubro de 1908. Neste teste foi selecionado minério de Magnetita (Fe_2O_3) como meio de moagem, em fragmentos de 8 polegadas, para reduzir uma alimentação de $-1''$ para um produto de 80 mesh (177 μm), numa só operação. A rigor, já em 1906 começaram a ser efetuados testes de moagem Autógena na África do Sul, com minério de Quartzo aurífero, operando com pebbles do próprio minério.

Durante 1916, minério de Barita ($BaSO_4$) foi reduzido utilizando grandes fragmentos desse mesmo minério como meio de moagem, num moinho cônico-cilíndrico de 8 pés de diâmetro por 30 polegadas de comprimento. Os corpos moedores foram escolhidos entre o material alimentado e o resto foi britado a $-1''$ e logo alimentado ao moinho, junto com estes “pebbles” de grande tamanho. O moinho operou a úmido e entregou um produto de 95% -325 mesh ($P80 = 40 \mu m$).

Em 1938, a empresa American Nepheline Co. (EUA) operou um moinho Hardinge tipo cônico, de pebbles, de 8 pés de diâmetro por 36 polegadas de comprimento, trabalhando em seco. Partículas de Sienita (rocha com pouco Quartzo, cujos grãos são de grande tamanho) de $3''$ foram removidas de uma etapa de britagem intermediária e alimentadas ao moinho, junto com o produto fino da britagem (aproximadamente 3 mesh, ou 6,73 mm). O sistema operou em circuito fechado com peneira vibratória.

Da experiência acumulada até os anos 50, podia observar-se o seguinte:

- O maior desenvolvimento da moagem autógena foi experimentado na África do Sul, para minérios de Quartzo aurífero;
- As instalações para minério de Cobre tiveram o seu início na década de 50, nos países escandinavos;
- Os resultados observados nestes processos fazem concluir, aos pesquisadores da época, que o fenômeno de moagem é devido fundamentalmente ao mecanismo de atrição mais do que por impacto;
- A capacidade do “meio de moagem”, sejam bolas de aço ou pebbles, é diretamente proporcional à sua gravidade específica;
- Os moinhos do tipo “pebbles”, cuja gravidade específica é menor, precisam de alta diluição da polpa (baixa viscosidade) para operar corretamente, e são mais fáceis de operar em moinhos com descarga por overflow;
- O consumo de pebbles é geralmente muito alto (na American Nepheline o consumo era de 12,5 kg/ton), de modo que a operação prévia de classificação da carga deve fornecer de uma quantidade suficiente de pebbles ao moinho;
- O consumo dos pebbles é proporcional ao seu tamanho.

A avaliação feita neste Capítulo visa mostrar que estas tecnologias não são a novidade destes tempos, e também, mostrar as suas verdadeiras vantagens e desvantagens, frente aos processos convencionais. Na ótica do **Modelo Operacional**, os sistemas convencionais de britagem e moagem são muito mais convenientes tecnicamente (melhores resultados metalúrgicos), e em termos de custos de investimento e de operação, ainda considerando a possibilidade de desenvolver um parque tecnológico nacional e local, em torno às opções tecnológicas possíveis e padronizadas para todos os países do Mercosul.



7.2 Mecanismos Fundamentais e Definições

As avaliações históricas inseridas neste item são extraídas, quase que em sua totalidade, de estudo feito em 1978 (Yovanovic, 1978), de modo que muitos dos problemas citados podem têm sido corrigidos na atualidade, e assim será destacado nos itens seguintes. Mas, o interessante desta avaliação, é que muitas das conclusões obtidas na época refletem o sentimento “operacional” destes processos, sem possuir ainda a conotação comercial em que eles se encontram hoje, onde as avaliações são muito pouco isentas e é muito difícil enxergar, atrás de sistemas matemáticos e eletrônicos, os verdadeiros problemas destas tecnologias e das questões operacionais que ainda preocupam aos operadores, principalmente o problema da falta de lisura nas avaliações frente às alternativas convencionais.

Os minérios heterogêneos, como são quase a totalidade dos minérios submetidos à moagem com finalidade posterior de separação com concentração de massa, manifestam a sua heterogeneidade em dois momentos cruciais dentro do processo: 1) na separação dos componentes principais ou da substância principal da ganga, que acontece na etapa de britagem terciária; 2) no momento de atingir tamanhos próximos do grão individual das substâncias, o qual está relacionado com a liberação das partículas e a performance das operações posteriores de separação com concentração. O moinho autógeno se preza de permitir ao minério “falar” por si mesmo, mas essa permissão é dada num momento em que processo não pode tomar nenhuma medida efetiva em favor dessa peculiaridade, mas apenas tentar absorver essa variabilidade, em plena continuidade, numa operação que não pode parar a toda hora nem pode descarregar num stock-pile de polpa, de modo que o resto do processo que se segue deve sofrer esta variabilidade. **Os moinhos autógenos e semi-autógenos não se aproveitam da heterogeneidade do minério, mas apenas sofrem com os seus impactos.**

O processo de pré-concentração sugerido pelo **Modelo Operacional** permite que, após a britagem por impacto, as frações possam ser separadas para o posterior tratamento individual ou para a eliminação de um ou mais componentes, que não são realmente “minério” mas que apenas acompanham ele desde a jazida, dentro da solução rochosa.

7.2.1 Moagem Totalmente Autógena - AG

7.2.1.1 Definições

Num moinho de relativamente grande diâmetro é alimentado todo o minério, do jeito que ele vem da jazida ou, como é mais freqüentemente usado, do produto do britador primário, e por cominuição própria são reduzidos todos os tamanhos, em forma simultânea, até a granulometria desejada, prescindindo do uso de outros elementos auxiliares como meio de moagem (barras, bolas ou pebbles). Os moinhos completamente autógenos são normalmente utilizados na etapa de moagem primária, e podem ser do tipo seco ou úmido. Uma forma simples de descrever as características físicas de um moinho determinado é através da sua relação diâmetro/comprimento (D/L), ou ao inverso. Os moinhos autógenos, em geral, possuem uma relação D/L maior que 1; os moinhos primários totalmente autógenos se caracterizam por uma relação $D/L > 1,5$, e por uma alta razão de redução do minério. A alimentação para um moinho autógeno deve ser contínua, e consiste num material cuja granulometria flutue entre tamanhos muito grossos e outros muito finos, como acontece correntemente com a descarga do britador primário. O moinho autógeno, então, viria a substituir as etapas secundária e terciária de britagem.



Diferentemente dos sistemas convencionais de moagem, e até com os sistemas semi-autógenos, a moagem totalmente autógena requer de um grande controle sobre diversas variáveis que os outros sistemas não precisam, e que devem ser levados em consideração junto com os estudos de viabilidade destas alternativas:

1. O tamanho máximo da alimentação é o fator dominante na redução da outra parcela de material dentro do moinho. É conveniente possuir uma alta porcentagem de minério de grande tamanho na alimentação, pois é este o meio de moagem;
2. Deve prestar-se especial atenção às características físicas do minério a moer (como por exemplo, a gravidade específica, aspecto que notadamente não é levado em consideração em quase nenhuma das abordagens conhecidas, com exceção do **Modelo Operacional**).

As experiências em escala industrial, para minérios de Cobre são muito poucas, e por esta razão não são muito padronizados os critérios de operação e de dimensionamento destes equipamentos. Até 1978 tinha-se a referência de apenas 8 moinhos totalmente autógenos em operação para minério de Cobre: 6 deles na empresa Island Copper (Canadá), de 32 pés de diâmetro e 14 pés de comprimento e 2 moinhos no Concentrador de Aitik, da Boliden AB (Suécia), de 20 pés de diâmetro por 34,5 pés de comprimento.

7.2.1.2 Operação e Testes

A ação fundamental que acontece num moinho AG é a abrasão, ou cominuição de baixa energia que produz o desgaste das partículas pela esfregação, sem acontecer a quebra integral delas, excetuando a quebra por impacto que ocorre parcialmente dentro do moinho pela ação de levante e queda das rochas de maior tamanho. Esta característica faz com que o produto dos moinhos AG seja bastante mais fino que o desejado, próximo do tamanho natural dos grãos, e com maior consumo específico que o possível de obter em sistemas convencionais ou no sistema SAG. Num moinho totalmente autógeno existem grandes variações de moabilidade, pelo que são necessários complexos sistemas de controle, em todos as fases tecnológicas, tanto na etapa de pesquisa (que hoje evoluíram para testes que consideram todo o corpo mineral) como na operação, como é o caso do sistema de velocidade variável. Para muitos tipos de rocha, a mistura proporcional de duas espécies diferentes acarreta perdas de eficiência, quando avaliadas por separado.

Os moinhos-piloto que têm servido de base para o dimensionamento de muitas instalações industriais possuem entre 1,7 a 1,8 m de diâmetro, e são utilizadas entre 20 a 25 toneladas de minério como mínimo para cada teste a seco, e de 30 a 40 toneladas para moagem a úmido. Testes adicionais requerem entre 10 a 15 toneladas a mais. Na época avaliada, não existiam testes de laboratório, em escala de bancada, que pudessem substituir os testes contínuos em escala piloto, excetuando alguns testes qualitativos, desenvolvidos em moinho Aerofall de 18 polegadas, a seco, que permitiriam obter o Autogenous Work Index (AWI) do minério ou minérios avaliados, provenientes de diversas partes da jazida, como veremos no item 7.3.1.7. Como o moinho tende a reter aquelas frações que são mais duras, o moinho piloto demora algum tempo (ao redor de 12 horas) para estabilizar e fazer iguais o fluxo de entrada e o fluxo de saída, em peso e em composição química. A avaliação de resultados inclui a carga acumulada no moinho, após o ensaio, e os valores medidos incluem, dentre outros aspectos: F80, P80, taxa de produção, potencia, volume interno do moinho ocupado pela carga, além do peso, granulometria e gravidade específica desta carga.



Na parte operacional, em moinhos operando a seco (do tipo *Aerofall*), se observa dentro do moinho uma clara diferenciação entre as partículas finas e as grossas. As grossas são distribuídas nos extremos do cilindro (alimentação e descarga), cercado o material fino na zona central do moinho, ocasionando segregação lateral e carga não uniforme. Na prática industrial constatou-se que a combinação entre o moinho autógeno primário com moinho secundário de pebbles possui algumas vantagens para rochas de minérios metálicos. O moinho de pebbles permite incrementar a produção do moinho primário, diminuindo a carga circulante deste. O volume de carga requerido em moinhos secos, do tipo *Aerofall*, geralmente oscila entre 27 a 28% do volume interno do moinho. Os moinhos de teste do tipo cascade, a úmido, operam normalmente a 28 – 30% do seu volume.

7.2.1.3 Tamanhos Críticos

Para minérios com dois ou mais componentes que respondem de forma diferente á moagem, é possível que o mais resistente deles se acumule na carga do moinho, ocupando grande parte do volume interno disponível e reduzindo a taxa de moagem do moinho. Este material, dependendo da sua gravidade específica e de outros fatores, como o tamanho procurado no produto (P80) e o tamanho das rochas que servem de corpos moedores, pode atingir uma faixa granulométrica que normalmente vai de 8 até quase 100 mm, que são duros demais para serem quebrados pelo impacto das rochas ou para serem cominuidos por abrasão numa taxa aceitável. Estas partículas são normalmente geradas por duas fontes; na alimentação do moinho ou pela redução e quebra das rochas maiores.

Entre as soluções que têm sido procuradas para resolver este problema são citadas:

- Descartar este material se for de baixo teor (Eatsman e Howald, 1964). O Leitor pode observar que este é exatamente o conceito de pré-concentração introduzido pelo **Modelo Operacional**, apenas que com maior eficiência e menores custos, como seria feito por britadores terciários de impacto.
- Britar e devolver como carga circulante. Existem circuitos industriais que operam desta forma.
- Utilizar como pebbles para alguma etapa posterior de moagem secundária. Procedimento muito utilizado nos países escandinavos e que veremos no próximo item 7.2.2.
- Converter o moinho AG para moinho SAG, adicionando bolas de aço para poder reduzir estes tamanhos críticos dentro do próprio moinho, como será tratado no item 7.2.3.

7.2.2 Moagem Parcialmente Autógena (Pebbles)

A maior parcela do minério é reduzida até um produto semifino, através de processo convencional de cominuição (ou num moinho autógeno primário). Esta fração de minério é então alimentada num moinho parcialmente autógeno (chamado de pebbles) em forma conjunta com uma parcela de material grosso separada da descarga do britador primário, a qual serve como meio de moagem. Esta fração grossa ou pebbles sé usualmente obtida mediante o peneiramento do material da etapa de britagem precedente, mas também podem ser extraídos da própria jazida, na forma de rochas, escoria, etc. A moagem com pebbles pode ser utilizada tanto na etapa primária como secundária, e em ambos casos quase que exclusivamente em operação a úmido. No item anterior foi comentado que a primeira experiência com este sistema provém de 1906.



A moagem de pebbles, inicialmente, não teve nenhum tipo de difusão fora da África do Sul, de modo que apenas durante os anos 50 foi introduzido o primeiro moinho de pebbles no Canadá, no concentrador de Ouro de Lake Shore Mines. Já no final da década de 50 uma grande quantidade de moinhos de pebbles foi introduzida no EEUU e no Canadá, todos para moagem secundária. Nos países Escandinavos este método foi introduzido a mediados da década de 50, começando com o concentrador Keretti, da empresa Outokumpu OY da Finlândia. Posteriormente se somaram as instalações de Boliden AB e Luossavaara-Kiirunavaara AB (LKAB), ambas na Suécia. Existem na época algumas experiências com menos de Cobre quebradiças (de origem metamórfico: quistos, gneis, etc.) como Keretti, Kotalahti, Pyhasalmi, todas da Outokumpu OY na Finlândia; Aitik, da Boliden AB na Suécia e Bayard, nos EEUU. A moagem primária com pebbles não teve a mesma aceitação que a secundária, pela falta de pebbles de grande tamanho, numa quantidade adequada. No ano de 1972, as únicas instalações primárias de moagem com pebbles conhecidas (além daquelas da África do Sul), eram 4 usinas operadas pela Outokumpu em Finlândia.

Em compensação, também a partir do final dos anos 50, diversas usinas da Boliden AB, da Suécia, converteram o sistema convencional de barras e bolas, para o sistema barras e pebbles. Até 1973, já existiam 10 circuitos industriais de moagem da Boliden nestas condições. A produção total destas usinas era de 6,5 milhões t/ano, economizando em média quase 8.600 toneladas de aço por ano (Fahlstrom, 1973).

Outra das razões pela qual são preferidos os moinhos de pebbles apenas como moinhos secundários, é que para um moinho secundário convencional o custo derivado do desgaste dos corpos moedores de aço é muito alto, o qual seria eliminado com a utilização de pebbles do mesmo minério. Outra razão provém do fato de que é mais simples e de baixo custo “adaptar” um moinho convencional como um moinho de pebbles, em etapa secundária, que redimensionar um sistema primário, o qual requer longas e custosas mudanças. Podemos citar o caso do concentrador Weed, da Anaconda (EEUU), que mudou os seus moinhos de pebbles para moinhos de bolas, devido a sérios problemas operacionais e de manutenção, gerando perdas de tempo pelo equipamento parado e enormes flutuações na taxa de alimentação, derivadas das mudanças de características físicas dos pebbles.

Em resumo, quando é planejada uma nova instalação, com base nesta alternativa tecnológica, é obviamente mais atrativo moer diretamente o material extraído da mina num moinho totalmente autógeno ao invés de um moinho de pebbles, já que não é preciso separar material fino e classificar pebbles na alimentação. No caso em que a moagem autógena não seja adequada, o moinho de pebbles seria então a seguinte alternativa.

7.2.2.1 Características da Moagem com pebbles

- Os moinhos primários de pebbles podem ser operados em circuito aberto (como comprovado nas operações da Outokumpu OY), ou em circuito fechado (como acontece em quase todas as instalações da África do Sul).
- Os moinhos de pebble secundários são geralmente operados em circuito fechado com hidrociclones (ou com algum outro tipo de classificador).
- A capacidade ou competência do “meio de moagem” (sejam bolas de aço ou pebbles) é diretamente proporcional à sua gravidade específica.
- Os moinhos de pebbles são mais fáceis de operar em moinhos com descarga por overflow.



7.2.2.2 Características dos Moinhos

A moagem com pebbles, na África do Sul, foi inicialmente efetuada em moinhos tubulares, com dimensões típicas de 1,7m (5,5 pés) de diâmetro por 6,7m (22 pés) de comprimento. Os desenhos mais modernos foram aumentando o diâmetro dos moinhos, e junto com isso aumentando a relação D/L. A energia que um moinho pode entregar à rocha é proporcional ao diâmetro do moinho elevado a 2,5 – 2,65. Isto significa, por exemplo, que um moinho de 14 pés de diâmetro por 16 pés de comprimento terá aproximadamente um 50% de maior capacidade que outro moinho de 12 pés por 16 pés de comprimento. Por outro lado, para uma determinada taxa de produção e dentro de certos limites, o maior diâmetro demanda maior custo de investimento e de operação, principalmente o consumo de energia elétrica.

Devido à menor densidade dos pebbles em comparação com as bolas de aço, os moinhos de pebbles são construídos com maiores dimensões que os moinhos convencionais, para a mesma potência instalada. Outro elemento importante, que na época era considerado, é que existe uma relação área/volume, dentro do moinho, que propicia um menor consumo de revestimentos. Foi determinado, nos anos 70, que a melhor relação D/L ficava em torno de 0,7 a 1,0. Os pebbles possuem uma gravidade específica consideravelmente mais baixa que um médio de moagem de aço, pelo tanto precisam de equipamentos de maiores dimensões que os moinhos convencionais, com antes indicado, para a mesma potência instalada. Esta situação implica numa área de maior exposição, pelo tanto com maior desgaste de revestimentos.

A velocidade ótima do moinho possui uma forte dependência com o tipo de revestimento utilizado; uma alta velocidade produz alto consumo de revestimentos. A faixa de trabalho mais utilizada flutua entre 60 a 75% da velocidade crítica do moinho. Tem-se comprovado que, para um aumento de 12% na velocidade, o desgaste de revestimentos é incrementado em 20%. Por outro lado, para velocidades superiores a 75% da velocidade crítica, é possível manter a mesma eficiência de moagem (expressa em kWh/t de -200 mesh produzida) para diferentes tipos de liners (o moinho perde a dependência da forma e tipo dos revestimentos).

7.2.2.3 Densidade da Polpa

A densidade da polpa é de grande importância para um moinho de pebbles. Uma baixa densidade conduz a uma baixa viscosidade e com isso um movimento mais livre dos pebbles através da polpa, incrementando a eficiência da cominuição. Em compensação, o consumo de pebbles aumenta, ao perder o amortecimento gerado pela alta viscosidade.

O realmente importante nesta avaliação é a viscosidade da polpa, como estudado no item 2.4. A simples avaliação da densidade em função da % de sólidos em peso não reflete bem esta situação; para uma mesma densidade de polpa, um minério de alta gravidade específica provocará uma menor viscosidade na polpa que um outro minério de gravidade específica menor. Muitos operadores utilizam como medida a % de sólidos em volume. Nas operações observadas na África do Sul, a densidade da polpa é mantida normalmente entre 40 a 45% de sólidos, em volume (equivalente a 67 a 70% de sólidos em peso, para os minérios de Quartzo aurífero). A densidade de polpa ótima depende também do tamanho e peso dos pebbles. A modo de comparação, os moinhos de bolas convencionais trabalham com 45 a 50% de sólidos em volume, ou seja, um pouco superior à porcentagem utilizada nos moinhos de pebbles.



7.2.2.4 Tamanho e Consumo de Pebbles

O tamanho dos pebbles (normalmente extraídos nas etapas anteriores de britagem) é comumente selecionado com base no peso, procurando tamanhos de pebbles cujo peso seja equivalente ao peso que teria a bola de aço que seria usualmente necessária na moagem convencional do mesmo minério. Em outras palavras, o volume de pebbles dentro do moinho é inversamente proporcional à gravidade específica do minério.

Alguns exemplos são:

- East Geduld, Union Corporation – Moinho Secundário: Peso = 1,5 kg. SG = 2,8
- Aitik, Boliden AB – Moinho Secundário: $\varnothing = 40$ a 90mm SG = 2,8
- Keretti, Outokumpu OY – Moinho Primário: $\varnothing = 80$ a 250mm SG = 3,5

A vida dos pebbles depende principalmente de dois aspectos: o grau de abrasão e a resistência ao impacto. Existem muitíssimos fatores que influem nos dois aspectos mencionados: resistência à abrasão, tamanho dos pebbles, densidade da polpa, diâmetro do moinho, velocidade do moinho, tipo de liners, etc.

7.2.3 Moagem Semi-Autógena

Consiste numa derivação da moagem autógena, que utiliza uma porcentagem, que oscila entre 4 a 10% de volume interno do moinho, de bolas de aço como meio adicional de moagem. Algumas definições mais antigas estendem esta definição para qualquer alteração utilizada, por exemplo, a remoção de certas faixas chamadas de “tamanhos críticos” de dentro do moinho também é chamada de moagem autógena modificada. O tamanho crítico do minério, para a moagem autógena, é aquela parcela de material cuja granulometria é superior à desejada no produto, mas que também é pequena demais para produzir algum efeito de cominuição dentro do moinho. Para simplificar os conceitos, neste texto utilizaremos o termo de **Moagem Semi-Autógena** (SAG) para as operações que utilizam bolas de aço como meio adicional de moagem.

Este sistema, além de apresentar-se como opção para a moagem dos tamanhos críticos gerados no interior dos moinhos AG, apresenta melhores condições de controle operacional e compatibilidade para operar como etapa primária de moagem, em conjunto com etapa secundária de Bolas (principalmente na América) ou secundária de Pebbles, com já era muito popular nos países escandinavos na década de 50. A grande maioria dos projetos de cominuição de minérios metálicos não ferrosos começou a se interessar por esta tecnologia, que mesmo apresentando menores consumos de energia que o sistema AG, incorporava novos custos derivados do consumo de bolas de aço. Nas avaliações frente aos sistemas convencionais, o argumento utilizado como benefício era a substituição das então complexas usinas de britagem, significando um leve menor investimento e menores custos de operação e manutenção.

A eficiência da moagem autógena, em termos de kWh/t, pode melhorar junto coma adição de bolas de aço, mas, ao superar um volume determinado de enchimento de bolas o moinho torna-se inoperável. Em testes para escala industrial de moagem semi-autógena no Concentrador Arthur, da Utah Mining, da Kennecott (EUA), no ano de 1963, comprovou-se que, num moinho de cascata de 24 pés de diâmetro por 8 pés de comprimento, ao operar com uma carga de bolas acima da considerada limite, aumenta de forma descontrolada a carga circulante, os hidrociclones começam a se obstruir, descarregando grossos pelo overflow, e as tubulações também acabam obstruindo-se.



Para um moinho Aerofall (moagem a seco), quando este se carrega com baixa proporção de bolas em relação à alimentação, o tamanho e a dureza do minério alimentado possuem um efeito significativo na capacidade de produção. Quando a carga de bolas aumenta e a razão bola/minério cresce, a capacidade do moinho aumenta, perdendo gradativamente a sua dependência com a natureza do minério alimentado, até perder toda dependência quando a carga de bolas é grande. Em compensação, a adição de bolas de aço em moinhos autógenos faz aumentar consideravelmente o desgaste dos revestimentos. Esta situação é muito notória nos moinhos semi-autógenos a úmido, do tipo Cascade Mill.

Para o caso particular de usinas de beneficiamento de minério de Cobre, o sistema geralmente utilizado é de semi-autógeno a úmido, por exemplo:

- Cyprus Pyma (EEUU): 2 moinhos, D = 28 pés; L = 18 pés
- Similkameen (Canadá): 3 moinhos, D = 34 pés; L = 14 pés

Para minério de Ferro, a tendência é de usar moagem semi-autógena a seco:

- Hibbing Taconite (EEUU): 6 moinhos, D = 36 pés; L = 15 pés

Estes últimos, na data da pesquisa feita pelo Autor (1978), eram os maiores do mundo. Os seis moinhos eram da marca Allis Chalmers, de 6.000 HP. O circuito foi projetado para a produção de pellets, atingindo, numa única etapa, 85% - 325 mesh.

7.2.3.1 Moagem a Úmido (Cascade Mill)

De acordo com a experiência obtida em diferentes escalas de produção e por sugestões dos próprios fabricantes de equipamentos, é recomendável operar estes moinhos a aproximadamente 70% da sua velocidade crítica e com uma porcentagem de sólidos, em peso, entre 60 e 65%. O sistema de controle deve estar baseado no nível de polpa dentro do moinho, o qual deveria corresponder a aproximadamente 27 - 30% do volume interno. Para um Moinho de Cascada o incremento da proporção de material grosso na alimentação significa um aumento na capacidade do moinho, com a correspondente redução do seu consumo unitário de energia, aproximando a granulometria de descarga com aquela possível de obter num moinho de bolas convencional. A eficiência também aumenta quando esta fração grossa é de maior dureza.

A redução da velocidade de rotação num moinho de cascada, como também a redução na altura dos lifters dentro do moinho, afetam a eficiência da moagem autógena, diminuindo a capacidade de tratamento e com isso aumentando o consumo específico de energia. Por outro lado, os lifters de muito pouca altura se desgastam rapidamente. Na época da pesquisa, o material recomendado para os liners era de aço Ni-Cr-Mo em tratamento térmico (geralmente são de aço Ni-hard). Os lifters preferem-se de aço ao manganês. Apesar de que o moinho de cascada entrega um produto com P80 inferior que um moinho convencional, no caso da flotação não se observam diferenças significativas nos resultados metalúrgicos, tanto para o Cobre como na Molibdenita. Por outro lado, o tamanho deste produto e a taxa de produção não podem ser eficientemente controlados nos moinhos de cascada, particularmente nos minérios muito heterogêneos.

A distribuição granulométrica do material alimentado ao moinho também possui um importante papel no tempo requerido para atingir o estado estacionário e na taxa de produção do moinho.



Goldman e outros (1991) estudam este fenômeno num moinho piloto *Cascade Mill* operando em circuito aberto. O material alimentado foi separado em três frações e alimentado em diferentes proporções ao moinho, da forma mostrada na **Tabela 7.2.1**.

Tabela 7.2.1 – Distribuição Granulométrica na Alimentação (**Goldman e outros**, 1991)

FAIXA, μm	TESTE A	TESTE B
+ 108.000	30%	20%
54.000	20%	20%
- 54.000	50%	60%

O moinho piloto demora quase 2 horas em atingir o estado estacionário, ou seja, para estabilizar o peso da carga (água, minério e bolas) dentro do moinho, o qual é obtido de diferente forma para os dois testes avaliados, como ilustrado na **Figura 7.2.1**.

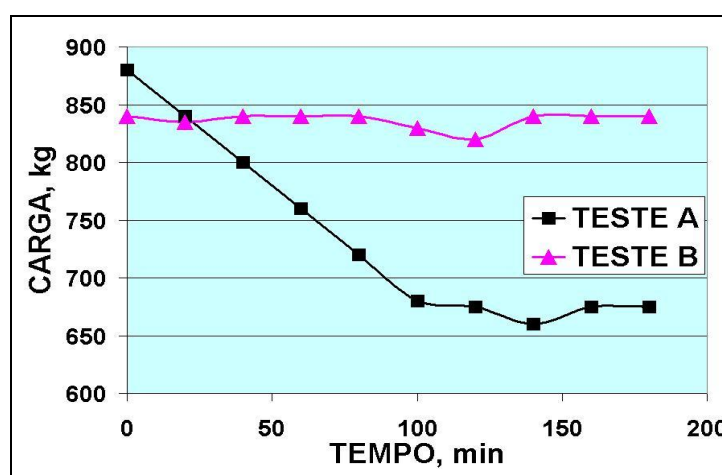


Figura 7.2.1 – Carga do Moinho em Função do Tempo (**Goldman e outros**, 1991)

Observando a taxa de produção, o teste A começou com 600 kg/h e demorou 2 horas até atingir uma taxa de 800 kg/h. O teste B começou com 900 kg/h e manteve esta taxa de forma muito estável, com uma pequena oscilação de carga após 2 horas de operação.

7.2.3.2 Moagem a Seco (Aerofall)

O modelo Aerofall é o moinho a seco mais conhecido do mundo, e pode ser operado de forma totalmente autógena (AG) ou com uma quantidade importante de bolas de aço como meio de moagem (SAG). Geralmente são utilizados na moagem de minérios de Ferro. Na data da pesquisa (1978, atualizada até 1983) não se tinha conhecimento de moagem a seco de minérios de Cobre, apenas em testes piloto, como será visto a seguir.

A característica mais importante do moinho Aerofall é a sua geometria, que favorece a saída imediata das partículas finas desde o interior do moinho, através de uma corrente de ar produzida por um sistema classificador, evitando a supermoagem e também o amortecimento da quebra nas partículas que ainda precisam ser moídas. Estes moinhos possuem uma relação D/L muito elevada. Por exemplo, o moinho Aerofall da Jones and Laughlin Steel Corporation (EUA), instalado em 1955, possuía um diâmetro de 17 pés e um comprimento de 5 pés.



A moagem a seco produzida por um moinho Aerofall produz uma liberação mais seletiva das partículas mineralizadas, com o conseguinte incremento na recuperação no processo de flotação. Por outro lado, através do sistema de moagem a seco de minérios sulfetados de Cobre, se observa que a Pirita apresenta uma atividade excessiva durante a flotação. Para um determinado minério foi obtido um concentrado de Cobre, mesmo na etapa de limpeza, de apenas 12% Cu, em comparação com os 18% obtidos ao flotar o produto de um moinho de bolas convencional (Chino Mining Division, Kennecott, EEUU, testes em planta piloto, 1965). Na flotação Rougher, a recuperação de Cobre é superior ao flotar um produto entregue por um moinho Aerofall comparado com o produto de um moinho de bolas. A recuperação de Molibdenita é similar.

Exames mineralógicos minuciosos concluíram que existe uma grande diferença na forma como os sulfetos são liberados num moinho Aerofall em comparação com um moinho de bolas convencional. O moinho Aerofall é mais efetivo na liberação de sulfetos desde gangas silicatadas, mas é bastante menos efetivo na liberação de grãos individuais de calcocita e pirita, a partir do grão misto que normalmente apresentam estes sulfetos. Estas circunstâncias determinam a maior recuperação e menor teor em concentrados para os sistemas que utilizam moinho Aerofall alimentando a flotação. Podemos agregar que, de acordo aos conceitos introduzidos neste texto pelo **Modelo Operacional**, a função transporte exercida pelo soprador não retira apenas os menores tamanhos, mas também as partículas “mais leves”, como são os fragmentos de sílica, de menor gravidade específica que os fragmentos de minério sulfetado, os quais ficam “seletivamente” dentro do moinho até sua liberação.

7.2.3.3 Moagem Seca ou Úmida

Considerando aspectos metalúrgicos e de custos, tem-se verificado que, se o processo posterior à moagem é a seco, como acontece com alguns minérios de Ferro que são concentrados por separação magnética, é conveniente que a moagem também seja a seco; mas se o processo posterior que se segue é a úmido, como, por exemplo, as operações de flotação, é conveniente que a moagem seja a úmido.

Os seguintes fatores devem ser levados em consideração:

- Custo de investimento – Para uma mesma capacidade de tratamento, geralmente o custo de investimento é maior para o sistema a seco, pois o sistema de classificação por ar é mais elevado que o seu análogo a úmido.
- Consumo Específico de Energia, kWh/t – De acordo com a experiência acumulada até aquela época, conclui-se que para um determinado minério o consumo específico de energia seria inferior para o sistema de cascata (a úmido) em comparação com o sistema Aerofall. Tem-se comprovado que a moagem a seco consome entre 25 a 35% a mais de energia, para um produto determinado, ainda sem incluir a potencia requerida pelos ventiladores do equipamento classificador, que alcança a quase 10% da potencia total do moinho.
- Consumo de Aço – O consumo de liners num moinho seco Aerofall é um pouco inferior ao obtido por o moinho de Cascada, para as mesmas condições de produção. O consumo de bolas de aço é consideravelmente inferior no moinho a seco.



- Recuperação de Cobre e de Molibdenita – Na flotação, para um processo alimentado por moinho de Cascada, seria muito similar à obtida num moinho de bolas convencional, para similar P80. Mas, a recuperação possível de obter num moinho Aerofall pode ser superior em até 2 ou 3% à obtida em qualquer das alternativas úmidas antes indicadas, porém com menor teor no concentrado.

Testes autógenos a úmido foram comparados com o processo de moagem convencional, em escala piloto, visando verificar a performance obtida na flotação de minério de Cobre (**Iwasaki e outros**, 1983). Os testes de flotação não forma devidamente padronizados na etapa Rougher e apresentam apenas resultados globais envolvendo um complexo circuito, que incluía até remoagem, de modo que os resultados não apresentaram diferenças claras entre ambos sistemas de moagem.

7.2.4 Operação e Controle dos Moinhos AG e SAG

Quando muda o minério, no caso da moagem convencional em moinho de bolas, como a taxa de alimentação é constante, é o tamanho do produto que muda (P80). Obviamente, depois de conhecida essa situação, a taxa de alimentação pode ser ajustada. Nos moinhos AG ou SAG muda o nível de carga e como isso, imediatamente, muda a taxa de alimentação. **Duckworth e Lynch** (1983) comentam que a chave para entender os moinhos AG e SAG é poder predizer o nível de carga e a capacidade de moagem na medida em que o minério muda.

Como observado pelo **Modelo Operacional**, existe uma relação entre a taxa de quebra e a velocidade de saída do produto, que define o nível de carga dentro do moinho, tudo isso regulado pelo mecanismo de classificação interna. Esta condição não é diferente num moinho AG ou SAG, apenas que agora é mais fácil de observar. O **nível de carga** observado nestes moinhos, que oscila entre 27 a 30% do volume interno, equivale justamente à **zona de moagem** definida pelo Modelo Operacional para os moinhos convencionais. A zona de transporte é quase inexistente na maioria dos moinhos AG ou SAG, pois o comprimento do moinho é muito curto e, pela geometria do moinho, acontece que o produto abandona rapidamente o moinho; ainda acompanhado pela medida de potencia instantânea, que permite acompanhar este nível e, com a ajuda da água de alimentação, é evacuado todo o produto retido. Nos moinhos convencionais, de maior comprimento, a zona de moagem ocupa a parte superior da metade baixa do moinho, entre o nível do overflow e o limite da zona de moagem, mas, pela classificação interna, esta zona apresenta maior diluição e arrasta o material produzido na zona de moagem até a boca de descarga.

Existem duas formas principais de cominuição nos moinhos AG e SAG: aquela que envolve alto nível de energia, de impacto (britagem) das partículas, e aquela menos intensiva energeticamente, de abrasão. As partículas maiores devem ser capazes de gerar uma carga moedora que possa “britar” as partículas finas, junto com a sua própria fragmentação, até atingir tamanhos que não sirvam mais como corpos moedores. Essas partículas maiores não podem ser tão “duráveis” assim, ao ponto que não possam ser reduzidas na mesma taxa de alimentação do moinho.

Duckworth e Lynch (1983) definem esta dupla ação da forma ilustrado na **Figura 7.2.2**. A taxa de quebra, na figura, se refere à taxa de impacto do material.

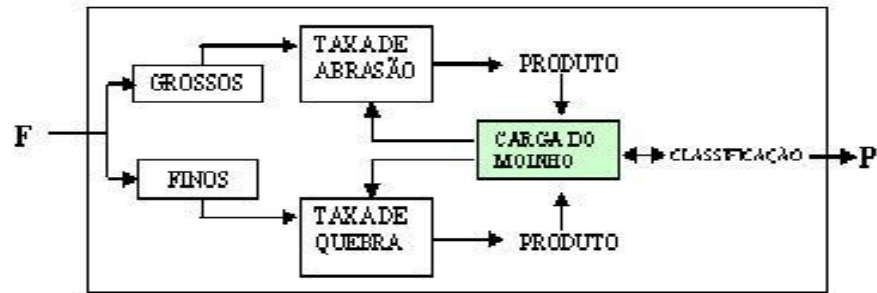


Figura 7.2.2 – Quebra e Classificação Interna Moinhos AG e SAG

A **Taxa de Quebra** total (impacto e abrasão) da forma estabelecida pelos modelos cinéticos é diferente para os sistemas AG e SAG que para os moinhos convencionais. Nos moinhos convencionais tínhamos observado que existe um determinado tamanho de partículas onde a taxa de quebra é máxima, devido principalmente ao tamanho da bola utilizada, como ilustrado na Figura 4.2.7 do item 4.2.3.3. Nos moinhos AG e SAG, pelo contrário, observa-se uma faixa de tamanho, considerada crítica, onde a taxa global de quebra é mínima, e isto se deve à passagem entre os mecanismos de impacto e abrasão, onde determinadas partículas ficam prisioneiras na passagem entre estes dois mecanismos, como ilustrado na **Figura 7.2.3**.

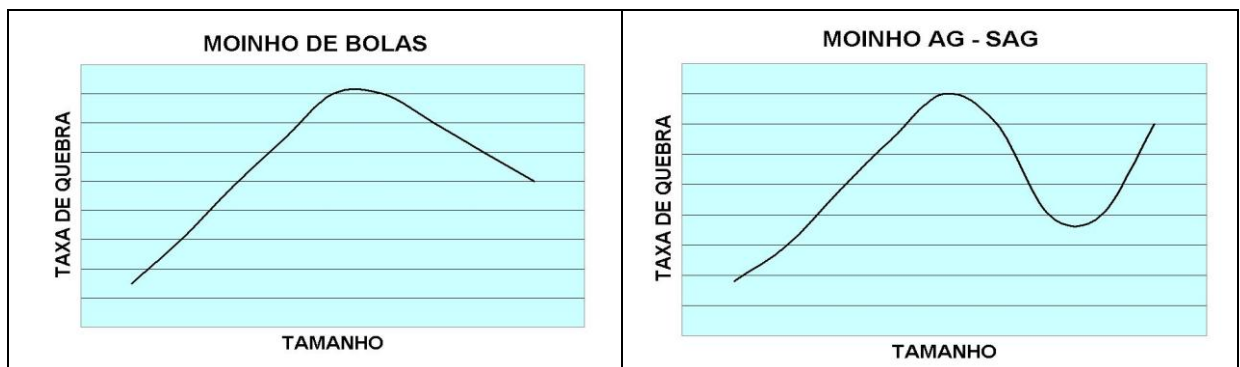


Figura 7.2.3 – Taxa de Quebra vs. Tamanho (**Duckworth e Lynch, 1983**)

Nos moinhos AG e SAG existe uma parcela de massa, nas frações de tamanho definidas como “críticas”, que é necessário eliminar do sistema. São estas partículas que fazem cair a taxa global de quebra e que desestabilizam o volume de carga e por tanto a potencia do moinho, obrigando a reduzir a taxa de produção do moinho. Duckworth e Lynch conseguem verificar as características da carga remanescente no moinho após atingir o estado estacionário, para diversos moinhos AG e SAG industriais. Para todos os quatro casos verificados se observa uma pequena parcela de finos, junto com a água que ficou no moinho, e quase todo o resto do material contido entre 10 até 80 ou inclusive até 200 mm, dependendo do tipo de circuito (AG ou SAG), dureza do minério, características granulométricas da alimentação e tamanho das bolas, no caso de moinho SAG.

O sistema básico de **controle** dos moinhos AG e SAG consiste em manter a potência constante, ou seja, o volume de carga de dentro do moinho, ajustando a taxa de alimentação. Isso significa que o processo, como um todo, é apenas controlado por uma parte: o moinho, transmitindo os problemas de variabilidade do minério para os processos que se seguem. Duckworth e Lynch acompanham a operação do ciclone que fecha o circuito de um moinho AG. Os dados de operação, num lapso de poucos minutos, são ilustrados na **Figura 7.2.4**.

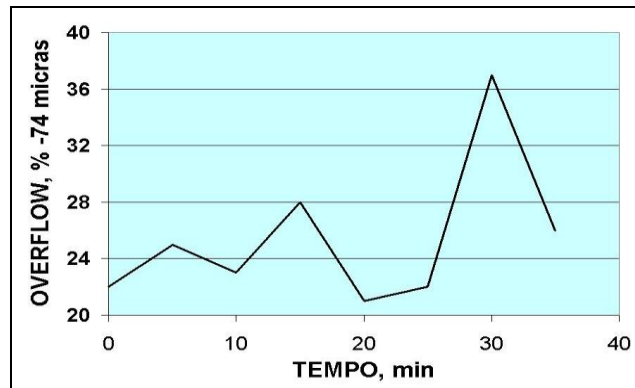


Figura 7.2.4 – Variação Típica no Overflow de Ciclone em Circuito AG

As maiores dificuldades acontecem quando muda a proporção de grossos na alimentação, como observado na Figura 7.2.1, e isso é muito difícil de controlar, além da heterogeneidade própria da grande maioria dos minérios. Outra opção de controle envolveria o conhecimento antecipado das características do minério alimentado e um modelo matemático confiável que permita antecipar as medidas de controle, condição que até hoje não existe, nem sequer para os moinhos convencionais. Este tipo de problemas não parece ser levado em conta na etapa de projeto, quando os sistemas AG e SAG parecem exteriorizar apenas as suas discutíveis vantagens.

Themelis e Last (1980) relatam estudo sobre a **densidade ótima** da polpa feito por Bergstedt e Fagremo em 1978 na operação da usina de Rana Mill, na Noruega. Estes Autores testaram entre 40 até 70% de sólidos na alimentação do moinho SAG, concluindo que a capacidade máxima do moinho, para uma potencia definida, aconteceu para 50% de sólidos. Convidamos ao Leitor para refletir muito sobre este assunto; pouca água (alto % de sólidos) não retira o produto com a taxa necessária, criando excesso de finos na zona de moagem, que reduz a taxa de quebra. Muita água (baixo % de sólidos), envolve muito fluxo, pouco tempo de sedimentação e arraste de partículas que ainda não estão prontas, conduzindo à redução da taxa de alimentação do moinho. O Modelo Operacional tem proposto, ao longo do texto, a execução de um estudo reológico que ajude a definir esta taxa de transporte (função transporte), permitindo manter limpa de finos a zona de moagem, sem perder a sua alta densidade. Esta situação depende muito também do tamanho do produto e da abertura de descarga da grelha do moinho. Experiências deste Autor (**Yovanovic**, 1991), operando moinho tubular primário de baixo enchimento de bolas (tipo SAG modificado), com descarga por grelha, também observou que a capacidade máxima do moinho ocorria para valores próximos de 50% de sólidos na polpa alimentada.

7.2.5 Dimensionamento e Relação D/L

Turner (1978) sugere a utilização da seguinte expressão para o dimensionamento e o Scale-Up de moinhos autógenos do tipo *Cascade*:

$$\text{Para relação de scale-up: } Q = k_1 \times D^{2,5} \times L \quad (7.1)$$

Onde,

Q = Capacidade ou potencia do moinho;

D = Diâmetro interno do moinho;

L = Comprimento do moinho;

k_1 = constante (normalmente igual a 1)



Existe bastante discussão sobre o expoente utilizado no diâmetro do moinho, que na opinião de outros Autores poderia flutuar entre 2,3 a 2,65, como veremos mais adiante. Experiências industriais da Boliden AB (Suécia) confirmam o valor de 2,6 para este expoente (**Fahlstrom**, 1973). Para moinhos de tamanho comercial a potencia pode ser estabelecida com maior precisão. Uma relação simplificada para moinhos tubulares que funcionam dentro de uma faixa normal da sua velocidade crítica, com 30% de volume de carga, é:

$$P = 0,00225 \times D^{2,5} \times L \times W \times Cs \quad (7.2)$$

Onde,

P = Potência consumida pelo motor do moinho, kW;

D = Diâmetro interno do moinho, m;

L = Comprimento nominal do moinho, m;

W = Peso bruto da carga do moinho (kg/m^3);

Cs = Fração da velocidade crítica.

Para moinhos do tipo *Aerofall*, Turner sugere a seguinte expressão para o scale-up a partir da experiência piloto:

$$T = k_2 \times D^{2,83} \times L \quad (7.3)$$

E para determinar a potencia em moinhos comerciais:

$$P = 0,000992 \times D^{2,8} \times L \times W \quad (7.4)$$

Um moinho AG carregado a 35% do seu volume, quando o seu dimensionamento considerou apenas 30%, exige aumentar a potência em 7,5%. No aspecto de dimensionamento, dada a sensibilidade frente às mudanças no tipo de minério, os moinhos são superdimensionados com fatores um pouco acima do usual, com o objetivo de absorver variações no nível de carga dentro do moinho, ou na gravidade específica do minério.

A relação D/L é fundamental para o dimensionamento do moinho. O moinho de cascade tem sofrido diversas mudanças, desde desenhos 3,3/1 até modelos mais recentes de 2,5/1 ou menos. Na visão do **Modelo Operacional**, o maior diâmetro conduz a menor eficiência energética, principalmente quando é superado o diâmetro máximo a partir do qual a energia de impacto não produz diferença na quebra das partículas. O comprimento do moinho deve ser o suficiente para proporcionar o tempo de residência das partículas submetidas à quebra – TZ e para a retirada oportuna do produto - t, ainda em condições de boa seletividade (tempo de sedimentação). Alguns Autores, na nossa visão de forma errada, defendem o maior diâmetro e a alta relação D/L, preferindo menor quantidade de fortes impactos que muitos pequenos impactos, quase que britando dentro do moinho.

O menor comprimento é defendido por alguns Autores com base em que, para obter alta eficiência, é preciso que exista uma descarga rápida do material cujo tamanho já esteja pronto, como produto. Como antes mencionado isto depende diretamente da ação efetuada pela classificação interna e pela função transporte; por exemplo, os moinhos *Aerofall* precisam de pequeno comprimento, pois a classificação e função transporte é efetuada pela corrente de ar que circula no moinho, que precisa elevar e transportar o produto pronto e permitir liberar rapidamente a zona de moagem. Neste caso, um maior comprimento que o necessário aumenta o consumo de energia do ventilador e o fluxo de ar, para poder manter durante mais tempo em suspensão o material transportado.



Nos moinho a úmido é a água o meio de transporte e de classificação interna, e este meio precisa de um adequado tempo de sedimentação das partículas grosseiras antes de arrastar a polpa que contém o material produzido; deste modo, moinhos SAG primários, que operam com tamanhos muito grossos, em pouco tempo a classificação hidráulica acontece e é possível operar com pouco comprimento do moinho. Nos moinhos secundários, com tamanhos mais finos, o tempo utilizado na classificação hidráulica pode ser superior a 10 ou 12 minutos, como visto ao longo deste texto, precisando por tanto uma relação D/L menor.

Themelis e Last (1980) relatam estudo feito por Klomstadlieu em 1978, para testes industriais em moinho SAG a úmido onde, para o mesmo consumo de energia, os melhores resultados granulométricos foram obtidos para uma relação D/L = 1, ou seja, em moinho tubular convencional. Como é de esperar-se, os fabricantes de equipamentos advogam em favor do maior diâmetro e alta relação D/L. A velocidade de rotação estabelecida para os moinhos AG e SAG segue aproximadamente o mesmo critério usado para os moinhos convencionais, reduzindo junto com o aumento do diâmetro. A partir dos anos 80, sistemas de velocidade variável começaram a ser utilizados (projeto Afton, 1978)

Austin, L.G. (1990) apresenta uma detalhada expressão para o cálculo da energia aplicada a um moinho SAG, do tipo da equação 7.3, de Turner, porém incluindo o espaço de volume ocupado na seção cônica do moinho, do tipo *Cascade*, de alta relação D/L, considerando ainda a densidade, o volume aparente e o nível de enchimento, tanto do material, da água e das bolas, mais ou menos da forma desenvolvida no item 3.3.1.3 e na equação 3.35. A expressão do Austin é:

$$m_p = 10,6 D^{2,5} L (1-1,03J) [1-\varepsilon_B](\rho_s/w_c)J + 0,6J_B(\rho_b - \rho_s/w_c)] (\Phi_c)\{1-0,1/2^{9-10\Phi_c}\} \quad (7.5)$$

Onde,

m_p = Potencia neta do moinho, kW.

D, L = Diâmetro interno e comprimento, m.

J = Fração de volume interno ocupado pelo total da carga, incluindo a seção cônica.

ε_B = Porosidade media do total da carga.

ρ_s = Densidade media da rocha, t/m³.

w_c = Fração de sólidos da rocha em relação á polpa, dentro do moinho.

Φ_c = velocidade de rotação expressa como fração da velocidade crítica.



7.3 1908-1980: A Evolução Tecnológica

7.3.1 Geral

Junto com a consolidação desta tecnologia, se observa um grande esforço comercial das grandes fábricas da época para estabelecer esta cultura tecnológica nas áreas mais estratégicas do mercado, na época: Na região da British Columbia, no Canadá, nos estados de Utah, Nevada e Arizona, nos EEUU, e nos países Escandinavos. Nas usinas da Kennecott, por exemplo, desde 1963 - 1968, e logo entre 1974 até 1978, foram efetuados extensos programas de laboratório, piloto e até industriais, nas próprias instalações da Kennecott (concentradores de UTAH, NEVADA, CHINO e RAY), mas não conseguiram mudar os circuitos convencionais existentes. As usinas da Kennecott, durante esse período, se constituíram em grandes laboratórios de demonstração destas tecnologias, porém, os valores observados experimentalmente, com os mesmos minérios, eram constantemente comparados com os dados reais das usinas convencionais existentes, notoriamente melhores em termos de custos de operação e de resultados metalúrgicos.

Themelis e Last (1980) fazem um levantamento e relatam que na época existiam apenas 5 instalações SAG para minérios de Cobre nos EEUU e Canadá:

1. Lornex Mining, 1978 (British Columbia) – Dois estágios: SAG e Bolas.
2. Pima Mining, 1973 (Arizona) – Dois estágios: SAG e Bolas.
3. Similkameen, 1973 (British Columbia) – Projetada como AG, virou SAG e Bolas.
4. Island Copper, 1977 (British Columbia) – Projetada como AG, virou SAG e Bolas.
5. Afton, 1978 (British Columbia) - SAG.

Themelis e Last comentam que as vantagens atribuídas aos procesos Autógenos e Semi-autógenos provinham principalmente pela eliminação das etapas de britagem secundária e terciária, o qual envolveria a simplificação do fluxograma do processo, das diversas peneiras, correias transportadoras e silos intermediários. Em verdade esta observação, mesmo baseada num conceito extremamente ineficiente das usinas convencionais de britagem (circuitos fechados e outros aspectos), não resultou muito verdadeira, pois, na grande maioria dos projetos AG ou SAG, teve que se complicar o fluxograma inicial, seja pela inclusão de britadores para os tamanhos críticos, pelos sistemas de correias e peneiras para extrair e classificar pebbles ou mediante a instalação de moinhos secundários em usinas que consideravam apenas uma etapa, na concepção do projeto.

Até finais dos anos 70 o preço da energia elétrica ainda era próximo de 1 centavo o kWh, o qual fazia perder importância ao maior consumo específico dos sistemas AG e SAG, frente aos outros benefícios que alguns previam. No começo dos anos 80 duplicou-se o preço da energia elétrica (**Motz**, 1982) e a fins dos anos 80 **MacPherson** (1989) reporta preços de US\$5/kWh no mercado de Canadá e os EEUU. O sistema AG e SAG precisava de novos “argumentos” de venda, e a começo dos anos 80 intensificou-se a metodologia do net-power para a estimação do consumo energético dos moinhos AG e SAG, mediante o teste do pony-brake. O teste em si era confiável e proporcionava uma boa referência, porém os cálculos de projeto não eram feitos corretamente, pois deixavam de considerar o consumo energético do moinho industrial vazio no momento de extrapolar o consumo net do moinho piloto. Deste modo ficava uma falsa aparência de baixo consumo de energia para os moinhos AG e SAG, a qual pesava muito nas avaliações técnico-econômicas contra as alternativas convencionais. Em quase todos os projetos AG e SAG da época observou-se, na etapa industrial, um consumo energético significativamente superior aos valores definidos no projeto.



7.3.2 Métodos Básicos de Pesquisa e Projeto

7.3.2.1 Antecedentes Gerais

Apesar de contar com quase setenta anos de experiência industrial, na época deste diagnóstico (**Yovanovic, 1978**), o processo autógeno de redução de tamanho apresenta (inclusive nos dias de hoje) grandes dificuldades na sua predição industrial a partir de testes de laboratório e/ou de planta piloto. Por outro lado, a experiência acumulada pelas diversas usinas autógenas ao longo do mundo converge em identificar as seguintes três grandes dificuldades:

1. Excessiva flutuação da taxa de produção dos moinhos. Este problema persiste até hoje e cria muitas dificuldades nas operações com concentração de massa que se seguem, principalmente a flotação.
2. Problemas mecânicos. Provavelmente pela pouca experiência de lidar com equipamentos de grande diâmetro, na época. Nos dias de hoje existe melhor suporte de manutenção sobre estas tecnologias.
3. Alto desgaste de revestimentos. Comum para moinhos de grande diâmetro, em geral.

Muitos destes problemas podem dever-se a uma deficiente seleção do processo industrial de moagem, a partir de experiências de laboratório ou planta piloto; também podem dever-se a uma deficiente amostragem de mineral durante a etapa de pesquisa (hoje existem metodologias que consideram amostragem de todas as áreas da mina). Porém, pelas características do processo, este tipo de moagem, tanto autógena como semi-autógena, particularmente a primeira, é muito dependente das características do material alimentado e, quando este é muito heterogêneo, as flutuações de taxa de produção são inevitáveis, comprometendo as operações e flotação que se seguem.

Até os anos 70, diversas empresas executavam testes específicos de laboratório e/ou planta piloto para prever o comportamento industrial de moinhos autógenos ou semi-autógenos, para um determinado minério (Allis Chalmers, Hardinge, Nordberg, Marcy, etc). Quase todos estes laboratórios possuíam uma metodologia comum, que considerava:

- a) **Teste do meio de moagem** (usualmente em escala de laboratório).
- b) **Teste para o tamanho do produto** (em escala piloto).
- c) **Predição do tamanho do moinho** (scale-up).
- d) **Predição de condições operacionais**.

Por outro lado, os problemas que ficavam pelo lado do usuário eram numerosos:

- a) Dificuldades na obtenção das amostras.
- b) Custo do programa
- c) Duração do programa (usualmente de várias semanas, excetuando o método correlativo utilizado pela Bechtel, que veremos mais adiante).
- d) Envio de amostras para centros especializados, muitas vezes no exterior. Algumas firmas consultoras solicitavam até 50 toneladas de minério.
- e) Quando a rocha apresentava muita diversidade na jazida, era necessário extrair amostras para as distintas áreas e espécies presentes.
- f) A interpretação de resultados até a escala industrial era (e ainda é) muito pouco confiável.



Nos anos 70, a consultora Bechtel desenvolveu um método de correlação industrial, que detalharemos mais adiante, a partir de testes de laboratório, de onde se obtém o Autogenous Work Index – AIW. Este indicador, apesar de ser diferente do índice de Bond (Wi), apresenta uma certa correlação que poderia ser utilizada, em alguns casos. Na data desta pesquisa (1978), a Bechtel possuía apenas 5 informações correlativas com dados industriais, três delas para minério de Ferro.

7.3.2.2 Métodos Convencionais

Dentro desta classificação, na década de 70 existiam quatro empresas que efetuavam ensaios de laboratório e/ou de planta piloto e o Autor deste texto teve oportunidade de acompanhar trabalhos de três destes centros (El Teniente, Chile).

Hardinge – Testes de laboratório: 1) Teste simples, com 1 tonelada de minério, para definir a compatibilidade da moagem autógena ou semi-autógena; 2) Teste completo, com 50 t de amostra (com o tipo de moagem pré-selecionado).

Nordberg – O dimensionamento é efetuado unicamente a partir de testes em planta piloto. Os resultados são comparados com instalações similares existentes. É necessário um mínimo de 20 t para executar os testes, num moinho de 51/2 pés de diâmetro, apto para operar de forma úmida ou a seco.

Allis Chalmers – Fornecem assessoria em três áreas: 1) Recomendações para estudos de viabilidade de moagem autógena ou semi-autógena, para um mineral determinado; 2) Tamanho do moinho, para produzir o produto e a taxa requerida de produção e 3) Recomendações respeito ao design do moinho e da sua operação.

Marcy – Da Mine and Smelter (subsidiária da Barber-Greene). Trabalhavam com a escola de minas de Colorado (EUA), enviando as amostras para lá e acompanhando os estudos.

7.3.2.3 Teste do Meio de Moagem

Os moinhos de barras e de bolas podem ser facilmente dimensionados utilizando o teste de moagem de Bond e o Índice de Trabalho Wi, apesar das limitações citadas ao longo deste texto, em termos da pouca flexibilidade dos parâmetros de operação, todos eles muito longe das condições que o **Modelo Operacional** considera como ótimas. As bolas e barras de moagem podem ser obtidas em tamanhos e pesos uniformes, e de uma qualidade que pode ser previamente especificada e mantida ao longo da vida do projeto; por este motivo, o comportamento destes corpos moedores pode ser definido com muita aproximação na escala industrial.

Nos moinhos autógenos ou semi-autógenos esta condição não existe, pois o meio de moagem é também uma variável que deve ser estudada, tanto na qualidade como na quantidade presente no moinho. Os testes de meio de moagem são feitos em escala de laboratório, com exceção da Nordberg, que requer de 20 t de minério a –8 polegadas. Os testes de laboratório utilizam um mínimo de 1 tonelada, e a amostra precisa de uma certa qualidade e representatividade, de acordo com as seguintes características:

1. Deve ser tomada da mina tal qual se encontra, sem seleção manual dos pedaços, em tamanhos de 8” e inferiores, incluindo os finos presentes.
2. Se a amostra é tirada da descarga do britador primário, o ajuste de saída (closed setting) não deve ser inferior a 8 polegadas.
3. Se o minério mudar de características em função da área de lavra, deve obter-se amostra de 1 t para cada setor, devidamente identificada.



Deste primeiro estudo de moabilidade, ou competência à moagem autógena ou semi-autógena, surge a recomendação de continuar ou não com testes em escala piloto. No caso de continuar, já se sabe se o processo irá ser de moagem autógena ou semi-autógena.

Rowland e Kjos (1974) e Rowland (1979) relatam o teste executado pela Allis Chalmers, chamado de “Drop Test” ou também como *Autogenous Test Mill*. Este teste era utilizado para verificar a competência de um determinado minério para ser moído de forma autógena. Após este teste, era confirmada a recomendação de continuar ou não com testes em escala piloto. O método considera a separação de 50 fragmentos de tamanhos padronizados, cuja moagem a seco, em moinho Aerofall de 6 x 1 pés, era avaliada em comparação com determinados indicadores, para verificar se o material era ou não competente para ser moído de forma autógena. Os tamanhos e a quantidade de fragmentos selecionados são detalhados na **Tabela 7.3.1**. O material é moído durante 500 revoluções do moinho e é contado o N^o de sobreviventes em cada uma destas faixas, adicionando as frações menores, para cada ½”, até a faixa de 2 ½” x 2”. Finalmente, é efetuado um peneiramento a 3#.

Tabela 7.3.1 – Alimentação Teste AG da Allis Chalmers

N ^o FRAGMENTOS	FAIXA, polegadas
10	6 ½ x 6
10	6 x 5 ½
10	5 ½ x 5
10	5 x 4 ½
10	4 ½ x 4

7.3.2.4 Teste para o Tamanho do Produto

Geralmente estes testes são executados em escala piloto e os resultados são comparados com métodos que na época eram considerados como sendo convencionais de cominuição (britagem, moagem de barras e moagem de bolas, incluindo todos os paradigmas questionados pelo Modelo Operacional). A Nordberg realiza um teste paralelo com britador de tipo *short-head* tamanho piloto.

Alguns minérios não ferrosos, entre eles os minérios de Cobre, quando são moídos de forma autógena, produzem uma maior quantidade de finos que através da moagem convencional. Nos minérios ferrosos, pelo contrário, a moagem autógena produz menor quantidade de finos quando comparada com a moagem convencional. Como discutido em capítulos anteriores, a produção de finos é função da estrutura granular do material a moer, por outro lado, nos sistemas autógenos, o minério participa muito mais da sua própria cominuição que nos moinhos convencionais. O grão das substâncias ferrosas, como a magnetita, é muito maior que o grão dos sulfetos não ferrosos, de modo que na moagem autógena ele é rapidamente liberado sem necessidade de moer excessivamente a sua ganga, como faria o moinho convencional. Para o caso dos sulfetos, pelo contrário, na procura de uma adequada liberação, a um tamanho menor, muita ganga é moída desnecessariamente.

Já no moinho convencional, como visto no **Capítulo 2**, a seletividade do processo permite que a ganga, mesmo grossa, possa sair oportunamente do moinho, o qual opera normalmente por overflow, diferentemente dos moinhos autógenos e semi-autógenos, que possuem descarga por grelha, onde a função transporte não opera com a devida seletividade frente a minérios heterogêneos, como são todos os minérios citados. Outra possível explicação provém do fato que no processo autógeno o mecanismo de atrição parece ser mais pronunciado que o mecanismo de impacto.



Aproximadamente 450 kg de material são necessários para atingir uma operação estável em estado estacionário, no moinho piloto, até ajustar a taxa de alimentação. O moinho teria que operar de forma contínua durante 5 a 6 horas e, durante todo esse tempo, devem ser tomadas amostras para análise granulométrica e de fluxo. Para testes SAG é agregada uma carga de bolas que pode flutuar entre 4 a 10% do volume interno do moinho. O proprietário do projeto deve informar o tamanho de produto escolhido (P80), de acordo a estudos prévios de liberação para as operações posteriores, principalmente de flotação, para comprovar a viabilidade de atingir este tamanho de forma autógena. Resultará útil, se o minério estiver sendo também testado em sistemas convencionais, informar o equipamento utilizado, a taxa de produção, o consumo específico de energia e o Work Index de Bond para o minério.

As perguntas chaves que devem se respondidas nesta etapa são:

1. Se o produto do moinho terá a granulometria adequada para a etapa de concentração que se segue, como a flotação.
2. Se o consumo de energia é econômico.
3. Outras considerações sobre a abrasividade do material, desgaste de revestimentos, manuseio de materiais, etc.

Na moagem convencional, o tamanho do produto pode ser alterado mudando o meio de moagem, o tamanho da alimentação, a taxa de alimentação, o tamanho do corte do classificador, etc. e o circuito de moagem responderá a estas mudanças. Na moagem autógena, em cambio, é o minério que impõe a capacidade e a granulometria do produto, quase sem variações com respeito aos parâmetros citados. Uma forma de alterar o tamanho do produto é mediante a operação com sistema SAG, mediante a adição de bolas, produzindo um tamanho um pouco mais grosseiro, incrementando a taxa de produção, e reduzindo o consumo específico de energia. No caso de ser conveniente a moagem SAG, nesta etapa são definidos o tamanho das bolas e o nível de enchimento.

7.3.2.5 Dimensionamento

Após a realização dos testes de laboratório e/ou planta piloto, nos quais tenha-se concluído na viabilidade de utilizar sistema AG ou SAG, é necessário estabelecer o circuito de moagem e o tamanho do(s) equipamento(s) necessário(s).

Não existe correlação entre o índice de Bond (W_i) e os valores que poderiam deduzir-se dos testes autógenos ou semi-autógenos (com exceção do método da Bechtel). Para o sistema SAG, mediante testes piloto era possível determinar o Work Index Operacional (W_{io}), mostrado no item 3.2.1 na equação 3.11, e utilizar este indicador para o cálculo de potência do moinho SAG industrial (**Themelis e Last, 1980**)

Muitas firmas especializadas começam a utilizar, na década de 80, os testes de pony brake mencionados no item 3.3.2 e mais bem detalhados no item 7.7.2 a seguir. Nestes testes, é definido o consumo neto de energia por tonelada moída no moinho piloto, e os projetistas acreditam que este valor possa manter-se relativamente constante na escala industrial. O consumo neto de potencia é determinado realizando a diferença entre a potencia requerida pelo moinho a plena carga e o moinho funcionando vazio. Esta diferença, que seria a potencia neta, é dividida pela taxa de alimentação por unidade de tempo, obtendo como resultado o consumo neto de potencia por tonelada tratada. Estudos mais recentes consideram inclusive a dedução das perdas de carga do sistema de transmissão.



Na escala industrial, os laboratórios que executam estes testes apenas re-incorporam as prováveis perdas de transmissão, assumindo eficiências da ordem de 98%, esquecendo quase sempre de somar a movimentação do moinho vazio. Por isso, em quase todas as avaliações conhecidas, os moinhos autógenos e semi-autógenos apresentam entre 20 a 30% a mais de consumo específico de energia na escala industrial, quando comparados com os dados de projeto.

Para o dimensionamento do motor, os projetistas estabelecem um certo fator de projeto da ordem de 10 a 20%, principalmente nos moinhos AG, prevendo flutuações do minério e, ao nosso ver, para se prevenir frente ao consumo “esquecido” do moinho vazio.

7.3.2.6 Predição de Condições Operacionais

Os seguintes parâmetros devem ser definidos:

1. Carga do Moinho – Peso da carga, volume, % de enchimento, gravidade específica do material, % de enchimento de minério ou rochas (AG), % de bolas (SAG), % de sólidos na moagem, etc.
2. Potencia do Moinho – velocidade de rotação (% da velocidade crítica), velocidade periférica, sentido de rotação, potencia no eixo, etc.
3. Condições de alimentação – Incluindo a carga circulante. Design da calha de alimentação, diafragma de descarga, componentes, trommel ou peneira, etc.
4. Fluxograma do circuito – Tipo de classificador, esquemas de controle, etc.

Uma vez definidos o peso e a altura da carga para um moinho AG, devem levar-se em consideração a gravidade específica do minério e suas variações, o conteúdo de água e o minério fino que encheria os interstícios entre as rochas de maior tamanho. Esta carga total é geralmente calculada em base à porcentagem volumétrica de enchimento, determinada na escala piloto e pelo design da alimentação e da descarga do moinho.

A densidade da polpa dentro do moinho é maior que na polpa de descarga. É necessário utilizar como medida a densidade da polpa que resulta de um 75% em peso de sólidos para os finos e a água que enchem os espaços intersticiais, medidos na porção média da carga. Para a moagem SAG o peso da carga inclui a carga de bolas, a qual resulta mais efetiva na faixa entre 6 a 10% em volume aparente do moinho. Em moinhos maiores que 26 pés de diâmetro é muito utilizada a instalação das tampas de forma cônica. Nestes casos, deve tomar-se em conta a carga situada nestes sectores. O design da descarga do moinho possui uma relação muito estreita com o fluxo total que circula pelo moinho (alimentação nova e carga circulante se tiverem). Usualmente a carga circulante observada nas operações industriais é inferior á obtida nos testes em escala piloto, com o mesmo minério. A necessidade de fechar ou não o circuito é definida no teste piloto.

O programa de provas irá determinar acaso for necessária uma ou duas etapas de moagem. Se o circuito for de duas etapas, deverá considerar-se como alimentação da etapa secundária o material $-1/2''$, e fazer um teste em moinho piloto de bolas para determinar o tamanho necessário do moinho secundário.



7.3.2.7 Scale-Up

Na época desta pesquisa (1978) a projeção industrial a partir de testes de laboratório e/ou em planta piloto era sumamente arriscada e, em quase todos os projetos conhecidos, a taxa de produção resultava inferior aos valores projetados, por tanto os consumos específicos de energia eram superiores. Como foi visto nos itens anteriores, os testes em escala piloto devem proporcionar bases claras para: níveis de carga dentro do moinho, volume do moinho e potencia requerida na moagem.

Com relação ao nível de carga dentro do moinho a experiência tem mostrado que existe uma faixa entre 25 a 30% em volume de carga que parece ser a mais apropriada. Nos casos industriais conhecidos: Cyprus Pima, Similkameen, Island Copper, Lornex Mining, etc. foi considerado um valor de 27% para o volume de carga, para efeitos de projeto e para a operação industrial, como de fato foi assim mantido. Como critério de projeto, os projetistas consideram um 20% de superdimensionamento da potencia para absorver possíveis mudanças nas características do minério, como o aumento da sua gravidade específica. Experiências desenvolvidas por outros centros de pesquisa concordam com o critério de 27% mencionado, sugerindo ainda que seja a manutenção deste nível o critério de controle automático para estes sistemas.

Para a determinação do tamanho do moinho, o cálculo pode ser muito simplificado utilizando a equação de Bond. Do ponto de vista destes moinhos de alta relação D/L, é correntemente utilizada a equação de Rose e Sullivan (“Ball, Tube and Rod Mills”, 1958):

$$P = K D^{2.5} L \quad (7.6)$$

Onde K é uma constante, P é a potencia e D o diâmetro do moinho.

Deste modo, foi desenvolvida uma relação simples de escala, para condições equivalentes de nível de carga e velocidade de rotação:

$$P = p (D/d)^{2.5} L/l \quad (7.7)$$

O Leitor pode observar que esta suposição de que a relação de energia pode ser transferível entre diferentes diâmetros é também utilizada pelas equações de scale-up de alguns modelos cinéticos (item 3.4.1, equação 3.44). O **Modelo Operacional** não concorda com este procedimento, já que se tem verificado que a eficiência da cominuição diminui junto com o aumento do diâmetro do moinho, mas ainda no caso dos moinhos AG e SAG, de enorme diâmetro em comparação aos sistemas convencionais.

Na prática industrial, o expoente se aproxima de 2,6 nos moinhos de maior diâmetro, particularmente quando a relação D/L cresce, podendo atingir o valor de 3,0 em alguns casos. Esta consideração foi estabelecida por **Thompson, J.V. e Olsen, K.E.** (1966), inclusive com apoio gráfico, apresentando curvas de scale-up que incluem expoentes sobre o diâmetro que variam de 2,4 até 3,0.

7.3.3 Método Correlativo

Tínhamos comentado que, para o caso dos equipamentos convencionais, do ponto de vista do dimensionamento é relativamente simples e bastante seguro o cálculo efetuado a partir do Índice de Trabalho de Bond. Na época (anos 70) pareciam promissórias as alternativas autógenas de moagem, principalmente para minérios de ferro.



Naqueles anos ainda não era tão relevante o custo da energia elétrica, e os sistemas ditos “convencionais” possuíam (e ainda possuem) fluxogramas muito conservadores e pouco otimizados, de modo que nas avaliações comparativas as alternativas não convencionais conseguiram bons resultados. Era, portanto muito importante definir fatores mais confiáveis para o dimensionamento e para o scale-up dos parâmetros obtidos na escala de laboratório ou piloto, preferentemente com métodos mais simples de cálculo.

A empresa Aerofall Mills Ltda. Fabricou um moinho de 18 polegadas de diâmetro e que opera em seco (arraste por ar). A informação obtida ao moer neste moinho serviria para prever o comportamento do mesmo minério num outro moinho Aerofall, na escala industrial. O moinho de 18” operava em forma contínua, o produto retirado por corrente de ar (função transporte) e logo facilmente peneirado. Se este moinho pudesse ser correlacionado com testes industriais de moagem autógena a úmido, seria possível de testar apenas no laboratório, qualquer minério, e prever o seu comportamento industrial frente às alternativas autógenas de moagem. Esta alternativa foi extensamente estudada pela Bechtel (Canadá) durante três anos, procurando a correlação antes indicada, com diversos moinhos industriais a úmido existentes na época. Vejamos alguns exemplos:

AFTON (Canadá)

A correlação foi obtida a partir de testes em planta piloto, entre um moinho de 5 pés de diâmetro por 6” de comprimento, operando a úmido, e o moinho padrão de 18 polegadas. Para similar consumo específico de energia se observam diferenças importantes na granulometria de descarga. Foram testadas várias amostras com diferentes teores e durezas, para diferentes níveis de profundidade na jazida. Após moer estas amostras no moinho padrão de 18” obteve-se um espectro de consumo de potência com um desvio de quase 60% com respeito ao valor médio encontrado; mas, ignorando os valores extremos, se conclui que a operação não irá variar mais do que 30% dos valores considerados normais, sem modificar a carga de bolas. De acordo com estes valores, prevê-se que com pequenos ajustes na carga de bolas, a moagem SAG, na escala industrial, poderia ser razoavelmente estabilizada para os diferentes tipos de minério testados.

O teste piloto confirmou a viabilidade da moagem autógena e o moinho padrão permitiu estabelecer as variações de moabilidade e os consumos unitários de potência requeridos para cada opção de minério. O índice de moabilidade estabelecido pelo moinho padrão de 18”, para diferentes tipos de minério, é diferente do Índice de Bond (Wi) pois as formas de cominuição são essencialmente diferentes; mas existe uma certa correlação, e baseado nisto a Bechtel definiu o chamado Autogenous Work Index (AWI).

LORNEX (Minério de Cobre, Canadá)

Neste minério já era utilizada a moagem semi-autógena em escala industrial observando-se fortes flutuações de capacidade devido a mudanças nas características do minério alimentado. Foi planejado estabelecer uma correlação entre a operação do moinho industrial de 32 pés de diâmetro e o moinho padrão de 18”. A intenção é de verificar se o moinho padrão percebe as mesmas variações e moabilidade que o seu similar de maior escala, para os 4 principais tipos de minério da jazida (e algumas subcategorias). Estas diferenças de moabilidade na escala industrial afetavam a capacidade do moinho de forma muito acentuada, permitindo que a taxa de alimentação flutua-se entre 545 a 1360 t/h de minério.



Após de efetuados os testes no moinho padrão, foram determinados os AWI para os diferentes minérios analisados. O valor encontrado para o minério mais mole foi utilizado como base de cálculo para esta correlação, com taxa industrial de 1.360 t/h. As primeiras correlações não resultaram muito precisas, pois não foi adequadamente ajustada a carga de bolas no moinho padrão de 18", mas os dados terminaram por ajustar-se.

WOLOGISI (Ferro, Libéria, África)

Foram estabelecidas algumas correlações entre o moinho padrão e dois moinhos piloto, um de 5,5 pés e outro de 8 pés de diâmetro.

SIMILKAMEEN (Minério de Cobre, Canadá)

Esta usina utiliza moagem SAG para produzir 60% -200 mesh, enviando este produto diretamente para a usina de flotação. Este minério é muito duro, e possuía um Work Index de Bond (Wi) de 23 kWh/st; além disso, se observa alto consumo de aço se este sistema fosse convertido para o clássico barras e bolas. No moinho padrão obteve-se um AWI de 45, um dos valores mais altos obtidos na época.

GRIFFITH MINES (Ferro, Canadá)

Este minério possui um Wi de apenas 8 a 10 kWh/st; mas o AWI obtido no moinho padrão chegou até 23.

Na Figura 7.3.1 estão ilustrados os resultados obtidos nas correlações anteriores, de onde podemos observar que a relação entre Wi e o AWI é muito variável.

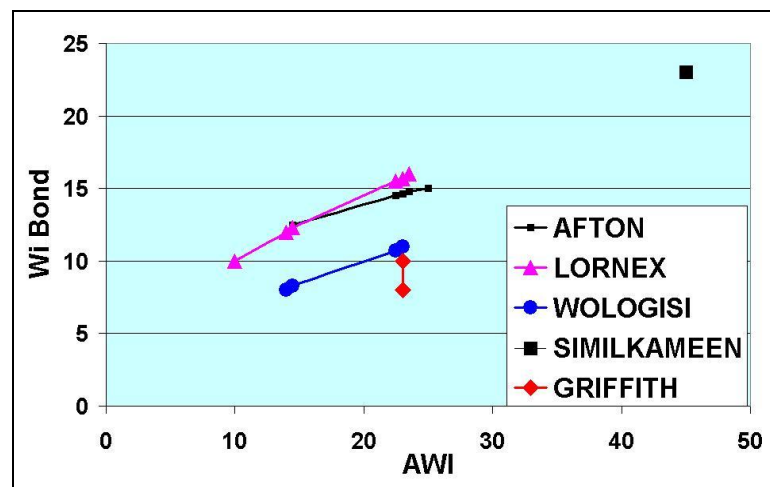


Figura 7.3.1 – Correlação do Autogenous Work Index (AWI)

O AWI não indica em termos reais a potencia que irá consumir a instalação industrial de moagem AG ou SAG, mas apenas entrega uma constante que deve ser relacionada com uma outra usina industrial em funcionamento, cujo minério, processado no moinho padrão, possua um valor similar de AWI que o minério em estudo. Pela pouca experiência desta metodologia (anos 70), não era ainda um método confiável. Na Figura observamos que o minério de Similkameen apresenta um valor de AWI muito elevado, que na época não tornava recomendável o seu processamento nem sequer no sistema SAG (ainda menos em AG). Na prática o concentrador de Similkameen utilizou moinhos SAG industriais com relativamente bom sucesso.



7.4 A Evolução Tecnológica dos Países Escandinavos

No ano de 1960 a Boliden AB implantou o projeto Vassbo, para minério de Chumbo, considerando um moinho AG de Cascade de 22 x 7 pés, dando início a um completo programa de desenvolvimento destas tecnologias, incluindo design específico para os liners e adquirindo enorme experiência operacional (**Fahlstrom**, 1973 – 1975 e **Fahlstrom e outros**, 1973). As experiências extraídas deste concentrador serviram para quase todas as unidades produtoras dos países escandinavos, começando pelo projeto Aitik, de Cobre, implantando dois moinhos AG entre 1972 e 1973. Uma das conclusões mais importantes extraídas deste período, e que assim foi aproveitado naqueles países, foi a adoção de moinhos de menor diâmetro e maior comprimento, inclusive para os moinhos primários, diferentemente da cultura expandida pela América do Norte.

7.4.1 O Concentrador de Vassbo

7.4.1.1 Arranjo Original

Foi escolhido um moinho Cascade, seguindo ainda a tendência observada nas usinas de Canadá e EEUU. O moinho de 22 x 7 pés ($D/L > 3$), com motor de 660 kW, possuía velocidade variável, podendo atender velocidades entre 50 a 100% da velocidade crítica do moinho. O moinho operava em sistema fechado, com duas etapas de classificação com ciclones. A britagem primária produz material a -8", o qual é elevado e peneirado em frações de: -1 1/2"; - 3 1/2" + 1 1/2" e + 3 1/2". Estas três frações podem combinar-se em diferentes proporções para alimentar o moinho Cascade, e também servem para absorver diferenças de granulometria no material alimentado à usina. Foi instalado um britador secundário, para corrigir a fração de maior tamanho e reservou-se espaço para a possível futura instalação de moinhos secundários de pebbles. Os primeiros resultados operacionais, operando em circuito AG de uma etapa, foram: 23 t/h, produto de 52% -325#, com consumo específico de 27,5 kWh/t. Na **Figura 7.4.1** é ilustrado o circuito AG em etapa única e logo, na **Figura 7.4.2**, é ilustrado o esquema de arranjo original da usina.

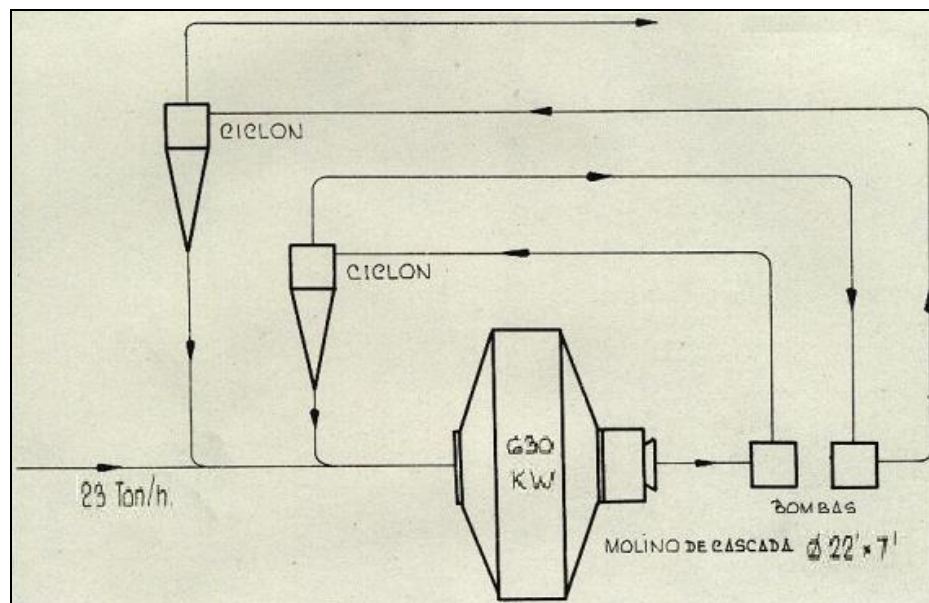


Figura 7.4.1 – Fluxograma da Moagem AG simples Concentrador de Vassbo

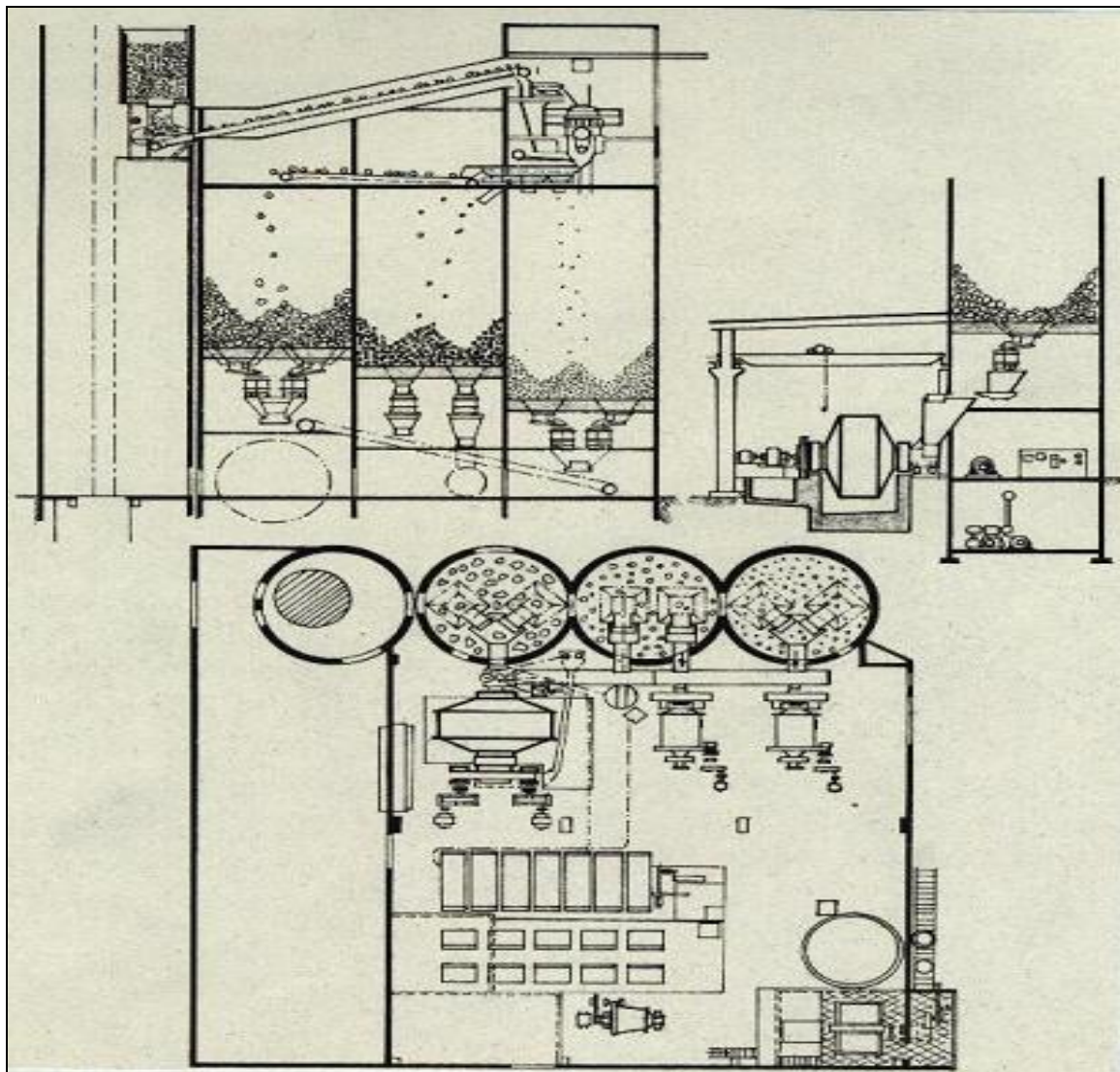


Figura 7.4.2 – Arranjo Original Usina de Vassbo

7.4.1.2 Primeiras Modificações

Após algum tempo de operação ficou evidente que o segundo britador não era necessário, pelo contrário, a operação do moinho depende de quantidade abundante de material grosso no minério alimentado. Em geral, se observa um conteúdo de grossos entre 20 a 30% +3 1/2", quantidade que parece adequada. Durante algum tempo foi testada a adição de bolas de aço de 6"(SAG), em períodos com baixa alimentação de material grosso. A experiência deste período mostrou que as bolas aceleram também a quebra das rochas que servem como meio de moagem e aumentou significativamente o desgaste dos lifters.

A carga circulante originada pelas duas etapas de moagem ficou muito elevada, entre 500 a 1.200%. Este alto fluxo produz muita instabilidade ao circuito e impedia um adequado controle. Nestas condições, instalou-se um moinho secundário de pebbles, de 8 x 10 pés, 110 kW. Os pebbles foram separados do produto do britador primário, na faixa de 1 1/2" a 2 1/2". Gradativamente, foram introduzidas bolas de aço de 1 1/2", misturadas com os pebbles, atingindo entre 150 a 170 kW, da forma ilustrada na **Figura 7.4.3**.

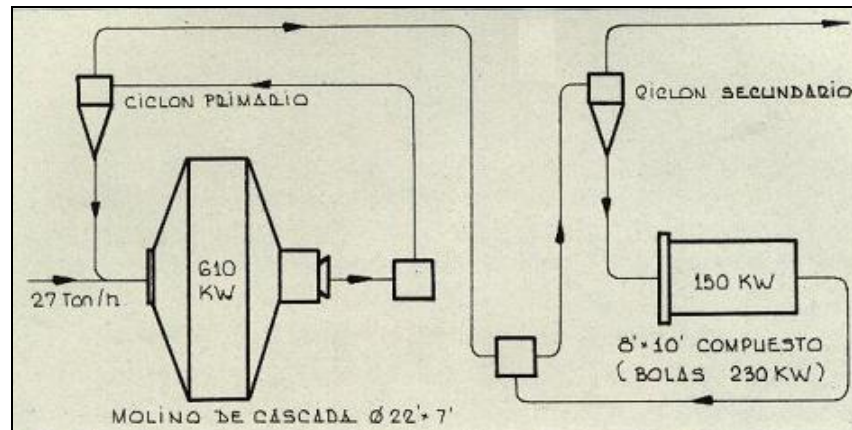


Figura 7.4.3 – Moagem AG em duas Etapas com Secundário Misto (1962)

A segunda etapa de classificação serviu para alimentar e fechar o moinho secundário de pebbles (misto de pebbles e bolas) e a carga circulante do moinho AG primário estabilizou-se em 500%. O produto final ficou um pouco mais fino, 54% -325#, aumentou o teor do concentrado de Chumbo de 71% para 77%, e a capacidade da usina aumentou em 15%. Em Abril de 1973 aconteceu a mudança mais relevante, o moinho AG foi aberto (foi eliminado o classificador), aumentando em 20% a sua produção (34,7 t/h) incrementando levemente o tamanho do produto. A nova capacidade de AG motivou a incorporação de um segundo moinho de pebbles. Finalmente, a empresa optou por eliminar a carga de bolas do moinho misto, reduzindo o consumo de 1,6 lb/t de aço, deixando o circuito totalmente autógeno, da forma ilustrada na **Figura 7.4.4**.

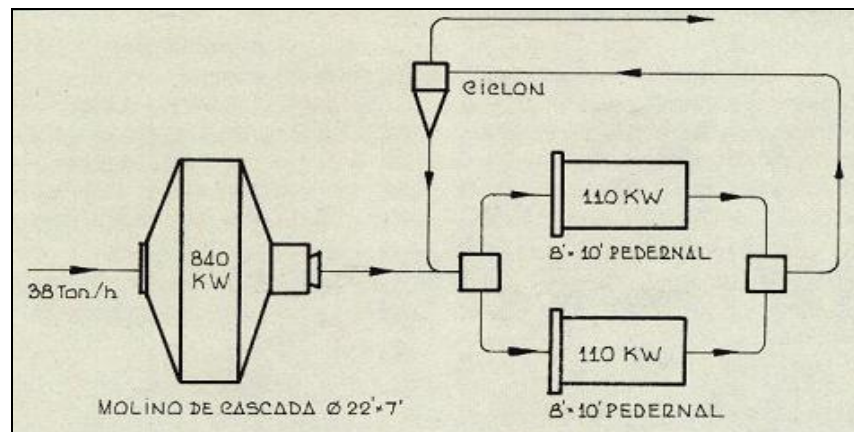


Figura 7.4.4 – Moagem Totalmente Autógena AG – Pebbles (1973)

7.4.1.3 O Diâmetro do Moinho

Na prática operacional verificou-se que o diâmetro do moinho ficou superdimensionado para as necessidades de moagem, resultando num baixo nível de carga dentro do moinho, de aproximadamente 15 a 20% do volume interno, em condições normais, 680 kW e 60% da velocidade crítica. Num teste de longo período (mais de três anos) foi mudado o diâmetro do moinho mediante um artifício, incorporando um suporte de concreto de 1 pé de espessura, ao qual eram parafusados os revestimentos. O novo diâmetro, de 20 pés, não demonstrou nenhuma mudança nem de taxa de produção nem de resultados metalúrgicos na flotação.



7.4.1.4 A Velocidade de Rotação

Na época os técnicos já tinham uma percepção sobre a *abrasão* como mecanismo principal de moagem no sistema AG, situação que ficou comprovada no projeto Vassbo. Para uma correta aplicação de energia na carga do moinho foi comprovado que o moinho deve girar numa velocidade bastante abaixo daquela que cria o efeito catarata. Foram testadas diversas velocidades de rotação; para altas velocidades a ação dos meios de moagem é apenas de britagem (impacto), esgotando rapidamente os tamanhos maiores e criando acumulação de tamanhos críticos dentro do moinho. A velocidade comumente utilizada foi de 60% da velocidade crítica. Lembramos ao leitor que, para moinhos tubulares, o **Modelo Operacional** tem observado, nas suas simulações, que a velocidade ótima de rotação se encontra em 58% da velocidade crítica. (item 3.5.2).

7.4.1.5 Considerações Metalúrgicas

Devemos lembrar que o objetivo de moer um minério básico é de obter um produto de ótima **liberação**, maximizando a sua performance metalúrgica no processo que se segue, neste caso de flotação. Para o mesmo nível de energia aplicada, equipamentos diferentes entregam produtos com distribuição granulométrica diferente. O que gera maior recuperação do Chumbo é justamente a maior **seletividade** aplicada na moagem (detalhes no **Capítulo 2**), como ilustrado na **Figura 7.4.5**. No eixo horizontal está o tamanho, em micras, e no eixo vertical é calculada a Freqüência de Massa (**Fahlstrom, 1973**).

$$\Delta C_k / \Delta \log k = \text{Massa passante na faixa } k / \log \text{ da faixa}$$

Observe-se como a Galena, pela sua maior gravidade específica, é moída preferencialmente com respeito ao total da rocha.

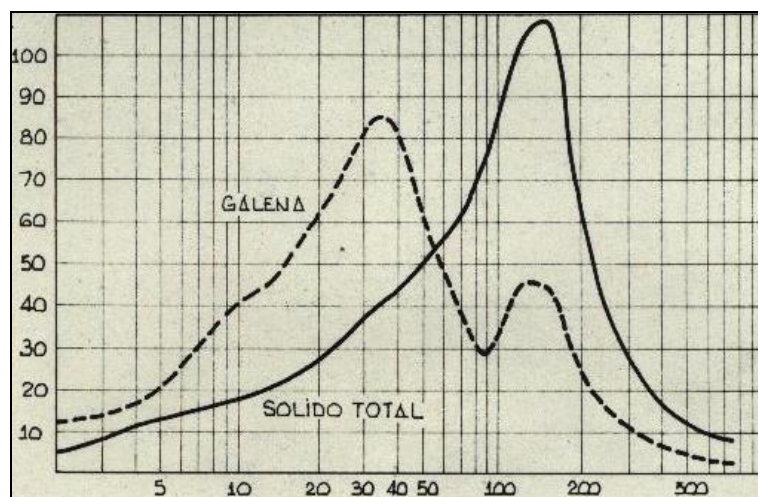


Figura 7.4.5 – Descarga do Moinho de Cascada (**Fahlstrom, 1973**)

Na moagem secundária, após a aplicação de 5 kWh/t adicionais, a Galena atinge a sua máxima distribuição a 7 μm (overflow do ciclone secundário), cuja curva se desloca consideravelmente para a esquerda, de 15 μm (overflow do ciclone primário), mas a curva correspondente à massa total continua na mesma posição. Ou seja, mais Galena foi moída mais finamente, sem moer desnecessariamente a ganga, como ilustrado na **Figura 7.4.6**.

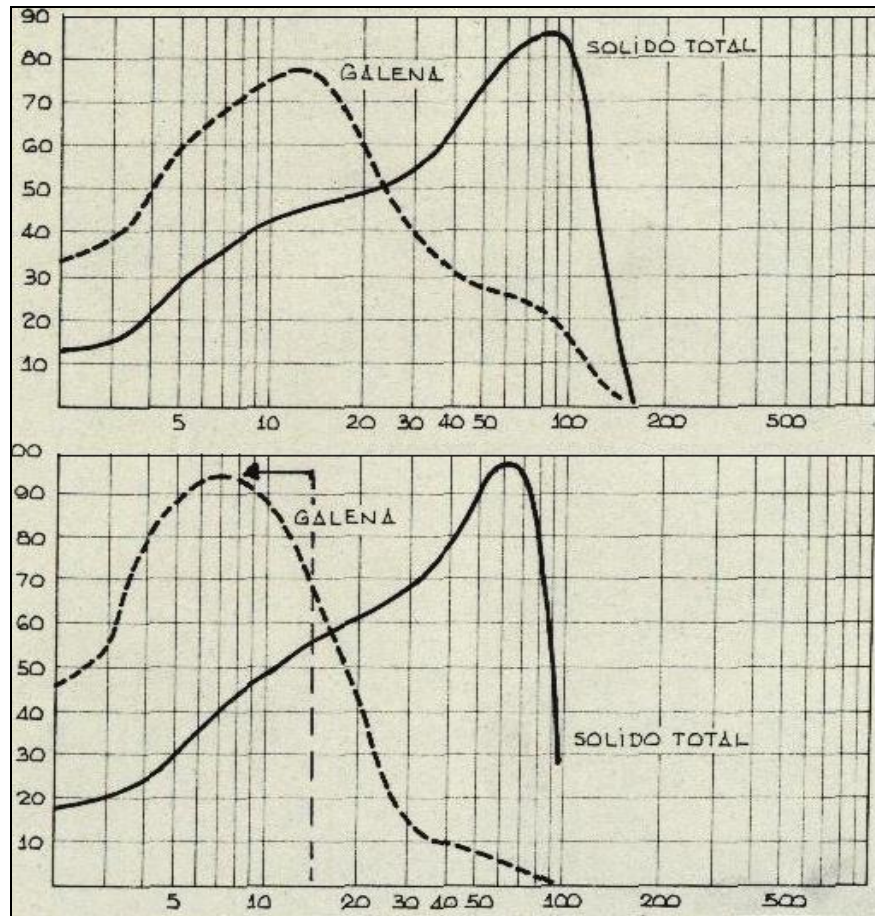


Figura 7.4.6 – Moagem Seletiva da Galena (Fahlstrom, 1973)

7.4.1.6 Moabilidade e Composição da Carga

Num trabalho muito extenso, deve ser peneirado o fluxo de alimentação e do material remanescente no interior do moinho, após atingir o estado estacionário (carga). Na **Figura 7.4.7** é mostrada a curva de peneiramento da alimentação e da carga do moinho primário de 22 x 7 pés do concentrador de Vassbo.

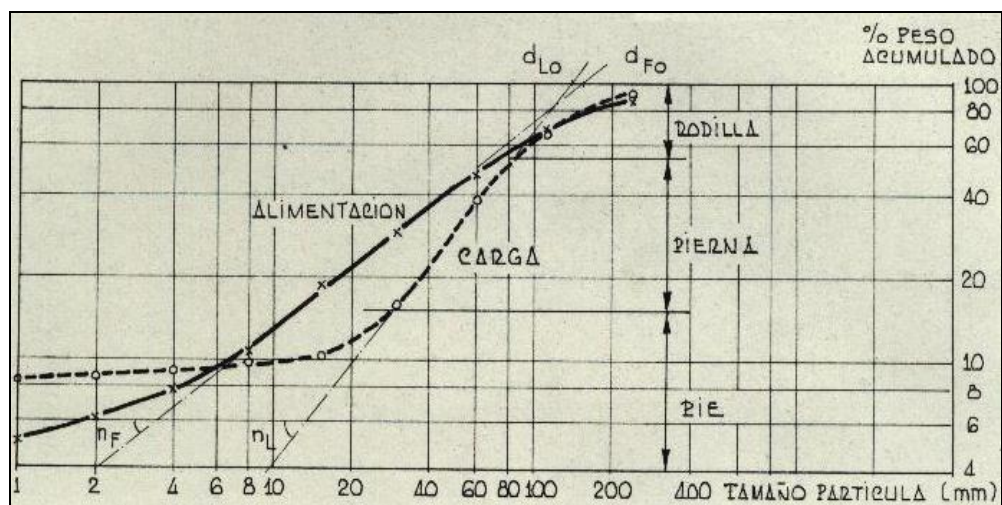


Figura 7.4.7 – Curvas de Peneiramento Moinho Primário de Vassbo (Fahlstrom, 1973)



Em geral, a curva da carga apresenta uma pendente mais acentuada que a da alimentação. Esta curva possui três etapas diferentes, uma parte central linear (“pierna” da curva) e duas partes arredondadas, a “rodilla” (joelho) e o “pié” (pé). Entre 10 a 20% da massa está a -10mm, e trata-se de polpa pronta para a moagem fina, que ficou dentro do moinho durante a parada para o peneiramento. Na parte central, o mineral é cominuído por abrasão rápida, que é o principal mecanismo da moagem, e contém entre 30 a 50% do total da carga. Pode-se estabelecer que as mudanças de moabilidade se refletem em mudanças não comprimento e na pendente desta parte da curva. O aumento do diâmetro do moinho e/ou a sua velocidade, fariam com que o mecanismo de impacto (britagem) seja aumentado, deslocando o joelho da curva para a esquerda e levantando o pé para a direita, reduzindo o comprimento do joelho da curva e diminuindo a moabilidade.

7.4.1.7 Conclusões

Na **Tabela 7.4.1** é apresentado um resumo dos avanços observados nestes 15 anos.

Tabela 7.4.1 – Desenvolvimento Tecnológico Concentrador Vassbo (**Fahlstrom**, 1973)

ANO	COMENTÁRIOS
1957	Primeiros testes em moinho piloto Cascade 10 x 3 pés
1958	Decisão de investimento em Vassbo. Moinho Cascade de 22 x 7 pés
1960	Entra em operação o moinho AG – 23 t/h Testes de granulometria e velocidade do moinho
1962	Instalação de moinhos de pebbles
1963	Redução do diâmetro do moinho AG para 20 pés
1964	Introdução de grelhas de borracha
1967	Por desgaste do suporte de concreto, o moinho volta ao seu diâmetro original
1973	Circuito secundário aumentado. AG primário em circuito aberto – 38 t/h

Durante esse período, diversos outros minérios foram testados na planta piloto, com uma única etapa AG; com a alternativa de pebbles na moagem secundária e também comparada com a moagem convencional em moinho de barras.

7.4.2 O Projeto Aitik

A usina de Aitik foi projetada em mediados dos anos 60. O minério é de Calcopirita – Pirita. Na época não se tinha acumulado experiência suficiente na moagem primária AG, de modo que o projeto original, de 8.00 t/d considerou a britagem convencional, até -1”, seguida de 2 moinhos de barras de 10,5 x 15 pés, 600 kW cada. A moagem secundária considerou 2 moinhos de pebbles de 15 x 15 pés, de 800 kW cada. Os pebbles de 1 ½” - 3” eram peneirados e separados na usina de britagem. A usina começou a operar em 1968. Rapidamente a capacidade foi superada e levada a 10.000 t/d.

7.4.2.1 Primeiras Modificações

A mudança mais importante foi a de alimentar diretamente o moinho de pebbles com a descarga do moinho de barras, em cada linha. A descarga do moinho de pebbles fechava com um duplo sistema classificador, com um classificador de espiral, que retornava as areias até a alimentação do moinho primário de barras, seguido de um ciclone de 27” que fecha o moinho de pebbles. A dupla classificação apresentava alguns importantes benefícios para o processo, evitava a acumulação de tamanhos críticos no moinho de pebbles, voltando com eles ao moinho de barras, e prevenia o entupimento do ciclone com material grosso.



7.4.2.2 A Expansão com AG Primário

Em 1970 resolveu-se ampliar a usina para 23.000 t/d. A mina, a céu aberto, tinha permitido a amostragem em diversos pontos e mais de 7000 toneladas foram transportadas para a usina piloto, a mais de 480 km de distância. Os trabalhos da usina piloto, junto com a experiência adquirida em Vassbo, permitiram a adoção do novo fluxograma de processo.

Foram estabelecidas duas linhas paralelas de moinhos AG seguidos de 1 moinho de pebbles cada. O projeto indicava um menor investimento de quase 18% em comparação com o fluxograma existente. O custo de operação seria de 12 centavos de dólar por tonelada mais baixo. AO britagem primária consistia de 2 britadores giratórios de 54" ajustados a 8" de *closed-setting*, alimentando um stock-pile de 65.000 t. Do stock-pile, 16 alimentadores alimentam duas correias transportadoras até uma silo de 1.000 t, cujo nível é controlado pela alimentação dos moinhos primários AG. O silo alimenta 2 moinhos AG tubulares de 20 x 34 ½ pés (relação D/L < 1), operando a 70% da sua velocidade crítica. Cada moinho possui 2 motores conectados, trabalhando cada um a 1.800 kW, sobre o cilindro do moinho através de redutores de velocidade, pinhões e coroa. A descarga dos moinhos AG, através de grelha de borracha, cai em bombas que alimentam o correspondente moinho secundário de pebbles, de 15 x 16 pés, 850 kW. O sistema de classificação é similar ao da parte convencional original da usina; apenas com uma diferença, que permite dividir o fluxo do underflow do ciclone de 27" para retornar tanto ao moinho AG primário ou ao de pebbles, para equilibrar melhor o circuito. Entre 1972 e 1973 as duas novas linhas estavam em operação, tratando 250 t/h cada.. Na **Figura 7.4.8** é ilustrado o fluxograma da usina original e da ampliação.

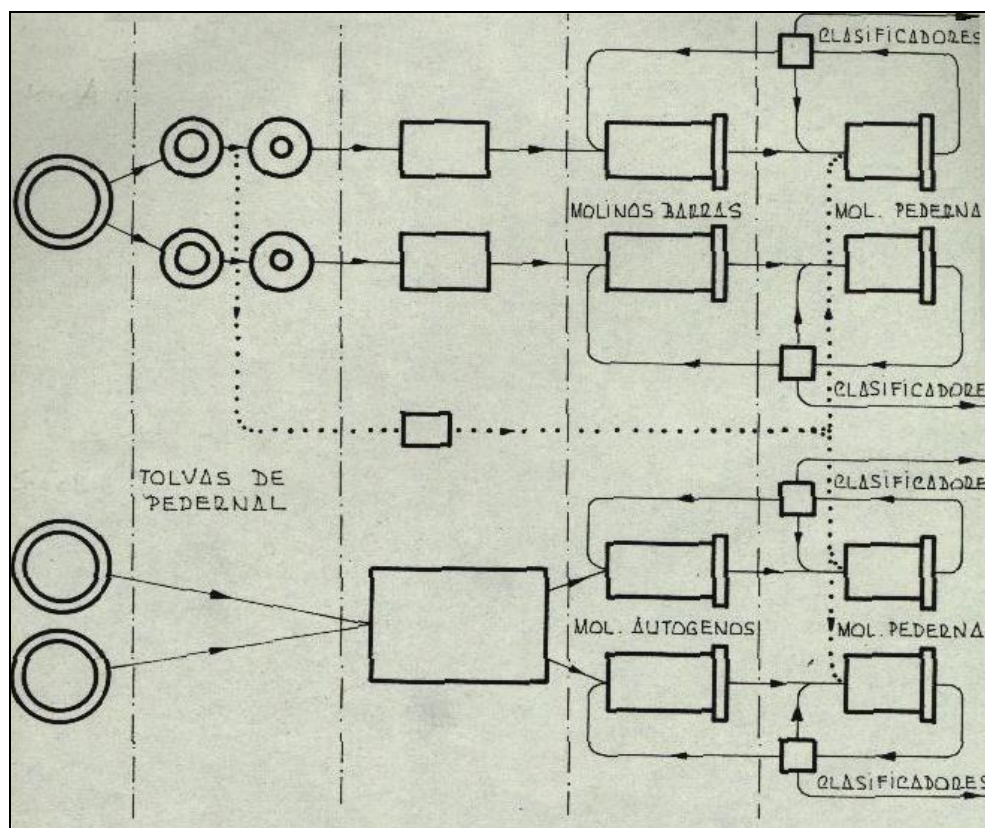


Figura 7.4.8 – Fluxograma Concentrador de Aitik (Fahlstrom, 1973)



O desenho dos moinhos primários, do tipo tubular, constitui sem dúvida um grande avanço. Fahlstrom comenta que este design é o usado há muitos anos pelos países sul-americanos. Este design permite uma maior área de carga de moagem e uma maior ação de fricção nas partículas que o produzido por um moinho mais curto, como o proposto pelo modelo Cascade. O desgaste de aço por kWh num moinho tubular é menor que num moinho Cascade. Por exemplo, os moinhos de pebbles, que aplicam apenas ¼ da potência utilizada nos AG primários, possuem tanta superfície de carga como os primários e em consequência aplicam muito boa fricção ao material. A velocidade do moinho deve atingir o movimento da carga moedora em forma de cascata e não de catarata. A comparação entre as duas opções de processo é resumida na Tabela 7.4.2.

Tabela 7.4.2 – Avaliação Industrial Concentrador Aitik (Fahlstrom, 1973)

ITEM	BARRAS - PEBBLES	AG - PEBBLES
Taxa de Alimentação, t/h	405	450
MOINHO PRIMÁRIO		
Consumo Específico, kWh/t	2,8	13,5
Descarga Moinho, -325#	14,4	26,0
MOINHO SECUNDÁRIO		
Consumo Específico, kWh/t	3,8	2,8
Descarga Moinho, -325#	29	36,5
FLOTAÇÃO		
Rejeitos, %Cu	0,04	0,02
Concentrado, %Cu	28,0	30,0

O consumo específico de energia é muito menor para a alternativa Barras-Pebbles, porém, a expansão a usina trouxe consigo uma redução geral nos custos de operação e uma maior utilidade por tonelada de minério tratado. A distribuição da carga circulante não permite um acompanhamento apurado sobre a seletividade da moagem, como foi feito em Vassbo; porém, no processo de Aitik o sistema totalmente autógeno produz rejeitos mais grossos e com menor conteúdo de Cobre, sinalizando uma moagem mais seletiva.

7.4.2.3 Moabilidade e Composição da Carga

Da mesma forma observada para o moinho de Vassbo, nos testes piloto do minério de Aitik foi medida a composição granulométrica tanto da alimentação como da carga do moinho, mostrando que as curvas possuem quase as mesmas características que as do moinho AG de Vassbo, relatadas no item 7.4.1.6. As curvas de peneiramento do moinho piloto de 10 x 3 pés, com minério de Aitik, são mostradas na **Figura 7.4.9**.

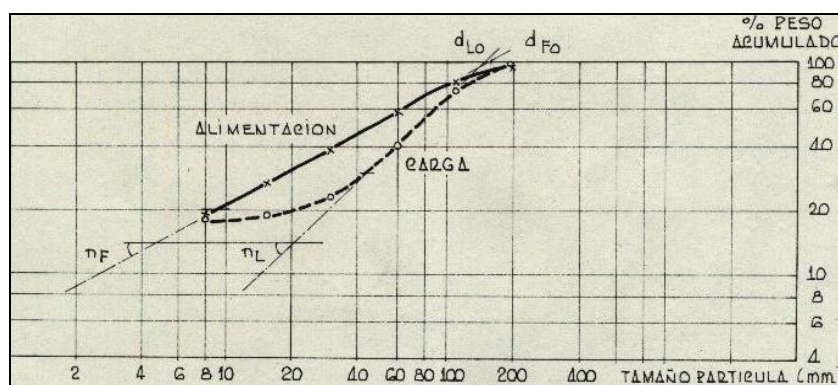


Figura 7.4.9 – Curvas de Peneiramento Moinho Piloto de Aitik (Fahlstrom, 1973)



Aproveitando as experiências piloto com outros diversos minérios foram levantados os dados da carga para outras usinas, cujo resumo é mostrado na **Tabela 7.4.3**.

Tabela 7.4.3 – Composição da Alimentação e da Carga em Sistemas AG (Fahlstrom, 1973)

ITEM	LANGSELE	RAKKEJAUR	AITIK	VASSBO
Moinho	10 x 3 pés	10 x 3 pés	10 x 3 pés	22 x 7 pés
Energia Aplicada, kW	94	55	66	600
Taxa Alimentação, t/h	12,2	3,3	7,2	24,8
Carga, t	8,5	2,9	3,4	41,9
Relação: Alimentação/Carga	1,4	1,1	2,1	0,6
DADOS DA S CURVAS				
η_F	0,49	0,80	0,59	0,74
η_L	0,96	1,70	0,97	1,24
Relação: η_L / η_F	2,0	2,1	1,6	1,7
d_{F0} , mm	250	170	160	150
d_{L0} , mm	130	100	150	140
CARGA				
Perna - % Peso	30	50	40	35
Joelho - % Peso	50	45	30	50
Medida, mm	65	70	100	80
Pé - % Peso	20	5	30	15
Medida, mm	25	15	45	30

Também pode ser estabelecida uma relação entre a massa compreendida numa determinada faixa de tamanho entre a carga e a alimentação, obtendo as curvas típicas ilustradas na **Figura 7.4.10**. Do ponto máximo da curva, para a direita, corresponde ao joelho da curva e a inclinação para a esquerda corresponde à perna da carga.

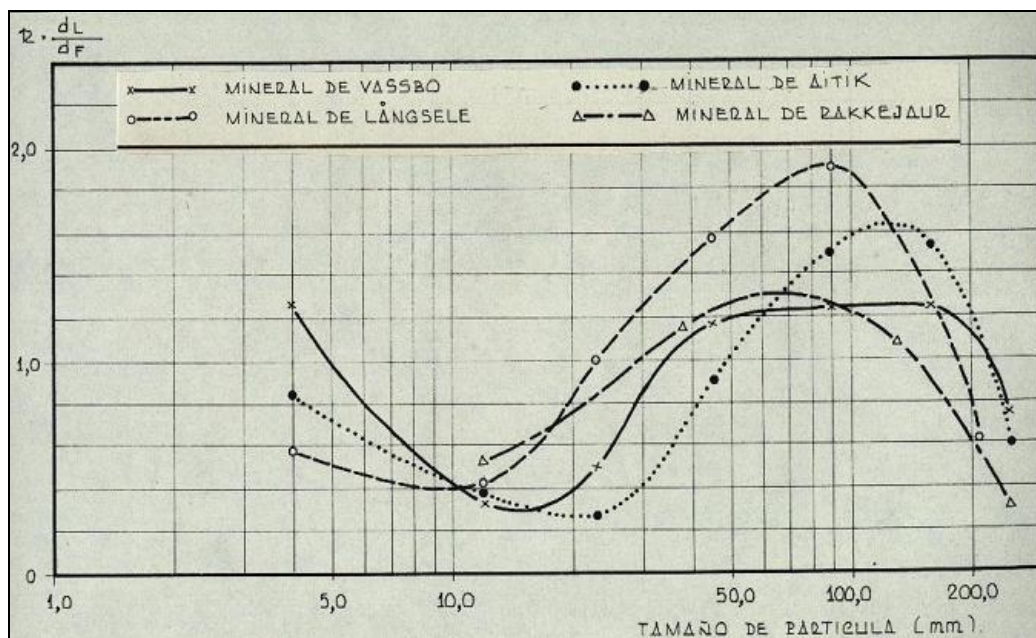


Figura 7.4.10 – Distribuição da Carga em Moinos AG (Fahlstrom, 1973)

Para um determinado minério existe uma composição ótima de alimentação no que se refere a tamanhos maiores. Para uma alimentação que aumente gradativamente as faixas mais grossas acontecerá um efeito energético na quebra similar ao obtido com o aumento de velocidade de rotação, encurtando a altura da “perna” da curva da carga.



7.4.3 A Geometria dos Moinhos

Nas duas usinas antes descritas foram utilizados moinhos primários AG totalmente diferentes: Aitik – $D/L = 20/34,5 = 0,58$; Vassbo – $D/L = 22/7 = 3,14$. Nos minérios sulfetados tem-se comprovado que a área de superfície da carga é importante para a liberação. Na visão do **Modelo Operacional**, como introduzido neste texto, a seletividade da moagem é acrescentada junto com a maior superfície, que reflete uma maior área de interfase rocha/polpa e que favorece a sedimentação das partículas. Na **Figura 7.4.11** é mostrada a relação entre a carga de moagem, o diâmetro e o comprimento do moinho, com **relação constante de energia e de velocidade relativa**. A começar do ponto de origem ($L = 1$ ou $D = 1$), para incrementar o peso da carga em 100% deve diminuir-se o diâmetro a 0,67 e o comprimento incrementado em 2,7 vezes.

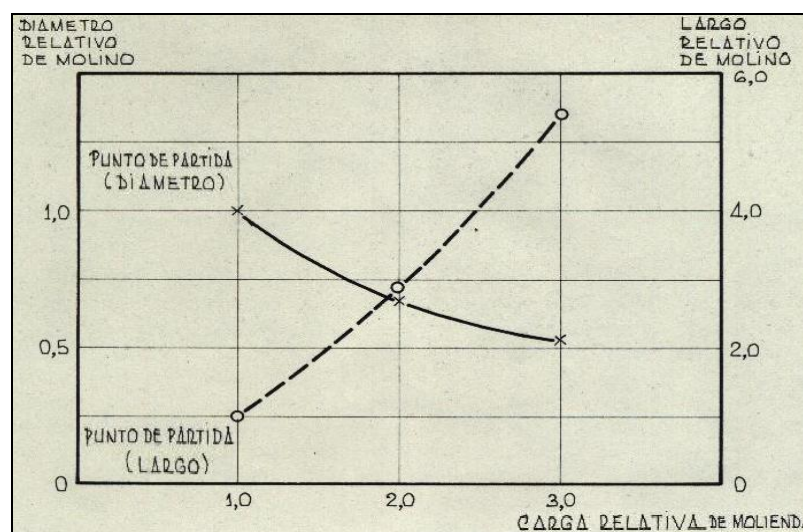


Figura 7.4.11 – Geometria do Moinho em Função da Carga (Fahlstrom, 1973)

Os moinhos secundários são mais atrativos para obter uma maior área de superfície de carga de moagem ao invés de ampliar a moagem primária. O limite do trabalho a ser executado entre o moinho primário e o secundário deve deduzir-se pela moagem produzida pelo moinho primário operando em circuito aberto (ou com baixíssima carga circulante). O moinho secundário terá que possuir o tamanho suficiente para completar o trabalho. Variações de moabilidade podem ser controladas mudando a velocidade de rotação ou o volume de carga, e ambas opções requerem variação na aplicação de energia.

A geometria do moinho também tem muita influencia no design, peso e desgaste de revestimentos. Para uma aplicação constante de energia, o desgaste, expresso em lb/kWh, diminui na medida em que aumenta a relação entre o comprimento e o diâmetro do moinho (L/D), como ilustrado na **Figura 7.4.12**, onde o consumo de liners aumenta radicalmente para $L/D < 1$. Em resumo, para minérios de metais básicos é altamente recomendável trabalhar com o menor diâmetro quanto possível, tanto pela forma de moagem mais seletiva (área) como pelo menor consumo de revestimentos (Fahlstrom, 1973). O leitor poderá apreciar que a visão tecnológica dos países escandinavos é bastante técnica, sem envolver aspectos comerciais que poluem quase todos os papers editado nas Américas. O Modelo Operacional não apenas concorda com quase todas estas recomendações, mas também considera todos estes aspectos nas suas rotinas de cálculo.

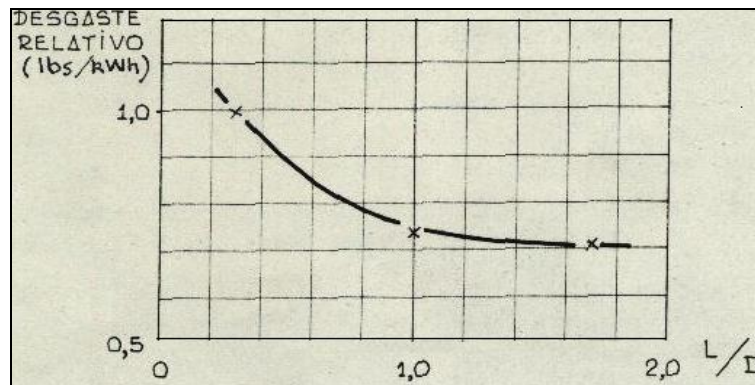


Figura 7.4.12 – Desgaste de Revestimentos em Moinhos (Fahlstrom, 1973)

A alta relação D/L é mais um mito tecnológico imposto pelas fábricas da América do Norte e os países sul-americanos parecem seguir pelo mesmo caminho.

7.4.4 Últimos Avanços da Outokumpu com Moinhos de Pebbles

Como antes mencionado, os países escandinavos criaram a sua própria cultura tecnológica ao redor dos sistemas autógenos. Esta originalidade se traduz também nas avaliações e trabalhos publicados por técnicos de lá, sem o compromisso comercial que se observa nas culturas da América do Norte. Algumas características desta cultura, que podem ser destacadas, são a utilização de moinhos de Pebbles, como moagem secundária e a utilização de moinhos autógenos de pequeno diâmetro e baixa relação D/L, menor que um. Este último aspecto comprova a pouca validade do conceito Canadense, $D/L > 2$, imposto mediante o moinho de Cascade, como tem sido amplamente divulgado no Chile e no Brasil.

A diferencia radica no fato de que o moinho AG ou SAG utilizado nos países escandinavos é um moinho comum, igual ao moinho de bolas ou de pebbles, e por tanto muito facilmente construído em fábricas locais e sem necessidade de patentes ou *royalties*. O Autor deste texto participou do estudo em planta piloto, cálculo e dimensionamento, start-up e otimização do moinho SAG primário do projeto de Ouro Igarapé Bahia, da CVRD, entre 1988 e 1991, este moinho era do tamanho de um moinho de bolas convencional, com relação $D/L < 1$ e foi fabricado no Brasil, por fabricante brasileiro. Por recomendação deste consultor o moinho foi adaptado para moinho primário de bolas com baixo enchimento (entre 20 a 25%), em circuito aberto; e a grelha de descarga, originalmente de 6mm, foi sugerida para aumentar para 10 ou 12mm (Yovanovic, 1991).

Eerola e outros (1988) relatam as recentes mudanças feitas nos sistemas autógenos de moagem da Outokumpu OU, na Finlândia, numa história de mais de 25 anos ligada a esta tecnologia, particularmente a moagem totalmente autógena, com primário AG e secundário de Pebbles. O primeiro moinho autógeno da Outokumpu foi instalado na usina de Keretti, durante os anos 60.

Os problemas principais dos moinhos AG, em geral, são a variabilidade da taxa de alimentação, o incremento no consumo de energia e da quantidade de superfinos, e a acumulação de tamanhos críticos.



O problema dos tamanhos críticos foi extensamente discutido nos itens 7.2.1.3 e 7.2.2, onde foram citadas também as formas de lidar com este problema:

1. Incorporar bolas de aço ao moinho AG (transformar em SAG). A Outokumpu sempre teve resistência para utilizar bolas de aço como corpo moedor, e a opção de converter os moinhos AG para SAG envolveria altos consumos de aço (1,5 a 2 kg/t de bolas e entre 100 a 200 g/t de revestimentos).
2. Retirar os tamanhos críticos de dentro do moinho AG para britar e reciclar no mesmo moinho, como carga circulante, como foi a solução adotada no projeto Keretti.
3. Retirar os tamanhos críticos de dentro do moinho AG e utilizá-los como corpos moedores para a moagem secundária (Moinho de Pebbles).
4. Retirar os tamanhos críticos de dentro do moinho AG e descartar para o rejeito todo ou parte deste material, dependendo do seu teor.

A melhor solução encontrada pela Outokumpu foi de abrir portas especiais na grelha de descarga dos moinhos AG, de 70 x 120 mm, extraindo de forma contínua os tamanhos críticos e utilizando eles como meio de moagem nos moinhos secundários de pebbles. Durante 1975 foi implantada com sucesso esta alternativa no concentrador de Pyhasalmi (Cobre, Zinco, Pirita e Barita). Em 1983 foi instalada uma planta piloto nos laboratórios da Outokumpu, com este tipo de fluxograma. Em 1985 o concentrador Enonkoski (Cobre – Níquel) foi também projetado e implantado com sistema AG – Pebbles.

Num moinho primário AG, a relação de tamanho entre o fragmento de rocha (corpo moedor do mesmo minério) e as partículas a serem moídas, varia entre 20:1 até 30:1, dependendo da dureza e da gravidade específica. Estes fragmentos, ao reduzir o seu tamanho, automaticamente são convertidos em tamanhos críticos. O tamanho crítico é definido como a partícula cuja moagem requer mais energia que aquela que ela mesma pode gerar, e eles podem entrar ao moinho fazendo parte da alimentação ou podem ser gerados a partir da redução de tamanho dos fragmentos maiores (corpos moedores).

Ao abrir as portas de extração de pebbles, os moinhos AG aumentam significativamente a taxa de produção, a um tamanho (P80) equivalente ao produzido por um moinho de barras, reduzem o consumo de energia e reduzem drasticamente os problemas de variabilidade do nível de carga dentro do moinho AG. Tradicionalmente, o moinho primário AG utilizava a maior parte da energia total usada na cominuição, em relação ao moinho secundário; agora, com as mudanças propostas, a relação de energia entre o primário e o secundário se altera significativamente, reduzindo o custo total de energia, como resumido na **Tabela 7.4.4**.

Tabela 7.4.4 – Relação Energética Primário/Secundário (**Eerola e outros, 1988**)

MOINHOS	ENERGIA, kWh/t	
	PRIMÁRIO	TOTAL
Island Copper: 6 SAG – 3 Bolas	18	22,5
Highmont: 2 AG – 2 Bolas	9,5	115
Aitik: 1 AG – 1 Pebbles	12	15
Brenda: 4 Barras – 4 Bolas	4	11
Aitik: 2 Barras – 2 Pebbles	2	9
Pyhasalmi: 1 SAG – 3 Pebbles	3	13
Pyhasalmi: 1 Barras – 2 Pebbles	5	13



Para o projeto Pyhasalmi, junto com a retirada dos tamanhos entre 30 a 120 mm do moinho AG primário, este aumentou 3 vezes a sua capacidade de produção. Na filosofia da Outokumpu, o moinho primário é requerido para moer unicamente a quantidade de minério que sua dureza natural e heterogeneidade permitam, deste modo, sempre haverá suficiente meio de moagem dentro do moinho. Por sua parte, a demanda de pebbles no moinho secundário corresponde geralmente entre 2 a 10% do total da taxa de alimentação a este moinho. Na **Figura 7.4.13** é ilustrado o fluxograma básico de processo idealizado pela Outokumpu.

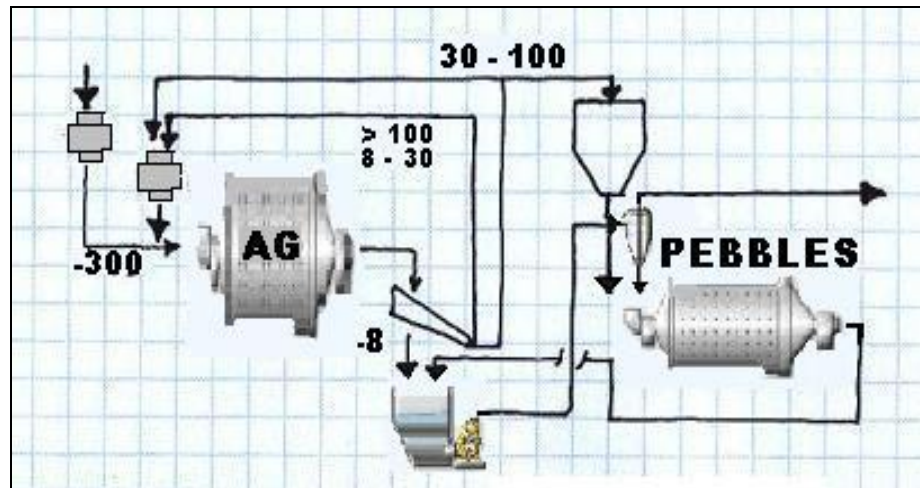


Figura 7.4.13 – Projeto Padrão AG – Pebbles da Outokumpu (Eerola e outros, 1988)

Os critérios de projeto estabelecem uma relação D/L igual ou inferior a 1 para o moinho AG primário (contrariando as orientações de fabricantes Canadenses). A grelha de descarga do moinho AG possui aberturas de 70 x 120 mm, para a retirada dos tamanhos críticos. O tamanho ótimo desta abertura depende da gravidade específica do material alimentado.

O produto do moinho AG seria peneirado e distribuído em:

- - (5 a 8 mm), bombeado para o ciclone que alimenta o moinho de pebbles.
- Os pebbles utilizados são de 30 a 100 mm, de modo que o silo é completado com este material e o restante é britado, em britador de cone, antes de retornar ao moinho AG.
- O material entre 8 a 30 mm é muito pequeno para ser um pebble e muito grosso como produto, mesmo primário, de modo que retorna ao moinho AG após sua passagem pelo britador de cone.
- O material acima de 100 mm volta ao moinho após a sua britagem.

Como resultado deste procedimento, as variações de dureza do material alimentado se manifestam apenas como variações na carga circulante dos tamanhos críticos, cujo reciclo varia entre 5 até 15%, como máximo, do total alimentado, de modo que não constitui um problema. A usina piloto, implantada em 1983 de acordo ao fluxograma da Figura 7.6.1, conta com moinho AG de 1,65 x 1,7 m, moinho de pebbles de 1,8 x 3,2 m, e um britador de cone de 3 pés. Em termos de energia, apenas entre 25 a 40% desta é requerida na moagem AG primária, como observado na Tabela 7.6.3, de modo que o moinho primário é normalmente menor que o moinho secundário de pebbles.



7.5 Primeiros Projetos Industriais nos EEUU e Canadá

Diferentemente do desenvolvimento tecnológico observado nos países escandinavos, onde os grandes produtores, como a Boliden e a Outokumpu desenvolveram a sua própria tecnologia, baseada em experiência efetiva e, principalmente, sem nenhuma influencia comercial de fabricantes da época, na América do Norte a tecnologia mineral não teve a mesma sorte e, pelo contrário, foram os fabricantes de equipamentos que impuseram a tecnologia que lhes foi mais conveniente, caminhando para o gigantismo e o alto diâmetro, tanto pelas patentes comerciais ligadas a estes moinhos (Cascade ou Aerofall, dependendo do fabricante) como pela eliminação de pequenos concorrentes locais. Grandes centros de pesquisa mineral, ligados às empresas produtoras, não tiveram isenção suficiente nem talento para desenvolver soluções originais ou, no mínimo, para esclarecer diversos paradigmas da mineração, como os países escandinavos já fizeram na década de 60, por exemplo: O grande diâmetro do moinho, o circuito aberto, etc. Pelas voltas da vida, o desenvolvimento tecnológico foi tão grande nos países escandinavos que, pelo contrário, as produtoras criaram suas próprias fábricas, como a Skega, de revestimentos de borracha, além da Outokumpu, de tecnologia de ponta, e a Boliden, que após crescer com o nome de Svdala, acabou dominando o mercado e comprando os grupos norte-americanos, conformando este único grupo de hoje: A Metso.

O Leitor pode observar a grande quantidade de material bibliográfico utilizado para poder chegar a estas delicadas conclusões, mas, em benefício da verdade, podemos dizer que a grande maioria dos artigos técnicos de congressos e papers de revistas de circulação emitidos na América do Norte, e por extensão nos países da América do sul, são ou teóricos demais ou meros panfletos de divulgação, tanto comercial como pessoal, particularmente após a década de 70, onde a estratégia global de mercados começou a delinear-se na área mineral. O “pulo do gato” dos processos mineraiis e o bom senso das operações devem ser procurados nos antigos “papers”, como aquele de Myers, de 1957 e o do Lewis (1953), que discutem o Caso de Copperhill, que guardo como tesouros. Também recomendamos ao Leitor acompanhar os trabalhos de Fahlstrom (1973 – 1975) e, mais recentemente, de Forsund e outros (1988), que apresentam os resultados de 5 anos de operação do circuito aberto de moagem do moinho Sydvaranger. A rigor, mais de 50% das idéias e conclusões do livro provêm destes artigos e da minha experiência pessoal. Falando de antigos “papers” quem de nós não lembra da excelente qualidade dos antigos catálogos (manuais); por exemplo, para ciclones, comparando os catálogos coloridos de hoje, de 2 páginas cheias de propaganda, com curvas artísticas sem nenhuma validade quantitativa, contra o antigo catálogo da Krebbs, dos anos 50-60, dá vontade de chorar (afortunadamente, ainda tenho esses catálogos antigos). A tecnologia mineral de hoje é como esses modernos catálogos, cheios de propaganda, mas sem substância nem “alma” de processos, como alguns poucos engenheiros com “fome de verdade” ainda procuram.

Os centros de pesquisa das produtoras e até aqueles de propriedade dos governos locais, ficaram praticamente ao serviço de tecnologias comerciais importadas, como até hoje acontece no Chile e no Brasil, fazendo apologia das células de coluna e dos moinhos Cascade. O alto teor das nossas jazidas e o preço benevolente de energia elétrica que ainda alguns projetos conseguem negociar permite que ainda obtenhamos suficiente retorno nos projetos mineraiis; nos EEUU, em câmbio, quase todas as usinas de mineração são subsidiadas pelo governo, mediante fixação de preços tabelados aos produtores.



Mais uma vez, fica aberto o desafio de retomar o caminho da tecnologia local, baseado nas nossas realidades e potencialidades. Um bom começo é o de acabar com os paradigmas da mineração e tomarmos um bocado de tempo para reencontrar o caminho tecnológico baseado no bom senso e na melhor compreensão dos processos mineraiis. O **Modelo Operacional** poderia se a ferramenta que permitiria esta nova abordagem.

7.5.1 A Resposta Industrial do Scale-Up

Na **Tabela 7.5.1** são apresentados alguns resultados industriais e sua correspondente projeção, a partir da etapa de projeto.

Tabela 7.5.1 – Projeção Industrial Moinhos AG e SAG (Yovanovic, 1978)

ITEM	PROJETO	INDUSTRIAL
Utah Mining Division (Kennecott) 1963-1964 – AG e SAG		
• Consumo Específico, kWh/st	14,2	24,6
• Granulometria do Produto	17% + 100#	4,2% + 100#
Cyprus Pima, 1970-1973 - SAG		
• Consumo Específico, kWh/st	9,7	8,7
Concentrador C.E. Weed - AG Anaconda, 1971-1973		
• Taxa de Produção, st/dia	55.000	45.000
Similkameen, 1972 - AG		
• Taxa Produção AG, st/h	235	120
• Consumo Específico, kWh/st	20-25	50-60

Em geral, se observa que a extrapolação simples dos resultados obtidos em escala piloto não conduz a valores correlatos para a escala industrial, onde se observam, com raríssimas exceções, menores capacidades que as projetadas, maiores consumos unitários de potencia e uma granulometria no produto inferior à requerida. Uma exceção a este quadro foi o projeto de Cyprus Pima. Diferentemente dos outros projetos, Cyprus Pima pesquisou na planta piloto a moagem SAG (os projetos de Anaconda e Similkameen são projetos AG com moagem de pebbles, mais difíceis de dimensionar), a qual possui menos variabilidade em função do minério. Por outro lado, o projeto da Kennecott, também para moagem SAG data de 1963-1964, ainda com pouca experiência industrial nestes sistemas. Mesmo assim, o projeto Cyprus Pima não ficou livre dos outros problemas que acompanham a estas tecnologias: excessiva flutuação na taxa de produção, alto desgaste de revestimentos, consumo de bolas 35% superior ao valor de projeto, etc.

Parcialmente, o controle automático dos moinhos AG ou SAG, comandado por um sinal do nível de carga dentro do moinho, ajuda a reduzir o efeito de todos os problemas antes citados, particularmente as flutuações de taxa de produção; mas, nas circunstancias da época desta pesquisa, qualquer projeto industrial de moagem AG ou SAG traz consigo uma forte dose de incerteza, que em muitas ocasiões tem significado uma mudança radical nos projetos, com foi o caso do concentrador C.E. Weed, da Anaconda, que mudou, já na usina industrial em operação, o sistema AG para moinhos convencionais de bolas.

O projeto Pinto Valley, implantado em 1974, é um dos últimos grandes projetos com sistema convencional de moagem, e utilizou moinhos de bolas single-stage de 18 x 21 pés, na data, os maiores moinhos de bolas do mundo.



7.5.2 Kennecott Research Center

Durante o mês de Maio de 1962, são programados testes em escala piloto para avaliar a possibilidade de utilizar moagem AG ou SAG nos minérios de Cobre da Western Mining Division, da Kennecott (EUA), que incluía as usinas de: UTAH, NEVADA, RAY, CHINO e TAM. Para a execução destes testes foi arrendado um moinho Hardinge do tipo *Cascade*, de 6 pés de diâmetro por 2 pés de comprimento, e instalou-se em planta piloto do Kennecott Research Center. As primeiras 150 toneladas, do minério de UTAH, foram recebidas em junho de 1962.

A moagem AG/SAG está sendo pesquisada visando a redução dos custos de moagem. Os pesquisadores esperam obter melhores benefícios metalúrgicos (maior recuperação de Cobre e Molibdênio) devido à melhor liberação dos minérios até o tamanho natural do seu grão. É interessante como naqueles anos era procurada uma melhor seletividade nas operações de moagem e, na nossa visão, faltou testar o sistema proposto pelo **Modelo Operacional**, de circuito aberto com baixo enchimento, produzindo o efeito IMC, In Mill Classification. Naquela data (1962) apenas existiam aplicações industriais para minério de Ferro. Os testes piloto incluem a determinação da taxa de produção e o consumo específico de energia. O efeito deste novo tipo de moagem sobre a flotação foi avaliado em paralelo com uma instalação piloto convencional. Os testes seriam iniciados com minério da usina de UTAH, pois em breve teriam que ser tomadas decisões de expansão das instalações do concentrador Arthur desta Divisão, em 25.000 t/d. Após esta série de testes, a intenção é de aproveitar estas instalações para estudar o comportamento dos minérios das outras usinas.

Após extensa campanha de testes, entre 1962 até 1968, para os minérios de UTAH, CHINO E RAY, conclui-se que o sistema convencional era mais econômico que o processo SAG, particularmente por razões de consumo específico de energia. No caso particular da usina de UTAH, após longos testes com moagem AG e SAG, inclusive em escala industrial, a expansão do concentrador de Arthur considerou as etapas convencionais de britagem, moinho de barras e moinho de bolas.

No período 1974-1978 foi efetuada uma segunda campanha de testes, desta vez dirigida especificamente para a moagem primária SAG e moagem secundária em moinho de Bolas. Nestes testes procurou-se aumentar o tamanho de descarga do SAG primário (entre 6 a 3#), deixando o grosso do trabalho de moagem para o moinho secundário de bolas. A rigor, o moinho secundário de bolas é quase que um moinho single-stage comum, sendo alimentado a F80 entre 4 a 6mm, e o sistema SAG converteu-se num britador a úmido que substituiria as etapas de britagem secundária e terciária. A partir destas experiências da Kennecott, praticamente todos os sistemas SAG para minérios metálicos não ferrosos começaram a utilizar esta estratégia nas etapas de piloto e de projeto de instalações industriais, como veremos no item 7.4 a seguir, e os argumentos de venda começaram a cair sobre as desvantagens da britagem convencional e os seus maiores custos de investimento e de manutenção. O problema do custo da energia não era tão relevante nestas avaliações, ainda mais com o método do *Net-Power*, que facilitou os cálculos em benefício dos moinhos SAG.

A *Kennecott* teve tempo e condições de avaliar corretamente estas tecnologias, de modo que as suas conclusões e experiências deveriam ser extensamente estudadas pelas empresas de metais básicos que pretendam utilizar este tipo de moagem.



7.5.3 Utah Mining Division

No dia 11 de junho de 1962 foi instalado, no Kennecott Research Center (KRC), em Salt Lake City, Utah, um moinho Hardinge de cascada (a úmido), de 6 x 2 pés, operando a 70% da sua velocidade crítica. Os testes foram iniciados no dia 18 do mesmo mês e a usina foi adaptada para executar testes comparativos com o sistema de moagem convencional, num moinho piloto de bolas.

Nos primeiros testes no moinho de cascada foi observado um alto consumo de energia, mas a granulometria do produto era um pouco mais fina do normal. Foi programada a adição de bolas ao moinho para reduzir o consumo específico de energia e aproximar a granulometria de descarga com aquela que entrega normalmente o moinho de bolas.

Durante os meses de Agosto e Setembro de 1962, são feitos testes em paralelo com o moinho piloto de bolas, de 30"Ø por 36" de comprimento. Foi observado que o consumo de energia é superior em 50% para o moinho autógeno (17,7 vs. 12,3 kWh por tonelada de -100# produzida). No aspecto metalúrgico, se observa similar recuperação na flotação de Cobre, mas um pouco menor para o Molibdênio. A adição e bolas de aço no moinho piloto SAG consegue reduzir o consumo específico para 12,9 kWh por tonelada de -100# produzida. Os testes foram encerrados e o moinho devolvido aos fabricantes.

Provavelmente por pressão comercial, o moinho piloto voltou a ser instalado no KRC em Janeiro de 1963, continuando com os testes, esta vez incrementando a granulometria do material alimentado ao moinho piloto (melhorando o meio de moagem), obtendo consumos unitários de potencia na faixa de 14,2 kWh/t -100#. Após estes testes, a empresa foi convencida para instalar um moinho AG Hardinge tamanho industrial, de 24 x 8 pés, no concentrador Arthur. A nova instalação entrou em operação em 11 de novembro de 1963, e o moinho possuía um motor de 1.500 HP. Durante a operação industrial, em sistema AG, observou-se que a capacidade foi bastante inferior que os valores esperados a partir dos testes piloto e o consumo específico de energia foi bastante maior que o obtido no sistema convencional, atingindo em média 24,6 kWh/t de minério alimentado; tudo isto avaliado após o processamento de mais de 50.000 toneladas. O produto do moinho foi muito fino para as necessidades da flotação (4,2% + 100 #). Na época, o concentrador de Arthur, operando com equipamentos convencionais, consome 9 kWh/t, com uma granulometria de 17% + 100#.

A partir do 20 de dezembro de 1963 começou-se a adicionar bolas no moinho, até o máximo possível que mantivesse "operável" o moinho, descendo levemente o consumo unitário de energia, para valores próximos de 20 kWh/t, mas ficando ainda muito longe dos valores atingidos pelo sistema convencional. Após este fracasso, os fabricantes ainda propuseram, em fevereiro de 1964, diminuir radicalmente a altura dos lifters (de 5" para 1/2") e reduzir a velocidade de rotação do moinho. Ambas alternativas deram em contrário, incrementando o consumo específico de energia, particularmente a mudança dos lifters, que elevou o consumo específico de energia de 26 para 34,9 kWh/t. A mudança de velocidade, de 11,85 rpm para 10,81 rpm, fez aumentar o consumo específico de 24,3 para 26 kWh/t.

Após toda esta temporada de testes, inclusive em escala industrial, a expansão de 25.000 t/d em UTAH contemplou as tecnologias convencionais de cominuição.



7.5.4 Chino Mining Division

Os primeiros testes foram efetuados em setembro de 1962, mostrando que o minério de CHINO era mais apropriado para a moagem SAG que o minério de UTAH. Por outro lado, se observava uma certa vantagem energética para a moagem SAG sobre o moinho piloto de bolas (este operando muito fora das condições otimizadas, com 45% de enchimento e 80% da velocidade crítica), sem efeitos adversos na flotação. O dia 10 de dezembro daquele ano é emitido um relatório recomendando testes em grande escala para o minério de CHINO, visando uma importante redução nos custos de operação, na faixa de US\$ 0,15/t. Os testes foram feitos para três alternativas: moinho Aerofall, a seco; moinho de cascada, a úmido; e moinho de bolas convencional.

O programa foi iniciado em abril de 1965 e constou de duas partes: obter informações de potencia para a moagem a seco e classificação por ar, e os efeitos desse tipo de moagem sobre o processo de flotação. Pensava-se que a moagem a seco produz uma melhor liberação das partículas mineralizadas, com o consequente aumento na recuperação de Cobre. Para a moagem a seco se adverte um incremento na capacidade quando são adicionadas bolas de aço ao moinho (AG para SAG), mas o consumo específico ainda é superior ao observado no sistema convencional industrial existente em CHINO (14,8 vs. 11,0 kWh por t –100#), ainda sem considerar a potencia requerida para o ventilador do sistema Aerofall.

A mediados de 1966 foram reiniciados os testes, visando comparar a moabilidade de diferentes tipos de minério provenientes da jazida. Para similares condições, em moagem AG, a capacidade de moagem aumenta em 30% quando o minério alimentado era de maior dureza. Quando a carga de bolas é incrementada (SAG), a capacidade do moinho Aerofall perde gradativamente a sua dependência com a natureza do material alimentado. No moinho de Cascada, se aprecia um importante efeito da dureza e do tamanho do material alimentado na capacidade de produção.

De acordo com todos os testes executados e fazendo as projeções pertinentes para a escala industrial, é observado um maior consumo específico de energia por tonelada de produção para os sistemas AG e SAG, tanto a seco como a úmido, em comparação com os consumos habitualmente observados na usina convencional de CHINO, como resumido na Tabela 7.5.2. Os testes foram concluídos em 1968.

Tabela 7.5.2 – Resultados Testes Chino Mining Division

ALTERNATIVA	KWh/t
Moinho de Cascada – SAG	10,4
Moinhos Aerofall – SAG	12,5
Usina Convencional	7,8

7.5.5 Ray Mining Division

No final de 1962 a Divisão Ray solicita a execução de testes de moagem AG e SAG para o futuro beneficiamento dos seus minérios sulfetados. Naquela data Ray trabalhava com óxidos, com o processo de LPF (Lixiviação – Precipitação - Flotação). Os testes começaram durante o mês de abril de 1963, com um moinho de cascada Hardinge de 6 x 2 pés. O minério de Ray possui dois tipos característicos: quistos e diabases. O quisto é uma rocha dura e laminada, com alto conteúdo de micas. A diabase é uma rocha porfírica, parecida com a Andesita no seu comportamento ante a moagem.



Para os quistos, a potencia AG consumida foi de 13,6 kWh/t –100# produzida (no moinho de bolas, este material consome 10,88 kWh/t -100#). Para a diabase o consumo unitário de potencia AG chegou a atingir 34 kWh/t –100#, tendendo a diminuir junto com a adição de bolas ao moinho (SAG), chegando até 21,46 kWh/t –100#. Para este último tipo de minério, o moinho de bolas convencional atinge 15,1 kWh/t –100#. Na moagem AG, uma mistura em partes iguais entre estes dois tipos de minério conduz a um maior custo de energia que se fossem moídos por separado. As provas finalizaram em dezembro de 1963 sem concluir em nenhuma vantagem acima da moagem convencional.

7.5.6 Projeto Cyprus Pima

Esta mineração de Cobre se encontra perto da cidade de Tucson, Arizona (EEUU) e a sua história está marcada por sucessivas expansões da capacidade de produção, desde a usina original de 3.000 st/d (1957); 6.000 st/d (1963); 18.000 st/d (1966); 36.000 st/d (1967) e a que é conhecida como a IV expansão da Cyprus-Pima, que chegou a 50.000 st/d em 1972 (sendo st = tonelada curta = 2000 libras).

A administração da empresa começou a pesquisar desde 1964 as alternativas autógenas de moagem. Durante aquele ano foram enviadas 80 toneladas de minério para os laboratórios da Koppers-Hardinge em York, Estado da Pennsylvania, para determinar a susceptibilidade deste minério para as alternativas AG e SAG. A metade do material, 40 tons, corresponde à espécie Arkosita (minério duro, que se encontra em quatro variedades dentro da jazida da Cyprus Pima), e a outra metade de 40 tons continha minério chamado de “hornfels”, mais mole que o anterior. Os testes apresentaram resultados alentadores e resolveu-se continuar a pesquisa em planta piloto especialmente instalada na usina de Cyprus Pima, a qual ficou pronta durante o mês de outubro de 1970.

7.5.6.1 Testes Piloto

Os testes piloto foram executados em moinho Hardinge de cascada, de 6 x 2 pés. Diferentemente dos estudos feitos nas empresas da Kennecott, relatados em itens anteriores, os testes de Cyprus Pima foram executados fazendo um completo trabalho de preparação do material, em faixas definidas, extraídas das etapas de britagem da usina atual: grossos (+ 4”), médios (+1 1/2” a – 4”) e finos (- 1 1/2”). Estas três parcelas de minério foram estocadas em separado, com o objetivo de alimentar ao moinho em diferentes proporções, visando encontrar a proporção ótima de alimentação. Foram testadas, inclusive, as condições extremas, isto é: minério médio e fino (sem grossos), e minério médio e grosso (sem finos), onde se observou que a capacidade deste ultimo caso (sem finos) é menor, porém o processo torna-se mais fácil de operar. Além disso, o sistema projetado por Cyprus Pima considerava a utilização do moinho SAG como primário, alimentando um moinho secundário de bolas, com design mais próximo das tendências atuais deste tipo de tecnologia.

As principais conclusões obtidas na bateria de 28 testes para diversos minérios foram:

1. A capacidade de tratamento aumenta fortemente ao incorporar bolas ao moinho (SAG), até adquirir uma certa estabilidade para valores de baixo consumo específico de energia com 6 a 8% de enchimento de bolas, em volume.
2. O tamanho do produto engrossa na mesma proporção em que aumenta a % de bolas.
3. O moinho opera mais eficientemente para polpa com 60% de sólidos, em peso.
4. A composição utilizada em todos os testes foi: 19% grossos; 37% médios e 44% de finos.



Os resultados obtidos nesta primeira fase são apresentados na **Tabela 7.5.3**, e a variação da capacidade do moinho piloto SAG em função da % de bolas de aço, para um mesmo tipo de minério é mostrada na **Tabela 7.5.4**.

Tabela 7.5.3 – Resultados Piloto SAG com Minério de Cyprus Pima (Pena, 1973)

MINÉRIO	Wi Bond, kWh/st	W, kWh/st – TESTE
1. Hard Grey Arkosite	23,2	8,2
2. Hornfels	12,0	7,1
Mistura 1 + 2	-	6,6
3. Hard Red Arkosite	26,2	14,8
4. Gougy Arkosite	14,8	7,8
5. Grey Arkosite	17,6	10,0

Tabela 7.5.4 – Resultados Típicos Planta Piloto (Bassarear e Sorstokke, 1973)

ITEM / TESTE	1	2	3	4	5
% Bolas	0	2	4	6	8
Taxa Alimentação, lb/h	500	676	1.096	1.552	1.523
Consumo Específico, kWh/t	33,0	27,0	14,9	10,6	11,1
Produto, P80 µm	100	208	470	540	620

Considerando a dificuldade para extrapolar diretamente estes resultados para a escala industrial, a informação que os pesquisadores encontram mais importante nesta etapa de projeto é a obtenção de parâmetros operacionais como: os níveis de carga, volume necessário do moinho e a potencia requerida para a moagem. Com respeito ao nível de carga, tem-se encontrado que o moinho opera normalmente para 27,5% (valor similar ao utilizado nos projetos Similkameen, Island Copper e Lornex Mining Company). Para encontrar o nível ótimo, foram efetuados testes variando o nível de carga dentro do moinho de 20% até 35%. O valor de projeto foi definido para 27%, de modo que a taxa de produção e a potencia aplicada devem ser determinados com base neste nível de carga. Agora, para a potencia instalada, utilizou-se um fator de 20% de superdimensionamento, para prevenir possíveis variações. Estes trabalhos foram feitos na década de 70, mas tem alguns conceitos interessantes que gostaríamos de destacar. A determinação do nível ótimo da carga dentro de um moinho consiste exatamente, na nossa visão, na separação entre a chamada zona de moagem e a zona de transporte dentro do moinho, que estabelece o equilíbrio entre a velocidade de produção e a retirada do produto, mantendo constante o inventário de massa dentro do moinho. Não é por acaso que os moinhos de bolas operam otimizados justamente na faixa de 22 a 29% de enchimento, igualando a relação volumétrica bola/minério na zona de moagem, dependendo da gravidade especifica do material e do tamanho desejado no produto.

7.5.6.2 Projeto

O outro fator crítico é a determinação do tamanho do moinho, e Cyprus Pima utilizou a expressão:

$$P = p (D/d)^{2,5} L/l \quad (7.8)$$

Da aplicação desta fórmula foi definido que o moinho industrial teria que ser de 28 pés de diâmetro. Para o scale-up considerou-se também que o material médio da jazida teria um Work Index de Bond de 17,84 kWh/st e os consumos específicos de energia foram projetados como sendo de 9,70 kWh/st para o moinho SAG, para um P80 de 965 µm e de 5,70 kWh/st para o moinho secundário de bolas. O consumo de aço (bolas e liners) foi projetado em 1,5 libras por tonelada curta tratada, com base nos 6 meses de testes piloto.



Lembramos que a usina convencional atual ainda poderia ter sido otimizada, como recomendado pelo Modelo Operacional. Nas **Figuras 7.5.1** e **7.5.2** são ilustrados os fluxogramas correspondentes.

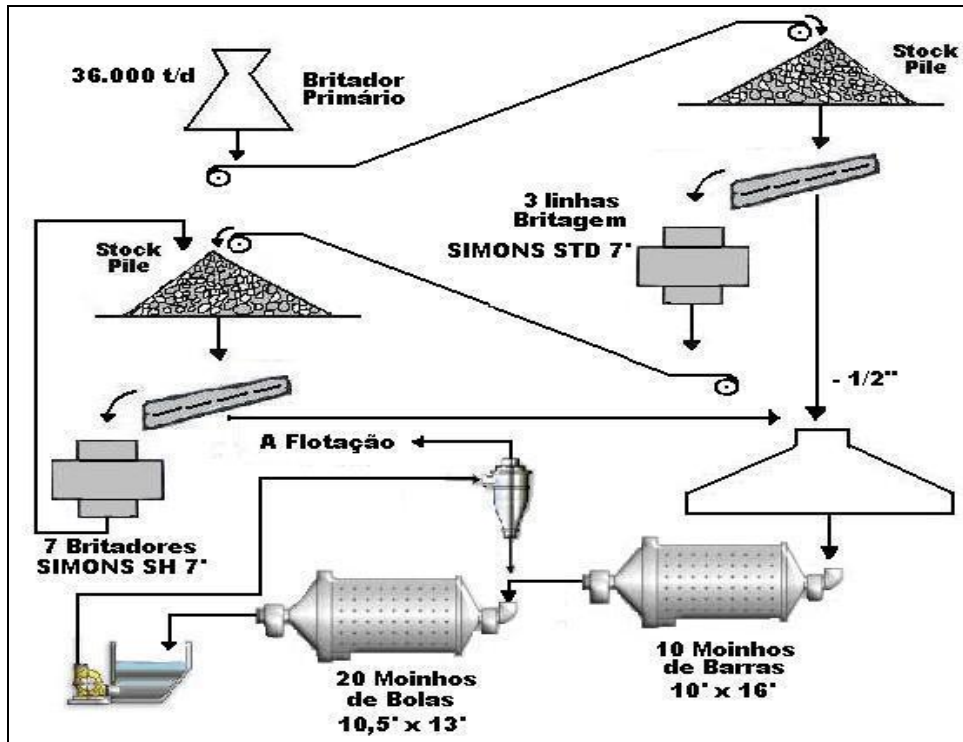


Figura 7.5.1 – Fluxograma Usina Original de Cyprus Pima

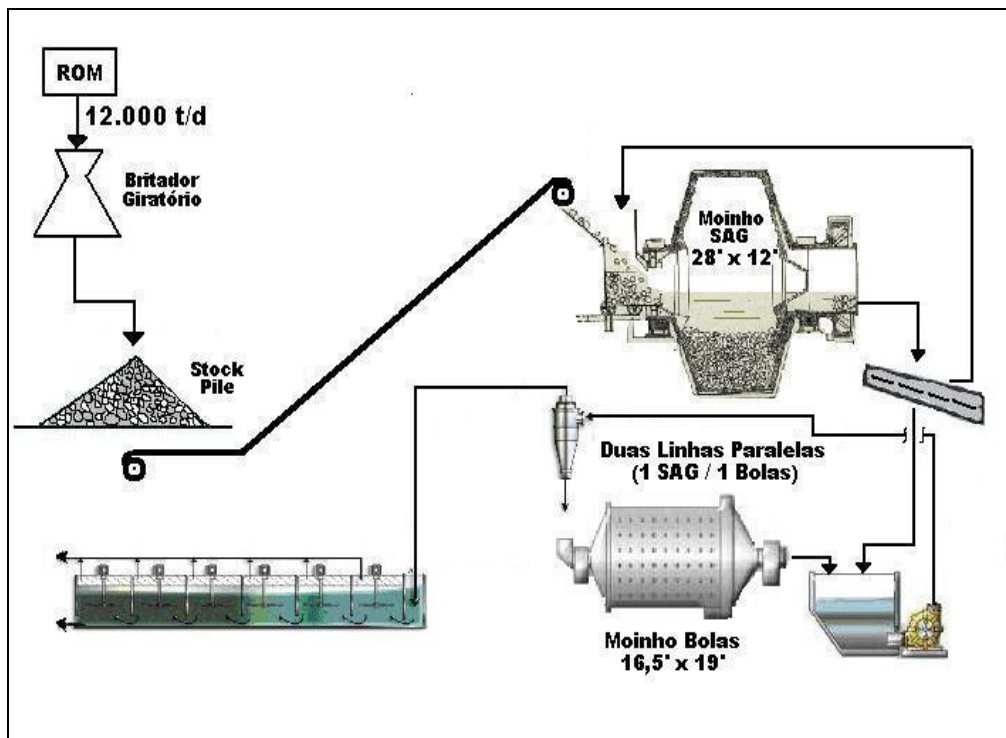


Figura 7.5.2 – Fluxograma Expansão Cyprus Pima



7.5.6.3 Resultados Industriais

A usina SAG entrou em operação em 1972 e a moagem obtida é mais fina que o esperado e, por outro lado, se observam enormes variações no fluxo de material através do moinho SAG (entre 300 até 1.200 st/h). Logo de 8 meses de operação industrial continuada podem-se destacar os resultados mostrados na **Tabela 7.5.5** a seguir.

Tabela 7.5.5 – Resultados Industriais SAG Cyprus Pima (Pena, 1973)

PLANTA PILOTO		SAG INDUSTRIAL		USINA CONVENCIONAL	
ITEM	kWh/st	ITEM	kWh/st	ITEM	kWh/st
Moinho SAG	9,7	Britador Primário	0,4	Britador Primário	0,4
		Moinho SAG	8,7	Britadores 2º e 3º	1,2
				Moinho de Barras	3,5
Moinho de Bolas	5,7	Moinho de Bolas	5,9	Moinho de Bolas	6,9
		Bombas e Correias	0,8	Bombas e Correias	0,5
TOTAL	-	TOTAL	15,8	TOTAL	12,5

Comparado com os valores de projeto, devemos destacar que o consumo de aço chegou a 2 lb/t (contra 1,5 de projeto) e o P80 do moinho SAG foi de quase 2000 µm, justificando o menor consumo específico obtido na escala industrial. Apesar dos maiores consumos energéticos, a administração da empresa se manifesta satisfeita com os resultados do projeto, com leves reduções nos custos de manutenção (os equipamentos ainda estavam novos) e uma possível redução nos custos de mão-de-obra, que para os EEUU poderia ser um fator importante, mas não aqui. Ao todo, para efeitos comparativo, foi imputado um menor custo operacional de **apenas 6,5 centavos de dólar por tonelada tratada**.

A extrapolação do consumo específico SAG entre a usina piloto e a usina industrial, foi muito mais precisa que nas outras avaliações anteriores, como foi extensamente divulgado em congressos e em revistas de circulação da época, mas ao nosso entender isso não tem muito mérito, pois este moinho operava apenas em etapa primária, numa faixa granulométrica muito grosseira e, nessa faixa de tamanho, ainda não se atinge o tamanho do grão e a dureza relativa entre os minérios não aparece com sensibilidade. Este trabalho fino é feito pelo moinho secundário de bolas convencional. Com os valores atuais da energia elétrica, entre 5 a 6 centavos o kWh contra **apenas 1 centavo (Pena, 1973)** utilizado na avaliação deste projeto, Cyprus Pima poderia ter ficado no vermelho. Na **Tabela 7.5.6** incluímos um detalhe dos consumos de aço, para ambas alternativas, observando que, ao contrário do postulado pelos partidários do SAG, o sistema convencional ainda consome menos aço.

Tabela 7.5.6 – Consumo de Aço Projeto Cyprus Pima (Bassarrear e Sorstokke, 1973)

CENTRO DE CUSTO	CONSUMO, lb/t	
	CONVENCIONAL	SAG
Liners Britadores	0,029	-
Liners SAG	-	0,275
Liners Moinho de Barras	0,100	-
Liners Moinhos de Bolas	<u>0,092</u>	<u>0,086</u>
TOTAL LINERS	0,221	0,361
Bolas, Moinho SAG	-	1,197
Bolas, Moinhos de Bolas	1,132	0,440
Barras	<u>0,624</u>	-
TOTAL MEIO MOAGEM	1,756	1,637
TOTAL AÇO	1,977	1,998



7.5.7 Concentrador C.E. Weed da Anaconda

Seguindo o caminho inverso, numa corajosa decisão, ao converter os seus 12 moinhos autógenos de pebbles para moinhos convencionais de bolas, em 1973, o concentrador de minério de Cobre C.E. Weed, da empresa Anaconda (Butte, Montana) experimentou um significativo aumento de produção e melhores recuperações de Cobre, isto último pela obtenção de uma menor granulometria no produto alimentado a flotação.

Quando o concentrador Weed entrou em operação, em 1964, o projeto em sistema AG já tinha sido definido pelos engenheiros da Anaconda e uma firma de consultoria externa, após diversos trabalhos de pesquisa e de testes em escala piloto. Na operação industrial, o alto consumo de pebbles e a excessiva variação na dureza do minério começam a se mostrar como os gargalos do processo AG. A alta variabilidade da taxa de produção traduzia-se numa alta flutuação do fluxo alimentado ao circuito de flotação, provocando instabilidade operacional e perdas em recuperação. O consumo de pebbles era tão alto que significava entre 10 e até 30% do total do minério tratado na usina. A adição gradativa de bolas de aço até atingir 10% do seu volume interno (SAG), ajudava a estabilizar a capacidade de produção dos moinhos e, desta adição gradativa surgiu a alternativa de voltar logo para moinhos de bolas propriamente ditos. As mudanças na operação dos moinhos também produzem um incremento na capacidade da usina de britagem e uma melhor estabilidade. As mudanças envolveriam a eliminação de uma série de peneiras e correias transportadoras que trabalham na classificação e separação de pebbles.

Os resultados obtidos são mostrados na **Tabela 7.5.7**. Em fevereiro de 1973 toda a usina operava com moagem totalmente de bolas.

Tabela 7.5.7 – Mudança para Moagem Convencional, Concentrador C.E. Weed

ITEM	MOINHOS BOLAS	MOINHOS PEBBLES
% +65# a flotação	20,2	30,3
Recuperação de Cu, %	79,6	77,5
Capacidade da Usina, t/d	55.000	45.000

7.5.8 Empire Mine

O projeto de produção de pellets a partir de minério de Magnetita de baixo teor, por sistemas totalmente autógeno, pode ser considerado um exemplo de projeto bem sucedido para minérios ferrosos, como relatado por **Bogert** (1964). A usina de Empire Mines (Palmer, Michigan) foi projetada com moagem AG primária, alimentada por um britador primário, com extração de pebbles de dentro do moinho, e moinho secundário de pebbles, atingindo um produto com 95% -500#.

7.5.9 UV Industries

A começo da década de 60, a companhia então chamada United States Smelting Refining and Mining Company, começou as explorações e sondagens da jazida de Cobre em New México. O minério apresentava-se duro, abrasivo e pesado, características que recomendavam a sua moagem autógena.



Através de um programa de testes-piloto foram estabelecidos os seguintes critérios:

1. A moagem AG funciona quase que perfeitamente;
2. O processo poderia ser executado numa etapa só, mas com pouca capacidade, de modo que é recomendável uma moagem secundária;
3. A moagem secundária poderia ser efetuada em moinhos de pebbles, gerados no moinho AG primário, no caso de optar por um processo totalmente autógeno;
4. A liberação dos minérios de Cobre era excelente, obtendo-se boas recuperações e altos teores no Concentrado.

No ano 1967 foi assinado o contrato de construção de um concentrador de 3.000 t/d, e em 1969 ele estava entrando em operação a primeira linha de produção, em forma experimental. De acordo com estas informações foi implantada uma segunda linha de produção em 1973. O britador primário opera com closed-setting de 9” e o produto dele provou ser bastante conveniente para ser alimentado diretamente ao moinho AG, sem necessidade da classificação antecipada de tamanhos (aspecto que foi testado na primeira linha). A linha original, de 1969, estava constituída de um moinho de cascada, de 22 x 7 pés e um moinho de pebbles de 12,5 x 20 pés. Já na segunda fase, em 1973, o moinho AG foi de 26 x 10 pés e o moinho de pebbles de 16,5 x 24 pés, ambos operando em circuito fechado. Como esperado, o circuito com diâmetros mais elevados resultou menos eficiente, como mostrado na **Tabela 7.5.8**.

Tabela 7.5.8 – Avaliação Circuitos AG da UV Industries

ITEM	CIRCUITO 1	CIRCUITO 2
MOINHO PRIMÁRIO	22 x 7 pés	26 x 10 pés
HP	1500	3000
Rotação, RPM	12,5	11,5
% da velocidade Crítica	75,6	76,5
Carga, % Volume	25-30	25-30
MOINHO DE PEBBLES	12,5 x 20 pés	16,5 x 24 pés
HP	1000	2000
Rotação, RPM	14,7	15,0
% da velocidade Crítica	66,4	78,3
Carga, % Volume	40	40
MINÉRIO		
Cobre	Subterrâneo	Céu Aberto
Garnet, %	50-55	40-45
Magnetita, %	20	10-20
Hornfels, %	10	15-20
Silicatos, %	5-10	5-10
CONSUMO DE ENERGIA		
Taxa de produção, t/h	130	199
Moinho Primário, kWh/t	7,95	10,34
Moinho Secundário, kWh/t	5,01	7,01
Total, kWh/t	12,96	17,35
Revestimentos, lb/t	0,1871	0,2300

Os minérios alimentados a cada linha são diferentes mais não podem ser atribuídas ao minério as enormes diferenças observadas. O maior diâmetro conduz necessariamente a um maior consumo específico de energia, como está mais do que provado em dezenas de exemplos citados neste texto. O moinho de pebbles no Circuito 2, além do maior diâmetro, gira com maior fração da sua velocidade crítica que o moinho do Circuito original.



7.5.10 Projeto Similkameen

O concentrador de minério de Cobre de Similkameen Mining Company, Princeton, British Columbia, começou suas operações no dia 24 de março de 1972. O arranjo original da usina considerava uma etapa de britagem primária alimentando uma etapa simples de moagem AG. Logo no começo este arranjo foi modificado mediante a adição de um britador de cone na descarga do moinho AG, reduzindo para -3/4” alguns tamanhos grossos provenientes do trommel de descarga do moinho. Após algum tempo de operação, teve que se adicionar bolas de aço ao moinho (SAG), quase que duplicando a capacidade de produção. O índice de Bond para este minério (W_i) varia de 23 até 30,3 kWh/st, e o consumo específico observado na usina flutua entre 19,5 até 25,9 kWh/st.

Nos testes de moagem foram experimentadas 6 alternativas de circuito, cujo resumo é apresentado na **Tabela 7.5.8**:

1. Moagem convencional de barras e bolas, após usina convencional de britagem;
2. Uma etapa simples de moagem AG;
3. Uma etapa AG primária, em circuito aberto, alimentando um moinho secundário de Pebbles;
4. Uma etapa simples de moagem AG, com britagem de tamanhos críticos;
5. Uma etapa simples de moagem SAG, com 7% de enchimento de bolas de aço;
6. Uma etapa simples de moagem SAG, com 5% de enchimento de bolas de aço.

Tabela 7.5.8 – Alternativas do Projeto Similkameen

ITEM	1	2	3	4	5	6
Britagem de tamanhos críticos	NÃO	NÃO	SIM	SIM	NÃO	NÃO
Bolas de Aço, % Vol.	-	-	-	-	7	5
Taxa de Produção (x = valor Base)	3,14 x	x	2,14 x	3,43 x	2,72 x	2,14 x
Consumo Específico de Energia, kWh/st	19,7	36,1	20,4	18,1	23,5	26,0
Consumo de Bolas, lb/t	2,55	-	-	-	2,10	1,44
Produto, % -200#	77	84	68	46	69	72

As opções 4 e 5 foram as selecionadas, até finalmente optar pela alternativa 4, pelos altos custos dos corpos moedores de aço. Todos os testes anteriores foram executados em moinho Cascade, da Hardinge, de 6 x 2 pés. Com estes antecedentes, e de acordo com a dureza esperada do minério, os critérios de projeto foram estabelecidos para a alternativa 4, com uma etapa simples de moagem AG, com britagem dos tamanhos críticos. O projeto estimava uma produção de 235 t/h, com 65% -200#, com um consumo específico entre 20 a 25 kWh/st.

Na **Figura 7.5.3** é ilustrado o fluxograma de processo da usina de Similkameen. O britador primário alimenta três linhas de moagem AG. Cada moinho de Cascada, de 32 x 14 pés, é acionado por dois motores de 4000 HP cada, e os moinhos se movimentam a 10,4 RPM, ou seja, a 76% da sua velocidade crítica. O moinho descarrega através de uma grelha de 3”, completando esta classificação com um trommel que separa o material -3/4” até um classificador de espiral, que fecha o circuito. O material 3/4” – 3” é dirigido ao britador de cone, short-head, cuja descarga é reciclada ao moinho.

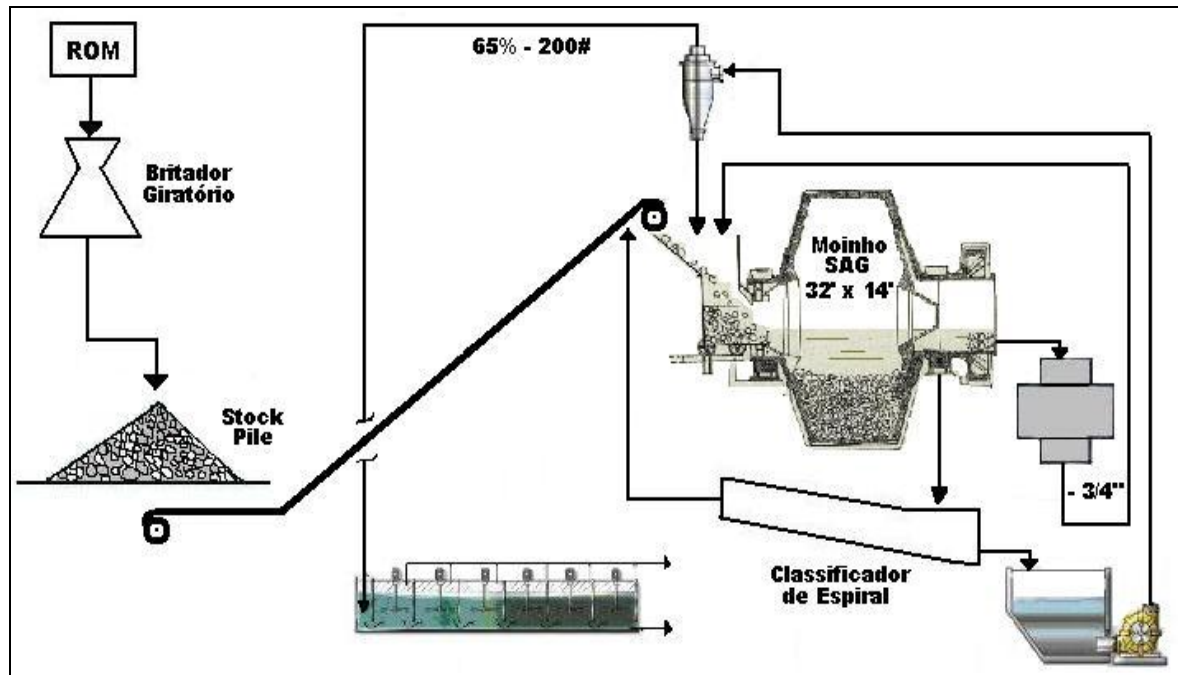


Figura 7.5.3 – Fluxograma Usina de Similkameen

Desde o dia 24 de março de 1972, data do start-up da usina, a primeira linha de produção não conseguiu atingir a capacidade de projeto (235 t/h). Durante os primeiros 7 dias de operação a média atingida foi de 75 t/h, com granulometria de 80% -200#. Na semana seguinte atingiu-se uma média de 100 t/h e, a fines do mês de Abril, a média produzida flutuava entre 120 a 130 t/h, praticamente a metade do valor de projeto. Em maio de 1972, os moinhos AG foram convertidos para moinhos SAG, com a adição de bolas de aço de 4". A capacidade chegou até a superar as 235 t/h de projeto, com granulometria de 62% -200# e consumo específico de energia de 24,6 kWh/st, um pouco acima dos valores de projeto. O consumo de bolas de aço atingiu a 1,8 lb/t.

7.5.11 Projeto Highmont

Projeto de beneficiamento de minério de Cobre, na área de Vancouver, British Columbia. As informações fornecidas por **Sibbald** (1981) referem-se ainda aos dados de projeto, de modo que não conhecemos os dados da operação industrial, programada para ser implantada em 1981. É importante destacar que o projeto foi supervisionado pela Wright Engineers Limited, a mesma consultora que orientou posteriormente o projeto de expansão de El Teniente, Chile, com sistema SAG (detalhes no item 7.6.5.5). Os estudos consideraram apenas as alternativas AG e SAG, o circuito convencional não foi comentado. O programa de testes em escala piloto feito pelo Lakefield Research durou quase 2 anos, entre 1970 e 1971, de modo que 10 anos antes da implantação efetiva do projeto a sua sorte já estava lançada, seria um circuito primário totalmente autógeno com britagem de tamanhos críticos.

O projeto consiste em duas linhas de produção, cada uma com moinho AG de 34 x 14 pés seguido de moinho de bolas de 16,5 x 29 pés. Coincidentemente, o fabricante, a Dominion de Canadá, é o mesmo que fabricou os moinho de El Teniente. O produto do moinho AG é peneirado e a fração entre 1/4" até 2 1/2" é britada num short-head de 7 pés, retornando ao moinho.



7.6 Os Anos 80-90 e o Método do Net Power

7.6.1 A Nova Estratégia Comercial

Neste período começa um re-arranjo acionário entre os grandes grupos fabricantes. A Hardinge passa a ser controlada pela Koppers Company, através de uma Divisão chamada MPSI – Mineral Processing Company (Jones, 1983). Junto com a ofensiva iniciada sobre os países latino-americanos, a maior empresa fabricante do Brasil, a Faço Paulista, passa a pertencer ao grupo Allis Chalmers. Nos países escandinavos o grupo Boliden não se conforma como mero produtor de minérios e assume o papel de incentivador e fabricante destas novas tecnologias, particularmente os moinhos de pebbles, onde possui extenso know-how. No Chile, em 1983, é realizado o Primeiro Seminário de Moagem Autógena e Semi-Autógena. Ao final dos anos 90, todas as empresas da grande mineração do Cobre já tinham experimentado ou instalado moinhos semi-autógenos, na época, os maiores do mundo.

A opção chamada de convencional, utilizada por consultores internacionais apenas por insistência das empresas cliente, inclui moinhos de barras e de bolas, com complexas instalações de britagem e todos os equipamentos em circuito fechado, muitíssimo longe das suas condições otimizadas. Mesmo assim, sempre apresenta os melhores resultados em termos de energia e investimento, mas é superada pelas “estimativas” de custos de manutenção, consumo de aço e mão de obra. O custo da energia elétrica supera os 3 centavos de dólar por kWh e nem por isso os sistemas convencionais são favorecidos.

Grandes centros estatais de tecnologia mineral, no Chile e Brasil, instalam sistemas autógenos piloto e começam a testar os minérios das empresas locais, evitando o envio de dezenas de toneladas ao exterior. O sistema convencional, sem nunca ter sido devidamente otimizado, nestes mesmos laboratórios, perde espaço e perde também em todas as avaliações comparativas realizadas nestes últimos 20 anos. O Autor deste livro nunca viu um relatório que indique o contrário. É ampliado o uso do método do net-power, na avaliação do consumo energético dos sistemas AG e SAG, favorecendo estas alternativas de uma forma tão exagerada, que quase todos os projetos efetuados na época, na etapa industrial, apresentam entre 20 a 30% a mais de consumo específico de energia que os valores utilizados como critério de projeto. Estes sistemas avançam sem questionamento, e papers panfletários marcam presença em centenas de congressos e publicações. Enquanto isso, a mediados da década de 90, o grupo Boliden absorve a Allis Chalmers e outras fábricas menores, em torno de uma nova grande empresa global, a Svdala. Consultores internacionais e locais, empresas de engenharia e empresas de simulação e controle automático se alinham ao redor do novo líder e lutam por uma fatia deste mercado único. O panorama não era pior porque ainda existia a empresa Nordberg, de Milwaukee, EEUU, como referencia para os sistemas convencionais; foi usado o termo “existia” porque no próximo item 7.5 veremos que aquela opção já não existe mais.

O relativo sucesso na moagem AG de minérios de Ferro não foi repetido para a cominuição de minérios não ferrosos, que normalmente produzem material liberado para posterior separação com concentração de massa por flotação. A nova tendência neste período foi a utilização de moagem SAG primária, seguida de moagem secundária em moinhos de bolas, excetuando os países escandinavos que por opção tecnológica ficaram com a moagem secundária em moinhos de pebbles.



O projeto Olympic Dam (Cobre, Urânio, Ouro e Prata) foi na época o maior projeto da Austrália (**Kennedy**, 1988), com 1,5 milhões de toneladas por ano na sua primeira fase (1987-1988), e considerou o sistema de moagem primária AG, com moinho de 7,4 x 3 m e britador de tamanhos críticos, seguido de moinho de bolas de 4,42 x 5,69 m.

No mesmo período, na República da China, o novo concentrador da Dexing Copper Mine para 60.000 t/d de minério de Cobre, implantado em dois módulos de 30.000 t/d, em 1990 e em 1993, segue a tecnologia convencional, com britadores de cone heavy-duty secundários e terciários, britando a 80% - 7 mm, alimentando 8 moinhos single-stage de 5,5 x 8,53 m (**Chucui e Guangsheng**, 1990). No artigo, os Autores declaram o sucesso do projeto e do critério “more crushing, less grinding”, destacando como vantagens o baixo investimento, alta eficiência, baixos custos de operação e menores consumos de energia. Na China não parece ser tão fácil a entrada dos “pacotes” dos fabricantes.

7.6.2 A Nova Moda: SAG Primário e Secundário de Bolas

Um dos poucos paradigmas que beneficiavam às usinas era aquele que dizia que “é mais barato britar que moer”. O problema era que os britadores secundários e terciários eram produzidos em fábricas locais, e com o avanço das tecnologias convencionais a moagem podia ser efetuada em apenas uma etapa, cujo moinho de pouco diâmetro também pode ser fabricado em fábricas locais. Para os grandes grupos fabricantes era fundamental quebrar este paradigma, agora o SAG brita o minério e surge um novo paradigma: *é melhor britar em moinhos que em britadores*.

A tendência então era substituir as etapas secundária e terciária das usinas de britagem convencional por um moinho SAG, de enorme diâmetro e motor gigante, que nenhuma empresa local poderia construir. Para evitar riscos operacionais, este moinho SAG apenas brita o material até 4 ou 6mm e deixa a parte pesada para os moinhos secundários de bolas, normalmente 2 para cada SAG, de diâmetros também enormes, mas preservando alguns paradigmas como o alto enchimento e suas correspondentes cargas circulantes de 300%; depois de tudo não queriam entrar em discussão com os fabricantes de bombas e de ciclones. Pelo lado convencional, a compra da Nordberg por estes grupos eliminou toda a concorrência que poderia gerar-se nas fábricas convencionais; porém, alguns britadores, peneiras e correias sempre entram nestes esquemas, reciclando os tamanhos críticos dos moinhos, apenas que são adquiridos dentro do “pacote”.

Leung e outros (1987) destacam as seguintes *vantagens* para estas tecnologias, seguidas por nossos comentários:

1. Baixo Custo de Capital – Na visão do Modelo Operacional, isto é muito relativo, porque esta comparação de capital é feita contra um sistema convencional absolutamente conservador. Se as usinas de britagem operassem otimizadas e em circuito aberto, o custo de investimento pode ser entre 20 a 30% inferior (item 6.2.5).
2. Baixo Custo Operacional – Esta afirmação também não é muito válida, ainda mais se considerarmos os atuais valores da energia elétrica (entre 5 a 6 centavos de dólar o kWh). Os critérios de custo operacional são muito subjetivos nas avaliações e não correspondem às nossas realidades, principalmente na mão-de-obra.
3. Redução da Geração de Pó – O pó gerado nas usinas de britagem é normalmente composto de impurezas altamente prejudiciais para o processo de flotação (SiO_2 , Al_2O_3 , MgO , e outros). A moagem SAG não faz nenhum favor ao processo incorporando esta poeira dentro do fluxo principal



Por outro lado, estes Autores reconhecem algumas desvantagens como o maior consumo de energia, altas variações na taxa de alimentação, dificuldades técnicas para efetuar o scale-up a partir da etapa de projeto, altos custos na etapa de pesquisa e projeto e dificuldades de controle automático destes processos. Da parte nossa, podemos agregar algumas outras desvantagens:

- Homogeneiza material que, em sua enorme maioria dos casos, é heterogêneo;
- A heterogeneidade dos minérios se materializa dentro do equipamento, exteriorizando todos os *problemas* derivados da sua heterogeneidade e não aproveitando as *vantagens* que esta heterogeneidade pudesse vir a representar, como a pré-concentração do minério, o tratamento por separado de componentes diferentes, a deslamagem, etc.
- Deixa ao cliente em total dependência externa, e torna tecnologicamente frágeis aos países em desenvolvimento, paradoxalmente aqueles que são os maiores produtores de matérias primas mineraiis.
- Em definitivo, torna a mineração numa atividade colonial, sem base tecnológica nem consumo interno dos seus próprios produtos primários, portanto num mau negócio para os países exportadores.

7.6.3 Scale-Up dos Moinhos Autógenos e Semi-Autógenos

Ao longo do texto temos afirmado que existe uma clara tendência para favorecer os sistemas autógenos e semi-autógenos nas avaliações contra os sistemas convencionais. **Yovanovic e Moura** (1992) preparam um artigo específico para denunciar este fato. Neste item faremos um acompanhamento dos procedimentos de scale-up para ambos sistemas, onde iremos demonstrar as afirmações feitas.

7.6.3.1 O Net Power

No item 5.2.4 é apresentado o método da *net-power*, que envolve a execução de um teste chamado de “pony brake” que permite a determinação da Curva de Relação de Potência, ilustrada na Figura 5.2.4, que por razões práticas repetimos aqui.

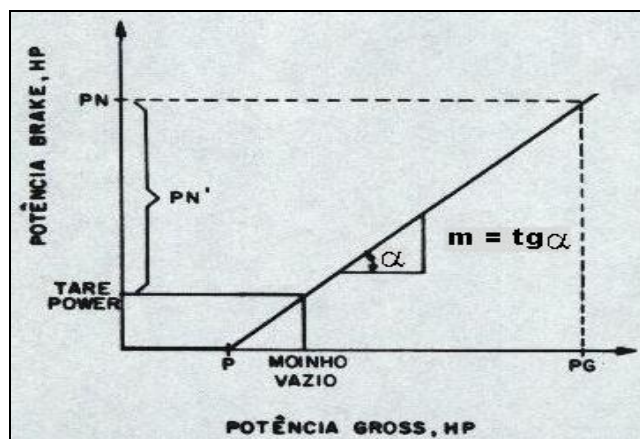


Figura 7.6.1 – Curva de Relação de Potência (Teste do Pony Brake)

Na figura, a pendente m corresponde à tangente de α . De acordo com esta figura, uma determinada potencia Gross (PG) conduzirá a uma potencia Net (PN) de:

$$PN = (PG - P) m \quad , \text{ equação 5.6}$$



Onde,

P = perdas eletromecânicas;

m = medida da inclinação da curva (tg α), a qual varia de 0,90 a 0,98 segundo porcentual de velocidade crítica utilizada no moinho piloto.

A tendência dos fabricantes de equipamentos não convencionais é de utilizar uma forma diferente de avaliação, descontando o movimento do moinho vazio do cálculo da potencia Net. A equação () anterior ficaria assim:

$$PN' = (PG - \text{Moinho Vazio}) m, \text{Equação 5.7}$$

Ou,
$$PN' = PN - \text{Tare Power}, \text{Equação 5.8}$$

7.6.3.2 A Relação de Scale-Up

Este método é utilizado para o cálculo da energia líquida consumida no teste, executado num moinho piloto do tipo Cascade Mill, de 6' x 2'. O sistema desconta a movimentação do moinho piloto vazio, mas, no momento de fazer o scale-up para a escala industrial, os projetistas esquecem de recompor esta energia.

Rowland e Kjos (1974) recomendam o método do net-power para o dimensionamento de moinhos SAG industriais, afirmando que os moinhos industriais consomem aproximadamente o mesmo net-power que os moinhos da escala piloto, e propõem a seguinte fórmula: No caso de se manter na escala industrial os mesmos valores de referência granulométrica (F80 e P80), o Consumo Específico Industrial – CRI é calculado da seguinte forma:

$$\text{CRI} = \frac{\text{Potencia Net}}{\text{tph}} \times 1,025, \text{ kWh/t} \quad (7.9)$$

Vale dizer, recupera-se a energia descontada pelas perdas dinâmicas do moinho operando, sem considerar a energia gasta em movimentar o moinho vazio, e ainda com um valor muito otimista para a pendente m' da Curva Industrial de Relação de Potência (0,98, o valor teórico mais elevado da escala de laboratório).

$$m' = 1 / 1,025 = 0,975$$

Para o caso dos moinhos convencionais de bolas, normalmente de menor diâmetro que os autógenos ou semi-autógenos, tem-se observado que a energia consumida em movimentar o moinho vazio equivale entre 5 a 7% da potencia total consumida pelo mesmo moinho a plena carga (35 a 40% de enchimento), incluindo as perdas de transmissão eletromecânica (o que equivaleria a $m' = 0,93$ a $0,95$). Em moinhos autógenos ou semi-autógenos este porcentual é bem superior, devido ao maior diâmetro do moinho e, também, ao fato de que a “plena carga” destes moinhos é obtida com porcentual de enchimento muito inferior e com menor densidade de carga, de modo que a relação: moinho vazio / moinho carregado é maior. É interessante observar que os fabricantes recomendam um fator de 10 a 20% como fator de segurança para o *dimensionamento* (e potencia do motor), não para o valor de consumo específico. Ou seja, o fabricante se garante com o equipamento, mas a “surpresa” do maior *consumo específico* na usina fica por conta do Cliente, tarde demais para arrependimentos.

Alguns exemplos foram individualizados por **Yovanovic e Moura** (1992), como o caso das empresas: Florence (Arizona, EEUU), Salobo (Brasil), Disputada de las Condes, Pelambres, Chuquicamata y El Teniente (todas no Chile), que foram avaliadas pelo método do Net Power.



Em todas elas o sistema semi-autógeno foi mal avaliado e mesmo assim foi selecionado para o projeto definitivo (o Autor deste texto ainda não conhece nenhuma avaliação feita por consultores externos ou laboratórios de tecnologia mineral onde tenha resultado vitorioso o sistema convencional).

Os resultados industriais de sistemas autógenos e semi-autógenos, quando mal sucedidos, raramente aparecem em Congressos e Seminários ou em Revistas de Circulação. O mesmo não acontece nos sistemas convencionais, apesar de serem muito raros os projetos mal sucedidos, como aconteceu com o projeto Bouganville, onde centenas de “papers” questionaram seriamente os moinhos convencionais na década de 70.

Exemplo 1:

Na Cia. Minera Disputada de las Condes (Chile), determinou-se a potencia liquida no moinho piloto padrão (6' x 2') descontando-se diretamente a Potencia Brake do moinho vazio da potencia Gross lida do ensaio (verificar com figura anterior):

$$\begin{aligned}
 \text{Potencia Lida (PG)} &= 13,13 \text{ kW} \\
 \text{Tare Power} &= 4,03 \text{ kW} \\
 \text{PN}' &= (13,13 - 4,03) = 9,1 \text{ kW} \text{ , equação 5.8} \\
 9,1 \text{ kW} / 0,87 \text{ tph} &= 10,46 \text{ kWh/t} \\
 10,46 / 0,97 &= \mathbf{10,78 \text{ kWh/t}} \text{ (valor de projeto)}
 \end{aligned}$$

Com este valor de 10,78 kWh/t foi selecionada a alternativa de moinho semi-autógeno contra o sistema convencional. Na operação industrial o consumo observado foi de 13,27 kWh/t, 23% a mais (Von Borries e Villanueva, 1981).

Exemplo2:

*Rosas e Morales (1991) apresentam resultados de 2 anos de operação dos moinhos SAG instalados na mina de Chuquicamata (Chile), e comparam os resultados com os valores de projeto e com a operação de usina convencional operando em paralelo. Como é de praxe na etapa de projeto, os circuitos ditos “convencionais” foram avaliados com britagem terciária em circuito fechado e com circuito de moagem muito longe das condições otimizadas sugeridas pelo Modelo Operacional. A avaliação, na etapa de projeto, tinha concluído em menores custos de investimento e de operação para a alternativa SAG. Os resultados após dois anos de operação são apresentados na **Tabela 7.6.1**.*

Tabela 7.6.1 – Moagem SAG em Chuquicamata (Chile)

ITEM	PROJETO	OPERAÇÃO REAL
F80	150 mm	150 mm
Consumo Específico, kWh/t	5,44	5,07
P80	881 μm	2650 μm
Consumo para P80 = 881 μm (*)	5,44	7,01

* Calculado pela equação de Bond, para $W_i = 13,6$

Mais uma vez, comprova-se que o consumo real na operação dos moinhos SAG é superior ao valor projetado. Neste caso é de: $7,01/5,44 = \underline{29\% \text{ a mais}}$. Quando comparado com o antigo sistema convencional que opera em paralelo, o sistema SAG consome 27% a mais de energia, sem ainda considerar as bombas e o sistema de carga circulante do SAG. O sistema convencional inclui a usina inteira de britagem.



Exemplo 3:

Sampaio e outros (2002) apresentam os resultados para testes de moagem semi-autógena para minério de Ouro, utilizando o método do Pony Brake:

$$\begin{aligned} \text{Potencia Lida (PG)} &= 15,23 \text{ kW} \\ \text{Moinho Vazio} &= 5,20 \text{ kW} \\ \text{PN}' &= (15,23 - 5,20) \times 0,87 = 8,75 \text{ kW} \\ 8,75 \text{ kW} / 3,06 \text{ tph} &= \mathbf{2,86 \text{ kWh/t}} \end{aligned}$$

O projeto ainda está na etapa de engenharia, mas os Autores parecem acreditar que o consumo específico de energia na operação industrial irá ser aquele mesmo.

7.5.3.3 O Scale-Up Recomendado para Sistemas Não Convencionais

Sugerimos ao Leitor alguns cuidados no momento de projetar este tipo de moinhos, para não ser surpreendido depois. Após a determinação da potencia Net, deve ser calculado o consumo industrial do moinho vazio, para o qual recomendamos as equações 3.4.2 e 3.4.3, introduzidas pelo **Modelo Operacional** no item 3.4.3, e que por razões práticas repetimos aqui:

$$VZ' = 19,302 D + 919,23/D - 254,058 \text{ , kW Gross , Equação 3.42}$$

Onde,

D = Diâmetro nominal do moinho, pés;

$$VZ = VZ' (L/D) (B/0,1836) (0,90/K1) \text{ , Kw Gross , Equação 3.43}$$

Onde,

L = Comprimento nominal do moinho, pés;

B = Fator velocidade, da equação 3.14;

K1 = Constante de transmissão eletromecânica:

<A> Por correia - K1 = 0,87

 Pinhão-Coroa - K1 = 0,93

<C> Acoplamento Direto - K1 = 0,95

No caso do exemplo anterior, o moinho é de 28' x 14', operando em média a 71% da velocidade crítica (**Von Borries e Villanueva**, 1981). A capacidade média for de 340 t/h, com um consumo específico médio de 13,27 kWh/t.

$$\begin{aligned} VZ' &= 19,302 \times 28 + 919,23/28 - 254,058 \text{ , kW Gross} \\ VZ' &= 319 \text{ kW} \\ B &= 0,6 \times 0,71 + 0,1272/0,71 - 0,436 \\ B &= 0,1692 \\ VZ &= 319 \times (28/14) \times (0,1692/0,1836) \times (0,90/0,93) \text{ , Kw Gross} \\ VZ &= 569 \text{ kW} \\ [569 / \{340 \text{ t/h} \times 13,27 \text{ kWh/t}\}] \times 100 &= 12,6 \% \end{aligned}$$

Então, o moinho vazio mais as perdas de transmissão consomem 12,6 % da potencia total, bem mais alto que aquele utilizado no scale-up na etapa de projeto.

$$m' = 1 / 1,126 = 0,874$$

Recomendamos para projetos que utilizam o método do *Net Power* incrementar o consumo de energia com valores entre 10 a 15% para moinhos semi-autógenos, dependendo do enchimento de bolas, e de 15 a 20% para moinhos totalmente autógenos ou de pebbles, onde a densidade da carga é bem menor.



7.6.3.4 Moinhos Convencionais dentro de Sistemas SAG

Como já dito, os moinhos convencionais são severamente penalizados nas metodologias de cálculo, como veremos no próximo item 7.6.4; porém, quando estes moinhos convencionais fazem parte do sistema semi-autógeno, como moinhos secundários, os cálculos são menos rigorosos.

Exemplo:

Para o projeto de moagem Semi-Autógena da empresa El Teniente (hoje Divisão El Teniente, da Codelco, Chile), **Vivanco e Barrat** (1987) reportam um original sistema de cálculo para moinhos convencionais utilizados para a moagem secundária do sistema Semi-Autógeno de El Teniente, cujos moinhos SAG foram os maiores do mundo, naquela época. O consultor Barrat é o mesmo que aparece no outro exemplo utilizado, para projeto no Brasil. O sistema usado contempla também o uso de britadores de cone para reduzir os chamados “tamanhos críticos” do sistema. O minério de El Teniente, quando projetado em sistema convencional *Single-Stage*, como tinha operado tradicionalmente, antes da instalação SAG, utilizou um Work Index Operacional de 21,2 kWh/t, altíssimo para a época, de modo que o projeto convencional deu o seguinte resultado:

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

Na época do projeto os moinhos convencionais consumiam em média 13.7 kWh/t (**Yovanovic**, 1975-1980) e este maior valor de projeto considerava as futuras características primárias do minério, junto com a profundidade da lavra. No circuito SAG projetado as características da alimentação dos moinhos secundários era composta por:

$$\text{Produto Moinho SAG} = 51,15\% \text{ da massa (2159 } \mu\text{m)}$$

$$\text{Produto do Britador} = 48,85\% \text{ da massa (5.970 } \mu\text{m)}$$

Como a granulometria média da massa alimentada era próxima de 4000 μm (F80), se o moinho fosse parte de um sistema convencional, para sermos coerentes com o cálculo da alternativa convencional, o modelo de Bond teria feito o seguinte cálculo:

$$W = 21,2 \times 10 \times [(1/\sqrt{150}) - (1/\sqrt{4000})] = 13,96 \text{ kWh/t}$$

Esta deveria ter sido, para fins de projeto, a energia específica a ser consumida pelos moinhos secundários; ou, no máximo, considerar algum desconto por pré-classificação deste material antes de entrar ao moinho, na faixa de 20%. Os consultores fazem os seguintes cálculos, tomando como base a alternativa convencional:

$$\text{Diferença de energia entre 10.000 } \mu\text{m e 5970 } \mu\text{m (produto do Britador)} = 0,62 \text{ kWh/t}$$

Ou seja,

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

E, considerando apenas a energia para moer o produto britado (o produto do SAG passaria de graça pelo moinho secundário),

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

Este último foi o valor de energia utilizado quando o sistema SAG foi projetado. Esta metodologia foi introduzida pelo consultor **A.R. MacPherson** (1989), e considera que a combinação SAG primário / bolas secundário constitui apenas um bloco, sujeito a apenas um cálculo com a equação de Bond, a partir da alimentação do SAG (F80 do SAG) até o produto do moinho de bolas. Durante estes quase 20 anos de operação no El Teniente dos maiores moinhos Semi-Autógenos do mundo, o Autor deste texto não tem conhecimento de nenhuma publicação ao respeito, apresentando resultados comparativos com o projeto.



7.6.4 Projeto Salobo - Brasil

7.6.4.1 Determinação do Consumo Específico

Para este projeto de beneficiamento de minério de Cobre (Yovanovic, 1988) foram verificadas 4 diversas formas de obter o valor de consumo específico de energia que teria que ser utilizado como critério de projeto industrial para os moinhos single-stage considerados na alternativa chamada de convencional, todos eles apresentam resultados relativamente próximos, inclusive obtendo informações práticas a partir de moinho piloto semi-industrial de 2,5 t/h, como veremos a seguir.

- **Work Index de Bond**

O W_i é determinado no laboratório, em kWh/st, e o consumo específico é calculado mediante a equação de Bond:

$$W = 10 W_i [P80^{-1/2} - F80^{-1/2}], \text{ kWh/st}$$

Onde $F80 = 12.700 \mu\text{m}$ e $P80 = 105 \mu\text{m}$.

Do laboratório obtém-se $W_i = 16 \text{ kWh/st}$. Substituindo na equação anterior,

$$W = 14,195 \text{ kWh/st}$$

Este valor é transformado para tonelada métrica e corrigido pelos fatores de eficiência do modelo energético.

$$W = 14,195 \times 1,1 \times EF3 \times EF4 = \underline{16,95 \text{ kWh/t}}$$

Onde,

$EF3 =$ correção pela granulometria grosseira na alimentação: 1,1877

$EF4 =$ Correção pelo diâmetro do moinho, projetado a priori para 16,5 pés: 0,914

- **Work Index Operacional Planta Piloto**

O moinho piloto operou por extensos períodos de tempo (programa completo de vários meses), alimentado com $F80$ de $5200 \mu\text{m}$ e produzindo um $P80$ de $105 \mu\text{m}$, exatamente o valor pretendido para o projeto industrial, de modo que as informações sobre a moagem são bastante confiáveis.

$$\text{Potência Gross lida (média)} / 2,13 \text{ t/h} = 18,47 \text{ kWh/t}$$

Mediante esta informação é possível determinar o Work Index Operacional (W_{io} , kWh/t) derivado da experiência piloto:

$$18,47 \times \text{Eff} = 10 W_{io} [105^{-1/2} - 5200^{-1/2}]$$

Onde Eff é a eficiência do sistema de transmissão do moinho piloto, por correia, estimado em 0,80, por tratar-se de um equipamento piloto

Deste modo, $W_{io} = 17,65 \text{ kWh/t}$

Para extrapolar para a escala industrial é novamente utilizada a equação de Bond:

$$W = 10 \times 17,65 [105^{-1/2} - 12700^{-1/2}] = 15,65$$

Este valor é corrigido pelos fatores de eficiência do modelo energético.

$$W = 15,65 \times 1,1877 \times 0,914 = \underline{16,99 \text{ kWh/t}}$$

- **Potência Líquida**

A eficiência de transmissão eletromecânica observada na escala industrial, para o sistema de transmissão por pinhão-coroa é estimado em 0,93. Por tanto, aproveitando os dados obtidos na experiência pilotos, obtém-se:

$$W = 0,80/0,93 \times 18,47 = 15,89$$

$$W = 15,89 \times 1,1877 \times 0,914 = \underline{17,25 \text{ kWh/t}}$$



Como visto, os valores calculados para o projeto são muito consistentes, da ordem de 17 kWh/t, ainda conservadores, pois a alternativa convencional poderia ainda ser otimizada, operando em circuito aberto e com baixo enchimento. Apesar disto, quando os cálculos foram efetuados por consultorias externas, a alternativa convencional de moagem foi seriamente prejudicada, em favor das alternativas semi-autógenas, as quais terminaram “vencendo” para este projeto, como indicado na **Tabela 7.6.2** a seguir:

Tabela 7.6.2 – Consumo Específico Alternativa Convencional (Yovanovic, 1988)

AVALIADOR	kWh/t
Yovanovic e Constantin (CVRD)	16,95
BOLIDEN	19,2
Consultor D.Barrat	23,6

7.6.4.2 Avaliação de Alternativas

O resultado da avaliação entre as duas alternativas selecionadas mostra uma diferença de apenas 9,2 centavos de dólar por tonelada em favor do sistema SAG.

Tabela 7.6.3 - Projeto Salobo (Yovanovic e Constantin, 1988)

ITEM	CONVENCIONAL	SAG - PEBBLES
Capacidade Diária, t/d	20.000	20.000
Utilização, %	93	90
F80 Primário, µm	12.700	135.000
F80 Secundário, µm	-	270
P80, µm	105	105
Consumo Específico, kWh/t Primário	16,95	16,60
Secundário	-	7,23
TOTAL	16,95	23,83
CUSTOS OPERACIONAIS	US¢/t	US¢/t
BRITAGEM Secundária e Terciária		
Energia Elétrica	6,6	
Manutenção	10,9	
Mão-de-Obra	4,9	
Outros	-	2,0
SUB TOTAL BRITAGEM	22,4	2,0
MOAGEM		
Energia Elétrica	50	70,2
Corpos Moedores	80,8	52,5
Revestimentos	11,3	25,6
Manutenção	1,0	1,0
Outros	15,0	20,0
SUB TOTAL MOAGEM	158,1	169,3
TOTAL CUSTO OPERACIONAL	180,5	171,3

A avaliação anterior (1988) foi feita considerando o valor de 3 centavos de dólar o kWh. Para os preços de hoje, entre 5 a 6 centavos, a alternativa convencional vai para US¢ 230,5 /t e a alternativa SAG – Pebbles para US¢ 241,5/t. Ainda lembramos que a alternativa convencional está longe da sua otimização.



7.6.4.3 Resumo do Scale-Up de Moínhos SAG

Na **Tabela 7.6.4** são resumidos os procedimentos de cálculo do consumo específico, para fins comparativos, a partir de informações obtidas em Planta Piloto para minério de Cobre no Brasil (**Yovanovic, 1987-1988**). Nesta tabela é apresentado o procedimento utilizado pelas consultorias externas (o mesmo consultor do projeto anterior, no El Teniente) e comparado com o procedimento que consideramos ser o correto.

Da Tabela 7.6.4 observamos que, como confirmado na prática industrial de quase todas as instalações SAG projetadas (pelo menos aquelas que são divulgadas), o consumo específico real de energia é normalmente de 20% a mais que os valores projetados. Alertamos ao Leitor para tomar estas providências na etapa de projeto de instalações.

Tabela 7.6.4 Consumo Específico de Energia Moínhos Semi-Autógenos
 (Projeto Cobre, Brasil, Yovanovic , 1987-1988)

ITEM	CONSULTORES	CORRIGIDO
1. PLANTA PILOTO – MOINHO 6' x 2':		
- Tamanho da Alimentação, μm	127.000	127.000
- Tamanho do Produto, μm	2.000	2.000
- Potencia 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:		
- Moínho Operando, kWh/t	14,66	14,66
- Moínho 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. Moínho Vazio)		12,40
4. MOINHO SECUNDÁRIO		
- Tamanho da Alimentação, μm	5.970	4.000
- Tamanho do Produto, μm	105	105
- Work Index Operacional, kWh/t	17,83	17,83
- Capacidade	tph x 0,4885	tph
- Consumo Base, kWh/t	15,82	14,58
15,82 – 0,62	15,20	
15,20 x 0,4885	7,43	
- Desconto por pré-classificação, 20%	-	(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



7.6.5 Projetos Chilenos para Minério de Cobre no Período 80-90

As fontes de informações provêm do Primeiro Seminário Nacional de Moagem Autógena de Minérios (Chile, 1983), acrescentada com informações mais recentes e, inclusive, com dados extraídos pela Internet. Em quase a totalidade dos casos não existe informação sobre os resultados obtidos em comparação com os critérios projetados, porém, o objetivo deste item é de mostrar as tendências tecnológicas, como elas acontecem e, principalmente, como o sistema convencional de cominuição foi totalmente banido das operações, sem contestação, em toda as grandes mineradoras chilenas. Esta onda começou com a chegada da Exxon, em 1978, quando adquiriu a empresa Disputada de Las Condes e implantou em 1981 a primeira usina SAG de América do Sul. Em 1983, um grande seminário pro - autógeno foi promovido no Chile, organizado justamente pela Cia. Disputada de Las Condes, com a presença de todas as grandes mineradoras e dos grupos fabricantes e, a partir desse momento, consolidou-se esta nova tendência tecnológica em todo Chile. O maior centro estatal de tecnologia mineral do Chile (CIMM) instalou, sob a orientação dos grupos fabricantes, uma completa usina piloto para testar esta tecnologia.

Os estudos de avaliação de diversos projetos da época são resumidos a seguir. Na nossa opinião, todos estes estudos são tendenciosos e com um claro preconceito à alternativa convencional; sem antes cogitar a otimização desta opção, como o Modelo Operacional tem sugerido ao longo deste texto. A partir de 1983 começou uma ofensiva muito grande no Chile. Os defensores do sistema convencional ficaram obsoletos e fora dos círculos das decisões, o Autor deste texto se inclui nesse grupo.

7.6.5.1 Projeto El Soldado

A mina de Cobre El Soldado, de propriedade da Cia. Minera Disputada de Las Condes – CDC, foi considerada dentro dos planos de expansão da empresa para ampliar a sua capacidade de produção de 3.700 t/d para 28.500 t/d, com uma ampliação intermediária, já em andamento (1983), para 5.500 t/d. Por sua parte, a CDC tinha sido adquirida em 1978 pela Exxon Mobil Corporation, a qual aparentemente já vinha com aquela “tecnologia” dentro dos seus planos de investimento. Como veremos no item 7.6.5.2 a seguir, a CDC implantou a primeira usina SAG de América do sul, em 1981, no concentrador de Los Bronces.

A mina El Soldado é subterrânea e opera atualmente com circuito convencional de três etapas de britagem seguidas de duas etapas de moagem a úmido. A nova ampliação, de 23.000 t/d, foi projetada para ser feita com circuito AG numa única etapa com britagem de tamanhos críticos, entre ½” a 3”, retornando ao moinho. Os resultados experimentais que fundamentam o projeto provêm de testes-piloto executados no CIMM – Centro de Investigación Minera y Metalúrgica, Santiago, e de testes piloto executados pela Allis Chalmers. Os fatores de eficiência utilizados para obter o consumo bruto de energia, a partir da potência neta, são apresentados na **Tabela 7.6.5**.

Tabela 7.6.5 – Fatores de Eficiência projeto El Soldado (Urizar, 1983)

ITEM	AG - SAG	BARRAS - BOLAS
Perdas Mecânicas	0,97	0,98
Perdas Elétricas	0,95	0,95
Perdas Pinhão-Coroa	1,025	1,025
Fator de Segurança	1,10	1,05
TOTAL	1,22	1,16



Diferentemente de outros projetos, para os sistemas AG e SAG, o projeto El Soldado aplica corretamente o fator de segurança sobre o consumo específico, e não apenas no dimensionamento do motor. O sistema convencional de barras e de bolas teria que ter sido determinado pela equação de Bond, e não pelo consumo neto. Apesar disso, para o caso específico dos moinhos AG e SAG, falta repor a energia utilizada em movimentar o moinho vazio, principalmente para o caso do moinho totalmente autógeno (AG), onde a proporção entre o moinho vazio e o moinho carregado é muito alta. Considerando os fatores de eficiência da Tabela 7.6.5, foram calculados os consumos específicos brutos de energia para as 7 alternativas consideradas, todas atingindo um produto de 58% -200#, e os resultados são mostrados na tabela 7.6.6.

Tabela 7.6.6 – Consumos de Energia Alternativas Projeto El Soldado (Urizar, 1983)

CIRCUITO	BRITAGEM	MOAGEM		CONSUMO, kWh/t	
		PRIMÁRIA	SECUNDÁRIA	NET	GROSS
Uma Etapa AG	-	28,8	-	28,8	35,1
Uma Etapa SAG	-	21,2	-	21,2	25,9
SAG – Bolas	-	12,2	9,0	21,2	25,3
AG – Britagem – Bolas	0,4	8,4	10,2	19,0	22,5
AG – Britagem	0,3	16,5	-	16,8	20,1
Barras – Bolas	1,9	5,8	9,9	17,6	20,1
Bolas Single-Stage	1,9	15,0	-	16,9	19,3

O consumo previsto de aço, em revestimentos e corpos moedores, é estimado com base em testes de laboratório, de modo que os dados não são muito confiáveis. Os consumos de barras e bolas, dos circuitos convencionais, provêm de dados da operação industrial. Os consumos de aço, em kg/t, são apresentados na Tabela 7.6.7.

Tabela 7.6.7 – Consumos de Aço Projeto El Soldado (Urizar, 1983)

CIRCUITO	BARRAS	BOLAS	REVESTIMENTO	TOTAL
Uma Etapa AG	-	-	0,07	0,07
Uma Etapa SAG	-	0,80	0,05	0,85
SAG – Bolas	-	0,86	0,06	0,92
AG – Britagem – Bolas	-	0,51	0,12	0,63
AG – Britagem	-	-	0,08	0,08
Barras – Bolas	0,41	0,58	0,20	1,19
Bolas Single-Stage	-	0,88	0,14	1,02

Considerando a US¢ 4,3 / kWh; US\$ 0,78 / kg de barras e bolas e US\$ 1,93 / kg de revestimentos, os custos unitários de energia e aço, em US\$/t, são apresentados na Tabela 7.6.8.

Tabela 7.6.8 – Custos de Energia e Aço Projeto El Soldado (Urizar, 1983)

CIRCUITO	BOLAS	REVESTIMENTOS	ENERGIA	TOTAL, kWh/t
Uma Etapa AG	-	0,13	1,51	1,64
Uma Etapa SAG	0,630	0,09	1,16	1,88
SAG – Bolas	0,670	0,11	1,09	1,87
AG – Britagem – Bolas	0,40	0,23	0,97	1,60
AG – Britagem	-	0,15	0,85	1,00
Barras – Bolas	0,780	0,38	0,87	2,03
Bolas Single-Stage	0,69	0,27	0,83	1,79

De acordo com os dados, a empresa resolveu partir para a alternativa de expansão com o fluxograma de moagem AG, numa única etapa, incluindo a britagem dos tamanhos críticos.



7.6.5.2 Projeto Los Bronces

Em julho de 1978 uma avalanche de neve destruiu parcialmente o concentrador de San Francisco, de minério de Cobre. Após uma primeira fase de reconstrução, a Companhia Mineira Disputada de las Condes – CDC, adquirida aquele mesmo ano pela Exxon Mobil, partiu para a construção da primeira usina de moagem semi-autógena da América do sul, cujo projeto para 8.400 t/d entrou em operação em Maio de 1981. As condições climáticas e topográficas na cordilheira dos Andes, onde se encontra a Mina, dificultam muito o transporte de minério entre a mina e a usina de concentração e, aparentemente, as instalações convencionais de britagem secundária e terciária tinham sérios problemas de serem arrançadas nestas condições. Os executivos da empresa, alegando estas dificuldades, partem diretamente para a alternativa SAG no projeto de expansão Los Bronces. Na nossa opinião isso não era um grande problema, pois aquela capacidade de produção (8.400 t/d) pode ser atendida por apenas um britador Symons Standard de 7 pés e um outro britador Symons de 7 pés de tipo short-head para a britagem terciária, ambos operando em circuito aberto. Como veremos, na alternativa definida como “convencional” pela CDC, eram precisos dois britadores Standard e 3 do tipo short-head, apenas que de 5 ½ pés, além das cargas circulantes, peneiras, etc., inviabilizando esta alternativa.

Os testes em escala piloto, com mais de 120 toneladas de minério, em moinho Cascade de 6 x 2 pés, foram encomendados aos laboratórios da Koppers Co., na época controladora da Hardinge e proprietária da marca Cascade Mill. Testes qualitativos, para observar o comportamento das diversas variedades de rocha foram encomendados aos laboratórios das Allis Chalmers e da Aerofall, no Canadá. Os resultados obtidos na planta piloto concluem numa etapa simples de moagem SAG, em circuito fechado, consumindo apenas 10,74 kWh/t, com 6% em volume de bolas de aço. Estes valores levaram a definir uma potencia instalada de 7000 HP, para 400 t/h, com uma eficiência elétrica estimada em 94% e um fator de segurança de 15%. O fabricante, a Kobe Steel Co., recomendou um moinho de 28 x 14 pés, preparado para receber até 10% de bolas. A bomba que fecha o circuito possui um motor de 500 HP.

Durante os primeiros 5 meses de operação, o consumo específico de energia apresentou uma média de 13,3 kWh/t, 24% a mais que o valor projetado, ainda apresentando picos de até 18 kWh/t. O produto atinge um P80 de 210 µm, com 50% - 200# e a recuperação total de Cobre no circuito de flotação cai de 86,6 (valor de projeto) para 84,2%.

7.6.5.3 Projeto Los Pelambres

Esta mineração de Cobre era de propriedade da Anaconda Chile S.A., situado na região de Salamanca, 160 km ao norte de Santiago. O programa de testes em escala piloto foi iniciado em 1981, após a confirmação dos estudos preliminares de laboratório feitos durante 1980. Os testes foram feitos para comparar, em nível piloto, o sistema SAG vs. sistema convencional, incluindo a avaliação do processo de flotação. Os testes foram realizados paralelamente nos laboratórios da Anaconda (Tucson), 400 toneladas de minério, e no CIMM (Santiago), 120 toneladas. Também, outras 6 toneladas foram enviadas aos laboratórios da Kopper (Pennsylvania).

O sistema SAG seguido de moinhos de bolas foi o circuito selecionado. Dependendo do tipo de minério, entre 7,6 a 9,7 kWh/t é o consumo específico esperado para os moinhos SAG, de 34 x 16 pés.



7.6.5.4 Codelco-Chile Divisão El Salvador

Entre os anos de 1975 e 1976, foram executados estudos de viabilidade e de engenharia para expandir a capacidade de tratamento em 7.000 t/d de minério de Cobre. As opções estudadas foram duas principais:

1. Adicionar uma terceira linha de britagem secundária e terciária, aumentar a capacidade de estocagem de finos e adicionar os equipamentos de moagem a úmido, os quais foram avaliados com duas opções: barras e bolas, ou moinho de bolas single-stage.
2. Instalar moagem AG após a britagem primária e estocagem do material grosso.

As provas de moagem AG a seco, em nível de laboratório, foram coordenadas pela Bechtel nos laboratórios da Aerofall Mills no Canadá. Os consultores externos contratados sugerem dar continuidade aos testes, em escala piloto, para o qual eram precisas 250 toneladas de minério. Mesmo assim, com os antecedentes disponíveis na época, os técnicos da Codelco partem para uma expansão convencional, com moinho de barras seguido por moinho de bolas. Esta decisão parece bastante bem fundada e a avaliação incluiu outras três diferentes alternativas convencionais.

Na época desta avaliação (1976), o sistema pro-autógeno não estava devidamente instalado no Chile, de modo que ainda não houve a suficiente pressão comercial sobre o projeto. Após o Seminário de 1983 e da instalação de usina piloto no CIMM, nunca mais no Chile o sistema convencional conseguiu sair vitorioso destas avaliações.

7.6.5.5 El Teniente

O projeto de expansão com tecnologia SAG, em módulos de 20.000 t/d, foi iniciado em 1991 com a instalação do maior moinho semi-autógeno do mundo para a época (**Suttill**, 1989). O projeto consistiu num módulo simples de 1 moinho SAG do tipo Cascade de 36 x 15 pés, com motor de 15.000 HP, seguido de 2 moinhos de bolas de 18 x 27,5 pés, cada um com motor de 6.000 HP. O circuito inclui um britador de cone short-head de 7 pés, para a britagem de tamanhos críticos. Anos atrás, em 1983-1985, uma recente expansão tinha sido efetuada, mediante sistema convencional, adicionando 4 novas linhas de moagem às 8 linhas existentes.

A expansão de 1991 já estava delineada desde 1985, quando os estudos de viabilidade da moagem SAG foram encomendados ao CIMM, com a assistência da consultora Wright Engineers Limited. Após extensos estudos em escala piloto, foram avaliadas 9 opções ou combinações de circuitos incluindo o sistema SAG e AG. A opção selecionada, descrita no parágrafo anterior, foi comparada contra a opção convencional já existente na empresa. Os custos de operação atuais do sistema convencional foram incrementados em função da expectativa de maior dureza do minério. O sistema SAG selecionado utilizou as informações provenientes dos testes piloto e, no exemplo mostrado no item 7.6.3.4, foi criticado o método utilizado para calcular o consumo de energia da alternativa SAG.

Com tudo, sem ainda otimizar o circuito convencional, a alternativa SAG venceu por uma diferença de apenas 1,4% de menor custo operacional (**Vivanco e Barratt**, 1987). Com os valores atuais da energia elétrica é muito provável que a operação atual do circuito SAG tenha apresentado custos de operação bem superiores aos existentes na usina convencional. A decisão de expansão foi muito mais política do que técnica, pois 1,4 % de menor custo de operação não é suficiente para mudar os conceitos tecnológicos de uma empresa, muito menos com informações “estimadas”.



7.6.5.6 Escondida

Projeto de beneficiamento de minério de Cobre situado na região norte do Chile, no deserto de Atacama. A usina entrou em plena produção no ano 1990, com uma capacidade de 35.000 t/d de minério tratado. O arranjo da usina considera uma britagem primária seguida de duas linhas de moagem SAG de 8,5 x 5,5 m com moinho secundário de bolas de 5,5 x 7,5 m. Ambos moinhos possuem o mesmo tamanho de motor: 5.500 HP.

Em cada linha de moagem, o produto do moinho SAG alimenta a mesma caixa de bomba que o seu moinho secundário. A bomba alimenta uma bateria de 10 ciclones de 26", cujo underflow é dirigido como alimentação do moinho secundário, fechando este circuito, podendo também ser dividido entre ambos moinhos. O overflow dos ciclones é o produto final da moagem, de 10% +100# (149 μ m)



7.7 Século XXI – A Imposição Global da Tecnologia

7.7.1 A Globalização dos Fabricantes e Produtores

O grupo Svddala é absorvido por um novo gigante, a Metso, que também adquire o controle acionário da empresa Nordberg, de modo que temos hoje um único e grande grupo mundial controlando a fabricação de equipamentos de cominuição. Por sua parte, mediante transferência de ativos, durante quase todo o final dos anos 90 houve um remanejamento de capitais e de controle acionário entre as empresas produtoras, sem investimentos produtivos em ampliação ou desenvolvimento de novas jazidas. A maior empresa estatal brasileira, a CVRD, foi privatizada. Grandes grupos internacionais, como a Anglo, Barrick, RTZ e Phelps Dodge tomam as decisões sobre quase todos os novos investimentos em mineração do mundo, e, obviamente, das tecnologias a serem utilizadas. Os interesses nacionais, na área mineral, são subordinados a estes grupos, pela força do seu tamanho empresarial ou pelo fácil convencimento sobre executivos e técnicos locais. Neste quadro, apenas a discussão profunda sobre a ciência mineral que orienta os processos de beneficiamento e a melhor compreensão destes processos, permitirá o desenvolvimento de uma nova tendência tecnológica, que rompa com todos os históricos paradigmas da mineração e conclame a uma integração entre os fabricantes, empresas e laboratórios locais em torno à Cultura Tecnológica Local. A atividade mineral num país que quer ser desenvolvido não pode limitar-se a extrair e enviar minério para o exterior.

Quase todos os novos projetos estão partindo para este tipo de moagem, sem contestação, e com fraquíssimos fundamentos técnicos, como observado nos recentes *papers* de divulgação destes sistemas. Projetos como o de Bauxita, Pará, da CVRD (**Silva e Delboni**, 2004); Ouro, Rio Paracatu, da RPM (**Sampaio e outros**, 2002) e o projeto Sossego, Cobre, da CVRD, já em funcionamento, são exemplos desta nova tendência. No Chile, parece existir uma disputa entre os técnicos de alto escalão por instalar o maior moinho semi-autógeno do mundo. Nas vagas de emprego para profissionais abertas em novos projetos, a figura do engenheiro elétrico ou eletrônico com conhecimento de modelagem e controle de processos, substitui o antigo “engenheiro de processos”. O desafio proposto neste texto de rediscutir a ciência mineral, de questionar os paradigmas e de fomentar a criação de uma cultura tecnológica local, estimulando aos centros de pesquisa, de engenharia e às fábricas locais, com base na operação otimizada de equipamentos convencionais enxutos e simples, parece uma tarefa titânica.

Até poucos anos os fabricantes ainda reconheciam algumas desvantagens para os sistemas AG e SAG, como o maior consumo de energia, altas variações na taxa de alimentação, dificuldades técnicas para efetuar o scale-up a partir da etapa de projeto, altos custos na etapa de pesquisa e projeto e dificuldades de controle automático destes processos.

Consumo de Energia e Scale-Up: Junto com a utilização do método do net-power, que permite “melhorar” na etapa de projeto a relação de comparação com os sistemas convencionais, o dimensionamento do moinho SAG considera, pelo lado do motor, um superdimensionamento suficiente como para evitar surpresas durante a operação, de modo que estes problemas já não existem.

Custos da Etapa de Pesquisa: Os Centros de Pesquisa dos países produtores estão ao serviço destas tecnologias. Os clientes já não precisam enviar toneladas de minério para o exterior.



Nos dias de hoje, como a instalação de moinhos SAG passa a ser a alternativa base de qualquer projeto de cominuição de minérios metálicos, apenas restaram duas atividades para serem desenvolvidas, relativas às desvantagens que os promotores destas tecnologias ainda reconhecem: **1) variabilidade das taxas de produção** e **2) dificuldades de controle automático**. Estes serão os aspectos discutidos neste item.

A variabilidade das taxas de produção se deve à heterogeneidade do minério que, como antes comentado, os moinhos primários SAG ou AG absorvem como desvantagem dentro do processo, tentando homogeneizá-lo ao invés de aproveitar esta heterogeneidade em benefício do processo, como o fariam os processos seletivos de britagem (impacto) e de moagem em circuito aberto com baixo enchimento. Para um minério altamente heterogêneo (alterado) a melhor solução é da britagem por impacto com pré-concentração; para minérios de metais básicos, a heterogeneidade se manifesta também nos tamanhos finos, pela diferente gravidade específica dos componentes, de modo que o recomendável é a moagem secundária em aberto, com baixo enchimento.

7.7.2 Comportamento do Moinho SAG ao Longo da Vida do Projeto

Existem hoje alguns procedimentos que, com menor quantidade de amostra, mediante testes de pequena escala, podem ajudar a definir um “perfil” de dureza do minério ao longo dos blocos de lavra e portando ao longo da vida útil do projeto. Esta informação, quando calibrada com testes piloto com uma fração de minério mais ou menos representativa, permite antever as necessidades energéticas do projeto.

7.7.2.1 Drop Weight Test (DWT)

Trata-se de um teste especial para moinhos SAG desenvolvido por Steve Morrell, da JKRCM, de Austrália. O teste fornece um valor específico que pode ser usado como dado de entrada para determinar a taxa de produção de uma determinada amostra de minério. Esta informação, associada com dados quantitativos obtidos em escala piloto, para testes de longa duração, permite que, junto com outros diversos valores específicos obtidos para amostras diferentes da jazida, seja obtido um “perfil” de taxa de produção para a jazida como um todo, em função do tempo e do programa de exploração. O teste requer de poucos quilogramas de amostra, de material bem identificado dentro do corpo mineral. Cada peça é quebrada mediante um evento que proporciona igualmente a distribuição dos fragmentos produzidos, utilizando o chamado Drop Weight Index (DW_i), medido em kWh/m^3 . A quantidade de Drop Weight testes requeridos depende da complexidade mineralógica da jazida.

Nardi (2002) relata a aplicação deste procedimento para o projeto Cobre Sossego (Brasil), onde 165 testes de DW_i foram executados, para estimar os parâmetros de moagem para cada bloco da lavra. Junto com isso, foram executados testes piloto convencionais de moagem AG e SAG, com amostra de grande volume, o que permitiu calibrar a aplicação do DWT. A variabilidade da de energia de moagem em relação às reservas lavráveis é ilustrada na **Figura 7.7.1**. O consumo médio obtido no teste piloto foi de 8,4 kWh/t, energia suficiente para atender um pouco menos de 40% das reservas. O moinho selecionado para o projeto seria capaz de atender até 9,8 kWh/t, preparado para moer quase 90% das reservas na taxa de produção projetada. O 10% restante seria devidamente misturado com minérios mais macios.

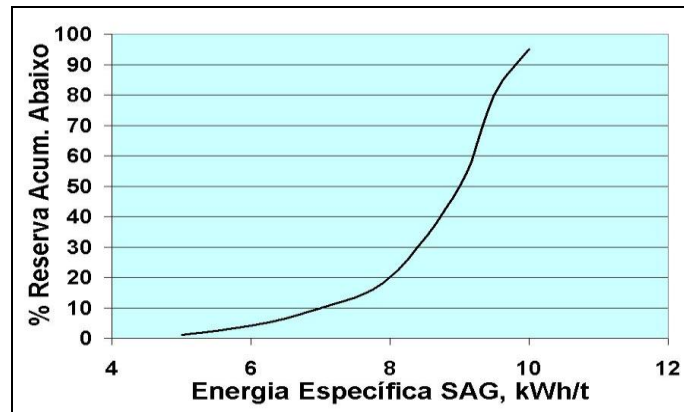


Figura 7.7.1 – Distribuição de Reservas Acumuladas Abaixo de uma dada Energia Específica de Moagem SAG – Projeto Sossego (Nardi, 2002)

O teste DWT é bastante preciso e possui um alto nível de controle sobre o tamanho da partícula e a energia de quebra. No teste, são escolhidas 100 partículas de minério de tamanho similar (mono-tamanho) e submetidas ao impacto separadas em 5 grupos de 20 partículas cada, com intensidade diferente de energia aplicada. É gerada uma relação entre a energia de quebra (kWh/t) e a % dos fragmentos passantes abaixo de uma determinada malha. Estes resultados são utilizados para determinar o DW_i .

7.7.2.2 Sag Power Index (SPI)

A empresa Minnovex Technologies Inc., de maneira análoga ao método do DWT descrito no item anterior, desenvolveu em 2001 uma completa ferramenta de avaliação dos custos unitários de cominuição, calibrando esta ferramenta com 13 das mais grandes companhias mineiras em operação. O CEET (Comminution Economic Evaluation Tool) permite o dimensionamento e a estimativa da performance industrial de circuitos de moagem. O sistema usa dados geoestatísticos da mina relacionados com informação de dureza do minério. As rotinas do CEET permitem dimensionar a potencia, diâmetro do moinho e investimentos para diversas opções de circuito. Também, são obtidos dados de operação como a taxa de produção (t/h), P80 e custos de operação para cada bloco da lavra, possível de integrar num modelo geral para todo o projeto.

O procedimento experimental que alimenta este programa foi desenvolvido anteriormente. Em 1993 a Minnovex em conjunto com o engenheiro John Starkey, de Toronto, Canadá, começaram a investigar a possibilidade de utilizar testes SAG em pequena escala (2 k de amostra) para prever as necessidades energéticas de um moinho SAG (Kosick e outros, 2001). Em 1998 este procedimento estava pronto e devidamente calibrado com operações industriais. O teste, com apenas 30 kg de amostra, separada em sub-amostras de 2 kg, com partículas de tamanho próximo de 1 polegada, permite obter um indicador chamado SPI – SAG Power Index. Combinando este valor de SPI com o Work Index de Bond (W_i), obtido em moinho de bolas de laboratório, é possível gerar as informações requeridas para dimensionar o circuito SAG.

$$\text{A equação básica de energia é da forma: } \text{kWh/t}_{\text{SAG/AG}} = K [\text{SPI} \times \text{P80}^{-0,5}]^n \quad (7.10)$$

Onde K e n são constantes. A equação anterior é ajustada para cada condição, como por exemplo, se é incluído britador para os tamanhos críticos, etc.



Halbe e Smolik (2002) apresentam o seguinte exemplo de aplicação:

Dado um custo base para um projeto com $SPI = 10$ kWh/t e um Wi de Bond = 16 kWh/t; se algum bloco da lavra possui um $SPI = 8$ kWh/t e um $Wi = 12$ kWh/t, os seus custos unitários irão variar proporcionalmente:

$$\text{Custo de Energia do Bloco} = \text{Custo Base do Projeto} [(8 + 12) / (10 + 16)]$$

A grande maioria dos projetos atuais de moagem SAG utiliza simultaneamente os métodos do DWT e do SPI, como foi o caso do projeto Sossego (**Nardi**, 2002) e do Mirador (Equador). Na visão do Modelo Operacional, esta metodologia permite reduzir alguns graus de incerteza dos projetos, mas não o problema de fundo; a rigor, os projetos SAG e AG, historicamente têm considerado fatores de projeto sobre a potencia dos moinhos, entre 10 a 20%, de modo que esta variabilidade é atendida. O projeto Sossego utilizou (9,8/8,4) um 16% de superdimensionamento do motor. Agora, o problema de fundo é que os minérios são essencialmente heterogêneos e os sistemas autógenos não aproveitam esta condição, mas tentam lutar contra ela.

7.7.3 O t_{10} e o JK Drop Weight Test

7.7.3.1 Introdução

Para efeitos de caracterização de minérios, propõe-se uma relação entre a distribuição da quebra individual de partículas com respeito à energia específica (kWh/t) aplicada na sua quebra (**Morrell**, JKMRRC). Duas formas de quebra são parametrizadas: O **impacto**, mediante o DWT, e a **abrasão**, mediante teste convencional em moinho tubular em batelada. Estes dois sub-mecanismos de cominuição seriam, na opinião dos Autores, os predominantes na moagem AG e SAG. Ambas abordagens consideram a aplicação de um certo índice de caracterização da distribuição da quebra, o t_{10} , que mede a % de material passante na malha equivalente a 1/10 da faixa de tamanho submetida ao teste. Este indicador é parametrizado e normalizado, com o objetivo de estabelecer um único valor t_{10} que, em teoria, representaria todas as faixas testadas, ainda em função da energia aplicada.

Ou seja, independentemente da forma como as partículas vão recebendo a energia fornecida pelos “contatos” com os corpos moedores, dentro do moinho, a quebra dependeria apenas das características da partícula e da quantidade total de energia recebida por ela. De acordo com os defensores desta abordagem, a determinação destes parâmetros de quebra permitiria avaliar e otimizar instalações AG ou SAG existentes, e também para calibrar testes conducentes ao projeto de novas instalações.

Trata-se de uma abordagem interessante, que relacionaria a energia com a distribuição de quebra, baseada em testes sobre partículas individuais. Lembremos que a abordagem energética de Bond não leva em conta o mecanismo de quebra, mas é muito eficiente no scale-up de energia (desde que mantidas as bases padrão do moinho convencional projetado); por outro lado, as abordagens cinéticas baseadas no Balanço Populacional, avançam “cineticamente” com a propagação da quebra, ficando ligados ao tempo da batelada (com enormes dificuldades de transportar ao sistema contínuo) e com um tratamento muito impreciso com a aplicação de energia, tendo que recorrer a um artifício (ou dogma), que transporta, como sendo constante, a função específica de seleção – Si^E – em função de uma relação entre a potencia total e o hold-up dentro do moinho.



Mesmo constituindo um avanço, esta nova metodologia, tal como as outras mencionadas, incorre em sérios erros conceituais, que dificultam qualquer tentativa de utilizar estes procedimentos com fins quantitativos e por tanto de dimensionamento e de otimização.

1. A cominuição é observada apenas na sua concepção **homogênea**, ou seja, o fenômeno é reduzido a um problema de *redução de tamanho* e não de *desagregação e liberação* das partículas de interesse.
2. Não são considerados aspectos fundamentais derivados dos outros sub-mecanismos da moagem: a *Função Transporte*, a *Classificação Interna*, a *Classificação Externa* (quando o circuito é fechado) e os *aspectos operacionais*, que fazem que a aplicação de energia chegue de forma mais ou menos eficiente ao minério (nível de enchimento, velocidade crítica, % de sólidos, tamanho dos corpos moedores, etc.).

7.7.3.2 Os Testes

- a) O aparelho de laboratório (“impactómetro” de partículas individuais – drop weight) permite acomodar partículas entre 10 a 100 mm, cobrindo a faixa mais típica de tamanhos alimentados aos moinhos AG e SAG. A compressão aplicada à partícula equivale a uma energia específica que flutua entre 0,25 a 2,5 kWh/t. As faixas testadas são repetidas para varias partículas, tentando definir um valor médio que leve em conta a heterogeneidade do minério (*ou seja, é “homogeneizado” o efeito da heterogeneidade do minério – assumindo implicitamente que não interessa esta particularidade, mas apenas o “tamanho”*). O DWT relaciona a energia específica (kWh/t) aplicada sobre partículas em determinadas faixas (E_{cs}) com a sua correspondente distribuição de quebra, que para efeitos de simplificação é expressa em termos de um único ponto da curva, e representada pelo t_{10} . Isto gera uma matriz de informações, com três diferentes níveis de energia e todas as faixas de tamanho consideradas no teste.
- b) Por outro lado, para levar em conta o sub-mecanismo de abrasão, é executado um teste em moinho tubular, em batelada, para extrair um indicador (t_a) que, em teoria, representaria este aspecto da quebra, para baixas aplicações de energia.

Os dados experimentais extraídos de ambos testes são tratados separadamente, como veremos a seguir, ambos levando em conta este singular parâmetro, o t_{10} . Estas informações, quando combinadas, constituiriam a caracterização da quebra, utilizada dentro de um modelo matemático (JKSimMet Mineral Processing Simulator) para determinar a função de “aparecimento” ou geração de fragmentos.

7.7.3.3 Procedimento Experimental

a) Testes de Impacto:

Aproximadamente 100 kg de amostra são divididos em determinadas faixas de tamanho: -63+53mm, -45+37.5mm, -31.5+26.5mm, -22.4+19mm, -16+13.2mm. Para cada uma de estas faixas diversas partículas são quebradas (procurando um valor médio por faixa) em três diferentes níveis de aplicação de energia, gerando 15 combinações tamanho/energia. Os produtos das quebras de todas as partículas testadas são coletadas e analisadas, normalizando a distribuição da quebra com respeito ao tamanho da partícula original (t_{10}).



Para uma ampla faixa de energia aplicada, tamanhos e tipos de rocha, a curva de distribuição relativa de tamanhos geraria uma pendente relativamente constante, na visão dos Autores do modelo, de modo que ela poderia ser descrita apenas por um simples ponto da distribuição, equivalente a 1/10 do tamanho original. Deste modo, um set de 15 combinações energia/tamanho pode ser representado mediante uma equação normalizada, que representa uma curva media:

$$t_{10} = A(1 - e^{-bE_{cs}})$$

Utilizando as 15 combinações t_{10}/E_{cs} , a curva é ajustada até encontrar os melhores valores para os parâmetros **A** e **b**, que refletem a resistência do minério à quebra por impacto; baixos valores destes parâmetros equivale a um minério mais duro em termos de quebra por impacto. O parâmetro **A** se refere ao valor máximo de t_{10} obtido (ou projetado) na curva media entre t_{10} vs. E_{cs} , ou seja, a assíntota da curva. O produto entre os parâmetros **A** e **b** se refere à pendente da curva media para o valor mínimo de energia (Zero kWh/t). Estes valores podem ser utilizados para fins comparativos com amostras de outros minérios. No Exemplo da **Figura 7.7.2** a seguir o valor de **A** é próximo de $t_{10} = 51\%$.

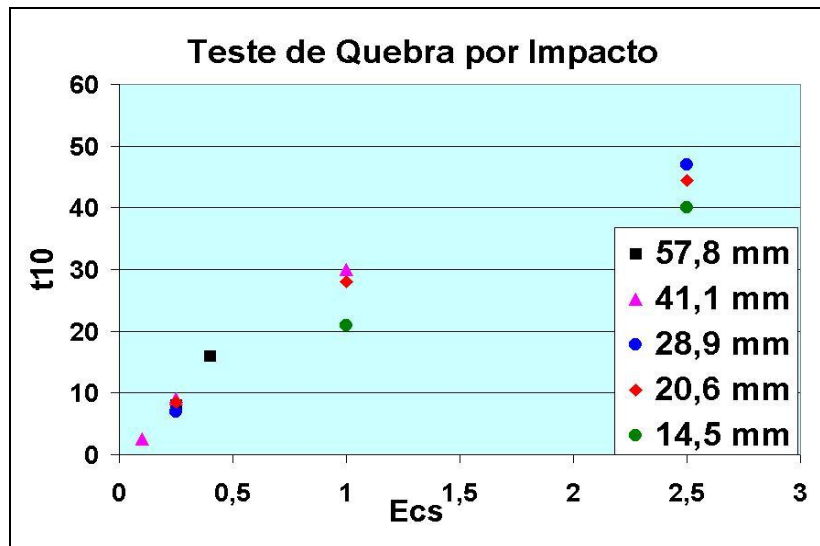


Figura 7.7.2 – Exemplo de Teste de Impacto (JKMRC)

b) Testes de Abrasão:

É utilizado um moinho tubular, em batelada, de 305 mm por 305 mm com *lifters* de 4 x 6 mm, carregando 3 kg de partículas -55 +38 mm. O material é moído (a seco) durante 10 minutos, a 70% da velocidade crítica. O produto desta moagem é peneirado para determinar o valor de t_{10} do teste. Como a partícula media da malha 55 x 38 mm é de 45,7 mm, o t_{10} do teste é medido para 4,57 mm e, ainda, o parâmetro de abrasão é determinado como sendo um décimo do anterior, ou seja:

$$t_a = t_{10}/10$$

7.7.3.4 Avaliação:

Podemos resumir o teste de moagem AG ou SAG com três parâmetros: **A**, **b** e **t_a**. Os dois primeiros se referem à quebra em condições de alta energia (impacto) e o **t_a** se refere à baixa energia (abrasão).



Para ambos casos, quanto menor seja o valor do parâmetro, maior é a resistência daquele minério para aquele tipo de quebra. O parâmetro composto pelo produto $A \times b$, que corresponde à pendente da curva t_{10} vs E_{cs} , na sua origem, representa então a quebra do material para baixos níveis de energia aplicada. Na **Tabela 7.7.1** são indicadas as faixas típicas de resistência à quebra, com base em centenas de testes já executados pela JKMRC.

Tabela 7.7.1 – Valores Típicos para o JK Drop Weight Test

Parâmetro	Muito Duro	Duro	Meio Duro	Meio	Meio Brando	Brando	Muito Brando
$A \times b$	< 30	30-38	38-43	43-56	56-67	67-127	> 127
t_a	< 0,24	0,24-0,35	0,35-0,41	0,41-0,54	0,54-0,65	0,65-1,38	> 1,38

7.7.3.5 Conclusões:

Na perspectiva quase inevitável de sermos “invadidos” pelos moinhos SAG (que em breve serão chamados de convencionais – ou únicos no mercado), surge a necessidade urgente de criar procedimentos de teste e de dimensionamento, que proporcionem aos usuários uma maior “credibilidade” e, aos projetistas e fabricantes, uma razoável correlação industrial, no mínimo como o modelo de Bond proporciona aos moinhos convencionais.

Para moinhos SAG, os testes de “net-power” são caros, muito demorados e consomem muitas toneladas de minério e, pior ainda, a prática industrial tem demonstrado que estes testes, na sua estimativa energética, quase nunca acertam na predição industrial de consumo, resultando entre 15 a 20% menos eficientes na grande escala, de modo que este método está um pouco “desprestigiado” no meio mineral.

O método do DWT se apresenta como uma nova opção, mesmo sendo apenas qualitativa, ainda com o benefício de, por utilizar pouquíssima quantidade de material, permite extrair amostras de diferentes partes da jazida, construindo um perfil de consumo de energia através da vida útil do projeto, que elimina um pouco a natural imprevisão das projeções de produção.

7.7.4 Modelos Matemáticos para Moinhos AG e SAG

Em geral, o que todos estes modelos pretendem é **predizer** a performance de vários tipos de minério em moinhos de diferentes tamanhos, baixo uma grande gama de condições. Como já tínhamos comentado, a principal falha destas abordagens é a de pretender imitar uma realidade operacional aleatória, a partir de informação obtida no laboratório, sem estabelecer as condições otimizadas para este tipo de operações. Cada minério é um minério, mas também cada operação unitária é uma operação unitária, independente do minério tratado. O problema de **simular** estes processos, ao invés de estabelecer as condições otimizadas do equipamento e logo deixar que o minério fale por si só, é justamente que o meio de moagem é o próprio minério, e este é essencialmente variável. Ao misturar variáveis mecânicas com as variáveis do minério, estamos incorporando toda essa variabilidade dentro do mesmo modelo e, por tanto, uma grande incerteza sobre o sistema como um todo, tornando o problema do equipamento um problema variável em função do minério, e talvez não seja tão assim.



A rigor, são os próprios fabricantes que lidam com este problema; e o campo de aplicação que resta então é o estabelecimento de rotinas que permitam prever o **nível da carga dentro do moinho**, que é o *set-point* do sistema de controle, pois dele depende o nível de potencia aplicada; mas este nível de carga também já vem padronizado, junto com a geometria do moinho e pelo cálculo da potencia instalada, de modo que o campo real de atuação dos modelos é de ajudar aos operadores para operar este equipamento **mantendo estável este nível de carga**, baseado no conhecimento dos tipos de minério a serem alimentados e, de posse destas informações, o sistema de controle poderia antecipar as medidas de estabilização do processo.

Uma das propostas deste texto é a de reivindicar para os engenheiros de processo um maior espaço de participação no âmbito da decisão das tecnologias a serem utilizadas e do dimensionamento de circuitos de moagem. Junto com isso, aperfeiçoar os equipamentos de cominuição e a sua filosofia de operação, simplificando os fluxogramas e reduzindo os custos de produção. Os modelos matemáticos teriam que, primeiro, ajudar a definir as formas otimizadas de moer, os limites físicos e os espaços variáveis por onde o minério se irá a expressar de acordo a sua natureza, visando a máxima padronização possível de equipamentos, junto com a facilidade de manutenção e controle destes.

O resumo que segue corresponde a uma visão bastante simples, apenas para mostrar o grau de avanço e de entrosamento entre a teoria e a prática destas operações. Na visão do Modelo Operacional, todos eles são teóricos em excesso, enfrentam os materiais como se fossem totalmente homogêneos, onde a partícula quebrada possuiria o mesmo DNA da partícula original. Mas não resolvem o verdadeiro problema, o “pulo do gato” destes processos, começando por uma melhor compreensão teórica dos mecanismos fundamentais e uma visão prática das operações.

Um aspecto interessante que aproveitamos de comentar é que, na visão do **Modelo Operacional**, o maior foco das simulações nos moinhos convencionais é também o nível de carga, definido pelo modelo como a *zona de moagem*, no fundo do moinho, onde a carga de bolas junto com a fase rocha ficam nivelados ($U = 1$), num nível definido como $J = JA$. As rotinas mais importantes do modelo procuram esta condição, que também irá definir a potencia instalada do moinho. O sistema de controle sugerido pelo Modelo Operacional, também propõe a manutenção e o acompanhamento deste nível da zona de moagem, cuja variável mais atuante é a diluição da polpa alimentada, como normalmente os modelos AG e SAG o fazem. Porém, o modelo também propõe a simplificação dos circuitos e a ruptura de alguns paradigmas, assim como delimita perfeitamente as variáveis mais relevantes, por exemplo: o limite de tamanho para o diâmetro do moinho; a existência de um nível ótimo de carga entre 22 a 30% (valor que pode ser definido e que depende da natureza do minério e o tamanho pretendido para o produto) e a operação em circuito aberto, dentre outras condições.

7.7.3.1 Modelo Tradicional do JKMRC - Austrália

Leung e outros (1987) apresentam uma linha de simulação que representa a experiência acumulada em 25 anos pelo Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre – JKMRC, da Austrália, baseada na energia específica de quebra das partículas. As particularidades desta abordagem são:



- A distribuição da quebra (b_{ij}) é verificada para os dois mecanismos principais que ocorrem neste tipo de moinhos: a aplicação de alto nível de energia (impacto, ou também chamado de britagem das partículas) e pela aplicação de baixo nível de energia (abrasão), da mesma forma introduzida por **Duckworth e Lynch** (1983) e ilustrada na Figura 7.2.2, do item 7.2.4.
- Os níveis de energia são estimados para cada faixa de tamanho das partículas, dentro da carga do moinho (cuja composição é estimada) e por diâmetro do moinho.
- São combinados a distribuição da quebra e o nível de energia. Na medida em que o diâmetro do moinho e o tamanho do meio de moagem aumentam o nível de energia também aumenta.
- A função transporte é determinada pelo tamanho de abertura da grelha e por um modelo empírico que descreve o hold-up de finos (produto) no moinho, em relação à taxa de alimentação.
- É utilizado o modelo matricial com mistura perfeita para calcular a descarga do moinho e a sua distribuição (detalhes no item 4.5.3).
- Para moinhos SAG, a carga de bolas é convertida numa carga equivalente adicional de minério, para determinar os níveis de energia a serem obtidos.

Cada partícula do minério é quebrada numa distribuição característica de tamanhos de finos. A novidade deste modelo é de considerar que esta distribuição de partículas finas depende da energia específica (kWh/t) da partícula original.

O modelo da JKMRC possui as mesmas características dos outros modelos cinéticos, quando se trata de quebra e seleção: a função quebra (b_{ij}) corresponde à distribuição do produto de um evento de quebra, e a taxa de quebra (S_i) é a frequência destes eventos. Neste modelo, o nível específico de energia pode ser determinado para a distribuição de quebra para diferentes tipos de minério e tamanhos de partículas, utilizando partículas individuais em testes de pendulo. A quebra indicada no parágrafo anterior se refere à quebra por impacto, de alta energia. Por outro lado, a cominuição por abrasão, de baixa energia, é assumida como sendo independente do diâmetro do moinho e do tamanho do meio de moagem, e a sua distribuição depende do tipo de minério e da quantidade de impactos recebidos.

A taxa de quebra (S_i) está definida pela geometria e dinâmica do sistema, dependente, por exemplo, da velocidade de rotação, a distribuição de tamanhos na carga e o perfil dos lifters do revestimento. A distribuição da quebra depende de:

- Alta energia – corresponde à quebra por impacto, determinada pelo teste do pendulo para a quebra individual das diferentes partículas testadas.
- Baixa energia – corresponde ao mecanismo de abrasão, determinado comumente em testes de laboratório, em moinho tubular.

Obviamente, não é esta energia individual a utilizada para os cálculos do modelo, a qual é utilizada apenas com fins qualitativos. A energia usada corresponde ao valor global médio observado no moinho, referida ao diâmetro.

Barahona e outros (1987), no Chile, iniciam um processo de pesquisa similar, apresentando algumas metodologias iniciais de cálculo, apenas que separando os mecanismos de quebra em três tipos: Impacto – que acontece quando grandes partículas (corpos moedores) são levantadas e deixadas cair, com suficiente força para exceder a tensão de quebra das



partículas; Compressão (também chamada de atrição) – moagem causada pelo deslocamento e rotação do meio de moagem, produzindo forças muito próximas da tensão de quebra das partículas; e Abrasão – que proporciona uma força insuficiente como para causar a completa quebra das partículas.

Em resumo, o que se pretende com esta modelagem, e predizer a performance de vários minérios em moinhos de diferentes tamanhos, baixo uma ampla gama de condições:

- Fatores prioritários: diâmetro, tipo de minério, distribuição da alimentação e a adição de bolas de aço (SAG), e estes parâmetros são os que possuem a maior importância na estabilidade do nível de carga e na taxa de produção.
- Outros fatores: velocidade de rotação, desenho dos revestimentos, densidade da polpa e nível de carga circulante.

7.7.3.2 DEM - Método do Elemento Discreto

Como indicado no item 4.5.3.3, **Cleary e Sawley** (1999) estudam um problema de moagem em três dimensões, originalmente modelado para duas dimensões, num moinho industrial tipo *Cascade* de 5 x 3m, com 23 lifters de levante e girando a 80% da sua velocidade crítica (considerando como base 4,8 m de diâmetro interno entre liners). A carga de 30.000 bolas esféricas era dividida em 5% e 200 mm, 47,5% de 100 mm e 47,5% de 75mm. A observação qualitativa da representação computadorizada desta situação, numa zona central do moinho, fica muito próxima da observada com apenas duas dimensões. A utilização de modelos 3D poderia ser útil para moinhos semi-autógenos, que possuem diferente geometria na zona do cone de descarga.

7.7.3.3 Novas Tendências Tecnológicas Desenvolvidas no Chile

A teoria cinética clássica do processo de moagem não é suficiente para representar todos os fenômenos que definem o estado dinâmico dos moinhos modernos, de alto diâmetro, e circuitos associados. A base conceitual do controle atual dos moinhos SAG consiste na variação dos fluxos de alimentação de minério e de água, e/ou da velocidade do moinho, para manter constante a pressão nos descansos e o consumo de potência numa determinada faixa. Para os moinhos secundários de bolas, o controle é orientado basicamente para manter uma determinada pressão e densidade da polpa que alimenta a bateria de ciclones, dado que a potencia dos moinhos de bolas se mantém dentro de uma faixa definida.

Ainda não são considerados outros aspectos operacionais dos moinhos AG e SAG, referentes à *carga interna*, como a densidade aparente, a distribuição de tamanhos, a viscosidade da polpa, a posição da parte principal da massa, a trajetória do movimento, etc., aspectos estes que influem na dinâmica do moinho.

Pesquisadores chilenos, das Universidades de Santiago e Federico Santa Maria, começaram a desenvolver um projeto para um novo sistema de controle operacional, incluindo os aspectos indicados anteriormente. Este novo sistema utiliza dois novos equipamentos de medida de última geração para moinhos SAG: o **Impactómetro** e o **SAG-Analyzer**. O novo esquema de controle requer incrementar a instrumentação dos circuitos atuais, como analisador de carga interna para moinhos de bolas e um sistema para monitorar as características da polpa nos fluxos do circuito de moagem.



Impactómetro

Instrumento que evita que os componentes internos dos moinhos sofram danos durante o seu funcionamento. Este equipamento já foi instalado na mina Escondida, do Chile, Antamina (Peru) e Francisco Madero (Méjico).

Analizador de Carga Interna

Foi desenvolvido por uma equipe da Universidade de Santiago (Chile), dirigida pelo professor Luis Magne. O Analizador permite determinar, em tempo real, as características do minério dentro do moinho SAG, em lapsos de 20 segundos, sem necessidade de interromper a operação do moinho. Na atualidade os operadores não têm certeza sobre as características específicas do minério, pelo qual a operação é interrompida cada certo tempo para fazer uma apreciação visual. Esta detenção demora entre 40 a 50 minutos.

* Texto extraído do Livro: Engenharia da Cominuição e Moagem em Moinhos Tubulares, de autoria de Alexis Yovanovic, Belo Horizonte, Maio 2006.

Maiores detalhes solicitar ao Autor.