MODELO OPERACIONAL

Otimização e Controle de Processos Minerais

Carga Circulante "Zero": A Libertação da Moagem e de Outras Operações de Beneficiamento Mineral

Por

Alexis P. Yovanovic

Engenheiro Civil - Químico, Universidad del Norte, Chile (1973)
Consultor Especialista em Otimização e Controle de Processos Minerais
Rua Grajaú 177 A, Bairro Anchieta, Belo Horizonte, MG. CEP 30.310-480
Fone (31) 3221 7667. ayovanovic@uai.com.br

PARTE 1: Britagem PARTE 2: Moagem PARTE 3: Flotação

Rev.2: Belo Horizonte, Agosto de 2005

* Citações extraídas deste texto podem utilizar a seguinte Referência:
YOVANOVIC, A.P.: "Carga Circulante "Zero": A Libertação da Moagem e de Outras Operações de Beneficiamento Mineral". Relatório interno - MODELO OPERACIONAL, Belo Horizonte, Brasil, Agosto 2005.

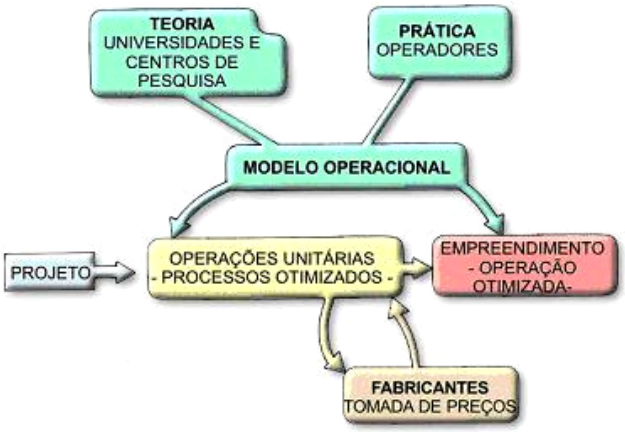
Idéias Simples

"O problema com idéias simples é a grande resistência que encontram, na maioria das vezes, para serem aceitas. Idéias simples incomodam e provocam desconfiança em geral, associa-se facilmente simplicidade com simplismo e se conclui que qualquer questão é complicada demais para ser tratada apenas com bom senso".

Editorial Revista VEJA, 02/03/88

CARGA CIRCULANTE "ZERO": A LIBERTAÇÃO DA MOAGEM E DE OUTRAS OPERAÇÕES DE BENEFICIAMENTO MINERAL. PARTE I: BRITAGEM

Yovanovic A.P.
Engenheiro Civil - Químico, Universidad del Norte, Chile (1973).
Consultor Especialista em Otimização e Controle de Processos Minerais
Rua Grajaú 177 A, Bairro Anchieta, Belo Horizonte, MG. CEP 30.310-480
Fone (31) 3221 7667. ayovanovic@uai.com.br



UMA NOVA ABORDAGEM À TECNOLOGIA MINERAL

Enquanto 100 toneladas R.O.M. avançam pelo fluxo principal da usina, 200 estão voltando pelas correias transportadoras da britagem, 600 são bombeadas na contramão pelo circuito de moagem e, nas operações seguintes, o excesso de diluição chega a duplicar ou até triplicar a vazão de polpa (e o volume dos equipamentos) além disso, dezenas de toneladas reciclam inocuamente pela usina, mascarando a performance das operações envolvidas e prejudicando os resultados metalúrgicos. Goethe dizia que "se você não tem razão, encobre-a com palavras"; neste caso pode-se dizer que "se você não conhece as suas operações, encobre-as com cargas circulantes". Os circuitos fechados fazem parte dos paradigmas ou "mitos tecnológicos" que há quase um século orientam as operações de beneficiamento, mitos já individualizados pelo Autor em outras publicações (**29** a **33**). As vantagens da carga circulante "zero" são discutidas à luz do **MODELO OPERACIONAL** (idealizado em 1987 por **Alexis Yovanovic** para ajudar a construir uma nova plataforma teórica para os processos minerais, ref. **22**), considerando os seguintes tópicos principais: capacidade de produção entre ambos sistemas; performance metalúrgica; facilidades de avaliação, otimização e controle; performance das operações unitárias posteriores e custos de investimento e de operação. Eliminando as cargas circulantes de uma usina é possível reduzir em quase 30% os investimentos e também os custos de operação, além de diversos benefícios metalúrgicos. O circuito aberto teria que ser sempre a primeira opção, ou opção de referência, para projetos de instalações de beneficiamento de minérios. Este texto corresponde à Primeira Parte de uma série sobre o tema, que continua na **Parte II**: Moagem e na **Parte III**: Flotação.

A TECNOLOGIA MINERAL E OS MITOS TECNOLÓGICOS

Como explicar a baixa renda dos investimentos na área mineral em países da América-Latina, quando os depósitos são de alto teor, as reservas são maiores e os custos de mão-de-obra são menores em relação a qualquer país desenvolvido? O Autor apresentou anos atrás (ref. **29** e **30**) 30 "fatores de inviabilidade" que afetam a renda dos projetos de mineração e tratamento de minérios, onde a utilização de circuitos fechados é um dos fatores mais importantes. Para uma usina convencional de beneficiamento, na faixa de 7 a 10 milhões de toneladas por ano, o custo de investimento numa empresa latino-americana pode ser superior em até 43% ao montante requerido num país desenvolvido, além de 17% a mais de custo operacional. Como mostrado na **Tabela 01**, para um exemplo de projeto de beneficiamento de sulfetos de Cobre (**29**), com capacidade de 10 milhões t/ano ROM, teor de 1,2 %Cu e 85% de Recuperação, esta diferença normalmente reflete-se num significativo superdimensionamento dos projetos, principalmente pela falta de cultura tecnológica nacional e, também, ao desconhecimento teórico das operações unitárias mais importantes envolvidas na área de beneficiamento.

Tabela 01 – Comparação de Investimentos e Custos de Operação

ITEM	ESTADOS UNIDOS	LATINO-AMÉRICA
Investimento, US$ Milhões:	385,6	550,8
Custo Anual de Operação, US$ Milhões:	86,7	101,4
TIR, %	**31,0**	**19,0**

O presente artigo, separado em três partes, apresenta uma detalhada comparação entre circuitos abertos e fechados, envolvendo uma mudança de mentalidade e propondo uma revolução de re-engenharia nas usinas de beneficiamento, e sugerindo uma oportuna revisão dos projetos atualmente em desenvolvimento.

A Evolução da Tecnologia Mineral

Pode-se separar em três vertentes principais o desenvolvimento técnico de qualquer processo: a tecnologia (fabricantes e empresas de engenharia), a prática (operadores) e a teoria (universidades e centros de pesquisa). Na área de tratamento de minérios elas são muito pouco integradas (ref. **29** a **33**). O grande vazio existente entre os fundamentos teóricos e a prática das operações unitárias, tem sido preenchido durante quase 100 anos pela utilização de diversos "mitos tecnológicos", fornecidos por fabricantes de equipamentos (**5**, **13**) hoje agrupados em grandes blocos multinacionais, de onde orientam o desenvolvimento tecnológico dessas operações em favor de suas próprias conveniências ou estratégias de penetração de mercado, principalmente naqueles países carentes de cultura tecnológica nacional, como são os países latino-americanos, propiciando o super dimensionamento das instalações como ilustrado em **Figura 01**. A tecnologia deve ser analisada de forma política e econômica, associada ao mercado, às prioridades nacionais e, em definitivo, ao beneficio da população (**35**). Existem diversos casos de avaliação de sistemas de cominuição, onde a decisão de tecnologia é uma resultante da "cultura tecnológica" do país fornecedor destes sistemas (**36**); num mesmo projeto, consultores norte-americanos sugerem o sistema convencional (britagem e moagem em moinho de bolas); consultores suecos recomendam sistemas autógenos de pebbles; e consultores canadenses (os mais influentes no mercado latino-americano) concluem sistematicamente que a moagem semi-autógena é melhor (**3**).

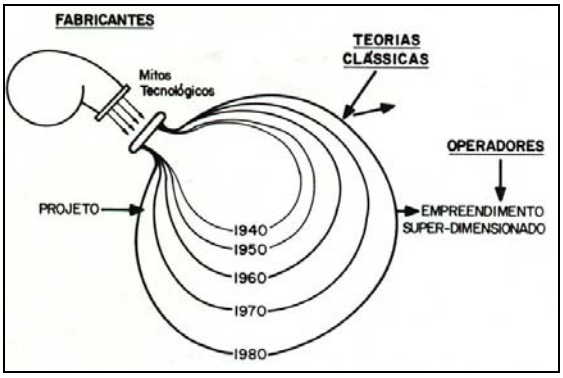


Figura 01 – A Evolução da Tecnologia Mineral

Os custos envolvidos no desenvolvimento de pesquisas para o beneficiamento de minérios, com felizes exceções, têm mostrado que são diretamente proporcionais à insegurança técnica, ao subdesenvolvimento tecnológico e ao tamanho do bolso. A falta de recursos financeiros induz a trabalhar com projetos "pacote" de procedência externa, normalmente exigidos pelos organismos internacionais de financiamento, e que foi uma importante fonte de criação de projetos super dimensionados na América Latina na década de 70 (**30**). Apesar disso, estamos entrando no século XXI com a mesma mentalidade daqueles anos, pior ainda, com maior dependência dos grupos fabricantes (hoje em dia, apenas um grande grupo controla quase o 90% do mercado de equipamentos de tratamento de minérios, onde as operações de cominuição são as mais importantes).

A Desmistificação da Tecnologia Mineral

Para reverter o quadro anterior será preciso:

- **Fortalecer a indústria nacional e melhorar suas condições de competitividade**, possibilitando: irradiar efeitos secundários a toda sociedade, ficando menos dependente do exterior; melhorar a objetividade nas avaliações técnico-econômicas para a compra de equipamentos, através do estabelecimento de conceitos claros sobre as operações unitárias; valorizar os produtos nacionais e padronizar a produção de suprimentos (as tecnologias importadas, sem obedecer a um planejamento baseado na Cultura Tecnológica nacional, podem conduzir a uma dependência do país fornecedor durante toda a vida do projeto); reduzir os custos de engenharia e de desenvolvimento de pesquisas; favorecer a normalização e a garantia de qualidade dos produtos.

- **Promover uma integração** entre as empresas produtoras, governo, fabricantes locais de equipamentos, laboratórios de pesquisa, universidades e empresas de engenharia, criando um suporte amplo à cultura tecnológica nacional, possibilitando: uma redução geral de custos; a formação profissional integrada com o dia-a-dia nas empresas mineradoras; uma mudança de atitude nos engenheiros do setor; desmistificar a tecnologia mineral (**37**), como ilustrado na **Figura 02**.

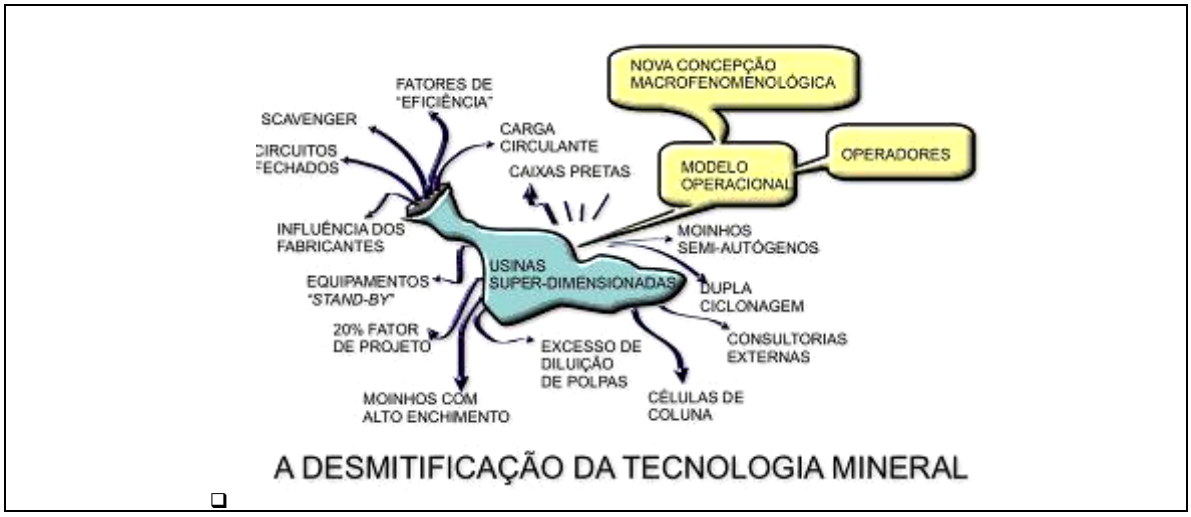


Figura 02 – A Desmistificação da Tecnologia Mineral

Integração Latino-Americana / Mercosul

O mercado comum latino-americano permitirá atuar, também pelo lado do consumo, na regulação dos preços internacionais dos produtos minero-metalúrgicos. O maior consumo dos próprios produtos favorece as relações de intercambio comercial e reduz a dependência dos países mais ricos. Por exemplo, no Chile, durante períodos de baixo preço do Cobre (o seu maior item de exportação), foram desenvolvidos diferentes produtos de consumo nacional utilizando o Cobre como matéria prima, principalmente na construção civil. Outros benefícios da integração poderão surgir, como: mercado de equipamentos de mineração, novos ou recondicionados, normas técnicas comuns, apoio ao desenvolvimento de tecnologias locais, mesmo aquelas chamadas de "pé de boi", etc.

Fábricas locais simples, de equipamentos simples e padronizados, de simples operação e manutenção, e usinas simples, de baixo investimento e custo operacional, só poderão surgir quando existir uma interpretação simples e clara das operações unitárias. Por essas e outras razões, o **Modelo Operacional** recomenda a Carga Circulante "Zero" nas Operações de Beneficiamento Mineral.

BRITAGEM

Capacidade de Produção

De acordo com manuais de operação fornecidos pelos fabricantes (**1**), os britadores do tipo Symons, operando em circuito aberto, possuem em média 20% a mais de capacidade contra o circuito fechado, onde o fino da peneira é o produto. Por outro lado, nas tabelas granulométricas de descarga se observa que quase 40% do produto do britador aberto se encontra acima do tamanho de fechamento do seu "closed-setting", portanto inadequado como produto final. Nos mesmos manuais é informado que o circuito fechado garantiria 100% do produto abaixo do mesmo tamanho de referência, medido na abertura da peneira. Acompanhemos, a modo de exemplo, um circuito com malha de fechamento de ½", típico de sistemas de alimentação para moagem em moinho de bolas, como ilustrado na **Figura 03**.

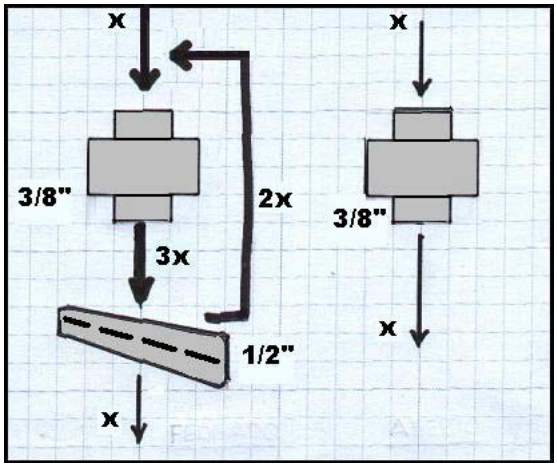


Figura 03 – Comparação de Circuitos Básicos de Britagem

a) Apesar da malha de referência ser de ½", o britador, mesmo no circuito fechado, deve operar com o seu closed-setting no tamanho padrão imediatamente inferior, ou seja, de 3/8". Neste caso, o britador aberto com setting de 3/8" apresenta apenas 16% do produto acima de ½".

b) A peneira não possui 100% de eficiência. Não é comum em usinas de britagem que o produto final esteja 100% abaixo da malha de peneiramento; na prática, pelo desgaste natural das peneiras, e até pela ruptura de telas, o produto da britagem deve ser projetado com 10 a 20% acima daquela malha (é comum utilizar, como critério de projeto da moagem, um F80 idêntico à malha da peneira da britagem terciária). As peneiras mais finas e melhor controladas, como por exemplo em usinas piloto, são normalmente mais eficientes. As peneiras novas apresentam inicialmente um melhor comportamento, mas o tamanho do produto aumenta gradativamente até atingir valores como os mostrados na **Tabela 02**, obtidos da prática industrial.

Tabela 02 – Eficiência Real de Peneiramento

USINA (**2**,**3**)	MALHA DE PENEIRAMENTO	% ACIMA DA MALHA
Colon, El Teniente (Chile)	½"	12 %
Caraiba Mineração	½"	10 %
Pinto Valley (EEUU)	3/8"	8 %
Salobo (Usina Piloto)	¼"	4 %

Deste modo, a diferença entre ambos os sistemas fica bem menor: para c.s. de 3/8" e peneira de ½", o britador aberto produz 16% acima de ½" contra 10-12% do circuito fechado.

c) O britador, em circuito aberto, ainda possui 20% de maior capacidade de produção, como indicado no começo deste capítulo, de modo que bastaria fechar um pouco o closed setting para concluir que, em geral, para um produto 10-12% acima da malha de referência, a capacidade de produção de ambos sistemas é a mesma, ainda com diversas vantagens para o circuito aberto, como veremos a seguir.

Conhecimento do Processo/Facilidade de Controle

Não existem diferenças significativas entre ambos os sistemas. Os britadores são controlados normalmente em operação chamada de "high energy", com a câmara cheia, onde o indicador de potência é ligado ao sistema de alimentação variável, proveniente do silo que, para o circuito aberto, poderia ser de menor tamanho ao não considerar a carga circulante. A proteção contra "atoleiros", mediante controle de nível dentro da câmara, maximiza a velocidade do alimentador procurando manter sempre cheia a câmara do britador. A carga circulante do circuito fechado consiste normalmente de material mais duro que a média do minério, de modo que a corrente média de operação aumenta e, portanto, o consumo específico de energia do britador é mais alto para o circuito fechado.

Operações Posteriores

Como já dito, a fração mais dura de materiais heterogêneos se concentra na carga circulante do sistema fechado. Para minérios muito heterogêneos, em vez de tentar homogeneizar o material britado, como o faz o circuito fechado, é preferível muitas vezes separar ambas as frações, mediante peneiramento em aberto do produto britado. Comprovadamente, britadores de impacto de alta velocidade e de menor tamanho, para produto menor que ½" ou ¼", são muito eficientes na pré-concentração de minérios, eliminando a magnetita antes do material alimentar a moagem (**4**). Ao separar oportunamente a ganga dura, reduzimos a produção de superfinos do componente macio de nosso interesse.

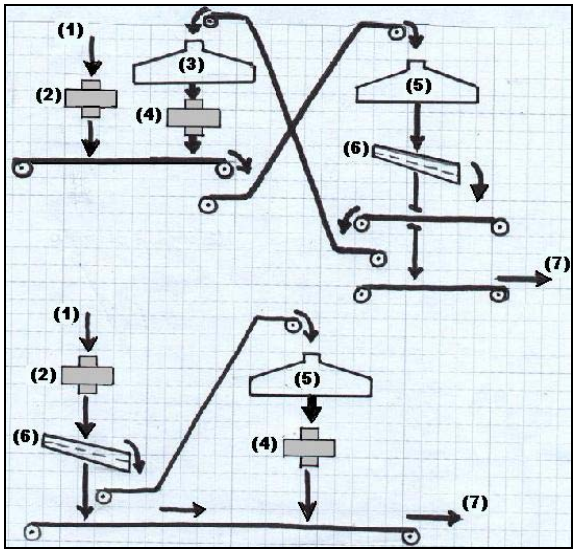
Custos de Investimento e de Operação

Na **Figura 04**, da página seguinte, é mostrado um fluxograma típico para usina convencional de britagem (não inclui britagem primária), para ambas alternativas de circuito. O fluxograma foi preparado pelo Autor (**2**,**3**) como exemplo para minério de Cobre, na faixa de 25.000 a 30.000 t/dia. De acordo com esta Figura é possível construir a **Tabela 03**, apresentada a seguir, para os equipamentos principais (**5**).

Tabela 03 – Equipamentos Principais Usina de Britagem (US$ x 10^3, 1987)

EQUIPAMENTOS	CIRCUITO FECHADO	CIRCUITO ABERTO
Transportadores de Correa	1.340	540
Alimentadores Vibratórios	350	235
Silos Intermediários	205	100
Peneiras	375	150
Motor Elétrico Britadores	230	230
Britadores	3.450	3.450
Coletores de Pó	310	310
TOTAL INVESTIMENTO (**I**)	**6.260**	**5.015**

De acordo com esta tabela, obtém-se uma relação: **ABERTO/FECHADO** = 0,80 x **I**. Considerando os silos (stock pile) de grossos e de finos, obras civis, montagem e outros investimentos, chegou-se a um investimento total próximo de US$ 30 milhões para a usina de britagem em circuito fechado, que foi a opção convencional utilizada como base do projeto (**3**).



ÁREA	FECHADO	ABERTO
(1) Stock-Pile Grossos, Alimentação	Sistema Padrão	Idem
(2) Britadores Secundários	2 x 7' (standard)	Idem
(3) Stock-Pile Intermediário	1.600 tons	Não necessário
(4) Britadores Terciários	4 x 7' (short head)	Idem
(5) Stock-Pile Intermediário	1.600 tons	1.000 tons
(6) Peneiras Secundárias	Cinco de 8 x 20'	Dois de 8 x 20'
(7) Stock-Pile Finos	Sistema Padrão	idem

Figura 04 – Alternativas de Britagem (25.000 a 30.000 ton/dia) (**Alexis P. Yovanovic**)

No mesmo estudo, obtém-se um custo de operação próximo de US$ **0,22**/ton, bastante baixo, em geral, para as usinas de britagem. O custo operacional se divide em mão-de-obra (0,07), manutenção e suprimentos (0,10) e energia elétrica (0,05).

A maior vantagem da operação em circuito aberto, particularmente nas operações de britagem, provém do seu menor investimento, cujo custo financeiro do capital investido é igual a quase duas vezes o custo de operação. Por exemplo, para uma taxa de desconto de 13%:

$$\text{Custo Financeiro} = \frac{\text{US\$ } 30 \times 10^6 \times 0{,}13}{9 \times 10^6 \text{ ton/ano}} = \text{US\$ } \mathbf{0{,}43}\text{/ton}$$

Considerando ainda 20% a menos de investimento para o circuito aberto:

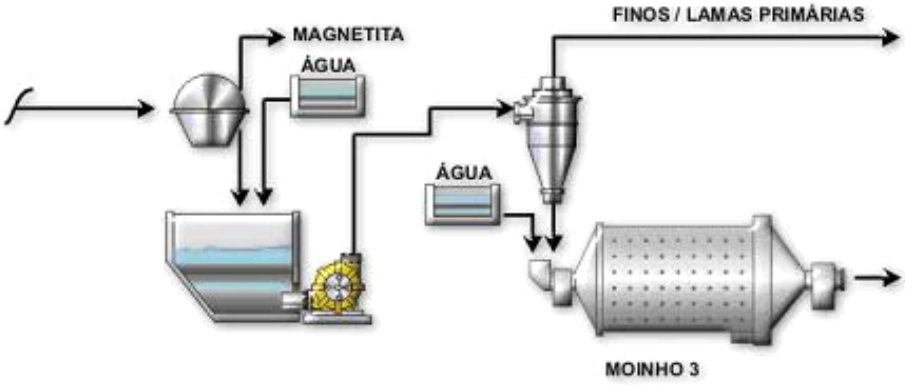
0,43 x 0,20 = US$ **0,086**/ton

Isto é, 0,086 x 9 x 10^6 = **US$ 770.000/ano**, a menos no custo efetivo de produção em favor do circuito aberto.

O circuito fechado de britagem é um "mito tecnológico" da mineração. Na avaliação de sistemas autógenos ou semiautógenos, estes sistemas são normalmente comparados contra o circuito convencional fechado de britagem, favorecendo, mais uma vez, as alternativas não convencionais de cominuição (**3**,**6**).

CARGA CIRCULANTE "ZERO": A LIBERTAÇÃO DA MOAGEM E DE OUTRAS OPERAÇÕES DE BENEFICIAMENTO MINERAL. PARTE II: MOAGEM

Yovanovic A.P.
Engenheiro Civil - Químico, Universidad del Norte, Chile (1973).
Consultor Especialista em Otimização e Controle de Processos Minerais
Rua Grajaú 177 A, Bairro Anchieta, Belo Horizonte, MG. CEP 30.310-480
Fone (31) 3221 7667. ayovanovic@uai.com.br



A utilização de circuitos fechados de moagem é comumente aceita e é produto de uma tradição da própria determinação dos parâmetros energéticos do modelo de Bond. O fechamento do circuito encontra, como única justificativa, uma tabela utilizada por fabricantes de equipamentos, que define fatores de ineficiência dos circuitos que pretendem ser projetados para operar em aberto. Por exemplo, este fator aumenta arbitrariamente em 20% o consumo específico de energia possível de obter em moinhos operando em circuito aberto, em comparação com o circuito fechado, quando a referência de controle granulométrico é baseada em P80 (80% de partículas abaixo do tamanho P), sem levar em consideração o nível de enchimento de corpos moedores e, o mais importante, sem considerar as condições de liberação da substancia do nosso interesse no produto, comprovadamente melhores para a moagem em circuito aberto. Após uma operação bem sucedida de moagem em circuito aberto, cinqüenta anos atrás (1953), os consultores F.C. Lendrum e G. Pare, da Ascot Metals Corp. do Canadá, na mesma data comemoram o fato e comentam o seguinte: (sic) ..."a long way to free the ball mill from its present convicts status". A avaliação comparativa e a discussão entre circuitos abertos e fechados é retomada pelo Autor, após 50 anos, para as operações de britagem (**Parte I**), moagem (nesta publicação) e flotação (**Parte III** e última da série). A presente publicação enfatiza o processo de moagem, onde o paradigma do circuito fechado é mais forte no meio mineral, e são mostrados e discutidos resultados industriais de moagem em circuito aberto. O **Modelo Operacional** aplicado à moagem foi apresentado no 5º Seminário de IBRAM, em Belo Horizonte (1992) e no XVIII International Mineral Processing Congress, em Sidney, Austrália (1993). Foram recentemente desenvolvidos os programas **PROMILL**, para projeto de instalações, e **OPERAMILL**, para otimização de moinhos em operação. As rotinas consideram a alternativa de circuito aberto e, na atualidade, está em desenvolvimento um sistema de controle otimizante da moagem, baseado no **MODELO OPERACIONAL**.

MOAGEM – CAPACIDADE DE PRODUÇÃO

Para uma melhor compreensão da diferença de capacidade de produção entre ambos os sistemas foi preparada a **Tabela 01** a seguir, a qual é útil apenas para fins qualitativos. Como indicado na Tabela 01, a capacidade de produção é fortemente dependente do nível de enchimento de corpos moedores. Em geral, tem-se observado que a capacidade de produção atinge para cada situação específica (tipo de minério, corpo moedor, etc.) um determinado valor máximo a partir do qual o excesso de enchimento produz uma redução na capacidade de produção, com base num determinado valor de P80. A Tabela define aproximadamente estas faixas.

Tabela 01 – Capacidade Relativa de Produção em Moinhos de Bolas

ENCHIMENTO (% Vol.)	FECHADO	ABERTO	OBSERVAÇÕES
16 a 25%	**x** ton/hora	**x** ton/hora	Não se justifica fechar o circuito
25 a 40%	**y** > **x** ton/hora	(1) **y** ton/hora	P80A > P80F
		(2) < **y**	P80A = P80F
> 40%	**z** < **y** ton/hora	Não funciona	Sistema ineficiente

A opção mais utilizada está na faixa de 25 até 40% de enchimento. Como veremos ao longo deste texto, mesmo resultando em um P80A um pouco superior ao observado para circuito fechado (P80F), o circuito aberto consegue igual ou até melhor **grau de liberação**, que é o que realmente interessa nessa operação. Dependendo de condições próprias do minério, da operação e de características mecânicas do moinho, o **MODELO OPERACIONAL** demonstra que existe um ponto ótimo para o nível de enchimento de bolas. Um caso específico industrial foi simulado no computador e representado graficamente na **Figura 01** abaixo. Outras simulações para diferentes minérios, condições operacionais e tamanhos de moinhos, concluem que o valor ótimo de enchimento encontra-se normalmente na faixa de 16 a 25%, para o mínimo consumo específico de energia (**6-9**).

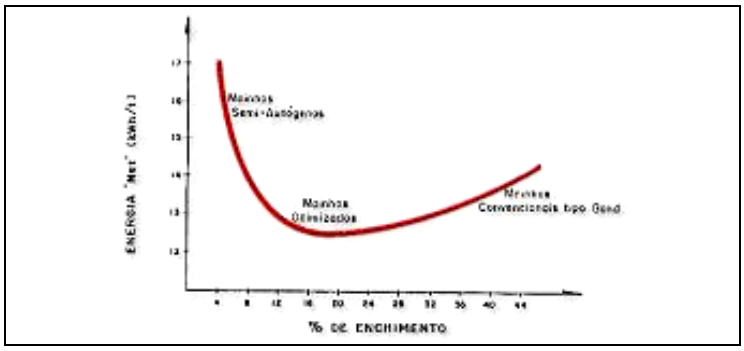


Figura 01 – Nível Ótimo de Enchimento de Bolas

Pesquisadores japoneses (**10**) concluem que o valor ótimo de enchimento fica em torno de 40% para a máxima capacidade do moinho. **Austin** (**11**,**12**) afirma, com base em experiências de pequena escala, que apesar de existir uma capacidade máxima de moagem na faixa de 40-45% de enchimento, o consumo específico de energia atinge um mínimo na faixa de 15-20%. Esta afirmação, baseada em observações práticas, é confirmada matematicamente, pela primeira vez, pelo **Modelo Operacional**.

Na Alemanha a prática normal considera um enchimento médio de 22 a 30% (**12**), enquanto nos Estados Unidos o valor médio observado é próximo de 36% (**13**). **Maurício R. Drumond** (**14**) relata experiência pessoal reduzindo a carga de bolas de 33 para 23%, sem perda no P80 do produto nem da capacidade de produção, poupando 3,0 kWh/ton de consumo específico e reduzindo o make-up de bolas de 1.200 para 800 g/ton.

OPERAÇÃO DE MOINHOS EM CIRCUITO ABERTO

Como veremos a seguir, para atingir os objetivos necessários de liberação do processo, a moagem em circuito aberto não apresenta problemas de capacidade de produção; além disso, o circuito aberto apresenta menor investimento, menor custo de operação e, comprovadamente, melhores resultados metalúrgicos na operação de flotação que se segue. Recentemente, experiências de moagem com minérios com alta presença de micas (Brasil, 2002) mostraram não apenas a viabilidade técnica de operar em circuito aberto de moagem, mas também a absurda recirculação do material micáceo produzida pelo circuito fechado. Na **Tabela 02** são resumidas as informações obtidas para dois casos industriais de operação em Circuito Aberto.

Tabela 02 – Experiências Industriais de Moagem em Circuito Aberto (**15**,**16**)

CASO 1 – Copperhill (Cobre), Tennessee Copper Co., EEUU. (Moinho de Bolas de 7' x 10')

Item	AGORA (ABERTO)	ANTES (FECHADO)
Carga de Bolas, tons	35	55
Nível de Enchimento, % Vol	29 %	45 %
Produção, ton/dia	2.250	2.130
Potencia aplicada, HP	370	490
Consumo de Bolas, lb/ton	0,84	1,02
Moagem Sulfetos - 200 mesh	65 %	62 %
Moagem Ganga - 200 mesh	35 %	40 %
Rejeito Flotação: Cobre	0,068 %	0,08 %
Enxofre	2,5 %	4,0 %
Coletor (Ethyl Xantato) lb/ton	0,28	0,34

CASO 2 – A/S Sydvaranger (Magnetita), Kirkenes, Noruega. (Moinho de Bolas de 21' x 32')

Item	ABERTO	OUTROS MOINHOS DA USINA (CIRCUITO FECHADO)
Nível de Enchimento, % Vol	22 %	35-40 %
Produto - 208 micras	82,4 %	80 %
Consumo de Bolas, g/ton	653	759
Consumo de Liners, g/ton	44	66
Consumo Específico, kWh/ton	7,9	10,22

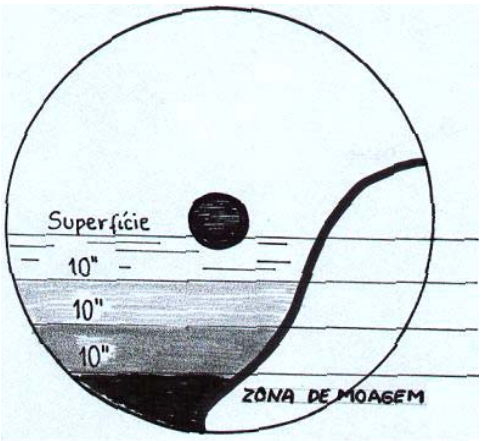
Como observado nas rotinas de cálculo do Modelo Operacional de Moagem (**6-9**), pelos dados mostrados na Tabela 02, além de ficar demonstrada a viabilidade prática de operar moinhos em circuito aberto, naquela faixa de enchimento (22 a 29%), fica comprovada a melhor eficiência energética naquela zona de enchimento. Para o **CASO 1** os resultados são surpreendentes, e não apenas são comprovadas as teses defendidas pelo **Modelo Operacional** (circuito aberto com baixo enchimento), mas foram também aumentadas a taxa de produção, a liberação de sulfetos e a recuperação do processo de flotação posterior.

No **CASO 2**, o novo moinho é de maior diâmetro que os outros moinhos da usina de modo que não são compatíveis as taxas de produção; porém, os dados mostrados na Tabela 02 apresentam uma clara vantagem do circuito aberto de moagem, cujos resultados correspondem a 05 (cinco) anos continuados de operação e comparação.

CLASSIFICAÇÃO INTERNA DO MOINHO

O **Modelo Operacional** considera, nas suas rotinas de cálculo, o sub mecanismo de classificação interna, mediante o espessamento das partículas mais grossas e pesadas no fundo do moinho. Esse mecanismo é prejudicado quando o circuito é fechado, pois ele reduz o tempo de residência das partículas novas dentro do moinho. Além disso, aumenta a viscosidade da polpa e o fluxo interno do material toma a forma "fully mixed", para efeitos de determinação de parâmetros cinéticos de modelagem (modelos cinéticos) e do tipo "plug-flow" ou tubular, para efeitos de transporte da polpa (tempo de residência). Por outro lado, no circuito aberto, o mecanismo de classificação interna (IMC - In Mill Classification) é prejudicado pelo alto enchimento de corpos moedores, aumentando o refugo de partículas de tamanho indesejado.

Myers, J.F. (**17**) discute com detalhes esse sub mecanismo (IMC) e, com ajuda dos técnicos da empresa Copperhill (**CASO 1**) estuda o comportamento da polpa em camadas de 10 polegadas de profundidade, num corte transversal interno do moinho situado a 3 pés da boca de descarga, mais ou menos na metade do moinho. O moinho de Copperhill, operando a 63% de sólidos, produz um espessamento próximo de 75% na "zona de moagem", definida pelo **Modelo Operacional** como a fração de volume mais profunda, cuja densidade se aproxima do teor de saturação da polpa, ou seja, próximo do valor observado no underflow do ciclone, como ilustrado na **Figura 02**. **H. Hardinge**, Presidente da Hardinge Co. (**15**), comenta que a gravidade específica do minério de Copperhill é de 4,2, que em relação à água equivale a 3,2. A velocidade de decantação numa polpa diluída (63% sólidos) produz o efeito ilustrado na Figura 02.



% + 65 mesh	% - 200 mesh	% sólidos
6,5	51,7	46,2
20,4	24,5	63,5
28,1	19,3	70,9
30,4	19,7	71,1
-	-	~75,0

Figura 02 – Classificação Interna do Moinho Aberto, com Baixo Enchimento

J.F. Myers (**17**) complementa os resultados com os seguintes comentários:

- Operações industriais que moem normalmente materiais constituídos por diferentes espécies minerais, com diferentes gravidades específicas, produzem diferentes curvas: % passante vs. mesh, para cada substância.
- Os minérios mais pesados são moídos mais finamente.
- Ao atingir o tamanho de liberação definido pelos métodos convencionais (P80), muito minério já foi moído mais que o necessário (overgrinding).
- A diluição da polpa que alimenta o moinho é fundamental para produzir a classificação interna. Numa certa faixa de diluição não se observam perdas de capacidade ou seja, a "zona de moagem" mantém a sua alta densidade. Myers testou, com bons resultados, diluições próximas de 35% de sólidos na alimentação.

Para o **CASO 2**, **Forsund, B. e outros** (**16**) estudaram a operação do moinho a partir de 40% de enchimento, reduzindo-o gradativamente até atingir o valor ótimo em 22%, como mostrado na Tabela 02. Ficou demonstrado o funcionamento da classificação interna, produzindo uma moagem inclusive mais fina que a produzida pelos moinhos convencionais operando em circuito fechado. O moinho Sydvaranger operou com 65-68% de sólidos, valor este que, na opinião do **Modelo Operacional**, ainda poderia ser reduzido em benefício do processo.

Como Melhorar a Classificação Interna

Diversos estudos internos desenvolvidos por **Yovanovic**, sobre a otimização da moagem via manipulação da reologia da polpa, cujos sub mecanismos são considerados pelo **Modelo Operacional**, concluem que:

- A moagem em circuito aberto com baixo enchimento apresenta as melhores condições reológicas para o sistema;
- No interior do moinho a polpa atinge maior temperatura no circuito aberto que no circuito fechado. A carga circulante resfria o interior do moinho, jogando calor fora do sistema, no ambiente e tubulações de recirculação;
- Nas mesmas condições de densidade (% de sólidos) e de temperatura, a polpa "suja" com carga circulante possui maior viscosidade que a polpa nova (**2**). Este conceito é muito importante, também, para as operações de hidrociclonagem;
- Em processos que alimentam a operação de flotação é de muita conveniência a adição antecipada de reagentes, inclusive de espumante, que para o circuito aberto apresenta grande utilidade. Além do melhor condicionamento, aproveitando o moinho como reator e da redução do efeito de oxidação da superfície de determinadas partículas, que reduz a adsorção do coletor, esta nova condição incrementa o gradiente de separação hidráulica aproveitando a hidrofobia de determinadas partículas coletadas, evitando o excesso de moagem de partículas já liberadas;
- Outros reagentes específicos podem ser adicionados como depressores e os chamados "ajuda à moagem", que colaboram em reduzir a viscosidade da polpa e em aumentar o espessamento na "zona de moagem";
- Em circuitos alcalinos a reação exotérmica devido à hidratação da Cal [$CaO \rightarrow Ca(OH)_2$] pode ser aproveitada adicionando diretamente a Cal granulada dentro do moinho.

NIVEL DE ENCHIMENTO E VELOCIDADE DE ROTAÇÃO

Diferentes cargas de bolas (níveis de enchimento) precisam diferentes velocidades de rotação, diz **Runting S. Crocker**, Mill Superintendent, Lake Shore Mines Ltd. (**15**). Para o **CASO 1** a velocidade de rotação corresponde a 63% da velocidade crítica, o qual não era conveniente para o alto enchimento original, de 45% de bolas. Na empresa Lake Shore, operando os moinhos a 81% da velocidade crítica, tentou-se a redução do nível de enchimento, reduzindo o consumo específico de energia, mas a capacidade de produção ficou comprometida, o que levou a R.S. Crocker a afirmar que o caso de Copperhill aconteceria apenas para baixas velocidades de rotação. Concorda com esta opinião o engenheiro **L.E. Djinghenzian**, do Departamento de Minas, Ottawa, Canadá (**18**). Por outro lado, o Professor da Universidade de Alabama **Adrian Dorenfeld** (**15**), complementado pelo consultor canadense **H.E.T. Haultain** (**18**), chamam a atenção para o benéfico efeito cascata (e não de catarata) observado junto com o baixo enchimento e a baixa velocidade de rotação do moinho.

H.Hardinge (**15**) agrega que, ao reduzir a carga de bolas aumenta o número de ciclos (golpes) por revolução; o **Modelo Operacional** considera esse fato na determinação do Índice de Cominuição, que é a propriedade macrofenomenológica introduzida pelo modelo, como 1ª Lei, para as operações de moagem (**7-9**). Hardinge exemplifica esse fato comentando que, para 50% de enchimento, as bolas dão 2 golpes para cada revolução do moinho; mas, para 25% de enchimento, elas dão 4 golpes por cada revolução. Ao reduzir o enchimento as bolas começam a operar apenas na zona de maior densidade de polpa, onde se encontram as partículas mais grossas e pesadas (zona de moagem), ou seja, aquelas que realmente precisam ser cominuídas. A moagem concentrada nesta zona produz uma ação mais efetiva, reduzindo o excesso de moagem (overgrinding), os contatos bola/bola e o consumo de bolas.

O consultor **J.F. Myers** (**15**) comenta, ainda sobre o **CASO 1**, que a maior eficiência do baixo enchimento é demonstrada claramente com o 20% de menor consumo de bolas observado em Copperhill. Myers atribui menor eficiência ao processo quando aumenta o diâmetro do moinho, fato confirmado nas rotinas de cálculo do **Modelo Operacional**. Brincando com o tema ele afirma que um moinho de 100 pés de diâmetro não moeria nem ovos. A potência é transferida do casco até as bolas, caindo esta transferência gradativamente entre as camadas de bolas. Segundo **F. Bond**, a primeira camada recebe 15% da potência, depois, vai passando apenas 10% dessa energia para a camada seguinte, etc. Ou seja, poucas camadas de bolas são eficientes e, dependendo do diâmetro delas, se atinge um limite de diâmetro para o moinho. Isso confirma o fato de que, para o **CASO 2**, com diâmetro bem superior (21 pés), o ponto ótimo de enchimento ficou mais baixo (22%). Obviamente existem também outros fatores que justificam a diferença, como o tipo de minério, entre ambos casos.

O engenheiro **D.H. Fairchild**, Tucson, Arizona (**18**), define 3 zonas de moagem dentro do moinho, uma de cascata (ou catarata, dependendo de diversos fatores), outra mais no fundo, de atrição e outra intermediária chamada de zona morta, totalmente ineficiente, que apenas ocorre em moinhos com alto enchimento. Fairchild comenta que, anos atrás, observou efeito similar ao de Copperhill operando dois moinhos da sua usina (Tucson), um deles com 24 tons de bolas e outro com 11 a 14 tons, apresentando este último maior capacidade de produto terminado (resultado similar ao obtido por M.R. Drumond, ref. **14**). Fairchild lamenta não ter registrado devidamente essa experiência pela falta de elementos de medida e de controle na época do teste.

Em outro estudo, ainda sobre o **CASO 1**, **J.F. Myers** (**17**) agrega os seguintes comentários sobre a operação em cascata:

- É esperado um 30% de redução do consumo específico de energia para valores otimizados de enchimento.
- Os lifters utilizados nos liners não devem ultrapassar o diâmetro das bolas de reposição, para manter o efeito cascata e evitar saltos de bolas, que reduziriam a capacidade do moinho.
- A faixa ótima de velocidade de rotação dos moinhos, para essa operação, fica entre 58 a 64% da velocidade crítica. O **Modelo Operacional** deduz, das suas rotinas de cálculo, que o valor de consumo específico de energia atinge o mínimo para 58% da velocidade crítica, para uma ampla faixa de diâmetros simulados; obviamente com menor capacidade de produção frente a moinhos com maior velocidade, de modo que, normalmente, outras considerações de processo e de custo recomendam a utilização de velocidades um pouco superiores, desde que não se perca o efeito cascata (**8**).

Para o **CASO 2**, **Forsund, B. e outros** (**16**), o moinho opera normalmente com 71% da velocidade crítica. Acreditamos que ainda pode ser otimizada.

LIBERAÇÃO PARA FLOTAÇÃO

Examinando o **CASO 1**, **Bunting S. Crocker**, da Lake Shore Mines Ltd. (**15**), comenta que a ganga de Copperhill constitui mais de 60% da massa alimentada ao moinho e essa fração resultou menos moída na situação atual (35% contra 40% - 200 mesh - ver Tabela 02). Ou seja, o moinho não mói mais, apenas proporciona uma cominuição preferencial aos sulfetos. **E.H. Crabtree**, Director of Milling, Eagle Picher Co. (**15**), comenta que, devido à maior liberação dos sulfetos e, em paralelo, ao tamanho mais grosso da ganga, mais Cobre é flotado com menor quantidade de reagentes. Anteriormente, em 1950, **Jack Myers** tinha detectado uma queda de potencial químico na polpa de 0,26 v entre o casco do moinho e a carga de bolas, no mesmo moinho de Copperhill, quando esse operava com alto enchimento. Em 1953 o próprio Myers (**15**) observa, na nova condição de baixo enchimento, uma menor corrosão (menor consumo de bolas, menor concentração de ferro em solução) e, portanto, um menor consumo de Xantato e maior recuperação de sulfetos nessa nova condição.

F.C. Lendrum e G. Pare, da Ascot Metals Corp, Quebec (**18**), comemoram e comentam o fato acreditando ser o inicio de: (sic) "...a long way to the free the ball mill from its present convicts status", e que constitui o objetivo do Modelo Operacional e do presente artigo, após 50 anos desse comentário. Lendrum e Pare confirmam, mediante experiência pessoal, que a cominuição produzida na "zona de moagem", com baixo enchimento, libera as partículas sulfetadas no maior tamanho possível, o que é ótimo para o processo.

J.F. Myers (**17**), baseado nos resultados mostrados em Figura 02, após avaliar as curvas granulométricas do produto da moagem em circuito aberto, com baixo enchimento, e comparando com o produto do sistema fechado convencional, de alto enchimento, conclui que, devido ao "fator de depressão" (definido por Myers para mostrar a diferença de moagem entre a ganga e o minério), o sistema de classificação interna de Copperhill apresenta uma adequada liberação a 140 micras, contra 112 micras requeridas pelo sistema fechado convencional.

Este aspecto é muito importante, como indicado em Tabela 01, onde o moinho operando em circuito aberto, processando **y** ton/hora (a mesma capacidade do circuito fechado), pode produzir a mesma liberação do minério para um P80 superior, confirmando que a operação de moagem nem sempre deve ser avaliada como um compromisso de obter um determinado P80, mas de liberação em geral. J.F. Myers (15,17) comenta que o sistema de operação em cascata, com classificação interna, reduz o mecanismo de oxidação no circuito de moagem melhorando a recuperação e o teor do concentrado. Myers recomenda especialmente essa moagem para minérios de fácil oxidação, como alguns sulfetos de Cobre. Outros Autores acrescentam que:

- Para um minério heterogêneo é de esperar, também, que componentes provenientes de diferentes partes da jazida possuam diferentes características de liberação. O circuito de moagem, quando erradamente é controlado apenas pelo tamanho do produto (P80), e não pela liberação, não responde a essas mudanças de minério (**Malghan, S.G**., 1986, ref. **19** e **Mc Ivor, R.E. e Finch, J. A**, 1991, ref. **20**).
- Os testes de laboratório são normalmente executados com amostras moídas em moinhos do tipo batch, de modo que a liberação do íon ferro a partir dos corpos moedores é diferente na usina, dependendo do revestimento do moinho, meio de moagem e de outros fatores. Além disso, como o moinho de laboratório é fechado, não acontece uma suficiente aeração na polpa. Esses fatores possuem um profundo efeito sobre as condições físico-químicas da polpa, especialmente nos sulfetos, que consomem grandes quantidades de oxigênio (**Suttill, K.R**., 1990, ref. **21**).

CUSTOS DE INVESTIMENTO E DE OPERAÇÃO

Além dos benefícios observados nos pontos anteriores, em relação à moagem em circuito aberto com baixo enchimento de corpos moedores (liberação, resultados metalúrgicos, etc.), na **Tabela 03** é mostrado um exemplo de avaliação entre ambos sistemas (fechado vs. aberto), de acordo com o **Modelo Operacional**, para um processo de moagem de sulfetos de Cobre (**3**,**6**). A simulação é bastante conservadora, pois não considera as vantagens metalúrgicas da operação em circuito aberto e, como mostrado em Tabela 01, o critério utilizado foi o de menor produção para manter o mesmo P80 do produto moído.

Tabela 03 – Avaliação das Alternativas de Moagem para Projeto de Cobre (**3**,**6**)

Item	FECHADO CLÁSSICO (BASE DO PROJETO)	CARGA CIRCULANTE OTIMIZADA (*)	ABERTO OTIMIZADO (*)
Nº de Moinhos	6	6	7
Dimensões (D,L, em pés)	16,5' x 31,3'	16,5' x 31,3'	16,5' x 30,2'
Consumo Neto Específico de Energia, kWh/ton	16,89	16,43	14,73
Potencia Aplicada, HP	5.048	4.912	3.773
Potência Total Aplicada, HP	30.288	29.472	26.411
Enchimento de Bolas, % Vol.	40	40	22,1
Carga Circulante, %	350	85	"Zero"
Investimento Total, US$ Mil	37.730	35.566	36.140
Custo de Operação, US$/ton	1,88	1,69	1,50
Custo de Produção, US$/ton (inclui o custo financeiro)	2,39	2,16	1,99

(*) Simulado pelo Modelo Operacional

Para um projeto que pretende processar 9 milhões de toneladas por ano, a economia operacional (energia, água e aço), ainda sem considerar os outros benefícios posteriores na flotação, atinge US$ 3,6 milhões/ano (equivalente a quase 2% de recuperação de Cobre). Como é comum nessas avaliações, o sistema convencional foi prejudicado ao utilizar como base o sistema clássico fechado com alto enchimento (**3**,**6**). O circuito fechado de moagem é, sem dúvida, um dos maiores mitos tecnológicos da mineração.

ABRA O SEU MOINHO

O **Modelo Operacional** sugere uma metodologia prática para examinar a eficiência geral do circuito fechado e a possibilidade de abri-lo (o modelo dispõe de software específico). Mediante indução matemática é possível demonstrar que a carga circulante é: **C** = (1-**E**) / **E**, onde: **E** = **Em** x **Ec**, e corresponde à eficiência geral do sistema, em função da eficiência do moinho (**Em**) e do classificador (**Ec**), eficiência que é medida com base na produção de partículas prontas, abaixo do P80.

Exemplo

A **Tabela 04** foi levantada com dados operacionais para um moinho de bolas de 16,5 x 25 pés, com 38% de enchimento, tratando minério de Cobre. O balanço global de massa determinou a porcentagem de carga circulante total e o critério de eficiência foi baseado na malha 100 mesh, próxima do P80 do produto.

Tabela 04 – Exemplo de Aplicação

TESTE	ALIMENTAÇÃO (% + 100#)	PRODUTO (% +100#)	PRODUÇAO (ton/hora)	C Total, %	E_m'	E_c'	E'	C 100# (%)	C 200# (%)
01	90,4	21,9	205	94	0,493	0,816	0,442	149	255
02	90,1	21,3	198	261	0,379	0,576	0,260	359	567
03	87,9	18,9	201	304	0,380	0,528	0,244	398	614
04	90,8	20,8	202	429	0,315	0,476	0,180	567	914

Da Tabela podem ser extraídas as seguintes conclusões:

- Como comprovado diversas vezes, não existe aumento real de produção junto com o aumento da carga circulante, contrariando outro paradigma da mineração.
- Devido à maior gravidade específica do minério de Cobre em relação à ganga, este se concentra no *underflow* do ciclone (na carga circulante), principalmente nas frações mais finas, como mostrado na avaliação da malha 200#, cuja fração possui maior recirculação.
- Os hidrociclones se aproximam da sua eficiência absoluta em aberto (E_c = 0,9) para baixas cargas circulantes.
- Os valores de E_c' e de E_m' são obtidos a partir da análise granulométrica dos produtos (que não são apresentados neste aplicativo). Por exemplo, para o primeiro teste, com 94% de carga circulante:

$$E_c' = \frac{\%\text{ - 100\# (overflow)}}{\%\text{ - 100\# descarga moinho x 1,94}} = \frac{78{,}07}{49{,}33 \times 1{,}94} = 0{,}816$$

Do mesmo modo, E_m' = Fração -100# na descarga do moinho = 0,493;

$$E' = \frac{0{,}493 \times 0{,}816}{1 - 0{,}493\,(1 - 0{,}816)} = 0{,}442$$

- Na própria usina, o leitor pode tentar mudar a carga circulante (reduzir a quantidade de ciclones, apertar o Apex, etc.), atingir o Estado Estacionário, amostrar, e construir a Curva $\mathbf{E_c}$' vs. **C**, na malha estudada, como mostrado na **Figura 03**, que corresponde aos valores do exemplo. Nossa sugestão é procurar pontos próximos da zona onde $\mathbf{e_c}$ se aproxima de 90%, o valor teórico ideal.

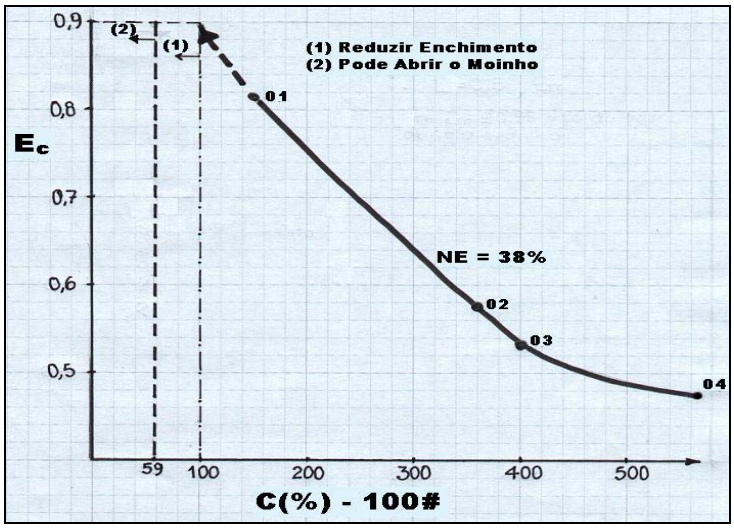


Figura 03 – Eficiência do Hidrociclone

Para menor enchimento do moinho é esperada uma menor carga circulante, até um mínimo de 39%: **C** = 0,39 = (1-**E**) / **E**; portanto **E** = 0,72. Além disso, **E** = $\mathbf{E_m}$ x 0,9 = 0,72; de onde $\mathbf{E_m}$ = 0,80 (P80 atingido em aberto). O leitor pode observar que, ao fechar o moinho para $\mathbf{E_m}$ = 0,80 (o qual não seria preciso), estamos incorporando 10% de ineficiência do hidrociclone dentro do sistema, criando uma zona morta, como ilustrado na **Figura 04**, equivalente a 39% de massa reciclada apenas por ineficiência e não por necessidade de processo. Para um tipo de classificador menos eficiente ($\mathbf{E_c}$ < 0,9) a zona morta é maior.

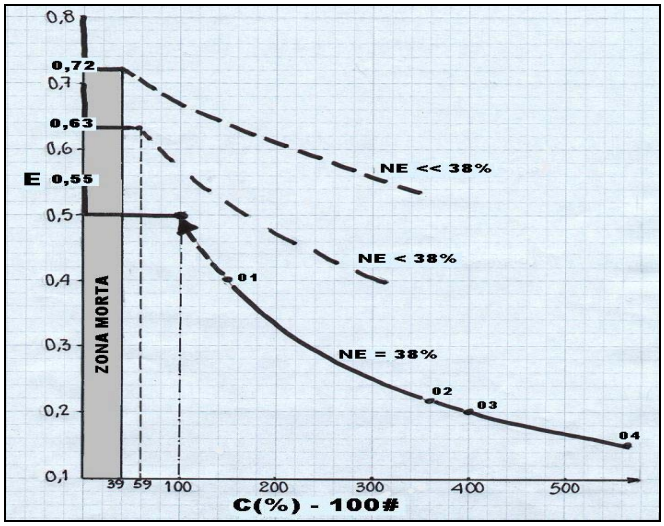


Figura 04 – Eficiência da Moagem

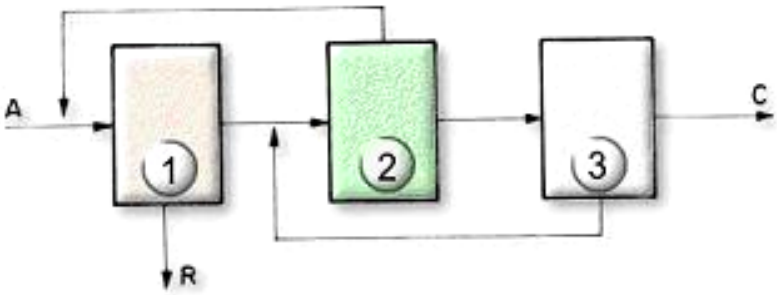
Além disso, como já comentado, a moagem em circuito aberto não precisa atingir o mesmo P80 do sistema fechado. Deste modo, talvez com $\mathbf{E_m'}$ = 0,7 (na malha de referência) seja possível obter em circuito aberto a **mesma liberação** do minério obtida pelo circuito fechado, com $\mathbf{E_m}$ = 0,8 (P80). Para esse valor resulta: **E** = 0,7 x 0,9 = 0,63 e, portanto: **C** = 100 x (1-0,63) / 0,63 = 59. Se a Curva da Figura 1.6.3 atingir o Ponto: **C** = 0,59 e $\mathbf{E_c}$ = 0,9, para o exemplo, então poderíamos abrir o moinho e eliminar totalmente a carga circulante.

RECOMENDAÇÕES

Um novo modelo foi desenvolvido na área de tratamento de minérios: o chamado **MODELO OPERACIONAL.** Os conceitos introduzidos por esse modelo, já sintetizados em programa de computador, permitem: o cálculo de dimensionamento de moinhos novos; a análise de aproveitamento de moinhos existentes (disponíveis para o projeto) e a otimização de equipamentos em operação.

CARGA CIRCULANTE "ZERO": A LIBERTAÇÃO DA MOAGEM E DE OUTRAS OPERAÇÕES DE BENEFICIAMENTO MINERAL. PARTE III: FLOTAÇÃO

Yovanovic A.P.
Engenheiro Civil - Químico, Universidad del Norte, Chile (1973).
Consultor Especialista em Otimização e Controle de Processos Minerais
Rua Grajaú 177 A, Bairro Anchieta, Belo Horizonte, MG. CEP 30.310-480
Fone (31) 3221 7667. ayovanovic@uai.com.br



A Concentração de Massa por Flotação, comumente chamada apenas de “Flotação”, é a operação unitária de beneficiamento de minérios que apresenta o maior desencontro entre a prática industrial e os seus aspectos teóricos. Modernos e sofisticados equipamentos de controle automático confrontam-se com um processo que, paradoxalmente, é considerado ainda “**uma arte**” pelos autores mais especializados. A síndrome do “circuito fechado”, inteligente ferramenta de incremento nas vendas de equipamentos, é aplicada na flotação com o nome de “Scavenger”. No caso da flotação direta, esse circuito significaria dar uma segunda oportunidade ao rejeito de tornar-se Concentrado. Na prática, o volume útil desse circuito é normalmente da mesma magnitude que o próprio Rougher, ou seja, quase 30% de equipamentos adicionais dentro da usina, incrementando desnecessariamente o tamanho do prédio e as necessidades de bombeamento. Experiências da aplicação do **Modelo Operacional** têm demonstrado o efeito inócuo do Scavenger naqueles circuitos que não possuem operação de remoagem do produto recirculado. Além disso, foi possível comprovar uma redução de quase 30% no consumo de espumante ao operar o circuito sem o Scavenger (**26**). A realimentação do rejeito do circuito de limpeza no circuito Rougher, chamada de circuito SIMPLEX, também constitui uma carga circulante e sua utilização é prejudicial para o processo. As vantagens da carga circulante "zero" são discutidas à luz do **MODELO OPERACIONAL**, criado por Alexis Yovanovic em 1987 para interpretar os processos de tratamento de minérios em geral. Este texto corresponde à Terceira e última parte de uma série sobre o tema. O leitor pode consultar também, na Área Temática de Cominuição, as **Partes I e II**, que tratam da britagem e da moagem, respectivamente.

INTRODUÇÃO

Duas situações típicas de utilização de carga circulante acontecem comumente na flotação (Concentração de Massa por Flotação), como ilustrado na **Figura 01**. O circuito Scavenger retorna mistos pobres, sem remoagem, à alimentação da etapa principal onde avança o fluxo de concentrado para o circuito Rougher (carga circulante **cs**). O circuito chamado de Simplex retorna o rejeito (lavagem) das etapas de limpeza para o circuito Rougher (carga circulante **rc**), argumentando, como o nome sugere, uma simplificação, que não acontece na prática, do processo através da produção de um único rejeito principal.

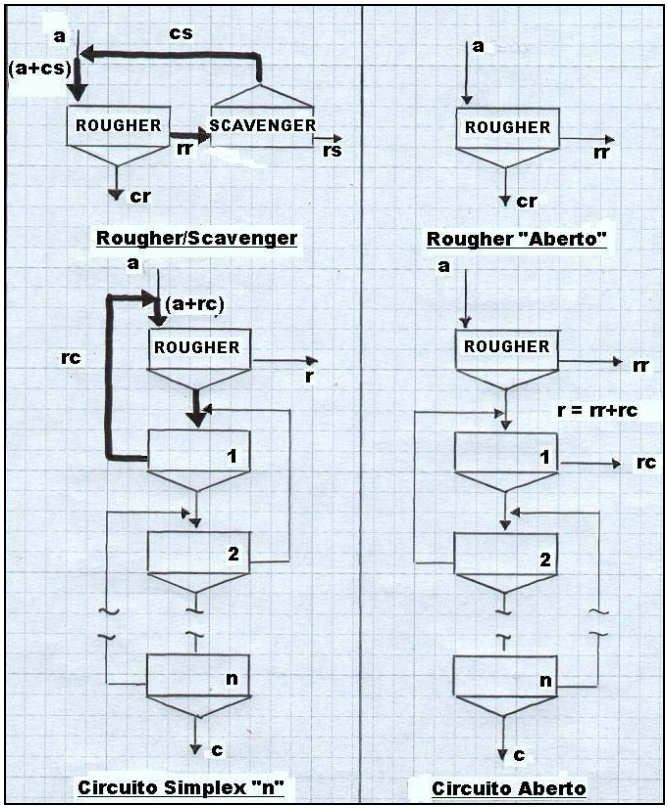


Figura 01 – Carga Circulante na Flotação

A polpa que transita em contracorrente entre as etapas de limpeza não é considerada como "carga circulante", pois ela constitui o fluxo de lavagem da polpa concentrada, que retira do concentrado final os mistos muito pobres e a ganga hidrofílica arrastada na operação Rougher. Circuitos de baixa seletividade e/ou que precisam de alto teor no concentrado final devem utilizar uma maior quantidade de etapas de limpeza.

Diversas opções de circuito são observadas na prática industrial, utilizando as alternativas básicas mostradas na Figura 01. Estas opções, como é sabido, não possuem ainda uma adequada justificativa científica, por exemplo: scavenger de Cleaner, Cleaner de scavenger, Simplex com scavenger de Rougher, etc. A remoagem de produtos intermediários ou mistos (middlings) melhora as condições de seletividade da polpa realimentada, de modo que a sua recirculação não é questionada no presente Artigo.

CIRCUITO SCAVENGER

Yovanovic e outros (**22-26**) já têm apresentado exemplos aplicativos demonstrando o efeito inócuo (em termos metalúrgicos) do circuito scavenger, quando os produtos reciclados não são remoídos, além do maior custo de operação. Na prática industrial, o volume utilizado nesse circuito duplica desnecessariamente o tamanho da etapa Rougher, aumentando os investimentos e os custos de operação (energia, reagentes, bombeamento, etc.) na recirculação de massa. Foi possível comprovar uma redução de quase 30% de espumante ao operar sem o circuito scavenger (**26**). Pela variabilidade do fluxo **cs** (teor, fluxo mássico, densidade, etc.) a operação fica sem referência nem controle, de modo que não é possível extrapolar com segurança as conclusões obtidas em experiências de laboratório, tão necessárias para o controle químico do processo. O controle operacional fica aleatório e pouco quantificável nas suas avaliações. Na **Figura 02** é ilustrado o procedimento criado pelo **Modelo Operacional** para o scale-up a partir do laboratório, e que corresponde à expressão gráfica da 1ª Lei do modelo aplicado à flotação, a qual estabelece que, para um tempo de residência não inferior ao necessário para acontecer o fenômeno natural de flotação ($t_r > t_f$), a Recuperação é função da Razão de Concentração de Massa (**R** = f[**Rcm**]).

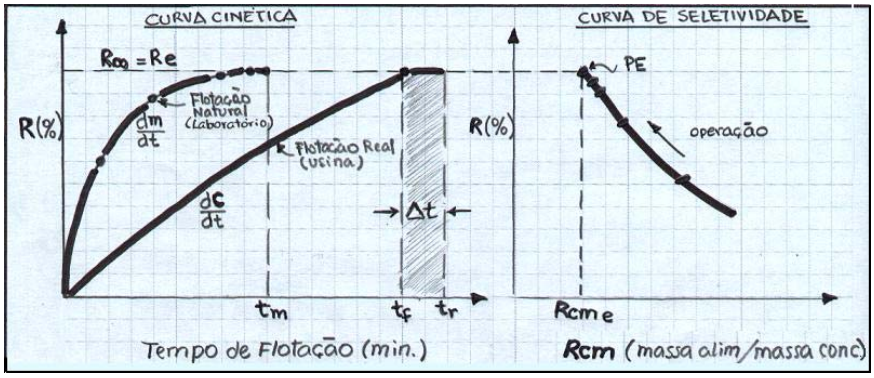


Figura 02 – Primeira Lei do Modelo Operacional (Scale-Up)

Para uma melhor compreensão da Figura 02 faremos as seguintes definições:

- **Re** = **Roo** : Recuperação de Equilíbrio do Rougher, onde a última alíquota de massa concentrada possui teor igual ao teor de alimentação **a**.
- t_r : Tempo de residência efetivo no circuito Rougher, em estado estacionário, min.
- t_f : Tempo mínimo de flotação em estado estacionário (t_f = 2 a 2,2 vezes t_m, critério prático).
- t_m: Tempo de flotação de laboratório, de equilíbrio, onde é obtida a igualdade **Re** = **Roo**.

O **Modelo Operacional** tem comprovado que a Curva de Seletividade construída com dados reais do Rougher é idêntica à produzida no laboratório, para tr > t_f. Ou seja, os diferentes regimes de transferência de massa da fase polpa para a espuma (d**m**/dt e d**C**/dt) transitam pela mesma Curva de Seletividade, de modo que a recuperação do Rougher é função da massa retirada pelo operador como concentrado e o Ponto de Equilíbrio **PE** pode ser definido no laboratório e logo induzido pelo operador na usina industrial.

Abra o Seu Circuito Rougher

Para comprovar o efeito inócuo do Scavenger o **Modelo Operacional** propõe uma simples experiência para ser executada em usinas que operam com essa carga circulante:

1.- Traçar no laboratório a Curva de Seletividade (utilizar polpa da usina, correspondente ao fluxo **a** da Figura 01), com um mínimo de 05 alíquotas de concentrados parciais.

2.- Calcular a recuperação e a **Rcm,** na usina, do circuito fechado Rougher/Scavenger, da forma:

$$R_{rs} = \frac{a - rs}{cr - rs} \cdot \frac{cr}{a} \qquad Rcm = \frac{\text{massa } a}{\text{massa } cr} = \frac{cr - rs}{a - rs}$$

3.- Verificar a localização do ponto de operação real da usina (**Rrs**, **Rcm**) dentro da Curva de Seletividade. Se esse ponto estiver dentro da Curva, pode eliminar o circuito Scavenger e libertar o Rougher da carga circulante.

Alguns cuidados devem ser tomados nessa avaliação:

- O circuito atual da sua usina é muito provável que esteja fora do seu ponto ótimo de operação ($R_e \neq R_{oo}$) e isso merece um outro estudo de otimização de reagentes e/ou de liberação, mas, para fins comparativos, se você utilizou a polpa representativa de alimentação ao circuito (polpa **a**), a Curva de Seletividade é suficiente para resolver o destino do Scavenger.
- Calcular o tempo de residência efetivo do Rougher, considerando a carga circulante e verifique se $t_r > t_f$.
- Para essa avaliação, o circuito Rougher não pode receber outros fluxos, por exemplo, **rc**, proveniente do sistema Simplex. A avaliação proposta é válida apenas para comparar os circuitos básicos com ou sem Scavenger, como ilustrado na parte superior da Figura 01.

CIRCUITO SIMPLEX

O sistema chamado de Simplex, como ilustrado na Figura 01, também prejudica o controle operacional do circuito Rougher, nesse caso com piores conseqüências que as criadas pelo Scavenger:

1.- O Rougher perde o scale-up com o laboratório mediante a Curva de Seletividade, e a alimentação composta (**a**+**rc**) prejudica muito a seletividade dessa etapa.
2.- São misturados dois subprocessos diferentes, flotação e concentração, prejudicando a performance de ambos:

- Flotação Natural: Captura e transporte da fase polpa para a fase espuma, própria da etapa Rougher (aspectos químicos, scale-up do laboratório, relação com a moagem/liberação, recuperação de equilíbrio R_e em Rougher diferente da recuperação de equilíbrio R_{oo} pretendida nos Cleaners, etc.).
- Concentração: Limpeza do concentrado na fase espuma (gradiente de hidrofobia, aspectos operacionais, equilíbrio das etapas, aproximação ao equilíbrio, etc.).

Metodologia de Avaliação

No item anterior foi apresentado o procedimento de avaliação do Rougher (flotação natural). Para o caso do circuito Simplex, a etapa Rougher se encontra erradamente na bateria de etapas em contracorrente do circuito de concentração (limpeza), devendo assumir os dois papeis (flotar e concentrar). Para o subprocesso de Concentração o Autor apresenta, neste mesmo Congresso, a metodologia para avaliar a flotação como uma operação unitária de transferência macromolecular de massa. Nesta original abordagem, é traçada a Curva de Equilíbrio entre as fases polpa e espuma e a Linha de Operação do processo.

A Curva de Equilíbrio pode ser traçada com experiências muito simples em bancada, e corresponde à distribuição do equilíbrio entre as fases polpa e espuma no ponto de exaustão ($\mathbf{R_{oo}}$). A operação real das usinas pode trabalhar muito perto dessa curva, usina bem arranjada e bem operada ou longe dela, quando é mal operada, com baixa eficiência das etapas ($\mathbf{R} << \mathbf{R_{oo}}$). Numa usina, a Linha de Operação é traçada entre os dois extremos do processo em contracorrente:

- Circuito Aberto: concentrado Rougher **cr** e rejeito Cleaner **rc**, por um lado, e o concentrado final **c** pelo outro lado da coluna teórica de absorção macromolecular.
- Circuito Simplex: Alimentação **a** e Rejeito **r**, por um lado, e o concentrado final **c** pelo outro.

Aplicação

Para um determinado projeto de flotação de Cobre (**27**), diversos circuitos de flotação foram testados em usina piloto, entre eles o Simplex escolhido, inclusive, como circuito base para o projeto industrial (**28**) e o circuito aberto Convencional. O presente exemplo de aplicação considera a comparação entre três alternativas:

A – Simplex 4: Rougher + 4 Cleaners
B – Simplex 3: Rougher + 3 Cleaners (otimização parcial)
C – Aberto Convencional: Rougher e 3 Cleaners, em separado.

As Curvas de Contato real entre as fases são traçadas de acordo com os balanços de massa dos circuitos testados, cujos dados são mostrados em **Tabela 01**.

Tabela 01 – Avaliação de Circuitos de Flotação

FLUXO	Teores e Recuperação (% Cu)								
	SIMPLEX 4			SIMPLEX 3			ABERTO		
	c	r	R	c	r	R	c	r	R
Rougher	8	0,26	-	11,6	0,23	-	4,8	0,12	-
Cleaner 1	15	7,4	85	28	7,4	51	19,2	0,5	85
Cleaner 2	23,4	13,6	74	35,1	17,8	73	29,5	5,0	93
Cleaner 3	33	22,8	16	39	27,6	74	36,7	9,4	92
Cleaner 4	40,5	30,5	31	-	-	-	-	-	-
R Total	**83,3 %**			**85,4 %**			**83,9 %**		
E Cleaners	**50 %**			**70 %**			**90 %**		

A avaliação foi feita para um teor médio de concentrado final de 38% Cu, em todas as alternativas, com um teor de alimentação de 1,5% Cu. Na **Figura 03** são apresentadas as Curvas de Contato e a avaliação gráfica de cada circuito. No caso do Simplex, a mistura do Rougher com os Cleaners faz apressar o circuito Rougher, transportando excesso de ganga nos concentrados e reduz a eficiência nos Cleaners (excesso de massa recirculada entre as etapas). Desta Figura podemos observar que:

- O circuito Simplex otimizado poderia operar com apenas 2 Cleaners (Simplex 2), desde que a eficiência dessas etapas aumente um pouco, dos atuais 70% para 75-80% em média de recuperação.
- O circuito convencional, com leve melhoria de eficiência, de 90% para 95%, precisaria de apenas duas etapas de limpeza.
- O excesso de etapas e de cargas circulantes e a baixa eficiência de contato nos Cleaners são problemas operacionais que independem da flotação natural; e o circuito Simplex 4 está mal operado.

CUSTOS DE INVESTIMENTO E DE OPERAÇÃO

O circuito Simplex 4, utilizado como referência de projeto, quando testado com outro tipo de minério, atinge uma recuperação bem superior: 86,3%(**28**), mas ainda não supera as vantagens do mesmo circuito semi-otimizado (Simplex 3) nem do Circuito Aberto Convencional, de longe o mais conveniente para o projeto, como mostrado em **Tabela 02**. No caso do exemplo, para uma capacidade anual de 9 milhões de toneladas ROM, a decisão de mudança de circuito poderia significar uma economia anual de quase US$ 5 milhões.

Tabela 02 – Avaliação Econômica de Alternativas de Circuito

Item	SIMPLEX 4		SIMPLEX 3 (1)	CONVENCIONAL (2)	
	PADRÃO	ESPECIAL		TESTADO	OTIMIZADO
Células de Flotação: m^3/tph	2,92	3,25	1,86	1,75	1,5
Coletor: g/ton	200	240	120	44	50
Espumante: g/ton	20	24	25	44	24
Custo de Produção: US¢/ton (3)	108,6	128,3	80,4	28,5	30
Recuperação, %	**83,3**	**86,3**	**85,4**	**83,9**	**85**
Custo Comparativo: US¢/ton (para 85% de Recuperação) (4)	**163**	**86,7**	**67,6**	**63,7**	**30**

(1) Otimização parcial (faltou concluir). Opção ainda com potencialidades de melhoria.
(2) O circuito testado não foi otimizado. A otimização é simulada com base no **Modelo Operacional**.
(3) Inclui o custo financeiro, energia elétrica, reagentes, etc.
(4) Custo nivelado para a mesma recuperação (considerando um premio ou castigo de US¢ 32/ton, por cada 1% de recuperação)

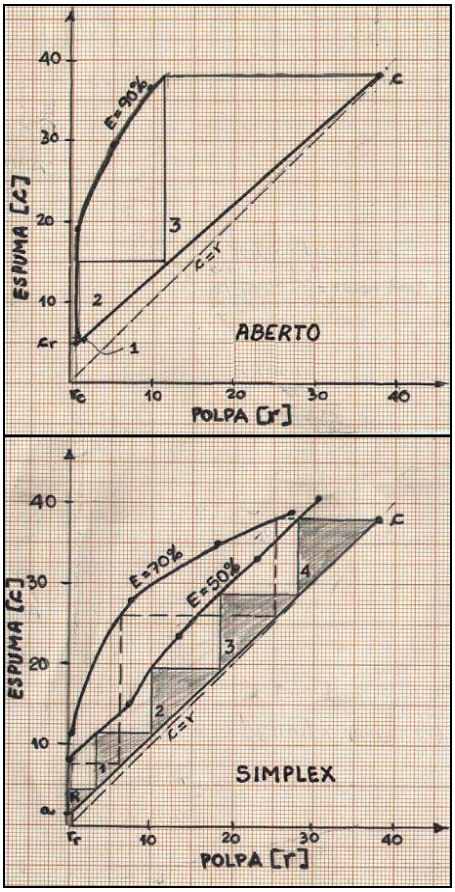


Figura 03 – Avaliação Gráfica dos Circuitos

CONCLUSÕES GERAIS DO ARTIGO

Até hoje, as operações unitárias mais importantes na área de beneficiamento de minérios – moagem e flotação – são consideradas, direta ou indiretamente, como "artes" pelos maiores especialistas dentro da comunidade cientifica mundial.

O grande vazio existente entre os fundamentos teóricos e a prática dessas operações unitárias tem sido preenchido, durante quase um século, pela utilização de inúmeros mitos tecnológicos ou paradigmas. Esses paradigmas correspondem a determinadas fórmulas empíricas, tabelas indicadas nos catálogos dos fabricantes, fatores de "correção" e até algumas "dicas" tradicionalmente utilizadas na indústria mineral. Em diversos trabalhos feitos há algum tempo pelo Autor (**29-33**), são apresentados os mitos tecnológicos mais comuns na área de tratamento de minérios, onde o circuito fechado é um dos mais importantes. Esses mitos fazem parte de uma série de mais de 30 "fatores de inviabilidade", que durante décadas têm inibido o desenvolvimento técnico e econômico dos paises em desenvolvimento. Aspectos tais como a utilização generalizada de circuitos fechados, têm contribuído para que um país como Brasil chegue a utilizar cerca de 43% a mais do investimento que qualquer país desenvolvido, além de 17% a mais de custo operacional.

Informações coletadas por **Fuerstenau D.W**. (**34**) são resumidas na **Tabela 03**, e mostram como as "novas tecnologias" têm contribuído para que grandes usinas, com grandes e modernos equipamentos, consumam mais água e energia que as antigas usinas "pé de boi", com equipamentos locais, quando ainda predominava o bom senso na prática mineral.

Tabela 03 – Usinas de Moagem e de Flotação, EEUU

Ano	Nº Usinas	Capacidade, 10^6 t	Água, m^3/t	Energia, kWh/t
1960	202	179,9	4,67	17,8
1970	240	367,7	5,02	16,15
1985	**179**	**383,5**	**9,35**	**20,23**

Na opinião do Autor deste Artigo, a forte elevação dos custos operacionais de energia elétrica deve-se, em grande parte, à forte penetração comercial dos sistemas semi-autógenos de moagem e, também, ao alto enchimento observado nos moinhos convencionais, normalmente por sugestão de fabricantes de corpos moedores. O elevado consumo de água deriva do excesso de diluição em polpas e do uso de circuitos fechados de moagem, onde o overflow do hidrociclone, que alimenta o processo de flotação, fica extremamente diluído quando aumenta a carga circulante do moinho. Esses e outros mitos tecnológicos devem ser enfrentados por laboratórios de pesquisa tecnológica, universidades, empresas de consultoria e, principalmente, pelas próprias empresas de mineração, as quais precisam questionar as suas operações e abrir espaço para a aplicação de novas idéias, objetivando desmistificar a tecnologia mineral (**35-38**). Dentro dessa filosofia foi desenvolvido o **Modelo Operacional**.

Maiores detalhes solicitar ao Autor.

Alexis P. Yovanovic
MODELO OPERACIONAL
Otimização e Controle de Processos Minerais
Tel.: (31) 3221-7667 Belo Horizonte / MG. Brasil.
E-mail: ayovanovic@uai.com.br

REFERÊNCIAS

(1) Nordberg Process Machinery – Reference Manual, First Edition, May 1976.
(2) YOVANOVIC A.P., Experiência pessoal como General Mill Foreman do Concentrador Colon (30.000 ton/dia). El Teniente, Chile, 1975/1976.
(3) YOVANOVIC A.P. e CONSTANTIN M. – Análise Comparativa de Sistemas de Cominuição, Projeto Cobre Salobo. SUTEC/CVRD. Novembro 1987.
(4) YOVANOVIC A.P., Consultoria para Projeto Nióbio Tapira. SUTEC/CVRD, 1988.
(5) MULAR A.L. e BHAPPU R.B. – **SME Mineral Processing Plant Design**, 2ª edição, N. York, 1980.

(6) YOVANOVIC A.P. e MOURA H.P. – Moagem Convencional ou Semi-Autógena? Análise Técnica e Histórica desta Disputa Tecnológica. In: III ENCONTRO DE HEMISFÉRIO SUL SOBRE TECNOLOGIA MINERAL / XV ENTMH, São Lourenço, MG, Setembro, 1992. Anais do Congresso, 1992.

(7) YOVANOVIC A.P. – Nova Concepção Macrofenomenológica da Cominuição em Moinhos de Bolas. Apresentado ao 1º Seminário de Tecnologia da CVRD. SUTEC/CVRD, 1990, Não Publicado.

(8) YOVANOVIC A.P. e MOURA H.P. – Novo Modelo Matemático da Moagem em Moinhos de Bolas. In: 5º SEMINÁRIO DO IBRAM DE COMPUTAÇÃO APLICADA À MINERAÇÃO, Agosto 1991, Belo Horizonte. Anais do Congresso. 1991.

(9) YOVANOVIC A.P. e MOURA H.P. – A New Macrophenomenological Concept of Comminution in Balls Mills. In: XVIII INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, May 1993, Sidney, Australia, pp. 1363-1368, May 1993.

(10) NOMURA S. e TANAKA T. – Analysis of Mill Capacity Using a Theoretically Derived Selection Function Applied to Ball and Hardgrove Mills. **Powder Technology**, 58 (1989), pp. 117-124.

(11) AUSTIN L.G., KLIMPEL R.R., LUCKIE P.T. e ROGERS R.S.G - **SME-Design and Installation of Comminution Circuits**. New York: Mular e Jergensen (Eds.), 1982. Capítulo 19: Simulation of Grinding Circuits for Design.

(12) AUSTIN L.G., KLIMPEL R.R. e LUCKIE P.T. – **Process Engineering of Size Reduction: Ball Milling**, AIME, 1984.

(13) WEISS N.L. (Editor) – **SME Mineral Processing Handbook**. New York: AIME, 1985.

(14) DRUMOND M.R., Experiência pessoal: Otimização Moagem da usina Maria Preta. CVRD, 1990.

(15) LEWIS F.M. – The Remarkable Case of the Copperhill Ball Mill. **Engineering and Mining Journal,** Vol. 154 No 6, pp. 86-89, June 1953.

(16) FORSUND B., NORKYN I., SANDVIK K.L. e WINTHER K. – Sydvarangers 6,5 M Diameter x 9,65 M Balls Mills. In: XVI INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, edited by E. Forssberg. Elsevier Science Publishers B.V., Amsterdam, 1988, pp. 171-183.

(17) MYERS J.F. – Non-Cataracting Ball Mill Study.... **Engineering and Mining Journal,** Vol. 158 No 3, pp. 98-103, March 1957.

(18) Redação da Revista E&MJ, Coleta de Opiniões sobre o tema: Copperhill Story Stirs Thinking on Grinding. **Engineering and Mining Journal**, Vol. 154 No 9, pp. 80-83 e pp. 202, Sept. 1953.

(19) MALGHAN S.G. – Treatment Methods for Difficult-to-float Copper Porphyry Ores. **Mining Engineering**, Sept. 1986, pp. 905-910.

(20) Mc IVOR R.E. e FINCH J.A. – A Guide to Interfacing of Plant Grinding and Flotation Operations. **Minerals Engineering**, Vol. 4 (1), pp. 9-23, 1991.

(21) SUTTILL K.R. – Why Are We Content With Ninety Percent? **E&MJ**, Nov. 1990, pp. 26-29.

(22) YOVANOVIC A.P. – O Modelo Operacional: Nova Interpretação Macrofenomenológica para Operações Unitárias na Área de Tratamento de Minérios. Relatório Pessoal, 1987.

(23) YOVANOVIC A.P. e DRUMOND M.R. – Recuperação de Finos de Minério de Ferro – Modelo Operacional Aplicado à Concentração de Massa por Flotação. In: VI SEMANA DE ESTUDOS MINEIROS UFOP, Universidade Federal de Ouro Preto, Outubro de 1988.

(24) YOVANOVIC A.P., FREITAS L.R. e DRUMOND M.R. – Concentração de Massa por Flotação: Análise Prática Conforme o Modelo Operacional. Apresentado ao 1º Seminário de Tecnologia da CVRD. SUTEC/CVRD, 1990, Não Publicado..

(25) YOVANOVIC A.P. e FREITAS L.R. – An Operational Model for Froth Flotation: Application to the Copper Industry. In: COPPER 91/COBRE 91 INTERNATIONAL SYMPOSIUM. Ottawa, Canada, 1991. Volume II, pp. 439-451.

(26) YOVANOVIC A.P., ARAÚJO F.F.S. e DRUMOND M.R. – Concentração de Massa por Flotação: O Caminho das Massas. In: III ENCONTRO DE HEMISFÉRIO SUL SOBRE TECNOLOGIA MINERAL / XV ENTMH, São Lourenço, MG, Setembro, 1992. Volume FLOTAÇÂO, pp. 350-368.

(27) YOVANOVIC A.P. – Projeto Cobre Salobo: Análise do Processo de Flotação. Relatório Final de Consultoria, SUTEC/CVRD, Abril 1988.

(28) PEREIRA C.E., PERES A.E.C. e BANDEIRA R.L. – Salobo Copper Ore Process Development. In: COPPER 91/COBRE 91 INTERNATIONAL SYMPOSIUM. Ottawa, Canadá, 1991. Volume II, pp. 133-144.

(29) YOVANOVIC A.P. – A Tecnologia Mineral e o Desenvolvimento Econômico dos Países Latino-Americanos. **Revista Escola de Minas-REM**, Imprensa Universitária, UFOP. Volume 44, No 2,1991,pp. 89-94.

(30) YOVANOVIC A.P. - Como Melhorar a Viabilidade dos Projetos de Mineração na América Latina. Trabalho-Diagnóstico para a CVRD. Relatório interno SUTEC/CVRD. Janeiro 1989.

(31) YOVANOVIC A.P. - Tecnologia, Mito que Vende (I). **Jornal Mineração Hoje**, 5, Nov 1989, pp.6.

(32) YOVANOVIC A.P. - Tecnologia, Mito que Vende (II). **Jornal Mineração Hoje**, 6, Dez 1989, pp.6.

(33) YOVANOVIC A.P. – Uma Nova Abordagem à Tecnologia Mineral: O Modelo Operacional. **Revista Minérios**, 167, Abril 1991, pp. 26-33.

(34) FUERSTENAU D.W. – Flotation Science and Engineering Advances and Challenges. In: XVI INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, edited by E. Forssberg. Elsevier Science Publishers B.V., Amsterdam, 1988, pp. 63-80.

(35) PAIXÃO M.J. – Promover Tecnologia (entrevista). **Revista Brasil Mineral**, 84, Dez 1990, pp. 24-26.

(36) CHAVES A.P., Entrevista Pessoal. **Revista Brasil Mineral**, Jan 1989.

(37) VILLAS BOAS R., Entrevista Pessoal. **Jornal Gazeta Mercantil**, 07 de Março 1989.

(38) YOVANOVIC A.P.e FREITAS L.R. – Pesquisa e Desenvolvimento em Processamento de Minérios. Apresentado ao 1º Seminário de Tecnologia da CVRD. SUTEC/CVRD, 1990, Não publicado.