

CIRCUITOS DE BENEFICIAMENTO DE MINÉRIO FOSFÁTICO OPERANDO EM SÉRIE: UMA ALTERNATIVA À REMOAGEM

**BARROS, L.A.F.¹, JATOBÁ, T.L.A.², RESENDE, A.M.³, DELBONI JR., H.²,
GOMES, W.L.²**

¹ Consultor Sênior

² Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, Departamento de Engenharia de Minas
e Petróleo

³, Engenheiro de Minas, NewSteel

RESUMO

Ferramentas de modelagem e simulação foram utilizadas para estimar vazões, porcentagens de sólidos e distribuições granulométricas em duas usinas independentes de processamento de minério fosfático. Estas duas usinas, originalmente, operavam em paralelo, processando minério apatítico micáceo, com vazões médias de sólidos de 470 t/h e 301°t/h, respectivamente. Uma alta presença de partículas grossas, não liberadas, foi observada no fluxo de rejeito da flotação *rougher*, o que motivou o estudo para alternativas de remoagem do mesmo. Campanhas de amostragem industrial foram criteriosamente conduzidas, em ambas as usinas, e modelos de cominuição e classificação foram calibrados no software JKSimMet. A flotação foi simulada a partir de curvas de recuperação mássica e metalúrgica por fração granulométrica obtidas de análises de dados históricos de análises granuloquímicas.

Simulações foram então realizadas, conectando os modelos calibrados em uma configuração em série, com uma usina processando 470 t/h de minério micáceo e a outra processando 159 t/h de sólidos do rejeito *rougher* da primeira usina, mais 156 t/h de alimentação nova. Após a simulação, testes industriais com a configuração em série foram realizados. Os resultados da simulação apresentaram 10,3% de recuperação mássica e 31,0% de recuperação de P₂O₅, a um teor de 34,5% de concentrado fosfático. Após a evolução dos testes industriais, os dados foram balanceados e os resultados foram iguais a 10% de recuperação mássica, 32% de recuperação metalúrgica e 34% de teor de P₂O₅, refletindo uma alta aderência entre os dados amostrados e os simulados.

Comparando as configurações em série e em paralelo, a primeira elevou a recuperação mássica em 32% e a recuperação metalúrgica em 30%. A configuração de processamento em série foi considerada promissora como alternativa à remoagem, em usinas com mais de um circuito operando originalmente em paralelo, e nos quais se observe falta de liberação em etapas de concentração.

PALAVRAS-CHAVE: Simulação, modelagem, remoagem.

ABSTRACT

Modelling and simulation tools were used to estimate flow rates, solids percentage and particle size distribution of two independent phosphatic ore processing plants. These two ore dressing plants originally operated in parallel processing a micaceous phosphatic ore with average flow rates of 470 tph and 301 tph, respectively. When processing this micaceous ore, a high rate of gross particle were regularly observed at the apatite rougher flotation tailings, which motivated the study of alternatives for regrinding it. Based on the data from carefully planned and executed sampling campaigns in the comminution, classification and concentration circuits of both plants, comminution and classification models of each plant were fitted using the software JKSimMet. The flotation was simulated using mass and metallurgical recovery curves as a function of particle size fractions obtained from historical data of the plant.

Based on those independent fitted models, a simulation where both plants were connected in series was performed, with one processing 470 tph of fresh feed and the other processing 159 tph of the first plant rougher tailings plus 156 tph of fresh feed. After simulation, industrial tests with the proposed configuration took place. For a specific micaceous ore the simulation results displayed an overall mass recovery of 10,3%, a P_2O_5 overall recovery of 31,0% and final concentrated P_2O_5 grade of 34.5%. As for the industrial tests these values were respectively 10,0%, 30,8% and 34,0%. Comparing the configuration in series with the original parallel setup, the first increased the overall mass recovery in 32% and the P_2O_5 overall recovery in 30%. Furthermore, given the outstanding simulation results when compared with the industrial testing, the model was validated and it is possible to use it in future process optimizations.

KEYWORDS: simulation; modelling, regrinding.

1. INTRODUÇÃO

O esgotamento de minério apatítico oxidado de uma operação de beneficiamento de fosfato forçou a inclusão, no plano de produção, de novos alvos de minério, estes com grande quantidade de material micáceo. Entretanto os índices de desempenho observados na operação com minério micáceo foram muito inferiores aos valores praticados sobre o minério oxidado, o que motivou uma análise detalhada e integrada do processo, visando aumentar as recuperações mássicas e metalúrgicas.

A operação é formada por duas usinas operando em paralelo, uma (A) com capacidade para processar 470 t/h de sólidos e a outra (B), 301 t/h. Ambos os circuitos possuem uma etapa de moagem em moinho de barras, que recebe material britado, seguida por separação magnética de baixa intensidade e pré-classificação, onde são removidos os finos naturais. Estes finos seguem para etapa de deslamagem e flotação em coluna dedicada a este material, devido à mineralogia diferenciada. Os grossos da pré-classificação alimentam a etapa de moagem em moinhos de bolas, em configuração reversa, com ciclones fechando o circuito. As usinas diferem na presença de uma etapa de remoção de ganga magnética posicionada na carga circulante do moinho, somente existente na usina B. O *overflow* da classificação alimenta a deslamagem de grossos, de onde o produto deslamado segue para flotação em células mecânicas. As lamas da deslamagem de grossos são, então, processadas em uma terceira bateria de deslamagem. O produto fino é flotado em colunas e as lamas seguem para a barragem de rejeito.

Análises sobre o processamento do material micáceo indicaram falta de liberação do produto apresentado à flotação de grossos, cuja contribuição percentual para o produto final é majoritária, cerca de 77% para a usina A e 88% para a usina B. Consequentemente, perdas significativas de P₂O₅ foram observadas no rejeito *rougher*, o que motivou a alteração descrita no presente trabalho: desviar o rejeito *rougher* da usina A (159 t/h) para compor, juntamente com 156 t/h de material novo, britado, a alimentação do moinho de barras da usina B, constituindo a aqui chamada configuração em série. Este trabalho resume as avaliações conduzidas e os principais resultados obtidos.

2. MATERIAIS E MÉTODOS

Campanhas criteriosas de amostragem industrial foram conduzidas em ambas as usinas. Porcentagens de sólidos, distribuições mássicas em 13 frações granulométricas e teores de P₂O₅, CaO, Fe₂O₃, SiO₂ e MgO, foram obtidos em laboratório. Ainda, ensaios para obtenção de *Work Index* de Bond, para moinhos de barras e de bolas, foram realizados.

De posse dos dados laboratoriais, foram realizados fechamentos de balanços mássicos e metalúrgicos utilizando algoritmos contidos no software JKSimMet 6.0.1, quais sejam, Quasi-Newton *algorithm, missing flow estimation and variable standard deviation reduction* (LYNCH, 1977). Os dados balanceados balizaram a etapa seguinte, de calibração de modelos matemáticos, ainda com o auxílio do software JKSimMet. Os modelos utilizados estão apresentados na Tabela 1, a seguir.

Tabela 1. Modelos utilizados.

Equipamentos	Modelos utilizados
Moinho de barras	Rod Mill (Lynch/Kavetsky)
* Separador magnético de baixa	Water & Solids 2-Way Splitter
Pré I	Nageswararao Cyclone
Pré II	Nageswararao Cyclone
Moinho de bolas	Ball Mill (Perfect-Mixing)
* Separador magnético - purga	Water & Solids 2-Way Splitter
HC 1 e HC 3	Nageswararao Cyclone
HC 8 e HC 7	Nageswararao Cyclone
HC 6 e HC 9	Nageswararao Cyclone

* A baixa porcentagem de material magnético no minério micáceo permitiu admitir que os fluxos não magnéticos têm a mesma distribuição granulométrica dos produtos magnéticos.

Os desempenhos das etapas de flotação foram estimados a partir das distribuições granulométricas e dos teores por fração de cada fluxo de alimentação, quais sejam, U/F da deslamagem de finos naturais, U/F da deslamagem de grossos e U/F da deslamagem de finos gerados. A partir de um conjunto histórico significativo de análises granuloquímicas, curvas de recuperação mássica e metalúrgica, em função do tamanho das partículas, foram atribuídas a cada uma das três etapas de flotação do circuito. A Figura 1, a seguir, ilustra as curvas obtidas para a flotação de grossos, em células mecânicas.

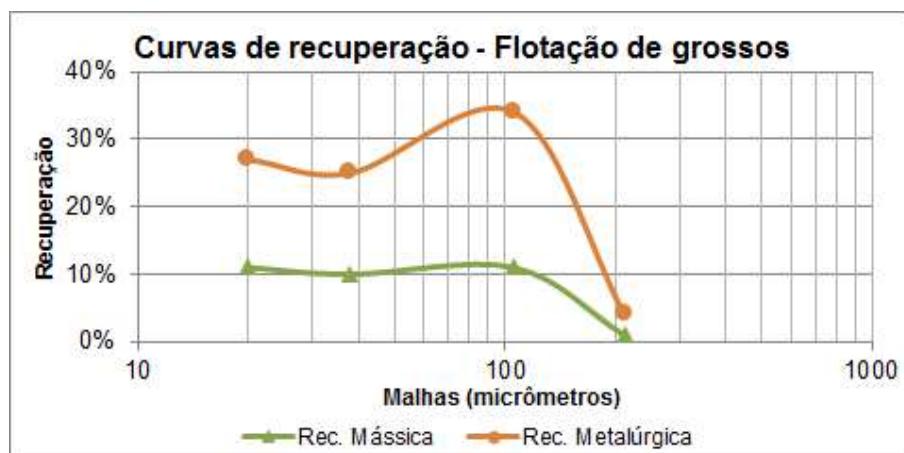


Figura 1. Modelo empírico para flotação - Curvas de recuperação.

3. RESULTADOS E DISCUSSÃO

A Figura 2, a seguir, apresenta o fluxograma de processo e os balanços mássicos obtidos no Caso Base para a usina A.

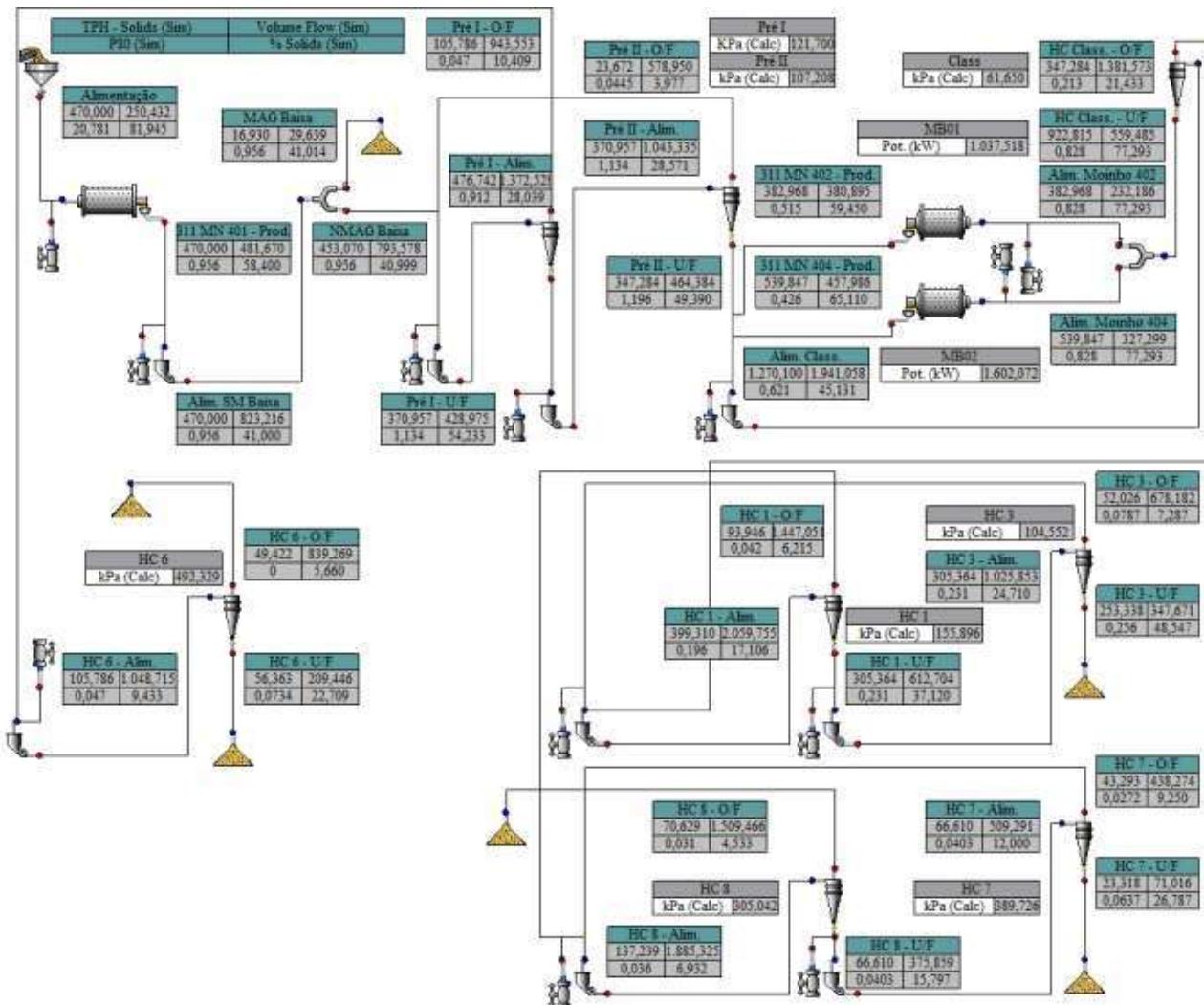


Figura 2. Caso Base – Usina A.

A usina B é similar à usina A, diferindo por possuir somente um moinho de bolas e uma etapa de purga de material magnético na carga circulante da moagem. A Tabela 2, a seguir, apresenta os resultados mássicos e metalúrgicos obtidos nos Casos Base das usinas A e B.

As recuperações mássicas das usinas A e B foram iguais a 7,6% e 8,1% respectivamente, enquanto que as recuperações metalúrgicas foram iguais a 23,4% e 24,2%. Estes baixos valores explicitam o desafio de processar este minério micáceo, com liberação fina e grande quantidade de finos naturais. Ainda, diferente do minério oxidado, a flotação de finos naturais do minério micáceo não resultou em ganho algum no processo, forçando o descarte deste material para a barragem de rejeitos.

Na Tabela 2, nota-se que os rejeito das flotações de grossos contêm cerca de 30% de todo o P₂O₅ alimentado às usinas, corroborando a possibilidade de atuação nestes fluxos do circuito.

Tabela 2. Casos Base – Usinas A e B – Resultados Globais.

Usina	Fluxo	Vazão t/h		Teor % P ₂ O ₅	Recuperação mássica %		Recuperação % de P ₂ O ₅	
		Sólidos	P ₂ O ₅		Flotação	Usina	Flotação	Usina
A	Alimentação da Usina	470	54,1	11,5	-	100	-	100
	U/F deslamagem de grossos	253,3	27,7	10,9	100	53,9	100	51,3
	Concentrado grosso	30,1	10,9	36,2	11,9	6,4	39,3	20,2
	Rejeito	223,2	16,8	7,5	88,1	47,5	60,7	31,1
	U/F deslamagem de finos	23,3	2,8	11,9	100	5,0	100	5,1
	Concentrado fino	5,4	1,7	32,2	23,0	1,1	62,3	3,2
	Rejeito	17,9	1,0	5,8	77,0	3,8	37,7	1,9
B	Concentrado Final	35,5	12,6	35,6	-	7,6	-	23,4
	Rejeito Total	434,5	41,4	9,5	-	92,4	-	76,6
	Alimentação da Usina	301	34,6	11,5	-	100	-	100
	U/F deslamagem de grossos	121,4	17,0	14,0	100	40,4	100	49,3
	Concentrado grosso	18,5	6,5	35,2	15,2	6,1	38,2	18,8
Global	Rejeito	102,9	10,5	10,2	85	34,2	62	30,4
	U/F deslamagem de finos	32,0	4,6	14,4	100	10,6	100	13,3
	Concentrado fino	5,9	1,9	31,2	18,5	2,0	40,2	5,4
	Rejeito	26,1	2,8	10,6	81,5	8,7	59,8	8,0
	Concentrado Final	24,4	8,4	34,2	-	8,1	-	24,2
Global	Rejeito Total	276,3	26,2	9,5	-	91,9	-	75,8
	Alimentação da Usina	771	89	11,5	-	100	-	100
	Concentrado grosso	48,6	17,4	35,8	-	6,3	-	19,6
	Concentrado fino	11,3	3,6	31,7	-	1,5	-	4,0
	Rejeito de Flotação	370,1	31,1	8,4	-	48,0	-	35,1
Global	Rejeito Outros	340,7	36,5	10,7	-	44,2	-	41,2
	Concentrado Global	59,9	21,0	35,0	-	7,8	-	23,7
	Rejeito Global	710,8	67,7	9,5	-	92,2	-	76,3

Balanços realizados na etapa de flotação de grossos resultaram que das 223 t/h de rejeito de flotação da usina A, a vazão de rejeito *rougher* foi igual a 159 t/h de sólidos. Assim, definiu-se que para a simulação do circuito em série a vazão seria igual a 315 t/h, valor superior à média praticada na usina B, devido à uma nova distribuição granulométrica composta da alimentação, mais fina. O novo valor de alimentação nova calculado foi, então, igual a 156 t/h.

O fluxograma da usina B foi adaptado para a realização das simulações de desempenho. A granulometria do rejeito *rougher* da usina A foi estimada a partir das curvas de recuperação mássica por fração da etapa de flotação de grossos. Com esta alteração na granulometria de alimentação do moinho de barras da usina B, uma preocupação foi prever indesejáveis choques entre barras. Na simulação, o grau de enchimento do moinho de barras foi reduzido de 0,35 para 0,28. Isto foi feito tendo em vista a hipótese de que ao reduzir a alimentação no moinho, nestas condições, a diferença de transporte de polpa no seu interior tenderia a esvaziar o moinho mais rapidamente, reduzindo a quantidade de material retido na zona de carga, acarretando em indesejáveis choques entre barras. Este procedimento foi utilizado no teste industrial, que será apresentado mais adiante neste trabalho.

Foram realizadas simulações sobre o cenário de configuração em série. O modelo do moinho de barras apresentou resultados considerados muito otimistas para esta configuração, de modo que se optou por utilizar um artifício, considerando que o rejeito *rougher* saísse inalterado do moinho de barras.

A Tabela 3, a seguir, apresenta os resultados obtidos para a configuração em série.

Tabela 3. Simulação – Usinas A e B em série – Resultados Globais.

Usina	Fluxo	Vazão t/h		Teor %	Recuperação mássica %		Recuperação de P ₂ O ₅ %	
		Sólidos	P ₂ O ₅		Flotação	Usina	Flotação	Usina
A	Alimentação da Usina	470	54,1	11,5	-	100	-	100
	U/F deslamagem de grossos	253,3	27,7	10,9	100	53,9	100	51,3
	Concentrado grosso	30,1	10,9	36,2	11,9	6,4	39,3	20,2
	Rejeito	223,2	16,8	7,5	88,1	47,5	60,7	31,1
	U/F deslamagem de finos	23,3	2,8	11,9	100	5,0	100	5,1
	Concentrado fino	5,4	1,7	32,2	23,0	1,1	62,3	3,2
	Rejeito	17,9	1,0	5,8	77,0	3,8	37,7	1,9
	Concentrado A	35,5	12,6	35,6	-	7,6	-	23,4
B	Rejeito A	434,5	41,4	9,5	-	92,4	-	76,6
	Alimentação Nova	153	17,6	11,5	-	49,0	-	59,5
	Rejeito Rougher Adensado	159	12,0	7,5	-	51,0	-	40,5
	Alimentação da Usina	312	29,6	9,5	-	100	-	100
	U/F deslamagem de grossos	169,6	20,5	12,1	100	54,4	100	69,5
	Concentrado grosso	22,5	7,7	34,2	13,3	7,2	37,4	26,0
	Rejeito	147,1	12,8	8,7	87	47,1	63	43,4
	U/F deslamagem de finos	37,3	4,6	12,3	100	12,0	100	15,6
Global	Concentrado fino	6,3	1,9	30,2	16,9	2,0	41,4	6,4
	Rejeito	31,0	3,3	10,7	83,1	10,0	58,6	9,1
	Concentrado B	28,8	9,6	33,3	-	9,2	-	32,5
	Rejeito B	283,2	20,0	7,1	-	90,8	-	67,5
	Alimentação da Usina	623	71,6	11,5	-	100	-	100
	Concentrado grosso	52,7	18,6	35,3	-	8,5	-	25,9
	Concentrado fino	11,7	3,6	31,1	-	1,9	-	5,1
	Rejeito de Flotação	196,1	17,2	8,8	-	31,5	-	24,0
	Rejeito Outros	362,6	32,2	8,9	-	58,2	-	45,0
	Concentrado Global	64,3	22,2	34,5	-	10,3	-	31,0
	Rejeito Global	558,7	49,4	8,8	-	89,7	-	69,0

Nota-se que a recuperação mássica subiu de 7,8% para 10,3% e a metalúrgica, de 23,7% para 31,0%. No total, a vazão de alimentação foi igual a 623 t/h. Para possibilitar uma comparação na mesma vazão de alimentação total, simulações foram realizadas alterando os valores de alimentação obtidos nos Casos Base, onde as usinas operavam em paralelo. Assim, os 771 t/h resultantes das duas alimentações em paralelo foram recalculados, mantendo a proporção 470:301, de forma a soma resultasse em 623 t/h. As recuperações das usinas em paralelo para as novas vazões de alimentação foram iguais a 7,8%, para massa, e 23,6% para P₂O₅

De posse dos dados das simulações, procedeu-se à realização de testes industriais com 470 t/h de alimentação nova na usina A e 315 t/h de alimentação total na usina B, sendo 156 t/h de alimentação nova e 159 t/h de rejeito rougher da usina A. Cinco amostragens foram realizadas durante o processamento de uma pilha de minério micáceo similar ao que originou os Casos Base. Os resultados das simulações se mostraram muito aderentes às médias calculadas durante o teste industrial. A recuperação mássica média foi igual a 10,0%, contra 10,3% simulada. A recuperação metalúrgica média foi igual a 30,8%, contra 31,0% simulada. O teor de P₂O₅ médio foi de 34,0%, enquanto que a simulação indicou 34,5% de teor de concentrado.

4. CONCLUSÕES

As simulações realizadas se mostraram muito aderentes aos testes industriais comprobatórios, indicando que o método utilizado foi bem conduzido e que os modelos selecionados são robustos para serem utilizados em previsões de desempenho das operações unitárias contidas nas usinas de beneficiamento estudadas.

Os modelos empíricos de flotação baseados em curvas de recuperação mássica e metalúrgica em função do tamanho de partículas se mostraram muito eficientes para domínios minerais relativamente restritos. Ou seja, apesar de não conterem carga fenomenológica, se forem utilizados para minérios bem determinados, produzem previsões aderentes à realidade operacional.

A alternativa de utilizar a configuração de circuitos em série trouxe, benefícios para o processo de beneficiamento do minério apatítico em questão, elevando os valores de recuperação mássica e metalúrgica. A manobra, realizada sem custos de capital, foi bem-sucedida, e atuou com sucesso como uma alternativa à implantação de moinhos dedicados à remoagem de rejeitos grossos de flotação, logicamente, em operações que possuam duas ou mais usinas operando em paralelo.

5. REFERÊNCIAS

LYNCH, A.J., 1977. Mineral Crushing and Grinding Circuits, (Elsevier, Amsterdam), Chapter 7.

NAPIER-MUNN, T.J., MORRELL, S., MORRISON, R.D., & KOJOVIC, T. 1996. Mineral Comminution Circuits – Their Operation and Optimisation. JKMRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing 2. Series Editor T.J. Napier-Munn, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, University of Queensland.