

Estudos de Moagem e Flotação de um minério de fosfato

Grinding and Flotation Studies of a phosphate ore

Stéphanie Oliveira Moura e Sá

Bolsista PCI, Eng. De Minas

Elves Matiolo

Supervisor, Eng. De Minas, D. Sc.

Resumo

A recuperação de partículas minerais por flotação é altamente dependente do tamanho de partícula. Em geral, é observada uma queda na recuperação para partículas abaixo de 10 micrômetros, devido à baixa probabilidade de colisão entre partículas e bolhas de ar, e para partículas acima (>100 μm) devido à baixa liberação, instabilidade do agregado bolha/partícula e também capacidade de transporte das partículas por bolhas de ar. Análises internas de uma planta de beneficiamento de fosfato brasileira indicaram uma perda de 65% de P_2O_5 na fração acima de 150 μm na carga circulante do circuito de flotação, que compreende o concentrado *scavenger* e rejeito *cleaner*. O objetivo deste trabalho foi avaliar uma modificação na configuração final do circuito de flotação, considerando as operações de classificação do rejeito *rougher* em 75 μm , flotação *scavenger* da fração maior que 75 μm , remoagem do concentrado *scavenger* em conjunto com o rejeito da etapa *cleaner*, e flotação em colunas do produto remoído. Considerando o circuito proposto, a recuperação global alcançada de P_2O_5 foi de 11,27% e a recuperação mássica foi de cerca de 5%.

Palavras chave: flotação; apatita; moagem; classificação; colunas.

Abstract

The recovery of mineral particles by flotation is highly dependent on the particle size. Generally, a decrease in recovery is observed for particles below 10 micrometers, due to the low probability of collision between particles and air bubbles, and for particles above (> 100 μm) due to the low release, instability of the bubble / particle aggregate and also transport capacity of the particles by air bubbles. Internal analysis of a Brazilian phosphate beneficiation plant indicated a loss of 65% of P_2O_5 in the fraction above 150 μm in the circulating load of the flotation circuit, which comprises scavenger concentrate and cleaner tailings. The objective of this work was to evaluate a modification in the final configuration of the flotation circuit, considering the operations of classification of rougher tailings at 75 μm , scavenger flotation of the fraction greater than 75 μm , grinding of the scavenger concentrate combined with cleaner tailings, and columns flotation of the regrinded product. Considering the proposed circuit, the global recovery achieved for P_2O_5 was 11.27% and the mass recovery was about 5%.

Key words: flotation; apatite; grinding; classification; columns.

1. Introdução

A recuperação de partículas minerais por flotação é altamente influenciada pelo tamanho das partículas. A baixa recuperação de partículas grossas se deve à menor capacidade de carregamento destas partículas pelas bolhas, ou por baixa liberação, enquanto as partículas finas apresentam menor probabilidade de colisão com as bolhas (TABOSA, 2007). Uma das alternativas para evitar a redução de recuperação na flotação é fazer a separação do circuito em função da distribuição do tamanho de partículas, como geralmente é feito nas plantas de concentração dos minérios de fosfatos no Brasil. Em geral, os circuitos de flotação são separados em grossos ($d_{50} = 70 \mu\text{m}$), os quais a flotação é realizada com o uso de células mecânicas, e finos ($d_{50} = 20 \mu\text{m}$), onde são aplicadas as colunas de flotação (MATIOLLO et al., 2017). Recentemente outras estratégias têm focado em implantação de etapas de remoagem da carga circulante da flotação, após a identificação de perdas significativas de P_2O_5 no rejeito final, devido a presença de partículas grosseiras (TEIXEIRA et al., 2019) (BARROS et al., 2017).

Estudos de caracterização realizados em uma planta industrial de beneficiamento de apatita identificaram que cerca de 65% de P_2O_5 contido no rejeito final do processo de flotação está na fração acima de $150 \mu\text{m}$. O circuito de flotação desta usina compreende as etapas rougher, cleaner e scavenger (do rougher). Análises internas indicaram que a fração grosseira da alimentação da etapa rougher é proveniente da carga circulante da flotação, que compreende aos fluxos do rejeito cleaner e concentrado scavenger, e a remoagem da fração maior que $75 \mu\text{m}$ desta carga circulante poderia apresentar um ganho de 25% de recuperação de P_2O_5 . Teixeira et al. (2019) desenvolveu estudos de remoagem da carga circulante, com ganhos nas recuperações mássicas de cerca de 3%, mas sem apresentar alterações significativas em relação ao teor de P_2O_5 . Com base nestas premissas, foi estabelecido uma configuração final do circuito de beneficiamento com o objetivo de aumentar a recuperação de apatita na carga circulante de um circuito de flotação. Esse circuito considera as operações de classificação do rejeito rougher em $75 \mu\text{m}$ flotação scavenger da fração ($> 75 \mu\text{m}$), remoagem do concentrado scavenger (com adição do rejeito da etapa cleaner), e flotação em colunas do produto remoído.

2. Objetivo

O objetivo final deste trabalho foi de estabelecer um circuito de beneficiamento, visando aumentar a recuperação de apatita, considerando a remoagem da fração maior que $75 \mu\text{m}$ da carga circulante seguido de flotação em colunas.

3. Materiais e Métodos

3.1. Caracterização química e física, e preparação da amostra

As amostras utilizadas são provenientes de dois fluxos da flotação da planta industrial, sendo esses o fluxo do rejeito *rougher* e do rejeito *cleaner*. A amostra do rejeito *rougher* foi classificada em $75 \mu\text{m}$ e posteriormente foi feita a etapa de flotação *scavenger* em células mecânicas com a fração acima de $75 \mu\text{m}$. A fração fina ($<75 \mu\text{m}$)

foi descartada. Este concentrado foi homogeneizado com o rejeito *cleaner*, para compor a amostra de carga circulante (CC). A amostra CC foi submetida a etapa de remoagem, e posteriormente feita a nova etapa de flotação com o produto remoído. A caracterização do minério envolveu análises químicas utilizando a técnica de Fluorescência de Raios-X, e a análise granulométrica foi feita utilizando a técnica de peneiramento á úmido. A preparação da amostra foi feita em tanques, para homogeneização da polpa por agitação mecânica e retirada de amostras para caracterização e preparação para etapas subsequentes.

3.2. Ensaio de classificação e moagem

A classificação do material foi feita em duas etapas, a primeira com o uso de hidrociclone e a segunda em peneiras quadradas (40 x 40 cm) com malha de 75 µm. A polpa do fluxo do *underflow* do hidrociclone foi armazenada em um tanque de homogeneização que posteriormente alimentou a peneira. O *oversize* da peneira foi seco, e preparado para os ensaios de flotação *scavenger*.

A etapa de remoagem foi realizada em moinho de 12" x 18", com capacidade de 10 kg (base seca), e para evitar a sobre moagem do material, foram utilizadas barras como corpos moedores. A moagem foi feita em batelada, com tempo total de 45 min, utilizando rotação de 60 rpm, e massa base seca de 10 kg de minério.

3.3. Ensaio de flotação

A flotação *scavenger* em escala piloto foi feita após selecionar a faixa de dosagem de reagentes que demonstrou melhor desempenho sobre o teor e recuperação de P_2O_5 em flotação de bancada. Em todos os ensaios de flotação foram utilizados como depressor, o amido de milho, como coletor de apatita foi utilizado o ácido graxo Lioflot®. Para ajuste de pH na flotação foram utilizadas soluções NaOH. Foi utilizada vazão de ar de 3NL/min para a geração de bolhas, e realizada a flotação até a exaustão da espuma. Os ensaios foram realizados na Mini-Planta Piloto (MPP). A polpa foi armazenada em tanque pulmão dotado de agitador mecânico, para homogeneização da polpa. O condicionamento foi feito nas primeiras células mecânicas da MPP, usando rotores das células para homogeneizar a polpa. Os tanques possuem controle de ajuste da rotação e a transferência de polpa no sistema foi feita por meio de bombas peristálticas. Após a etapa de condicionamento, o material foi transferido para as células subsequentes para diluição e posteriormente flotação. A taxa de alimentação variou entre 5-20 kg/h, com um tempo de residência máximo de 18 min. Após a identificação da melhor condição para uma recuperação de massa no concentrado *scavenger*, as variáveis operacionais foram mantidas para os testes subsequentes. Todo o concentrado *scavenger* gerado foi homogeneizado, com adição de 10% do rejeito *cleaner*, e preparado para a etapa de remoagem.

Após a etapa de remoagem, a amostra foi homogeneizada e preparada para flotação utilizando colunas de 2" e 3", considerando um circuito *rougher/cleaner*. O condicionamento da polpa foi feito na MPP, de maneira semelhante ao condicionamento da flotação *scavenger*, com um tempo médio de residência de 15 minutos. Após essa etapa, a polpa foi transferida por meio de bombas peristálticas para o circuito de flotação em colunas. O ajuste de controle de injeção de ar e água de lavagem é feito através de rotâmetros, e as colunas altura de 2

m. A taxa de alimentação variou entre 7,0 a 10,0 kg/h de sólidos. Na etapa rougher, a velocidade superficial do ar (J_g) variou de 0,55 a 0,73 cm/s, e velocidade superficial da água de lavagem (J_w) entre 0,11 e 0,15cm/s, com um tempo médio de residência de 10 a 17 min, e altura de espuma de 20 cm. Para a etapa cleaner, foram mantidos fixos os valores de J_g de 0,33 cm/s e J_w de 0,16 a 0,33 cm/s, com altura de espuma de 30 cm, e tempo médio de residência de 5 a 17 min.

4. Resultados e Discussões

As análises químicas das amostras provenientes da planta, do rejeito rougher e rejeito cleaner, apresentaram teor de P_2O_5 de 11,38% e 10,3% respectivamente. O teor dos principais contaminantes SiO_2 e Fe_2O_3 , foram de 34,97% e 25,25% para o rejeito *rougher*, e 33,18% e 26,54% para o rejeito *cleaner*. A amostra do rejeito *rougher* apresenta uma granulometria mais grosseira em comparação ao rejeito *cleaner*, com cerca de 40% da massa menor que 75 μm , P_{50} de 100 μm e P_{95} de 300 μm , enquanto o rejeito *cleaner* apresenta 68% da massa menor que 75 μm , P_{50} de 50 μm e P_{95} de 200 μm . A composição mineralógica quantitativa das amostras, em porcentagens de massa determinada por DRX/método de *Rietveld*, apresentou o que o quartzo é o principal mineral de ganga na amostra, com teores mais altos nas frações maiores que 150 μm , enquanto os óxidos de ferro (principalmente hematita e goethita) estão presentes em maior quantidade na fração menor que 75 μm . O teor de fluoroapatita também é maior nas frações mais grosseiras. Após a etapa de classificação do rejeito rougher, a amostra que alimentou a flotação *scavenger* apresentou cerca de 96% da massa maior que 75 μm . Houve um pequeno enriquecimento em relação ao teor de P_2O_5 , este de 12,9%, o teor de SiO_2 , Fe_2O_3 foram de cerca de 39,2%, e 20,3%, respectivamente.

O teor de P_2O_5 variou de 15,97% a 31,25% nos ensaios de flotação *scavenger*. Embora alguns ensaios tenham apresentado teor consideravelmente alto para essa etapa, como o ensaio que resultou em cerca de 31% de P_2O_5 , a recuperação mássica deste mesmo ensaio foi muito baixa. Optou-se por obter uma recuperação de mássica de no mínimo 40%, e recuperação de P_2O_5 em média de 54%. Para alcançar essa condição as dosagens de reagentes foram fixadas em 500g/t para o depressor, 600g/t para o coletor, e o valor de pH de 11. O teor máximo alcançado de P_2O_5 nesta condição foi de 20,3%. O teor médio de P_2O_5 para essa etapa foi de 18,3% no concentrado final.

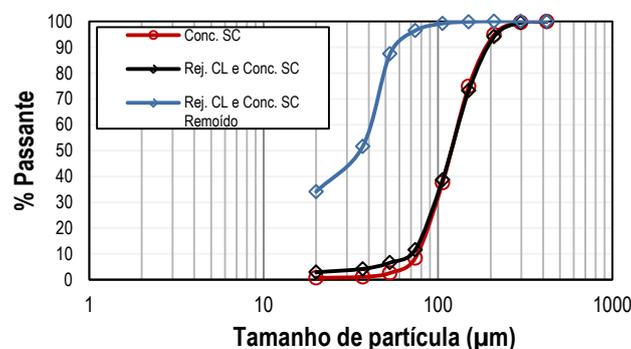


Figura 1. Distribuição granulométrica dos fluxos do concentrado scavenger, carga circulante e carga circulante remoído.

Após a adição do rejeito cleaner ao concentrado *scavenger* e homogeneização da amostra foram realizados ensaios de remoagem, em que foi variado apenas o tempo de moagem, a fim de obter uma amostra com cerca de 95% passante em 75 μm . O tempo ótimo de 45 min resultou em uma amostra, denominada remoída, com P_{95} em 75 μm e cerca de 34% com granulometria menor que 20 μm . A figura 1 apresenta a distribuição granulométrica do concentrado *scavenger*, com e sem adição do rejeito cleaner, e a amostra remoída.

Amostra remoída apresentou teor de P_2O_5 de 17,9%, e teor de SiO_2 e Fe_2O_3 de 24,9% e 21,8% respectivamente. As Figuras 2 A e B apresentam os resultados obtidos na flotação em colunas, da amostra remoída. O teor de P_2O_5 no concentrado cleaner variou de 21 a 31%, com recuperação de P_2O_5 variando de 17 a 46%. A Figura 2 (A) apresenta o teor versus recuperação dos produtos dessa flotação com configuração rougher/cleaner. O pH da flotação foi fixado a 11, e as dosagens e depressor variaram de 500 a 1000 g/t (com exceção de 2 ensaios que foram realizados sem dosagem de depressor), enquanto as dosagens de coletor variaram de 50 a 450 g/t.

A Figura 2 (B) apresenta os resultados relacionando a recuperação e teor de P_2O_5 com a dosagem de coletor, para duas dosagens de depressor. Variando as dosagens de 580 e 1100 g/t de depressor, a recuperação e o teor de P_2O_5 não tiveram mudanças expressivas. Com o aumento da dosagem de coletor observa-se um ganho de cerca de 20% na recuperação de P_2O_5 , no entanto para a mesma faixa há uma perda de teor até 10 % de P_2O_5 , indicando que o aumento na dosagem do coletor não provocou aumento na seletividade da flotação.

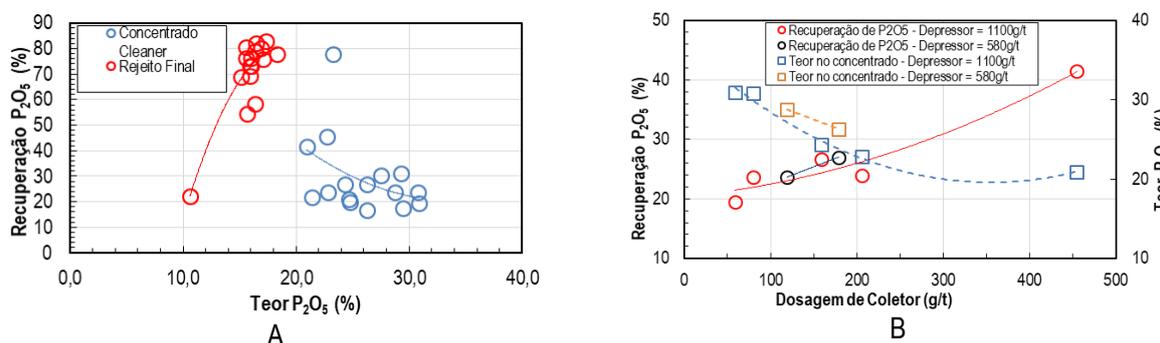


Figura 3. (A) Teor vs recuperação de P_2O_5 na flotação rougher/cleaner. (B) Influência da dosagem do coletor no teor e recuperação de P_2O_5 na flotação rougher/cleaner

A Figura 4 apresenta o fluxograma do processo, com o balanço mássico e metalúrgico do processo. Já na etapa de classificação há uma perda de cerca de 23% de P_2O_5 na fração passante em 75 μm . Houve perdas significantes também na flotação *scavenger*. O concentrado final considerado para o balanço apresentou um teor de P_2O_5 de 29,3%, e teor de SiO_2 e Fe_2O_3 de 12,03% e 9,54% respectivamente. A recuperação global de P_2O_5 foi de 11,27% enquanto a recuperação mássica foi de cerca de 5%.

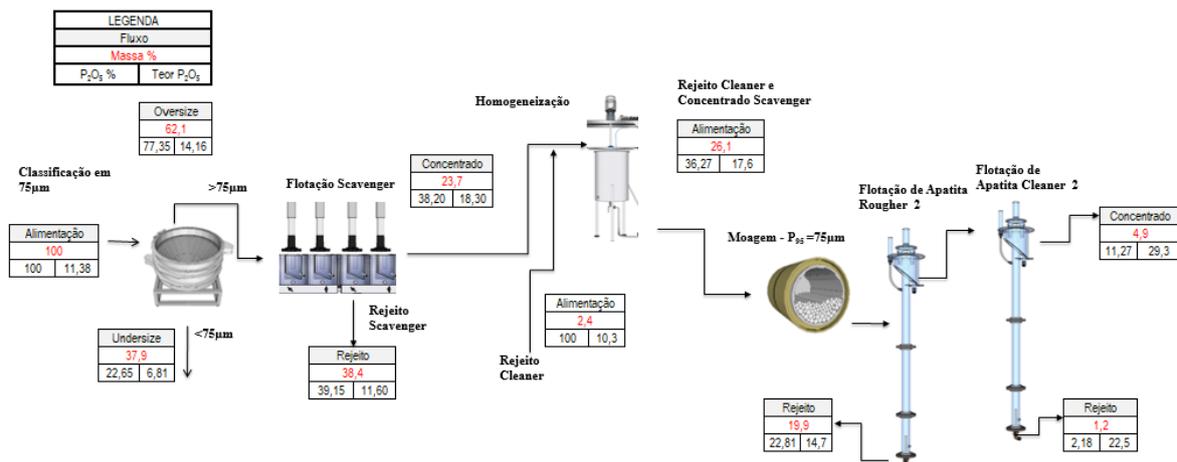


Figura 4. Fluxograma do processo com balanços de massa e metalúrgico.

5. Conclusão

Os resultados obtidos na caracterização da amostra do rejeito *rougher* indicam que os maiores teores de P₂O₅ estão contidos nas frações maiores que 75 µm. No entanto, considerando todo o circuito proposto de remoagem da carga circulante da flotação, perdas significativas de P₂O₅ foram identificadas já na etapa de classificação, bem como na flotação *scavenger*. O processo resultou em recuperação global mássica e de P₂O₅ de cerca de 5% e 11,2%, respectivamente. O concentrado final de P₂O₅ não atingiu a especificação necessária de teor de 35%, alcançando valores máximos de 29,3%. Os resultados indicam que com o circuito proposto, não foi possível produzir concentrados de apatita com qualidade química que atenda às especificações para a produção de fertilizantes fosfatados.

6. Agradecimentos

Agradeço ao MCTI e CNPq pela bolsa concedida através do Programa PCI, ao supervisor, ao grupo de trabalho, e ao CETEM pela infraestrutura para o desenvolvimento da pesquisa.

7. Referências Bibliográficas

BARROS, L., JATOBÁ, T., RESENDE, A., DELBONI JR, H., & GOMES, W. Circuitos de beneficiamento de minério fosfático operando em série: uma alternativa à remoagem. In: XXVII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Belém. **Anais...**, Belém: 2017.

LOUREIRO, F. E. L.; MONTE, M.B.M.; NASCIMENTO, M. Agrominerais/fosfato. In: **Rochas & minerais industriais: usos e especificações**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2005. Parte II. Cap.7. p.141-172.

MATIOLO, E.; COUTO, H.J.B.; TEIXEIRA, M.F.L.; FREITAS, A.S.; ALMEIDA, R.N. Recovery of apatite from slimes of a Brazilian phosphate ore. **Journal of Wuhan Institute of Technology**.v. 39, n. 6, p. 39–48, 2017.

MATIOLO, E., COUTO, H.J.B., TEIXEIRA, M.F.L., FREITAS, A.S., ALMEIDA, R.N. Concentração de apatita contida em lamas de minério de fosfato. In: XXVII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Belém. **Anais...**, Belém: 2017.p. 1101-1108

TABOSA, E. O. **Flotação com Reciclo de Concentrados (FRC) para recuperação de finos de minérios: fundamentos e aplicações**. 2007. 102 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia). Programa de Pós-Graduação em Engenharia Minas, Metalúrgica e de Materiais da Escola de Engenharia da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre; 2007.

TEIXEIRA, M.F.L. , SILVA, L.M. , SILVA, A.A.M. , GOMES, L.C.M. , FILHO, J.C. Estudo de caso de otimização de rota de flotação de apatita para obtenção de melhor seletividade entre nióbio e fosfato. In: XXVIII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Belo Horizonte. **Anais...**, Belo Horizonte: 2019.