

Desenvolvimento de Processos para Rochas Fosfáticas

Naldimar Guimarães de Barros
Bolsista PCI, Técnico Químico

Marisa Bezerra de M. Monte
Orientadora, Eng^a. Química, D. Sc.

Claudio Schneider
Co-orientador, Eng^o. de Minas, PhD

1 - Introdução

A técnica utilizada para o beneficiamento de rochas fosfáticas sofre freqüentes variações, pois a prática tem mostrado que a composição química da apatita difere significativamente nas diferentes rochas portadoras de mineralização apatítica (Born & Kahn, 1990). A liberação do mineral é outro fator que afeta fortemente a seletividade e concentração da apatita, pela diversidade de minerais de ganga associados. Em muitos casos, pode ocorrer uma distribuição de composições de partículas em uma população, que contém a apatita associada a fases minerais diferentes, o que exige uma redução excessiva do tamanho das mesmas, para diminuir assim, a população das partículas compostas (King, 1982; Al-Wakeel *et al.*, 2009). As operações de cominuição acarretam ainda uma transformação significativa na textura dessas partículas, em particular, durante o processo de recirculação.

A dificuldade encontrada na concentração de rocha fosfática por flotação está intimamente ligada à distribuição de composições dessas partículas por faixa de tamanho (Guimarães *et al.*, 2005). Mesmo no caso de partículas de apatita, liberadas em tamanhos finos, a eficiência desse processo poderá ser dependente do processo de dissolução, em particular, do sistema apatita/carbonatos, modificando as características físico-químicas de superfície dos minerais, que constituem a alimentação da flotação (Amankonah e Somasundaran, 1985). Por esta razão, os concentrados de apatita obtidos apresentam uma contaminação significativa, dentre eles, carbonatos (calcita e dolomita), óxidos de ferro e silicatos de alumínio e magnésio. No caso de minério calcário, com concentrações expressivas de dolomita, a contaminação é ainda decorrente da pouca seletividade da flotação aniônica, conduzida a partir da adição de depressores e dos ácidos graxos, comumente usados na prática industrial (Barros, 1997; Guimarães *et al.*, 2005). Sendo assim, a indústria dos agrominerais vem sendo forçada a desenvolver novas tecnologias, para aumentar sua produtividade e garantir uma melhor qualidade de seus produtos fertilizantes, investindo em pesquisas científicas.

2 - Objetivos

O objetivo principal deste trabalho foi o estudo de variabilidade de 23 amostras de rocha carbonatítica proveniente de vários pontos de uma jazida localizada em Moçambique. O processo consistiu das seguintes etapas, britagem, moagem, separação magnética, deslamagem e flotação, objetivando a extração de fósforo e, por conseguinte, a obtenção de concentrados de apatita.

Os objetivos específicos foram: i) prover um relato detalhado dos resultados; ii) descrever as metodologias utilizadas na execução do estudo de variabilidade e; discutir os resultados de forma objetiva.

3 - Materiais e Métodos

3.1 - Recepção e preparação das amostras

Todas as 23 amostras foram recebidas no CETEM em grupos que variam de 50Kg e 20Kg. Todas as amostras já se encontravam britadas, no geral < 12,7mm. O processo inicial de amostragem, incluiu o quarteramento em um quarterador rotativo (Figura 1), para produzir sub-amostras de 20 Kg, levando em consideração as amostras que continham uma massa maior que 20 Kg.

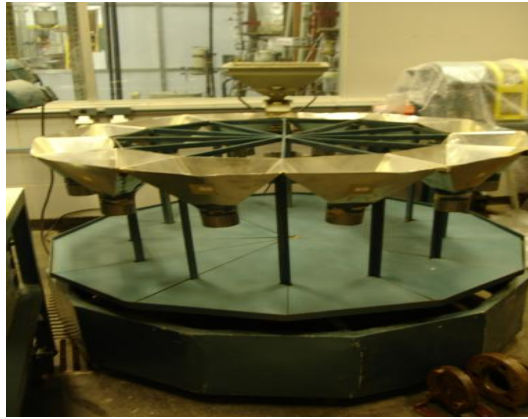


Figura 1- Quarteador rotativo de alta capacidade

3.2 - Britagem

O processo iniciou-se pela britagem das sub-amostras de 20 Kg para que pudessem ter 100% passante em 1mm, utilizando-se um britador de mandíbula convencional (Figura 2) com peneira com abertura de 1mm.

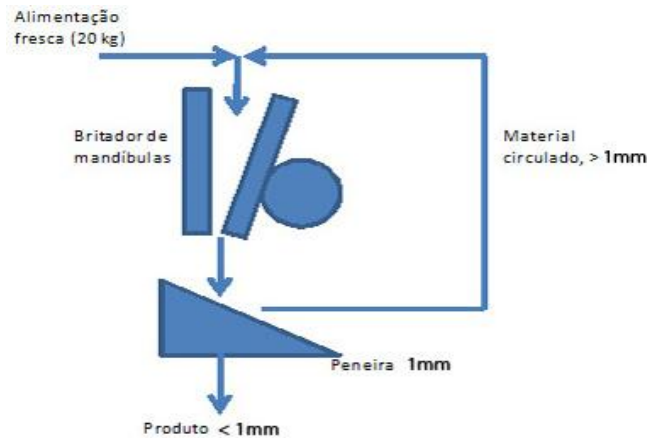


Figura 2- Fluxograma da britagem das amostras de carbonatito

3.3 - Moagem

As amostras de cabeça foram obtidas a partir das sub-amostras britadas e quarteadas, utilizando-se o homogeneizador Y por 20 minutos. Após serem devidamente homogeneizadas, foram quarteadas em um quarteador rotativo, a partir das amostras britadas em 100% < 1mm, com uma massa de 400g.

As amostras de cabeça foram pulverizadas usando-se um moinho de barras. As condições de moagem a seco foram definidas com uma carga de 35% de barras com distribuição de equilíbrio com barras de 25,4mm. Este processo tem o objetivo de obter material aproximadamente 100% passante em 150 micrômetros, adequado para análise química, as amostras foram moídas a seco, após um tempo de moagem pré-determinado de 15 minutos sendo peneiradas, e caso ainda sim obtivesse material acima de 150 micrômetros as mesmas seriam retomadas e pulverizadas em um tempo adicional, dependendo da quantidade de material.

Para a alimentação do processo de flotação foram especificadas amostras em 80% < 106 mm. Foram feitas as moagens em um moinho de barra, a seco com carga específica de barras, 35%. Onde para se obter o produto, foram relacionadas á massa das amostras com as densidades aparentes das mesmas

3.4 - Separação magnética

Após as sub-amostras terem sido moídas contendo uma massa de 8 Kg e < 106 mm, deu-se início a etapa de separação magnética. Na qual foram adicionadas as amostras em um separador magnético com campo variado, trabalhando a úmido, e com intensidade magnética de 800 Gauss sendo estabelecida uma porcentagem de sólidos de 40%.

3.5 - Deslamagem

Após as amostras serem submetidas ao processo de separação magnética foi realizada uma etapa de deslamagem com a fração não-magnética, para a retirada de partículas finas, pois as mesmas causavam problemas de seletividade na etapa posterior de flotação de apatita. Na etapa de deslamagem foi utilizado um peneirador vibratório onde foi posicionada uma peneira retangular de 50 mm. Após a remoção das lamas, o material deslamado foi secado e consistiu da alimentação da flotação.

3.6 - Flotação

A flotação foi realizada em três etapas, *rougher*, *cleaner* e *re-cleaner*. Os Reagentes utilizados foram: i) depressor de carbonatos, amido de milho gelatinizado, a partir do produto AMIDEX®3001; ii) coletor de apatita, alquil sarcosinato (MD20359); iii) Espumante, metil isobutil carbinol, MIBC e; iv) regulador de pH, hidróxido de sódio, de grau analítico.

O amido gelatinizado foi preparado para uma concentração de 1% em um balão de 250ml enquanto que a solução MD 20359 na concentração de 1% foi preparada em um balão de 100ml. O MIBC é adicionado diretamente na célula de flotação em gotas após o condicionamento do depressor e coletor. Para a etapa *rougher* foi utilizada uma célula subaerada utilizando-se uma cuba de capacidade de 3L, e adicionando-se uma amostra de 1000g. Após adicionar a amostra foi adicionado um volume de 700 ml de água de torneira, prefazendo um percentual de sólidos de 60%. A polpa foi então agitada a 1000 rpm e foi adicionado o amido gelatinoso em uma concentração de 300g/t. O tempo de condicionamento foi de 5 min. Após este período, foi adicionado o coletor MD 20359 em uma concentração de 150g/t, sendo o tempo de condicionado de 2 min. O pH foi mantido em 11,0 usando-se uma solução de NaOH (10% p/v). Terminado o condicionamento foi adicionado o espumante (MIBIC) na dosagem de 17g/t. Imediatamente após, foi adicionada água de torneira à célula de flotação para a obtenção de uma concentração de sólidos de 30%. Após a injeção de ar, a flotação foi realizada até a exaustão da espuma. O material flotado consistiu da alimentação da etapa *cleaner*.

Nas etapas *cleaner* e *re-cleaner* não foram adicionados reagentes. O produto flotado na etapa *rougher* foi transferido para uma cuba de 3L adicionando-se água, mantendo a rotação da célula e sendo flotado mais uma vez até sua exaustão, gerando a alimentação da etapa *re-cleaner*. O processo na etapa *re-cleaner* é o mesmo do *cleaner*. Sendo assim, o material flotado na etapa *re-cleaner* foi considerado o concentrado de apatita obtido. Todas as massas não flotadas e o concentrado obtido foram secadas em estufa, pesadas e foram calculadas as recuperações mássicas e metalúrgicas.

4 - Resultados e Discussões

4.1 - Densidade aparente

O controle da preparação inicial das amostras é mostrado na Tabela 1, bem como os resultados de medição da densidade aparente. A amostra MT0029 não foi processada devido a problemas na preparação dos lotes.

Tabela 1 - Controle de preparação de amostras e densidades aparentes.

ID Amostra	Tipo	Densidade aparente, g/cm ³	
MT00	22	Carbonatito	1.852
MT00	23	Carbonatito	1.834
MT00	24	Carbonatito	2.028
MT00	25	Carbonatito	1.710
MT00	26	Carbonatito	1.885
MT00	27	Carbonatito	1.884
MT00	28	Carbonatito	1.770
MT00	30	Carbonatito	1.800
MT00	31	Carbonatito	1.845
MT00	32	Carbonatito	1.850
MT00	33	Carbonatito	1.987
MT00	34	Carbonatito	1.845
MT00	35	Carbonatito	1.781
MT00	36	Carbonatito	1.918
MT00	37	Carbonatito	1.904
MT00	38	Carbonatito	1.734
MT00	39	Carbonatito	1.724
MT00	40	Carbonatito	2.043
MT00	41	Carbonatito	1.761
MT00	42	Carbonatito	1.841
MT00	43	Carbonatito	1.784
MT00	44	Carbonatito	1.823
MT00	45	Carbonatito	1.706

4.2 – Análise granulométrica

Na Figura 3 encontram-se os resultados das análises granulométricas realizadas nas diferentes amostras do minério carbonatítico, após britagem, que foram trabalhadas com as seguintes granulometrias; 1180µm, 850µm, 452µm, 300µm, 75µm, 35µm. Os dados mostram que o material encontrava-se 100% passante em 1180 micrometros, e aproximadamente 10% passante em 35 micrometros.

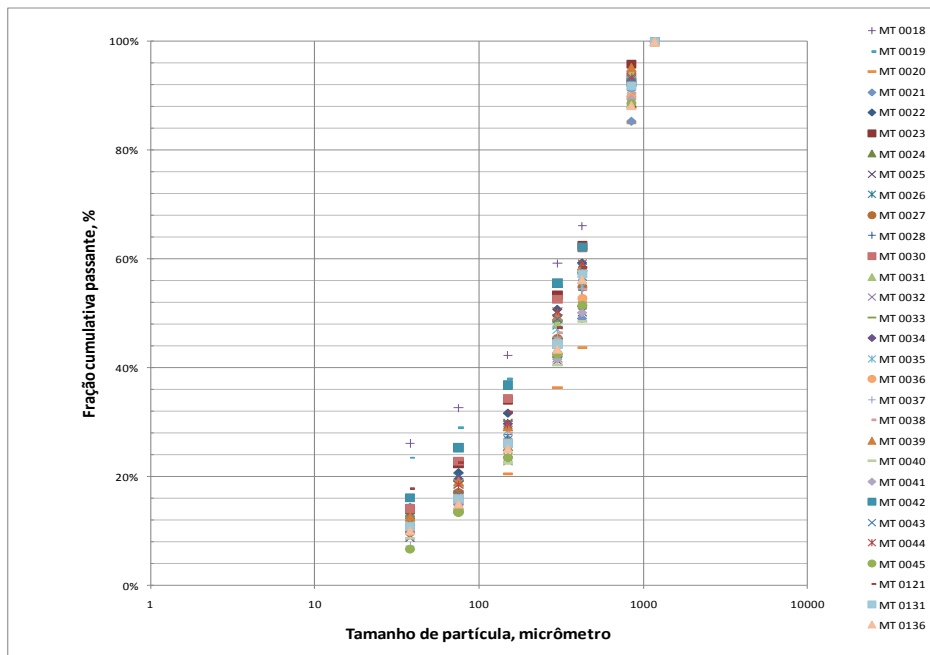


Figura 3 – Distribuições granulométricas medidas após britagem objetivando 100% < 1 mm.

4.3 – Separação Magnética

Os resultados apresentados na Tabela 3 mostram que os materiais apresentam na sua maior parte uma boa eficiência de recuperação de material magnético e não magnético. A sua variação de recuperação esta determinada pelo tipo de amostra retirada dos pontos da jazida.

Tabela 3 - Resultados da separação magnética das amostras de carbonatitos em 800 Gauss.

Amostra	Massa moída, g	Alimentação, g	Ñ Mag, g	Rec. Ñ Mag, %	Mag, g
MT0022	7599.5	7401.7	7301.8	98.65%	99.9
MT0023	7549.8	7253.8	7022.2	96.81%	231.6
MT0024	8314.7	8131.6	7421.5	91.27%	710.1
MT0025	7010.6	7001.3	6827.7	97.52%	173.6
MT0026	7748.8	7139.1	6634.8	92.94%	504.3
MT0027	7626.7	7150.75	5970.4	83.49%	1180.35
MT0028	7161.2	7004.55	6820	97.37%	184.55
MT0030	7277.1	6436.2	6316.4	98.14%	119.8
MT0031	7445.1	6477.5	6313.1	97.46%	164.4
MT0032	7139.3	6377	5597.3	87.77%	779.7
MT0033	8089.2	8006.2	7758.9	96.91%	247.3
MT0034	7451.8	7297.7	7010.6	96.07%	287.1
MT0035	7179.9	7127.95	7028.1	98.60%	99.85
MT0036	7609.6	7235.55	6076.7	83.98%	1158.85
MT0037	7738.6	7577.05	6548.6	86.43%	1028.45
MT0038	6990.1	6779.1	6383.6	94.17%	395.5
MT0039	6988	6897.1	6738.1	97.69%	159
MT0040	8264.1	8180.7	5716.6	69.88%	2464.1
MT0041	7182.2	6918.4	6222.4	89.94%	696
MT0042	7499.3	7388.3	7328.5	99.19%	59.8
MT0043	7236.5	7106.9	6090.3	85.70%	1016.6
MT0044	7354.3	7248.65	6981.6	96.32%	267.05
MT0045	6920.1	6842.4	6691.2	97.79%	151.2

4.4 – Deslamagem

Os resultados da etapa de deslamagem apresentam as distribuições por faixa de tamanho das amostras deslamadas, as quais constituem a alimentação da flotação. O material deslamado representou aproximadamente valores de recuperação mássica entre 87 e 92 % (Tabela 4).

4.5 – Flotação

A Figura 4 apresenta os valores de recuperação de fósforo e os teores respectivos obtidos nos concentrados de flotação, relativos à etapa rougher, para as amostras classificadas como apatita carbonatito. A recuperação global média de P_2O_5 foi 89,16%, com um grau de dispersão em relação à média de 5%. O teor de P_2O_5 obtido no concentrado rougher variou entre 13,48% e 27,33%. Com relação às amostras de foscorito, obteve-se a mesma dispersão de valores de recuperação e teor (5%), com uma recuperação média global e um teor médio de P_2O_5 de 87,37% e 24,54%, respectivamente, bem próximos aos obtidos para as amostras de apatita carbonatito. Na Figura 6 observam-se os valores de recuperação global de fósforo obtidos na etapa rougher para todas as amostras estudadas. Neste caso, a recuperação global média de P_2O_5 passa a ser 88,42%, (desvio padrão= 5%) para um concentrado contendo um teor médio de P_2O_5 de 20,81%. Os melhores teores foram obtidos para os concentrados de flotação provenientes das amostras classificadas como foscorito (Figura). As amostras que continham um maior teor de carbonatos (apatita carbonatito) e de silicatos (MT0023) geraram concentrados rougher de mais baixo teor.

Tabela 4 - Sumário dos resultados de deslamagem das amostras de carbonatitos.

Amostras	Lama, -38 mm	Deslamado, +38 mm	Alim. Deslamagem calc.	Alim. Deslamagem	Perda, %	Recuperação deslamado, %	Recuperação lamas, %
MT0022	821.9	6394.3	7216.2	7301.8	1.17%	88.61%	11.39%
MT0023	635.0	6339.5	6974.5	7022.2	0.68%	90.90%	9.10%
MT0024	654.0	6623.5	7277.5	7421.5	1.94%	91.01%	8.99%
MT0025	608.0	6176.5	6784.5	6827.7	0.63%	91.04%	8.96%
MT0026	448.4	3000.2	3448.6	3634.8	5.12%	87.00%	13.00%
MT0027	388.8	3357.1	3745.9	3970.4	5.65%	89.62%	10.38%
MT0028	824.4	5940.0	6764.4	6820.0	0.82%	87.81%	12.19%
MT0030	526.7	5771.3	6298.0	6316.4	0.29%	91.64%	8.36%
MT0031	682.0	5580.7	6262.7	6313.1	0.80%	89.11%	10.89%
MT0032	564.0	4973.3	5537.3	5597.3	1.07%	89.81%	10.19%
MT0033	635.1	7098.2	7733.3	7758.9	0.33%	91.79%	8.21%
MT0034	483.2	6477.0	6960.2	7010.6	0.72%	93.06%	6.94%
MT0035	624.3	6257.3	6881.6	7028.1	2.08%	90.93%	9.07%
MT0036	528.4	5469.5	5997.9	6076.7	1.30%	91.19%	8.81%
MT0037	454.4	6071.9	6526.3	6548.6	0.34%	93.04%	6.96%
MT0038	410.9	3795.5	4206.4	4383.6	4.04%	90.23%	9.77%
MT0039	627.5	6096.3	6723.8	6738.1	0.21%	90.67%	9.33%
MT0040	664.6	5028.0	5692.6	5716.6	0.42%	88.33%	11.67%
MT0041	482.7	5726.0	6208.7	6222.4	0.22%	92.23%	7.77%
MT0042	673.4	6566.7	7240.1	7328.5	1.21%	90.70%	9.30%
MT0043	593.1	5478.5	6071.6	6090.3	0.31%	90.23%	9.77%
MT0044	642.8	6326.3	6969.1	6981.6	0.18%	90.78%	9.22%
MT0045	643.2	6021.1	6664.3	6691.2	0.40%	90.35%	9.65%

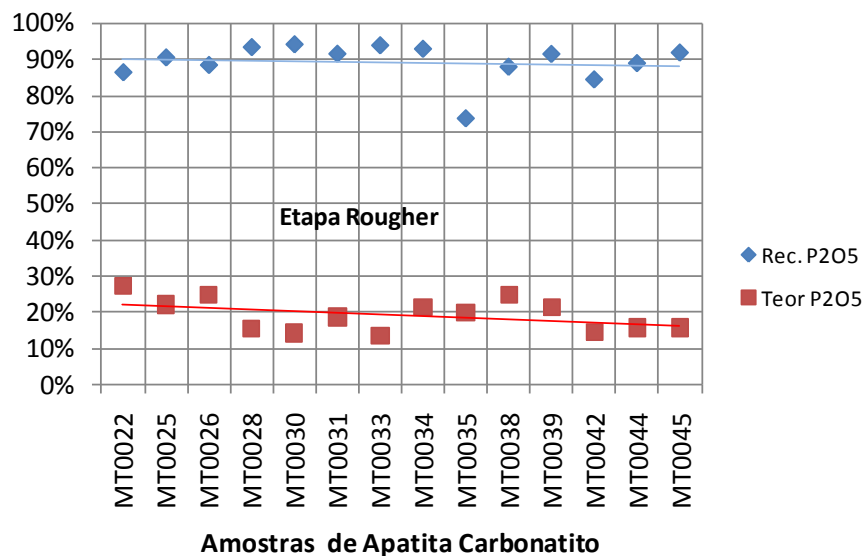


Figura 4 - Valores de recuperação e de teor de P₂O₅ referentes aos produtos flotados no circuito rougher, a partir das amostras classificadas como apatita carbonatito.

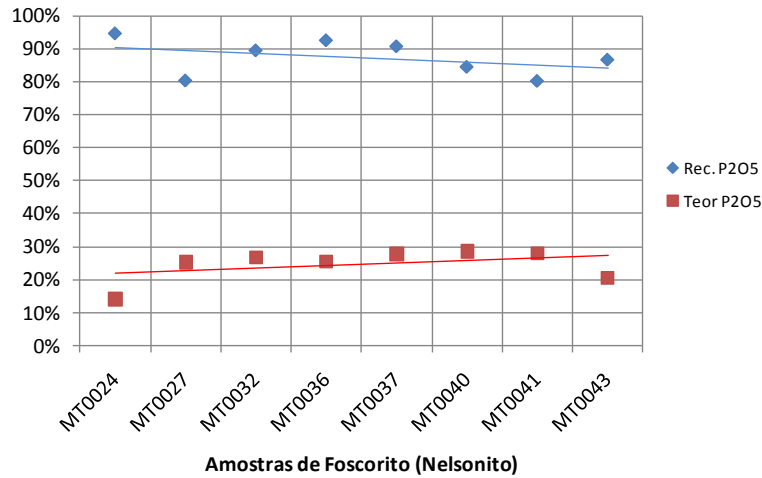


Figura 5 - Valores de recuperação e de teor de P₂O₅ referentes aos produtos flotados no circuito *rougher*, a partir das amostras classificadas como foscorito.

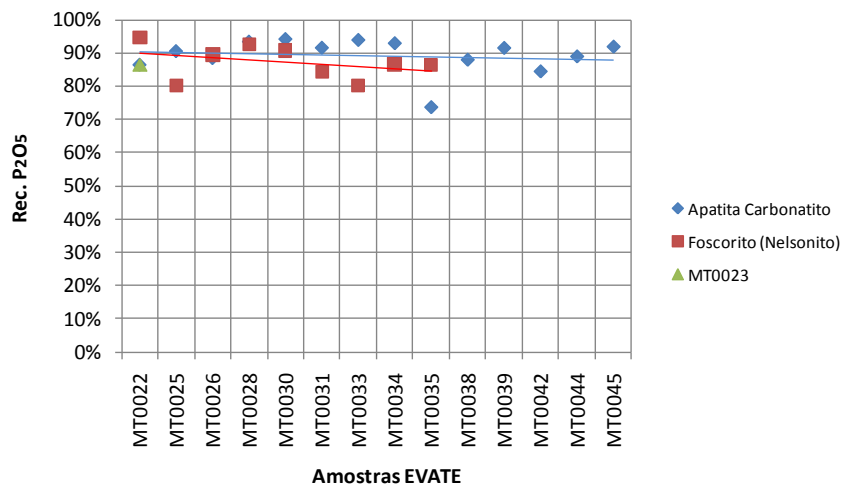


Figura 6 - Recuperações de P₂O₅ obtidos na etapa *rougher* para as amostras classificadas após a reconciliação mineralógica, apatita carbonatito, foscorito e MT0023.

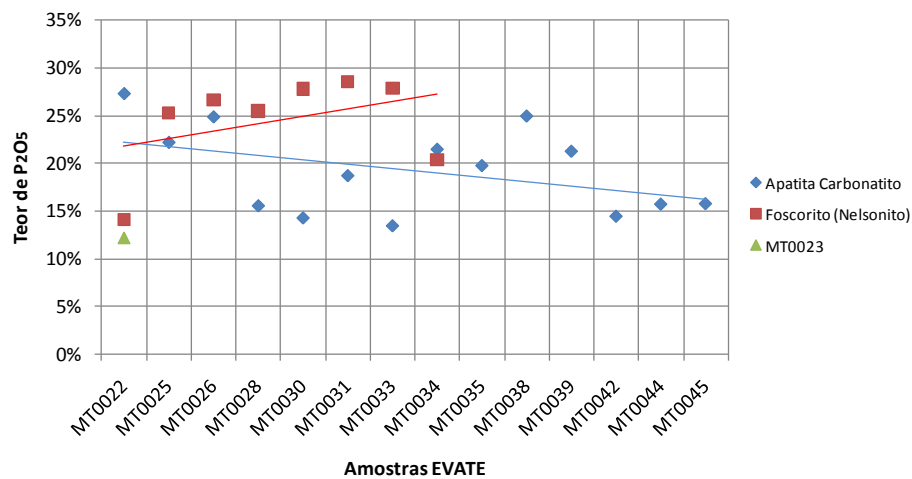


Figura 7 - Teores de P₂O₅ dos concentrados *rougher* obtidos a partir das amostras analisadas, apatita carbonatito, foscorito e MT0023.

A Figura 8 mostra a relação entre os valores de recuperação e teor de P₂O₅ obtidos nos concentrados finais de flotação (etapa *re-cleaner*), para todas as amostras selecionadas no estudo de variabilidade. Conforme pode ser observado, os maiores teores foram obtidos para as amostras de foscorito. Considerando os resultados de recuperação obtidos para todas as amostras, observa-se uma maior

dispersão (desvio padrão=16%), em relação a uma recuperação média global para esta etapa de 72,82%. Nesta etapa o produto final conteria um teor médio de fósforo de 38,35%, com uma variação de 2%. Isto poderia indicar a eficiência do sistema de reagentes e o circuito de flotação adotado, os quais permitiria a obtenção de concentrados finais dentro da especificação da usina industrial de ácido, independente do tipo de minério processado. Considerando a recirculação dos rejeitos das etapas cleaner e recleaner, para todas as amostras analisadas poderia ser estimada uma recuperação média global do fósforo de 88, 22%.

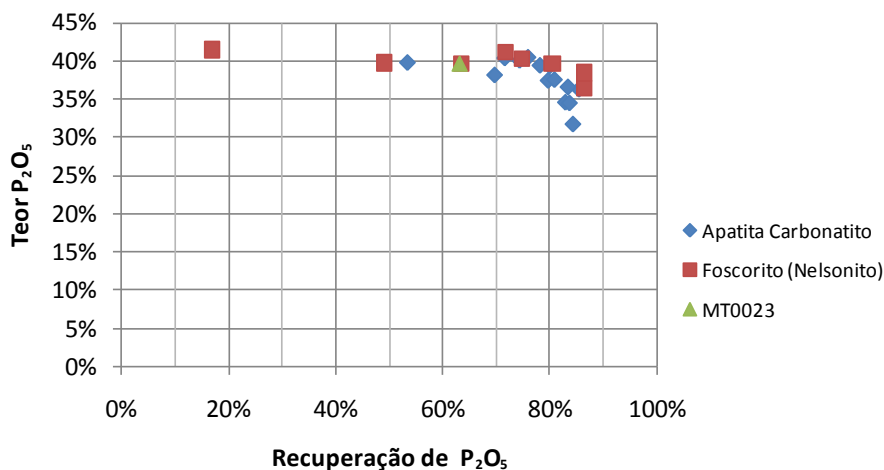


Figura 8 - Teor versus recuperação de P₂O₅ referentes aos produtos finais obtidos na etapa cleaner, para as amostras classificadas como apatita carbonatito, foscorito (nelsonito) e MT0023.

5 - Conclusões

Pode-se concluir que a rota proposta para os carbonatitos é robusta. Os resultados foram satisfatórios para praticamente todas as amostras e igualmente eficiente para tipos diferentes de carbonatitos. Pode-se estimar recuperações da ordem de 90% de apatita. Os teores atingem facilmente a especificação de 36% de apatita no concentrado.

6 - Referencias Bibliográficas

Barros, L.A.F. 1997. Flotação da apatita da jazida de Tapira. São Paulo, USP/Escola Politécnica, 106p.

Born, H. & Kahn, H. 1990. Caracterização geológica e mineralógica voltada ao aproveitamento de jazimento fosfáticos. V Encontro Nacional de Rochas Fosfáticas. IBRAFOS, São Paulo.

Al-Wakeel, M.I.; Lin, C.L.; Miller, J.D. 2009. Significance of liberation characteristics in the fatty acid flotation. Minerals Engineering 22, p. 244-253.

Amankonah J.; Somasundaran, P. 1985. Effects of Dissolved Mineral on the Electrokinetic Behavior of Calcite and Apatite, Colloids and Surfaces, 15 pp. 335-353.

Guimaraes, R.C.; Araujo, A.C.; Peres, A.E.C. 2005. Reagents in igneous phosphate ores flotation, Minerals Engineering, v. 18, pp. 199-204.

King, R.P. 1982. The prediction of mineral liberation from mineralogical texture, Anais, XIV International Mineral Processing Congress, Toronto, Can. Inst. Mining Metall., pp VIII-1.1-VIII-1.17.