



ROTAS DE BENEFICIAMENTO PARA RECUPERAÇÃO DE MINERAIS PORTADORES DE FERRO DO UNDERFLOW DO ESPESSADOR DE LAMAS DA USINA DE BRUCUTU¹

Cristiano Geraldo de Sales²
 Gunter Chaves Lipper²
 George Sales Valadão³
 Marcelo Ferreira Calixto⁴

Resumo

Foram investigadas rotas de concentração para os minerais portadores de ferro contidos no espessador de lamas da usina de Brucutu visando à produção de pellet feed para redução direta e à minimização de geração de rejeitos. A taxa de underflow é de aproximadamente 270 t/h, podendo-se chegar a 370 t/h. A análise química mostrou o seguinte: Fe 46,0%, SiO₂ 15,0%, Al₂O₃ 10,0%, PPC 10,0%, P 0,16%, Mn 0,15%. Amostras foram submetidas a estudos de caracterização. Os resultados desta etapa evidenciaram alto teor de goethita botrioidal, seguida de hematita lamelar, como o segundo portador de ferro, argilominerais, principalmente a caolinita, associados à goethita terrosa. Foram propostas três rotas de concentração. A primeira rota (rota A) se baseou na realização de testes piloto de concentração magnética e flotação em célula convencional. A segunda rota (rota B) utilizou-se apenas de testes de flotação em bancada. A terceira rota (rota C) foi realizada exclusivamente com o concentrador gravítico "Falcon". Uma quarta rota de concentração magnética (rota D), também foi testada de forma exploratória. Foi coletada amostra exclusiva para este teste, não tendo sido realizada caracterização, conforme as demais. O melhor resultado foi alcançado a partir do cenário proposto da "rota D". Considerando o projeto implantado, poderia ser recuperado em torno de 12,7% de toda a massa gerada no underflow do espessador de lamas de Brucutu. A produção total calculada seria da ordem de 363.026 t/a, Fe 66,76%, SiO₂ 0,76% e PPC 2,45%. Além deste ganho de produção, a massa total de rejeitos deverá ser diminuída, a vida útil da barragem de rejeitos aumentada, e decorrentes impactos ambientais serão atenuados ou até mesmo, evitados.

Palavras-chave: Lamas; Recuperação; Underflow; Espessador; Brucutu.

ROUTES OF PROCESS TO IRON MINERALS RECOVERY OF UNDERFLOW OF THE SLIMES THICKENER OF THE BRUCUTU PLANT

Abstract

Routes were investigated for the concentration of iron minerals contained in the slimes thickener of the Brucutu plant aimed at producing pellet feed for direct reduction and minimization of tailing generation. The current rate is approximately 270t/h and can reach up to 370t/h in the future. Chemical analysis showed the following contents: Fe 46.0%, SiO₂ 15.0%, Al₂O₃10.0%, PPC 10.0%, P 0.16%, Mn 0.15%. Samples were submitted to characterization studies. The results of this stage showed high levels of botrioidal goethite, followed by lamellar hematite as the second iron carrier mineral, clay minerals, mainly kaolinite, with earthy goethite associated. Three concentration routes were proposed. The first route (route A) was based on pilot testing of magnetic concentration and flotation in conventional cell. The second route (route B) was used only in bench scale flotation tests. The third route (route C) has been carried out with the gravity concentrator "Falcon". A fourth route of magnetic concentration (route D), was also tested in an exploratory way. Sample was taken exclusively for this test and it was not studied mineralogical and technological characterization, as the others. The best overall result was achieved from the proposed scenario of the "route D". Whereas the deployed project, could be recovered around 12.7% of all mass produced in the underflow of the slimes thickener of the Brucutu. The calculated total production would be around 363,026t/a, Fe 66.76%, SiO₂ 0.76% and 2.45% PPC. Apart from this production increased, the total mass of waste should be decreased, the life of the tailings dam increased, and resulting environmental impacts will be mitigated or even avoided.

Key words: Slimes; Recovery; Underflow; Thickener; Brucutu.

¹ Contribuição técnica ao 6th International Congress on the Science and Technology of Ironmaking – ICSTI, 42^o Seminário de Redução de Minério de Ferro e Matérias-primas e 13^o Seminário Brasileiro de Minério de Ferro, 14 a 18 de outubro de 2012, Rio de Janeiro, RJ, Brasil.

² Engenheiro de Processo, Gerência de Engenharia de Processo, Vale, Brasil.

³ Professor Departamento de Engenharia de Minas, UFMG, Brasil.

⁴ Gerente Engenharia de Processo, Vale, Brasil.



1 INTRODUÇÃO

A indústria de mineração dos tempos atuais tem cada vez mais investido em projetos de expansão de suas usinas. Se por um lado, há uma busca constante em se atingir maiores produções a cada ano de atividade, por outro, o desafio se baseia apenas em manter o ritmo de produção presente, como forma de suprir e compensar o decréscimo das recuperações mássicas e metalúrgicas, decorrentes do empobrecimento natural da qualidade química de nossas jazidas.

Com a redução dos teores de ferro nas jazidas de todo o mundo, há uma maior geração de rejeitos oriundos de diversos fluxos das operações unitárias de concentração. Logo, se torna cada vez mais necessário aumentar a eficiência dos processos de beneficiamento mineral como um todo, almejando-se maiores recuperações metalúrgicas, e minimizando os impactos ambientais agravados pela “perda” de minerais portadores de ferro que seguem para as barragens de rejeito.

Buscando solucionar este desafio, atualmente as empresas de mineração têm se empenhado em avançar as suas técnicas de processamento mineral no sentido de reprocessar os rejeitos gerados em todo seu processo industrial, os quais muitas vezes contêm um alto percentual de minerais de interesse que não foram recuperados. Também existe a tendência em se desenvolver novas aplicações e/ou produtos para este material recuperado.

As lamas geradas nos processos de beneficiamento de minério de ferro possuem considerável teor de ferro e encontram-se predominantemente no tamanho abaixo de $10\mu\text{m}$ ⁽¹⁾. Geralmente são descartadas após o processamento das operações de deslamagem, através dos fluxos de overflow dos hidrociclones.

O pequeno tamanho das partículas que constituem as lamas, bem como determinados minerais contaminantes que compõem sua massa, impossibilitam ou, simplesmente, dificultam a dinâmica dos principais métodos de concentração conhecidos até o momento. São tradicionalmente conhecidas como partículas deletérias, tanto para o processo de flotação, quanto para os processos de concentração gravítica e magnética. No entanto, alguns estudos mostraram bons potenciais de recuperação deste material, como foi o caso dos trabalhos realizados por Oliveira ⁽²⁾ e Rocha. ⁽³⁾

O *underflow* do espessador de lamas da usina de Brucutu gera, atualmente, uma taxa média de sólidos de aproximadamente 270 t/h, podendo chegar a 370 t/h com a futura expansão da usina.

Em relação à qualidade química, o teor de Fe das lamas é de aproximadamente 46%. Quanto aos demais elementos contaminantes, os valores são em torno de: SiO_2 15%, Al_2O_3 10%, PPC 10%, P 0,16% e Mn 0,15%.

É notória a relevância em se buscar novas tecnologias que possibilitem a maior recuperação possível dos minerais portadores de ferro deste fluxo. Deste modo, deve-se procurar atingir qualidade de concentrado que atenda às atuais necessidades do mercado, e ao mesmo tempo, minimizar os impactos ambientais com a redução da massa de resíduos sólidos direcionados à barragem de rejeitos.

2 OBJETIVOS

- Caracterizar o fluxo de underflow gerado pelo espessador de lamas de Brucutu através da determinação da composição química, mineralógica, e granulométrica;



- investigar rotas de beneficiamento que sejam mais adequadas para recuperar minerais portadores de Fe contidos no underflow do espessador de lammas, buscando-se atingir a maior recuperação metalúrgica possível; e
- diminuir a massa total de rejeitos da usina de Brucutu.

3 MATERIAIS E MÉTODOS

O presente trabalho pode ser organizado em três etapas principais e distintas: amostragem, caracterização das amostras e testes de concentração. Na etapa de amostragem foi coletada massa suficiente para a etapa de caracterização, proveniente do *underflow* do espessador de lammas de Brucutu. Na etapa seguinte realizou-se a caracterização mineralógica e tecnológica da amostra, o que incluiu análise química, análise granulométrica, identificação e quantificação mineralógica das amostras. Para a etapa de testes de concentração foi realizada nova amostragem de grande volume e realizados os testes em escala piloto e de bancada, baseados na interpretação dos resultados da etapa de caracterização. Nesta última etapa, também foi realizada nova caracterização mineralógica e tecnológica do material utilizado, pelo qual foi possível se confirmar os resultados obtidos na primeira análise.

Uma terceira amostra também foi coletada e direcionada a testes exploratórios de concentração magnética de bancada. No entanto, para esta não foi realizada caracterização mineralógica.

A figura 1 apresenta um diagrama resumido de todas as atividades descritas.

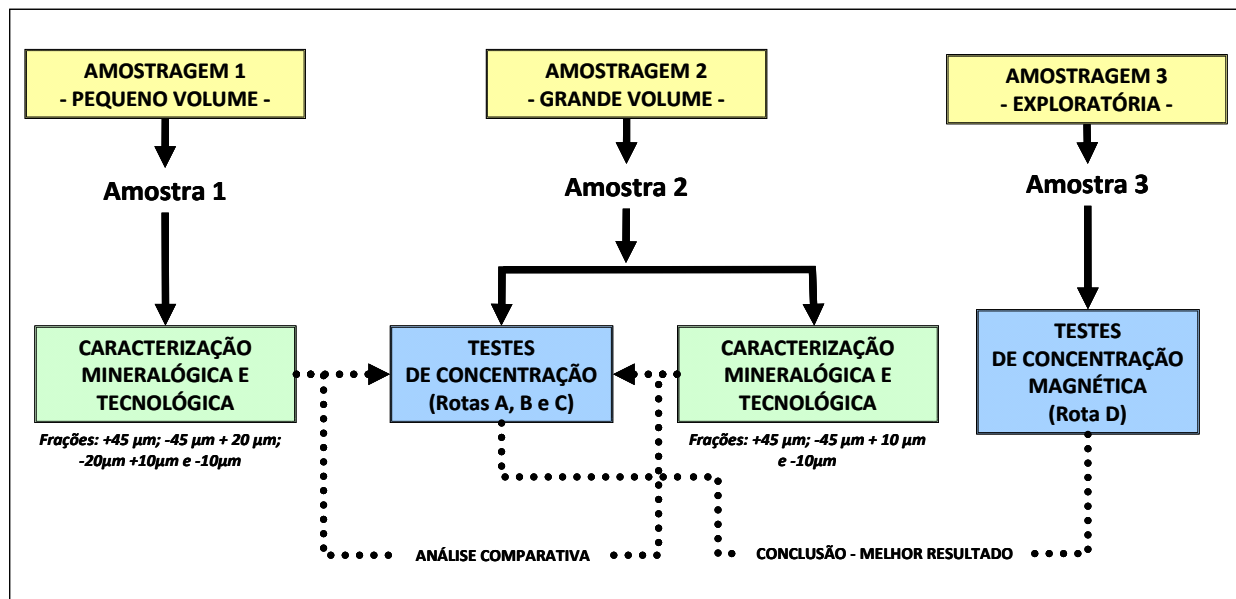


Figura 1. Diagrama resumido da metodologia do trabalho.⁽⁴⁾

3.1 Amostragem

A massa mínima necessária e representativa de amostra foi, inicialmente, determinada em função da necessidade imposta por cada análise e teste. Foi retirada a primeira amostra de pequeno volume (“amostra 1”), na descarga da tubulação do recalque do bombeamento de underflow do espessador de lammas. A amostra foi, em seguida, direcionada para a realização dos primeiros trabalhos de caracterização mineralógica e tecnológica.



Para a etapa de testes de concentração foi coletada amostra de grande volume (“amostra 2”). A amostra foi posteriormente homogeneizada e quarteada, tendo sido, em seguida, direcionada para os devidos laboratórios de testes. Parte desta amostra foi submetida à nova etapa de caracterização. Um terceira amostra (“amostra 3”), foi coletada em momento distinto das demais e direcionada a testes exploratórios de concentração magnética de bancada. Vale ressaltar que não foram realizados novos estudos de caracterização mineralógica e tecnológica para esta última amostra.

3.2 Caracterização das Amostras

Nesta etapa foram realizados medição do pH da polpa, cálculo do percentual de sólidos, análise granulométrica, fracionamento em *cyclosizer*, análise de química global e por faixa granulométrica. As frações foram destinadas a estudos de caracterização mineralógica, incluindo DRX – difração de raios-X e MEV – microscopia eletrônica de varredura. A figura 2 ilustra todo o procedimento desta etapa.

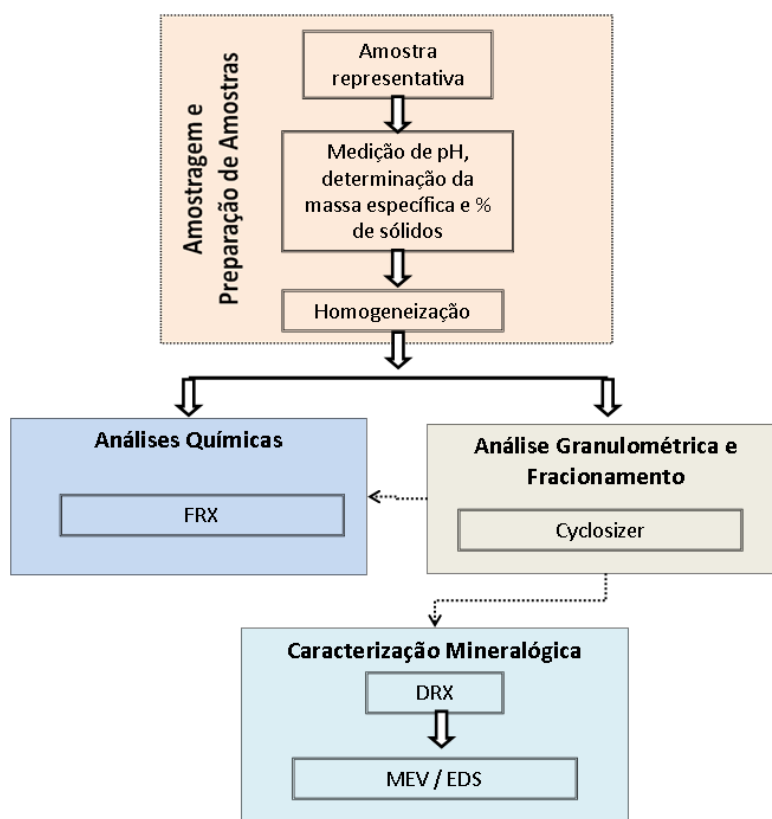


Figura 2. Fluxograma de caracterização das amostras. (4)

3.3 Testes de concentração

As rotas para os ensaios tecnológicos de concentração foram determinadas com base nos resultados das etapas de caracterização. Neste sentido, foram investigadas três rotas distintas (rota A, rota B e rota C). Houve também uma quarta rota investigada (rota D), cuja amostra de mesmo fluxo, porém provavelmente, com características distintas da anterior, foi oportunamente aproveitada e utilizada para testes, não passando pelas etapas de caracterização descritas anteriormente.



Os testes citados foram realizados em escala piloto e de bancada, como se segue:

- Rota A: Concentração magnética (*rougher*) e flotação convencional (*cleaner*).
- Rota B: Flotação convencional (com e sem micro-deslamagem prévia) e flotação pneumática (*rougher* e *cleaner*).
- Rota C: Concentração gravítica (*rougher*, *scavenger I*, *scavenger II* e *scavenger III*).
- Rota D: Concentração magnética (*rougher*, *cleaner*, *scavenger* e *cleaner* do *scavenger* – *scavenger II*).

3.3.1. Rota A

A rota A baseou-se num primeiro estágio (*rougher*) de concentração magnética, no qual se testou a eficiência de dois equipamentos WHIMS piloto distintos (A – maior capacidade e B – menor capacidade). O estágio *cleaner* utilizou-se apenas flotação em bancada.

Após testes exploratórios de concentração magnética, nos quais foram investigadas diversas variáveis de processo (incluindo investigação de pH), e parâmetros dos equipamentos, realizou-se, em seguida, um teste conclusivo na melhor condição encontrada na etapa anterior. Neste segundo momento, foram gerados fluxos de concentrado, médio e rejeito, tendo-se acumulado massa de concentrado suficiente para alimentar os testes do próximo estágio (flotação convencional em bancada – *cleaner*). As massas de rejeito e médio foram agrupadas, medidas e analisadas em seguida. Para os testes de flotação foram investigadas diversas variáveis: dosagens de amido e amina, pH e % sólidos.

A figura 3 apresenta o fluxograma dos testes em formato de diagrama.

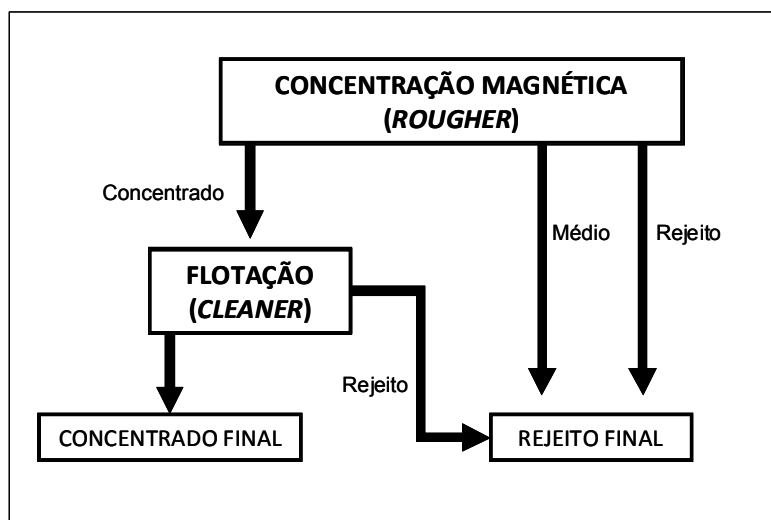


Figura 3. Fluxograma da rota A dos testes de concentração. ⁽⁴⁾

3.3.2 Rota B

A próxima rota investigada – rota B – foi baseada exclusivamente em testes de flotação. Inicialmente foram realizados testes exploratórios em células convencionais de bancada, com o objetivo de se investigar a melhor combinação de dosagens de reagentes.

Em seguida, baseado na melhor condição dos testes exploratórios, novos testes de flotação foram realizados: teste padrão (duplicata), micro-deslamagem seguida de flotação convencional e flotação pneumática. A figura 4 ilustra a sequencia dos testes da rota B.

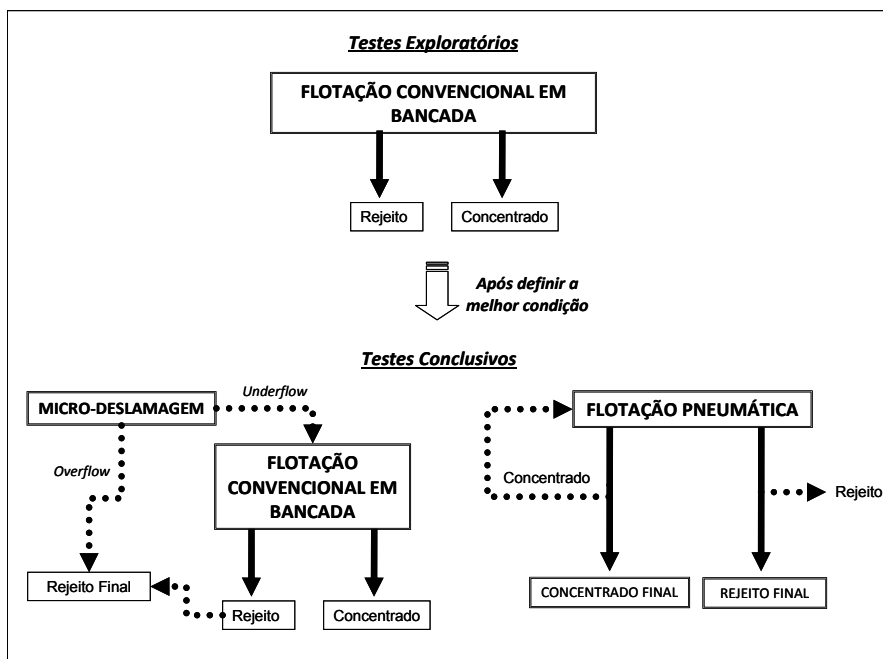


Figura 4. Fluxograma da rota B dos testes de concentração. ⁽⁴⁾

3.3.3. Rota C

A rota C foi realizada exclusivamente por concentração gravítica, através do equipamento Falcon – modelo L40, no laboratório da UFMG. Os testes foram realizados em duplicata com os seguintes parâmetros: campo centrífugo de 600G, vazão de água de processo igual a 12,8l/min, vazão de alimentação igual a 1l/min, pH 10,5 e % sólidos de 20,0%. O fluxograma seguido nos testes está representado na figura 5 a seguir.

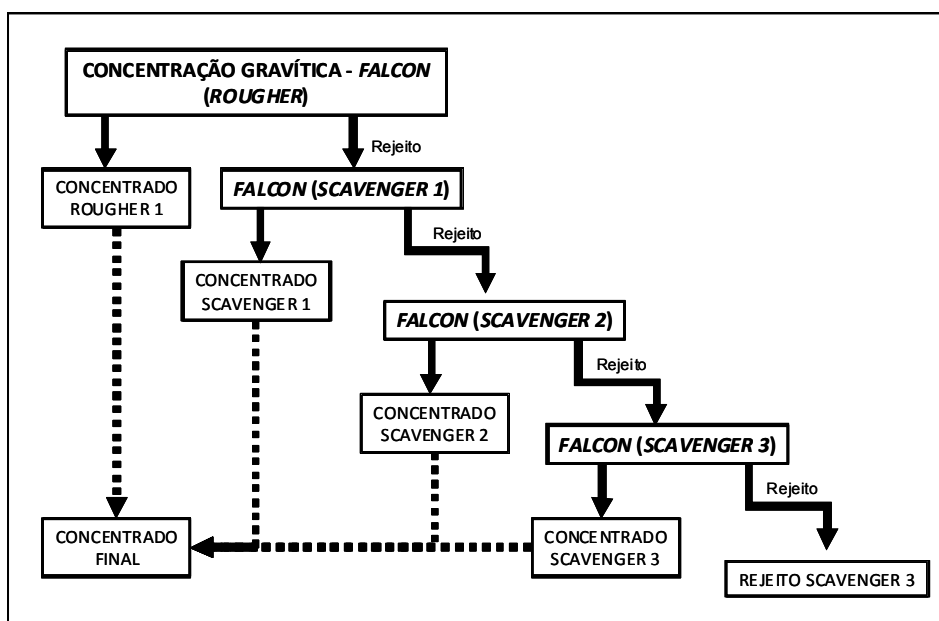


Figura 5. Fluxograma da rota C dos testes de concentração gravítica. ⁽⁴⁾

3.3.4 Rota D

A rota D foi a última rota investigada. Conforme citado anteriormente, vale ressaltar que a amostra testada pode possuir algumas características distintas das demais. Embora represente o mesmo fluxo, esta foi oportunamente coletada em um



momento de operação de usina distinto da anterior. Sendo assim, suas características químicas, físicas e mineralógicas (ainda que não tenha sido realizada uma caracterização específica para esta), não devem ser exatamente iguais aos da amostra 1 e 2.

Apenas concentração magnética foi testada nesta última etapa. Foi utilizado um único concentrador eletromagnético de alta intensidade, escala de laboratório, modelo WHC-01B (nome comercial). As mesmas variáveis foram testadas em todos os estágios: campo magnético de 14.000 Gauss, GAP de 1,5mm e % sólidos de 30,0%. Os testes se desenvolveram segundo a rota apresentada na figura 6.

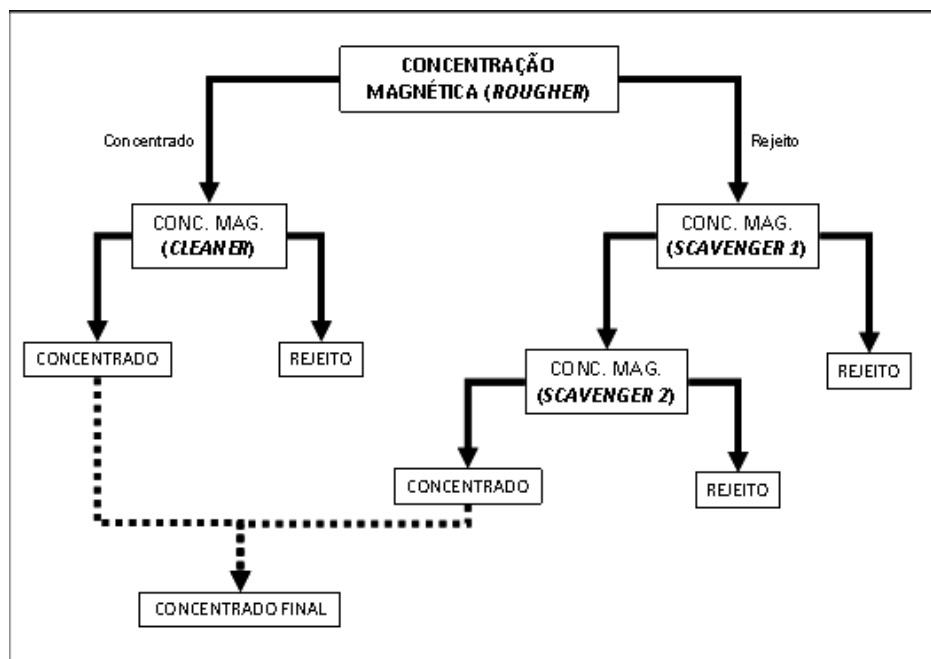


Figura 6. Fluxograma da rota D dos testes de concentração magnética em escala de bancada. ⁽⁴⁾

4 RESULTADOS

4.1 Caracterização das Amostras

Os resultados da etapa de caracterização auxiliaram a tomada de decisão quanto à definição das rotas de processo. Análises químicas evidenciaram qualidades similares entre as amostras 1 e 2. A amostra 1 possui os seguintes teores: Fe 45,91%; SiO₂ 15,42; P 0,155%; Al₂O₃ 9,28 Mn 0,089 e PPC 8,35. Já a amostra 2 apresentou a seguinte qualidade: Fe 46,70; SiO₂ 10,89 P 0,157; Al₂O₃ 10,21; Mn 0,144 e PPC 10,29. A figura 7 ilustra em um gráfico as distribuições granulométricas das amostras analisadas.

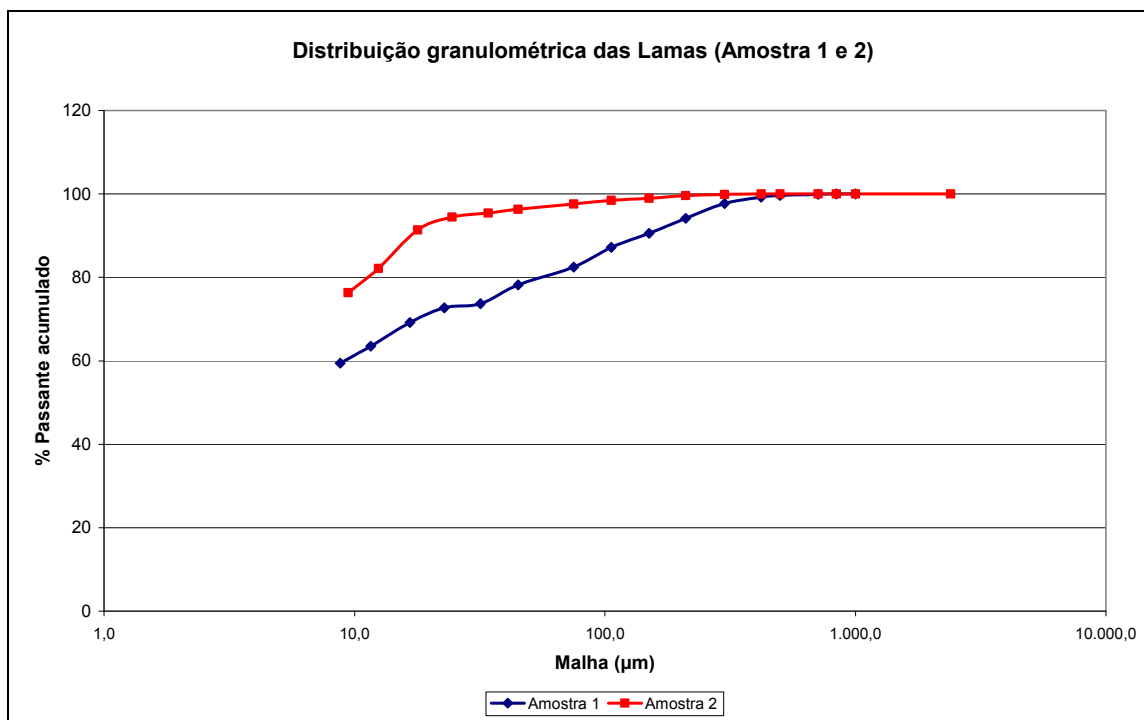


Figura 7. Distribuição granulométrica das amostras 1 e 2. ⁽⁴⁾

Pela distribuição granulométrica, também se observa que a amostra 2 é mais fina. Seu d_{80} é próximo de $10\mu\text{m}$, enquanto o d_{80} da amostra 1 é em torno de $45\mu\text{m}$. A quantificação mineralógica baseou-se, principalmente, pela análise dos resultados de difração de raios-X (DRX), complementados pelas análises químicas e pelos estudos de microscopia eletrônica de varredura (MEV) com microanálise EDS. As tabelas 1 e 2 mostram, respectivamente, as composições mineralógica das amostras 1 e 2.

Tabela 1. Composição Mineralógica – Amostra 1

Fração	Massa (%)	Hematita	Goethita	Quartzo	Caolinita	Gipsita	Fechamento Mineralógico
+45,0µm	21,83	27,1	32,3	30,1	8,0	2,5	100,0
+20,0µm	5,48	77,1	14,3	7,1	0,0	1,5	100,0
+10,0µm	13,29	37,6	45,8	9,0	0,0	7,6	100,0
-10,0µm	59,4	20,0	48,8	2,5	20,6	8,1	100,0
Global	100	27,0	42,9	9,6	14,0	6,4	100,0

Tabela 2. Composição Mineralógica – Amostra 2. ⁽⁴⁾

Fração	Massa (%)	Hematita	Goethita	Quartzo	Caolinita	Gipsita	Fechamento Mineralógico
+45,0µm	3,7	65,4	10,6	22,0	2,0	0,0	100,0
+10,0µm	14,2	46,1	38,5	9,3	3,0	3,1	100,0
-10,0µm	82,1	25,2	45,2	3,7	16,6	9,3	100,0
Global	100	29,7	43,0	5,2	14,1	8,1	100,0

Pelos resultados das tabelas anteriores, fica evidente a importante participação de Goethita como o principal mineral portador de ferro em ambas as amostras. Os resultados das análises de microscopia eletrônica de varredura – MEV também evidencia que a SiO_2 contida nas amostras está, principalmente presente na Caolinita. As figuras 8 e 9 ilustram alguns exemplos de imagens analisadas por MEV / EDS.

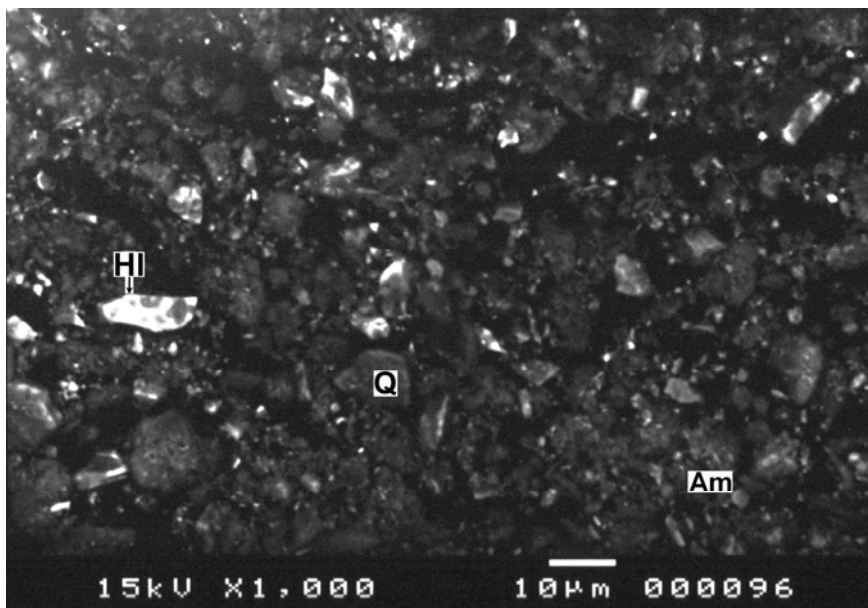


Figura 8. Fração -10µm Amostra 1 global – Partículas muito pequenas, com preponderância de goethita terrosa com mistura dos argilominerais (Am) caolinita e gibsita. Este conjunto de minerais compõem as partículas de cor escura. Notam-se algumas partículas de hematita lamelar (HI) e quartzo (Q), sendo este menos abundante. As partículas estão essencialmente liberadas. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER).⁽⁴⁾

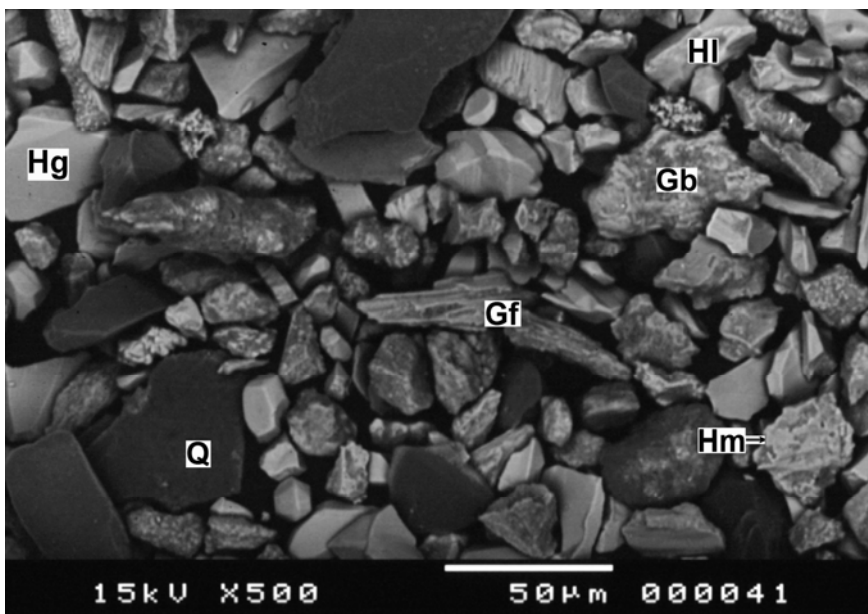


Figura 9. Fração -45µm +10µm Amostra 2 global – Partículas, com preponderância de hematita lamelar (HI), mas com presença de granular (Hg) e martítica (Hm). Goethitas botrioidal (Gb) e fibrosa (Gf) e pouco quartzo (Q) estão presentes. As partículas estão essencialmente liberadas. MEV, imagem de elétrons retroespalhados (IER).⁽⁴⁾

4.2 Testes de Concentração

Os tópicos seguintes resumem os melhores cenários obtidos para cada rota testada.

4.2.1 Rota A

A figura 10 apresenta gráfico comparativo de testes de concentração magnética variando o pH da polpa alimentada em 7,4 (pH natural) e 10,3 (polpa dispersa), no equipamento piloto B (menor capacidade).

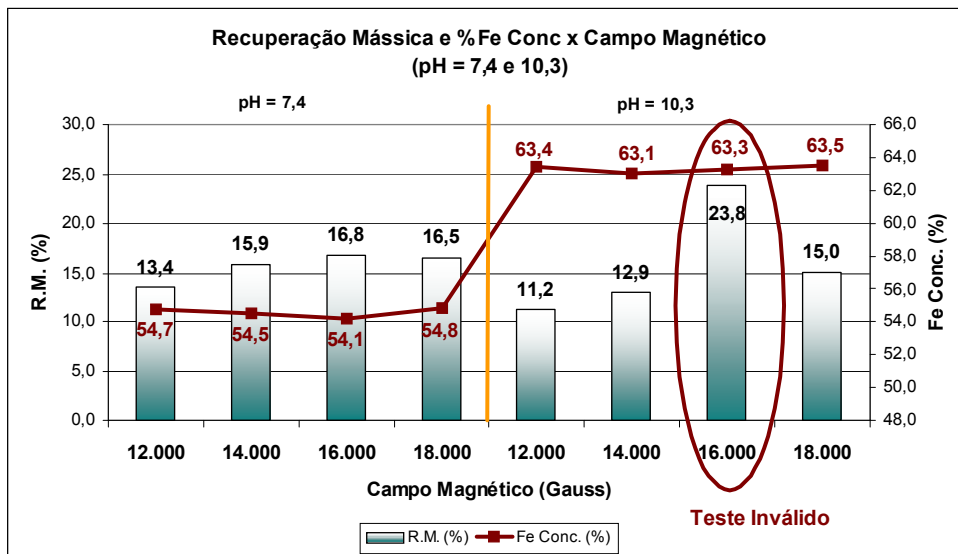


Figura 10. Comparação entre resultados dos testes em equipamento piloto considerando pH em 7,4 e 10,3.⁽⁴⁾

De acordo com os resultados acima, foi definido que o melhor teste foi aquele em que se obteve recuperação mássica de 12,9% e teor de ferro no concentrado igual a 63,1%. As variáveis testadas foram as seguintes: GAP da matriz de 1,5 mm, campo magnético igual a 14.000 Gauss (ainda possível de ser utilizado industrialmente), pH 10,3 (obtido através de dosagem de NaOH na polpa de alimentação) e % Sólidos de 30,0%.

O teste de flotação em bancada (estágio *cleaner*) em que se obteve os melhores resultados, foram a partir das seguintes variáveis: dosagem de amido de 1.000g/t, dosagem de amina de 1.500g/t SiO₂, pH 10,5 e % Sólidos de 30,0%.

Após o fechamento global do circuito, foram obtidos os seguintes resultados (tabela 3):

Tabela 3. Resultados Rota A ⁽⁴⁾

Resumo Rota A	
Fe Alimentação (%)	46,3
Fe Rejeito (%)	44,6
Fe Concentrado (%)	64,4
Rec. Mássica (%)	10,1
Rec. Metalúrgica (%)	14,1
Produtividade (t/h)	37,5
Produção Anual (t/a)	288.943

4.2.2 Rota B

Os testes de flotação realizados para rota B demonstraram que o melhor cenário proposto foi baseado em micro-deslamagem como etapa prévia, e em seguida, flotação em célula convencional (1.000g/t e 2.000g/t_{SiO2} de dosagem de amido e amina, respectivamente). Também foi dosado Hexametáfosfato de sódio a 200g/t.

A tabela 4 apresenta um resumo do resultado global do circuito.

**Tabela 4.** Resultados Rota B ⁽⁴⁾

Resumo Rota B	
Fe Alimentação (%)	46,9
Fe Rejeito (%)	44,5
Fe Concentrado (%)	64,6
Rec. Mássica (%)	12,1
Rec. Metalúrgica (%)	16,7
Produtividade (t/h)	44,9
Produção Anual (t/a)	345.774

4.2.3 Rota C

Os testes de concentração gravítica no equipamento *Falcon* foram realizados em duplicata. E em nenhum teste foram observados resultados relevantes.

Para fins comparativos com as demais rotas estudadas, a tabela 5 apresenta o resultado global do circuito, considerando apenas a utilização do estágio rougher.

Tabela 5. Resultados Rota C. ⁽⁴⁾

Resumo Rota C	
Fe Alimentação (%)	47,2
Fe Rejeito (%)	44,9
Fe Concentrado (%)	61,4
Rec. Mássica (%)	13,6
Rec. Metalúrgica (%)	17,7
Produtividade (t/h)	50,4
Produção Anual (t/a)	388.746

4.2.4 Rota D

Conforme ressaltado, para a rota D proposta, utilizou-se amostra diferente dos demais testes. Tal amostra possui teor de ferro maior que as demais (Fe 51,17%; SiO₂ 9,25; P 0,168%; Al₂O₃ 7,88%; Mn 0,081% e PPC 8,97%). Admitiu-se para a análise e balanço de massas final desta rota apenas os resultados baseados nos estágios *rougher* e *cleaner*. A tabela 6 apresenta os resultados finais.

Tabela 6. Resultados Rota D. ⁽⁴⁾

Resumo Rota D	
Fe Alimentação (%)	51,2
Fe Rejeito (%)	48,9
Fe Concentrado (%)	66,8
Rec. Mássica (%)	12,7
Rec. Metalúrgica (%)	16,6
Produtividade (t/h)	47,1
Produção Anual (t/a)	363.026

A partir dos resultados acima, bem como análise comparativa de todos os resultados das rotas testadas, conclui-se que a rota D, a qual se empregou um concentrador eletromagnético de alta intensidade, em escala de bancada, foi a que evidenciou o melhor cenário. Além dos maiores valores obtidos de recuperação mássica (12,7%) e metalúrgica (16,6%), comparado às demais rotas estudadas, o %Fe no concentrado obtido foi de 66,8%, maior que todos os demais. Vale também ressaltar



que, como se trata de uma amostra distinta das demais, a qualidade química da alimentação da Rota D (%Fe=51,17), é superior ao da amostra 2 testada nas demais rotas (%Fe≈46,70). Este fato pode favorecer uma maior recuperação mássica.

5 DISCUSSÃO E CONCLUSÕES

Dentre as rotas de processo estudadas, aquela em que se obtiveram os melhores resultados, do ponto de vista de recuperação mássica, metalúrgica, seletividade de processo e qualidade química do concentrado foi a “rota D”. O único equipamento utilizado foi o concentrador magnético de laboratório tipo WHIMS, e as variáveis empregadas foram: GAP de 1,5mm, campo magnético de 14.500 Gauss e % sólidos igual a 30,%, em ambos os estágios *rougher* e *cleaner*. A produção anual calculada foi de 363.026 t/a, considerando um rendimento operacional de 88,0%, operando 365 dias por ano. A qualidade de Fe no concentrado é de 66,8% e teor de SiO₂ igual a 0,76%. O teor de PPC é de 2,45%, valor razoável devido à grande quantidade de argilominerais e outros minerais contaminantes presentes na alimentação. A recuperação mássica atingida foi de 12,7%. Isto representa um aumento em torno de 1,0 % na recuperação mássica da usina de Brucutu, bem como diminuição na mesma proporção da massa direcionada para a barragem de rejeitos.

Agradecimentos

Aos gerentes Marcelo Calixto (GAEHS / VALE) e Joaquim Toledo (GEPDS / VALE), pelo apoio incondicional. A toda equipe de Engenharia de Processo. Aos professores Antônio Clark Peres e George Sales Valadão pela relevante orientação. Às empresas Gaustec e Inbrás pela execução dos testes de concentração.

REFERÊNCIAS

- 1 WOLFF, A.P. (2009) Caracterização de rejeitos de minério de ferro de minas da VALE. Dissertação do programa de pós-graduação em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, MG.
- 2 OLIVEIRA, P.S. (2006) Rotas para recuperação de ferro fino contido no underflow do espessador de lama da usina de Conceição. Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.
- 3 ROCHA, L. (2008) Estudo de aproveitamento econômico das lamas de uma mineração de ferro, através de concentração por flotação catiônica reversa. Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.
- 4 SALES, C. G. (2012) Rotas de beneficiamento para recuperação de minerais portadores de ferro do underflow do espessador de lamas da usina de Brucutu. Dissertação de mestrado em Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG.