

MINERALOGICAL AND TECHNOLOGICAL CHARACTERIZATION OF COMPACT ITABIRITE OF THE LAGOA DAS FLORES MINE, MG ¹

João Antônio Vasconcelos²
Paulo Roberto Gomes Brandão³
Lucas Nogueira Lemos⁴

Abstract

The Lagoa das Flores Mine is an important iron ore deposit located at the Serra Azul complex in the Northwestern border of the Ferriferous Quadrangle, Minas Gerais, where other important mines also occur, such as Arcelor Mittal, Usiminas, MBL and MMX. Presently 2,200,000t/year of waste are generated; 70% of this waste is comprised by compact itabirite. The goals were to perform a mineralogical characterization and the development of process routes for this ore type by bench scale testing. The latter was carried out by work index and abrasion index determinations and magnetic concentration, desliming and flotation testing. The ore was composed by quartz, martitic hematite and minor magnetite; the average iron content was 34.3% and the quartz liberation degree was 92% below 0.075mm. The best processing route was grinding to -0.15mm, followed by medium and high strength field magnetic concentration, regrinding to -0.053mm and reverse cationic flotation. Therefore, a final concentrate was obtained with 67.8% Fe, 1.84%SiO₂ contents and metallic recovery of 83%.

Key words: Compact itabirite; Characterization; Process route; Waste.

CARACTERIZAÇÃO MINERALÓGICA E TECNOLÓGICA DE ITABIRITO COMPACTO DA MINA LAGOA DAS FLORES, MG

Resumo

A Mina Lagoa das Flores constitui uma das principais ocorrências de minério de ferro situada no Complexo Serra Azul, localizado na borda noroeste do Quadrilátero Ferrífero, onde encontram-se outras empresas como Arcelor Mittal, Usiminas, MBL e MMX. Atualmente são gerados cerca de 2.200.000t/ano de estéril, sendo 70% deste constituído de itabirito compacto. Os objetivos foram, para esta tipologia, a caracterização mineralógica e o desenvolvimento de rotas de processo, por ensaios de bancada com estudos de work índice, índice de abrasão e ensaios de concentração magnética, deslamagem e flotação. O minério mostrou-se composto essencialmente por quartzo e hematita martítica, com magnetita minoritária; o teor médio de Fe foi 34,3%; o grau de liberação do quartzo foi de 92% abaixo de 0,075mm. A melhor opção para aproveitamento do minério foi a moagem a -0,15mm, seguida de concentração magnética de médio e alto campo, remoagem a -0,053mm e flotação catiônica reversa. Assim, foi possível obter um concentrado final com 67,8%Fe e 1,84%SiO₂ e recuperação metálica de 83%.

Palavras-chave: Itabirito compacto; Caracterização; Rota de processo; Estéril.

¹ Technical contribution to the 40th International Meeting on Ironmaking and 11th International Symposium on Iron Ore, September 19 – 22, 2010, Belo Horizonte, MG, Brazil.

² Engenheiro de Minas, Mestrando do Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da UFMG

³ Professor Emérito do Depto. Engenharia de Minas da UFMG, Ph.D., membro da ABM.

⁴ Diretor de Produção, Minerita Minérios Itaúna Ltda

1 INTRODUÇÃO

Diante do esgotamento de minérios de alto teor de ferro e devido ao aumento da demanda de minérios, vem sendo incentivado o desenvolvimento de tecnologias para otimizar os processos existentes ou de novos processos para aproveitamento de minérios de baixo teor, antes tidos como estéreis, além de recuperar estes depósitos que representam um passivo ambiental.

A Mina Lagoa das Flores pertencente à empresa Minerita Minérios Itaúna Ltda. certificada na ISO 9001:2008 e ISO 14.001:2004 movimenta anualmente cerca de 5Mt, sendo 2,8 Mt de minério e 2,2 Mt de estéril. De todo o ROM, são gerados aproximadamente 0,8 Mt/ano de granulado (6,35 mm à 31,75 mm) e 1,5 Mt/ano de sinter-feed, além do pellet-feed estocado atualmente em barragens de rejeito que será processado em meados de 2011. Entretanto não existe uma destinação para as pilhas de estéril cuja quantidade estimada gira em torno de 30milhões de toneladas. As pilhas de estéril são formadas por 70% de itabirito compacto, sendo que o recurso mineral desta tipologia na mina é da ordem de 370 Mt.⁽¹⁾

Recentemente, rochas itabiríticas estéreis e rejeitos de processo têm sido alvo de vários estudos, envolvendo desde a caracterização mineralógica e microestrutural até ensaios de concentração para definição de rotas de processo. Através destes estudos, verificou-se ser possível o aproveitamento de diferentes tipologias de rochas itabiríticas (40%Fe) estéreis da Mina de Conceição localizada em Itabira-MG, cuja rota mais apropriada foi baseada na cominuição abaixo de 0,15mm, seguida de deslamagem e flotação, sendo possível a obtenção de concentrados dentro da especificação de pellet-feed para redução direta, com teor de SiO₂ menor que 0,80% para todas as tipologias estudadas.⁽²⁾

Atualmente existem pouquíssimas citações na literatura sobre Complexo Serra Azul, como é o caso do estudo de Calixto, que avaliou a possibilidade de concentrar um rejeito de minério de ferro itabirítico proveniente da Mina Lagoa das Flores através de flotação catiônica reversa utilizando o coletor: amina (étermonoamina) e o depressor: amido de milho.⁽³⁾

Logo, este trabalho teve como objetivos: 1) a caracterização da tipologia de itabirito compacto da Mina Lagoa das Flores; 2) o desenvolvimento de rotas de processo para o aproveitamento econômico deste material, visando à obtenção de concentrados dentro das especificações químicas para a indústria siderúrgica. Para isto, foram realizados ensaios de bancada, principalmente de flotação e de concentração magnética.

Portanto este trabalho, além da busca para aproveitamento desta tipologia visou proporcionar maior sustentabilidade do empreendimento mineiro, visto a necessidade de maximização da recuperação metalúrgica de ferro na Mina Lagoa das Flores.

2 MATERIAIS E MÉTODOS

As amostras de itabirito compacto foram coletadas em cinco frentes de lavra da Mina Lagoa das Flores, atualmente todas dispostas como estéril. As amostras foram compostas através da blendagem na proporção de 1:1 das diferentes frentes, de modo a caracterizar as litologias atualmente expostas como mostrado na Figura 1.

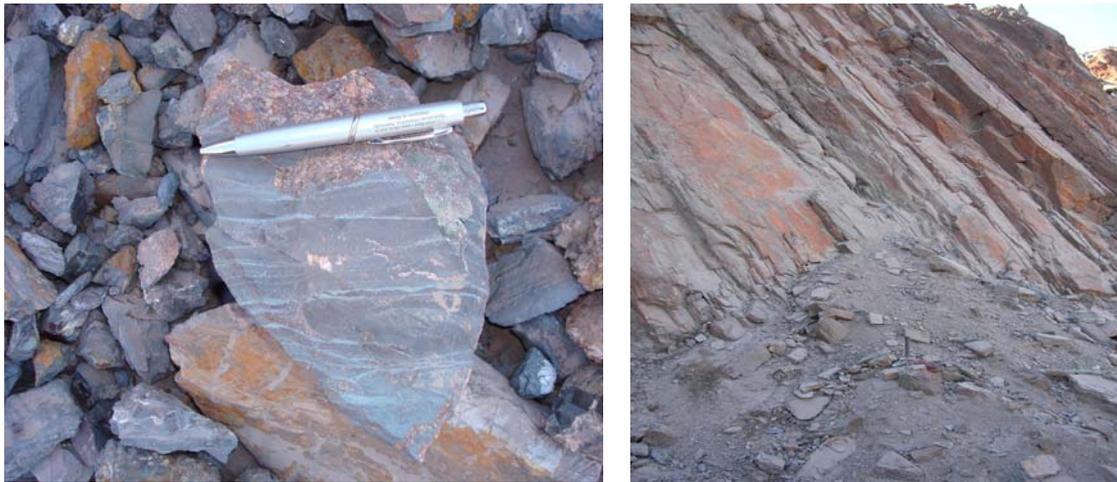


Figura 1 – Amostra e afloramento da tipologia de itabirito compacto na Mina Lagoa das Flores.

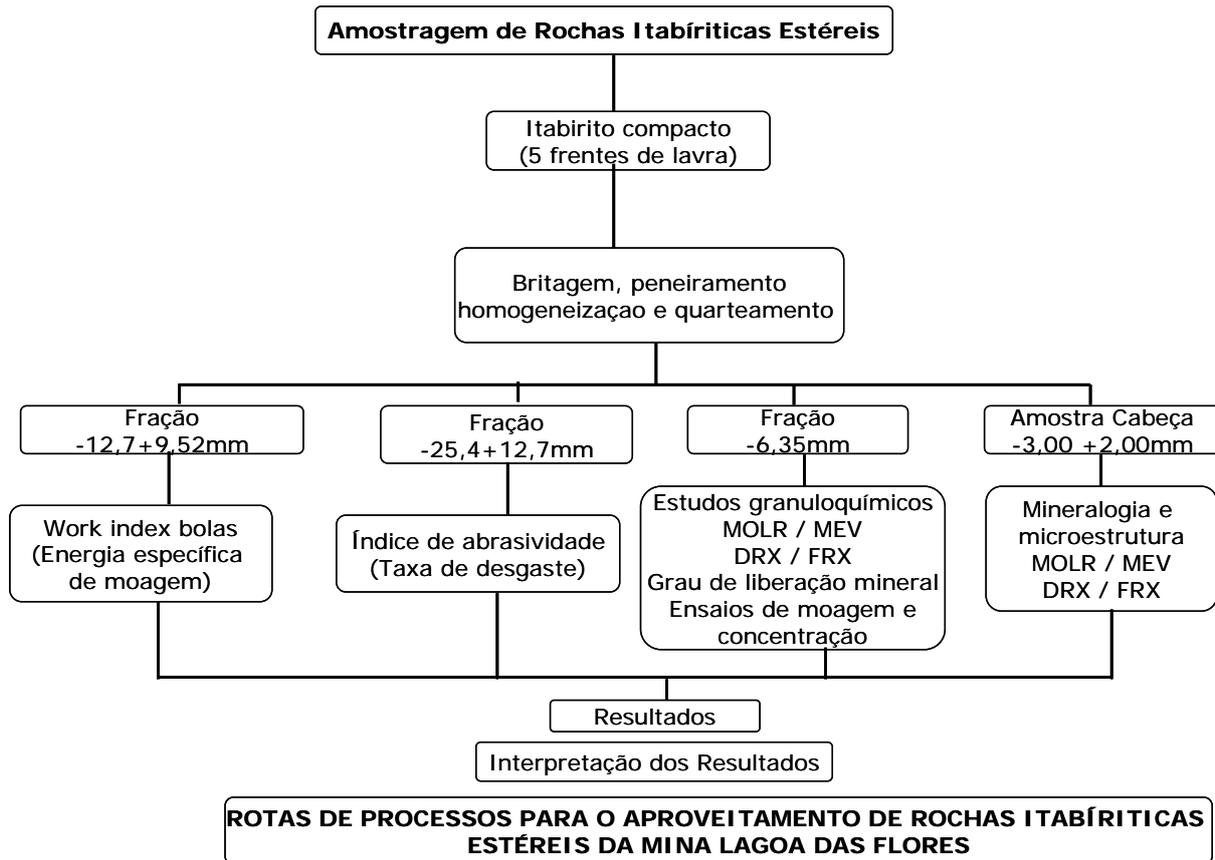
Inicialmente as amostras foram submetidas a uma etapa de britagem e peneiramento na planta de beneficiamento da Minerita Minérios, em circuito aberto com britador de mandíbula modelo 10060 Faço (britagem primária) e em circuito fechado com o rebitador cônico modelo 1144 Nordberg (britagem secundária). Após estas etapas, as amostras foram homogeneizadas em pilhas alongadas e separadas as seguintes alíquotas: 100 kg da fração $-25,4 \text{ mm}(-1'') + 12,7 \text{ mm}(1/2'')$, 100 kg da fração $-12,7 \text{ mm} (1/2'') + 9,52 \text{ mm} (3/8'')$, 100 kg da fração $-6,35 \text{ mm} (1/4'')$ e 1.000 kg da amostra cabeça cominuída abaixo de $6,35 \text{ mm} (1/4'')$. Todas estas frações foram utilizadas para os estudos apresentados na Figura 2.

Os estudos microestruturais e mineralógicos foram realizados no Laboratório de Caracterização de Minérios e Materiais da EE-UFMG e na Fundação Gorceix através da preparação de seções polidas para análise em microscópio óptico de luz refletida (MOLR) e microscopia eletrônica de varredura (MEV) com microanalisador EDS.

Foi realizada uma análise microestrutural preliminar por MOLR e MEV-EDS na fração $-3,00+2,00 \text{ mm}$ da amostra cabeça, com apoio dos seguintes métodos: difração de raios-X para amostras em pó (marca Philips, sistema X'Pert-APD e controlador PW 3710/31), espectrometria por fluorescência de raios-X (marca Philips, modelo PW 2400) para determinação dos elementos traços e análise química via úmida para determinação dos elementos principais (Fe, SiO_2 , Mn, P, Al_2O_3 , PPC, Cao, MgO e FeO). Estes ensaios foram realizados no Laboratório de Caracterização de Minérios e Materiais do Departamento de Engenharia de Minas da UFMG e a análise química via úmida realizada no laboratório da Minerita.

O microscópio óptico utilizado foi da marca Leitz/Leica, modelo Orthoplan Pol, com câmera digital Canon PowerShot S80, do Laboratório de Caracterização Mineralógica da EE-UFMG.

O microscópio eletrônico de varredura utilizado foi da marca JEOL, modelo JSM-5410, sendo as microanálises obtidas no espectrômetro dispersivo em energia (EDS) marca Noran, modelo TN-M3055.



Legenda: AQU: análise química via úmida; FRX: espectrometria por fluorescência de raios-x; DRX: difração de raios-X; MOLR: microscopia óptica de luz refletida; MEV.: microscopia eletrônica de varredura.

Figura 2 – Procedimento adotado para a preparação das amostras e estudos gerais realizados.

Para os estudos de liberação mineral foram avaliadas somente as frações mais finas, uma vez que os resultados de análise granuloquímica mostraram uma tendência de liberação nestas frações: -1,000 +0,212 mm; -0,212 +0,105 mm; -0,105 +0,075 mm; -0,075 +0,044 mm e -0,044+0,010 mm. Para estes estudos foi utilizada a técnica de microscopia óptica de luz refletida para a identificação dos minerais opacos, especialmente os portadores de ferro e quartzo. Também foi utilizada a análise química para auxiliar na determinação do grau de liberação do quartzo.

A amostra inicial de 100kg correspondente à fração -25,4 mm(1")+12,70 mm(1/2") foi homogeneizada e quarteada até a obtenção de uma alíquota de 10kg, necessária aos testes para determinação da energia específica de moagem com um moinho de Bond de 305,8 x 305,8 mm (12" x 12") como mostrado na figura 3. Vale lembrar que estes ensaios foram realizados no Centro de Testes da Metso em Sorocaba, São Paulo. Também foi homogeneizada e quarteada a amostra inicial, correspondente à fração -12,70 mm(1/2")+9,52 mm(3/8") através de pilha longitudinal até a obtenção de uma alíquota de 3kg para determinação do índice de abrasividade (Figura 3), sendo este ensaio realizado no mesmo local dos testes de Wi bond.



Figura 3 – Esquerda: moinho de bolas de Bond para determinação do work index. **Direita:** Equipamento utilizado no ensaio de bancada para determinação do índice de abrasividade.

Para os estudos de caracterização tecnológica, a amostra cabeça -6,35mm foi pré-reduzida em 3,35 mm em um britador de rolos lisos, e posteriormente foi realizada uma moagem primária -0,15 mm no moinho de bolas de bancada, de dimensões 635 mm (25”) x 762 mm (30”) do laboratório da NUTEC-Fundação Gorceix. Após a etapa de moagem primária foram selecionadas as seguintes rotas de processo:

- a) rota 1: estágio rougher (10.000 gauss), remoagem do pré-concentrado a -0,053mm do concentrado rougher, seguido do estágio cleaner em diferentes campos (8.000 gauss, 10.000 gauss e 12.000 gauss) e estágio recleaner (8.000 gauss), através de concentração magnética de alto campo utilizando separador magnético L4 da Inbrás;
- b) rota 2: deslamagem e flotação rougher, seguida da deslamagem e flotação scavenger e posteriormente remoagem a -0,053 mm dos pré-concentrados obtidos nestes estágios anteriores. Em sequência, utilizou-se uma etapa de flotação cleaner. Os reagentes utilizados foram o depressor amido de milho da Cargill gelatinizado (solução 2%p/v) com hidróxido de sódio (solução 5%p/v) e coletor etermonoamina Flotigan EDA da Clariant (2%p/v) em condições de pH 10,5;
- c) rota 3: concentração magnética de médio campo (7.500 gauss) utilizando tambor magnético em escala de bancada da Inbrás no estágio rougher; concentração magnética de alto campo (13.000 gauss) no estágio scavenger através do separador magnético L4 da Inbrás. Em seguida, remoagem dos pré-concentrados obtidos em 0,053mm e posteriormente flotação cleaner em escala de bancada com uso dos mesmos reagentes da rota 2.

Para as diferentes rotas de processo, foram avaliadas as seguintes variáveis nos concentrados obtidos dos distintos estágios de concentração: recuperação em massa, teores de Fe e SiO₂, distribuição de Fe e índice de seletividade de Gaudin, que leva em consideração a maior distribuição dos minerais de ferro no concentrado (%Fe) e a distribuição dos minerais de ganga que vão para o rejeito (%SiO₂). Após os diversos ensaios de concentração realizados na NUTEC - Fundação Gorceix, as amostras foram secadas em estufa, quarteadas, pesadas para o cálculo da recuperação em massa e pulverizadas para a realização de análise química no Laboratório de Análises da Minerita Minérios Itaúna Ltda.

3 RESULTADOS E DISCUSSÃO

A Tabela 1 mostra uma análise semiquantitativa realizada por espectrometria de fluorescência de raios-X após o blend das frentes de lavra e a Tabela 2 apresenta os resultados de análise química das diferentes frentes de lavra da tipologia de itabirito

compacto, enquanto a Tabela 3 indica o teor de elementos por faixa granulométrica após o blend das frentes.

Tabela 1 - Elementos encontrados por espectrometria de fluorescência de raios-X e sua abundância na amostra cabeça de itabirito compacto

Análise semiquantitativa			
Abundante	Médio	Pequena	Traços
Fe, Si e O	---	---	P, Al, Mg, Ti e Ni
Teores de alguns óxidos por via úmida(%)			
FeO = 3,14	CaO = 0,81	MgO = 0,16	

Tabela 2 – Composição química das amostras coletadas nas frentes de lavra

Tipologia	Frente N°	Teores (%)					
		Fe	SiO ₂	Mn	P	Al ₂ O ₃	PPC
Itabirito compacto	2B	30,82	54,92	0,035	0,033	0,59	0,10
	4B	33,02	51,78	0,031	0,026	0,46	0,07
	5A	35,15	48,58	0,020	0,029	0,63	0,10
	3B	35,90	47,54	0,033	0,035	0,42	0,14
	6A	36,43	46,36	0,035	0,032	0,67	0,29
	Blend	34,26	49,84	0,030	0,030	0,55	0,14

Tabela 3 – Análise granulométrica da amostra utilizada nos diversos estudos

Faixas granulométrica (mm)	Ret. simples(%)	Teores (%)					
		Fe	SiO ₂	Mn	P	Al ₂ O ₃	PPC
+6,35	1,40	34,53	48,54	0,11	0,04	1,76	0,01
-6,35+1,00	76,91	34,29	48,64	0,10	0,04	1,97	0,03
-1,00+0,15	14,51	33,18	49,77	0,09	0,04	1,67	0,09
-0,15	7,18	34,01	49,30	0,10	0,05	1,66	0,03
Cabeça	100,00	34,11	48,85	0,10	0,04	1,90	0,04

De acordo com a Tabela 2, apesar de haver variações nos teores de Fe e SiO₂ nas diferentes frentes de lavra da tipologia de itabirito compacto, não há variação significativa dos elementos Mn, P e Al₂O₃. Provavelmente, o teor de MgO mostrado na Tabela 1 é devido à substituição de Fe⁺² por Mg (raio atômico similar ao do Fe⁺²) em altas temperaturas por processo metamórficos, visto que o Fe⁺² está situado nos pequenos espaços tetraédricos dos oxigênios densamente empacotados (“estrutura de espinélio invertida”). Ressalta-se que o teor de FeO na amostra parece ser devido à presença de relictos de magnetita, inclusive observados no MO (figura 4) formados em condições redutoras e preservados somente por resfriamento extremamente rápido.⁽⁴⁾

Pela tabela 3 verificou-se a impossibilidade de geração de sinter-feed devido o elevado teor de SiO₂ (48% a 49%) nas faixas granulométricas. Os teores dos elementos analisados permaneceram constantes conforme a variação da granulometria, exceto para o teor de PPC que teve maior valor na faixa: -1,00+0,15mm (0,09%), porém não foi detectada quantidade significativa de goethita na amostra como informado na figura 6. O difratograma da amostra cabeça de itabirito compacto indicou que o mineral quartzo (raia de intensidade 100: d=3,32Å) é a fase mais abundante, seguida pelo mineral hematita (raia de intensidade 100:

$d=2,68\text{\AA}$); também foi observado um alto grau de cristalinidade das fases minerais, sem nenhum indício de amorfização.

Observa-se na Figura 4, que os grãos de hematita lamelar ocorrem associadas a hematita martítica e relictos de magnetita, porém, de acordo com o levantamento dos constituintes minerais da amostra de itabirito compacto apresentado na figura 6, verifica-se que a hematita lamelar e os relictos de magnetita contribuem apenas com 1,26% e 0,77%, respectivamente. Também foram observadas fraturas, tanto nos grãos de hematita martítica como nos de quartzo, o que favorece a fragmentação, principalmente pelo uso de equipamentos que proporcionem uma maior tensão de compressão das partículas, como a prensa de rolos.^(5,6)

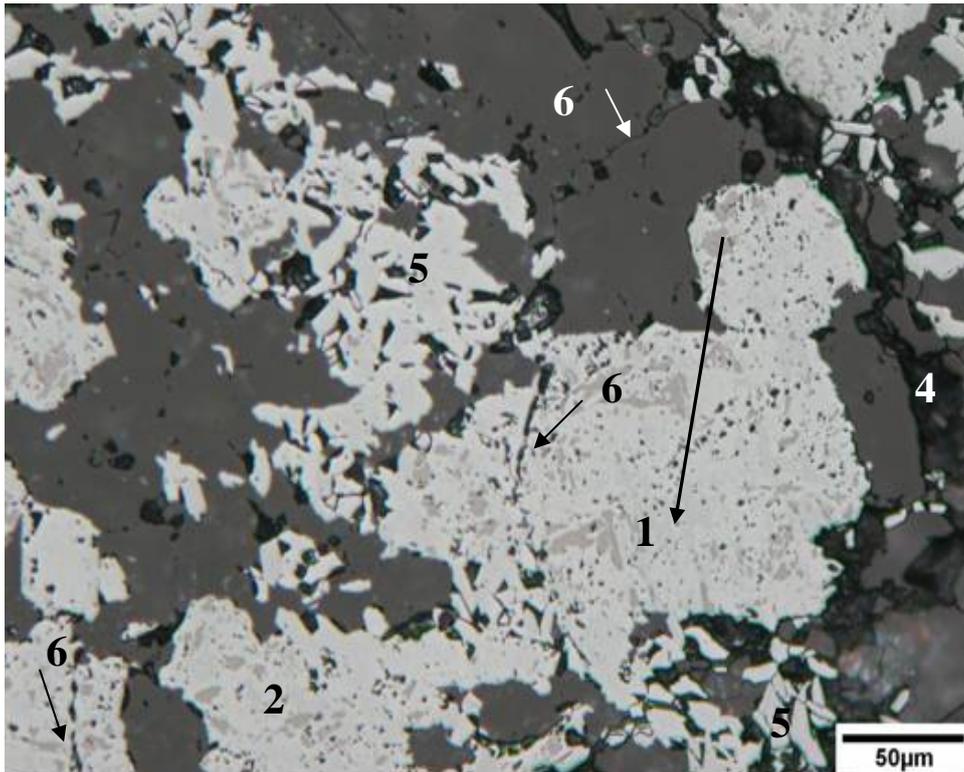
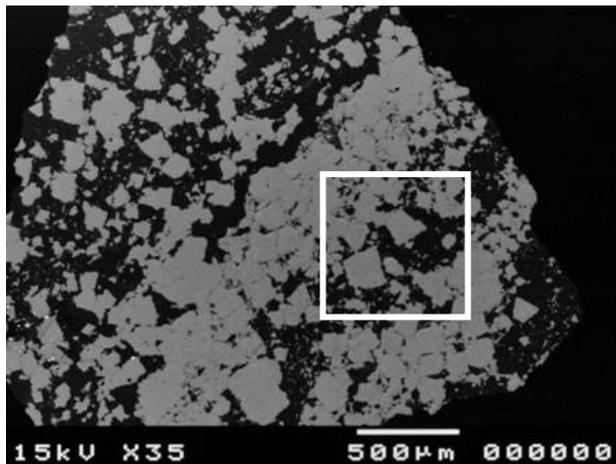
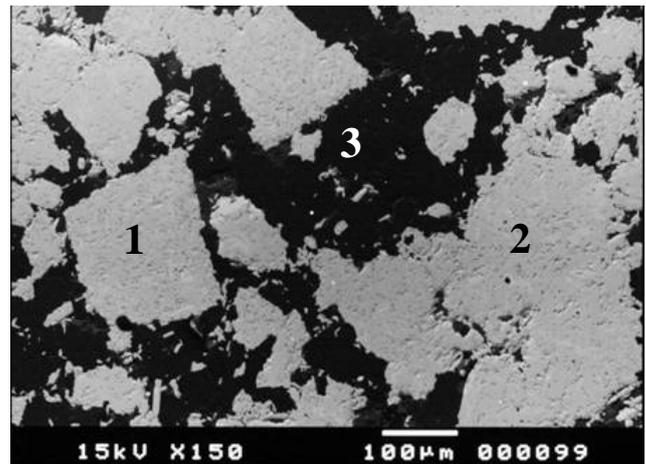


Figura 4 - Fotomicrografia obtida no MOLR da amostra cabeça de itabirito compacto. Iluminação: apenas polarizador. Legenda: 1-relicto de magnetita, 2-hematita martítica, 3- quartzo, 4-poro, 5-hematita lamelar e 6-planos de fratura.

A Figura 5 mostra o pseudomorfismo caracterizado por hematitas microporosas apresentando formas octaédricas em secção, típicas da magnetita, o que indica a ocorrência da martitização. Também é possível observar o bandamento de hematita e quartzo. Há grande presença de inclusões de quartzo na hematita e vice-versa, o que pode gerar problemas maiores na moagem e concentração desta tipologia.



A



B

Microanálise EDS											
Miniárea	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	MnO	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	K ₂ O	CaO	Cl	TiO ₂	Interpretação
1	97,43	0,73	N.D.	1,41	N.D.	0,16	N.D.	0,01	0,26	N.D.	Hm
2	95,62	0,83	N.D.	0,85	N.D.	2,25	N.D.	N.D.	0,40	0,05	Hm
3	0,83	98,45	N.D.	0,08	N.D.	0,18	N.D.	N.D.	0,43	0,03	Qz

Figura 5 – Esquerda: fotomicrografia do fragmento A da amostra cabeça de itabirito compacto obtida por imagem de elétrons retroespalhados no MEV. Direita: a fotomicrografia B representa uma ampliação da porção marcada em A. Legenda: Hm-hematita martítica e Qz-quartzo.

Os ensaios para determinação do work index e índice de abrasividade de Bond mostraram valores respectivamente iguais a $10,81 \pm 2,10$ kWh/st e 0,663g, considerados elevados para minério de ferro ⁽⁷⁾. Logo estima-se um consumo específico de energia nas diferentes etapas de cominuição igual a 18kwh/t (sem considerar a eficiência dos equipamentos de cominuição) para obter um grau de liberação mineral em torno de 95%, a partir de um bloco de minério inicial de 450mm (figura 6), valor este comparado aos taconitos da empresa Erie Mining Co, em Minnesota-EUA, que é 17,20 Kwh/t. ⁽⁸⁾ De acordo com o índice de abrasividade de Bond e fórmulas empíricas da Metso ⁽⁷⁾ foi estimada uma taxa de desgaste de bolas na moagem primária e secundária em torno de 1,26kg/t, valores bem elevados devido ao grande consumo energético para alcançar a liberação mineral necessária nas etapas de concentração.

Este fato confirma mais uma vez a estratégia adotada para a concentração desta tipologia, ou seja, a utilização de etapas de moagem estagiada, visando moer previamente para obter um pré-concentrado e, a partir deste, realizar uma remoagem para concentração final, o que gera uma economia significativa de energia.

Por meio da figura 6 verificou-se que o P₉₀ após as etapas de moagem primária e remoagem foi respectivamente igual a 0,106mm e 0,045mm, gerando um grau de liberação de 80% e 93%, sendo que a melhor rota de concentração para obtenção de um pré-concentrado envolveu a utilização de concentração magnética de campo médio (7.500 gauss) e campo alto (13.000 gauss), cujos resultados estão indicados na figura 7. Deste modo, foi possível obter recuperação metálica de Fe de 92%, porém o teor de SiO₂ (13,76%) ainda foi considerado alto para obtenção de produto final, necessitando desta maneira de uma remoagem para alcançar um maior grau de liberação.

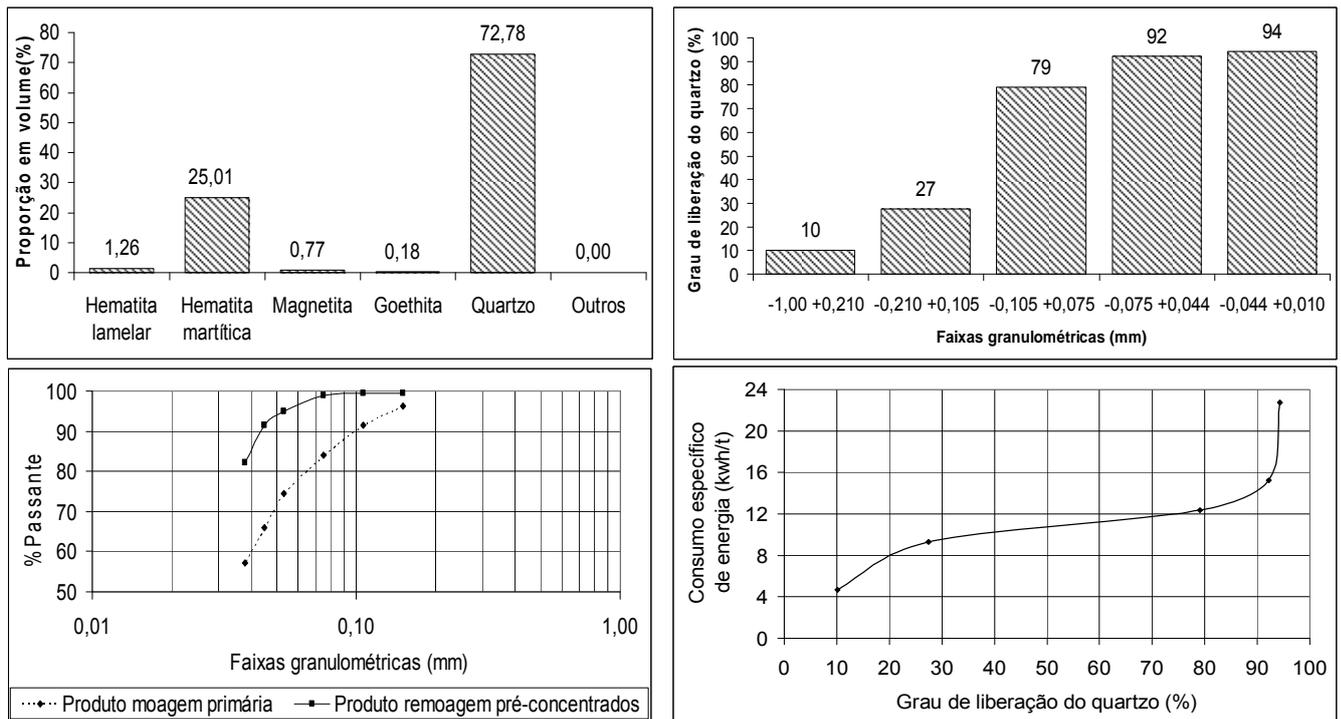


Figura 6 – Esquerda superior: constituintes minerais. **Esquerda Inferior:** distribuição granulométrica após as diversas etapas de moagem. **Direita superior:** grau de liberação do quartzo. **Direita inferior:** relação de consumo específico de moagem versus grau de liberação do quartzo para amostra de itabirito compacto.

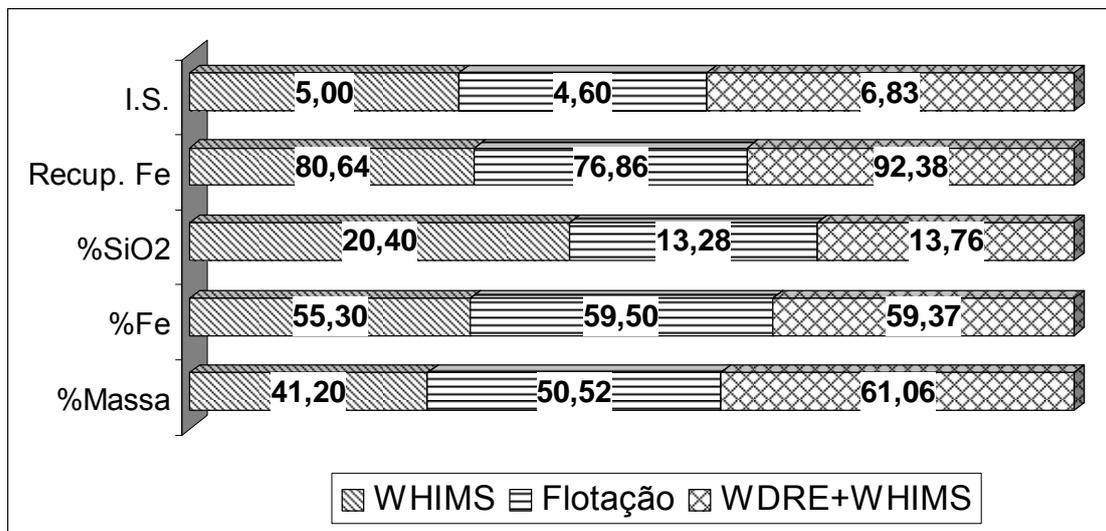


Figura 7 - Resultados obtidos para o pré-concentrado (estágio rougher+scavenger) nas diferentes rotas de processo estudadas. Resumo das condições operacionais: Rota 1: moagem $P_{90}=0,106$ mm, WHIMS rougher: 10.000 gauss. **Rota 2:** moagem $P_{90}=0,106$ mm, deslamagem e flotação rougher: 500 g/t de amido, 80 g/t de etermonamina, pH 10,5, deslamagem e flotação scavenger: 500 g/t de amido, 80 g/t de etermonamina e pH 10,5. **Rota 3:** moagem $P_{90}=0,106$ mm, WDRE rougher: 7.500 gauss, WHIMS scavenger: 13.000 gauss.

Após a etapa de remoagem, a melhor rota para concentração do itabirito compacto foi a rota 3 (figura 8), apresentando uma recuperação metálica igual a 83%, que indica a obtenção de um concentrado final com os seguintes teores: 67,74%Fe, 1,84%SiO₂; 0,04%Mn; 0,04%P; 0,48%Al₂O₃ e 0,09%PPC. Também foi obtido um rejeito final bem pobre, com os seguintes teores: 7,86%Fe, 86,98%SiO₂; 0,015%Mn;

0,032%P; 1,05%Al₂O₃ e 0,13%PPC. Embora não tenha sido possível a obtenção de pellet-feed de redução direta (SiO₂+Al₂O₃ ≤ 2%), o teor de SiO₂ no concentrado final poderá ser melhorado através da otimização das variáveis operacionais de flotação e remoagem do pré-concentrado, para alcançar um grau de liberação maior que 95%.

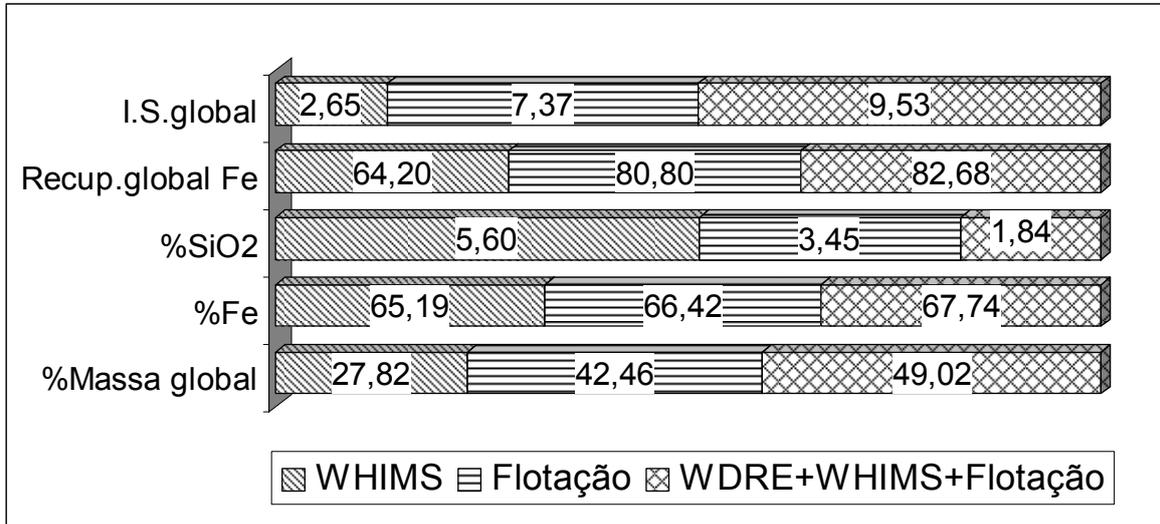


Figura 8 - Resultados obtidos para o pré-concentrado (estágio rougher+scavenger) nas diferentes rotas de processo estudadas para a tipologia: itabirito compacto. **Resumo das condições operacionais:** **Rota 1:** remoagem do pré-concentrado P₉₀=0,053mm, WHIMS cleaner: 8.000gauss, WHIMS recleaner: 8.000gauss. **Rota 2:** remoagem do pré-concentrado P₉₀=0,053mm, flotação cleaner: 500g/t de amido, 60g/t de etermonamina e pH 10,5. **Rota 3:** remoagem do pré-concentrado P₉₀=0,053mm; flotação cleaner: 500g/t de amido de milho, 90g/t de etermonamina e pH 10,5.

4 CONCLUSÃO

Os resultados de análise granulométrica evidenciaram a impossibilidade de geração de sinter-feed, dentro das especificações de qualidade determinadas atualmente pelo mercado, pois o teor de SiO₂ nas diversas faixas variam de 48% a 49%. Através da caracterização mineralógica e microestrutural verificou-se que a fase majoritária da amostra é quartzo, associada a hematita martítica, tanto na forma de partículas livres como partículas mistas, o que gera um grau de liberação de 95% somente a partir de 0,045mm. Os estudos de liberação mineral e valores de work index mostraram que será necessário um alto consumo específico de energia (18 kwh/t) e elevada taxa de desgaste de corpos moedores (1,26 kg/t) para tipologia de itabirito compacto, comparado aos taconitos da empresa Erie Mining em Minnesota-EUA⁽⁸⁾. Em termos de rotas de processo, o melhor resultado foi obtido pelas etapas de concentração magnética de médio (7.500 gauss) e alto campo (13.000 gauss), respectivamente nos estágios rougher e scavenger, seguido de flotação catiônica reversa no estágio cleaner. Através desta rota foi possível obter uma recuperação metálica de Fe igual a 83%, gerando um concentrado final com os seguintes teores: 67,74%Fe, 1,84%SiO₂; 0,04%Mn; 0,04%P; 0,48%Al₂O₃ e 0,09%PPC. Ressalta-se que mesmo não tendo sido possível produzir um pellet-feed de redução direta, a qualidade do concentrado final poderá ser melhorada via otimização das variáveis operacionais de flotação e remoagem do pré-concentrado para obter um maior grau de liberação mineral. Portanto os resultados apresentados mostraram-se bastante promissores para o aproveitamento da tipologia de itabirito compacto da Mina Lagoa

das Flores, o que poderá gerar cerca de 148Mt de pellet-feed, considerando 40% de recuperação em massa do recurso mineral (~370Mt), o que contribui para minimizar um passivo ambiental, além de buscar o desenvolvimento sustentável na mineração.

Agradecimentos

Agradeço especialmente a Minerita Minérios Itaúna Ltda, pelo financiamento e apoio dos colegas e a equipe da UFMG, principalmente ao prof. Paulo Brandão pela orientação e discussões na caracterização mineralógica e microestrutural.

REFERÊNCIAS

- 1 Minerita Minérios Itaúna Ltda. Relatório de planejamento de lavra de longo prazo e geologia da jazida Lagoa das Flores, 2007, 75 p.
- 2 Souza, E.S. Rota de Processo para aproveitamento de rochas itabiríticas estéreis da mina de Conceição. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2005, 104p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas, Tecnologia Mineral).
- 3 Calixto, M.F. Rotas para concentração de rejeitos de minério de ferro itabiríticos. Belo Horizonte, Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2001, 100 p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Tecnologia Mineral).
- 4 Ramdohr, P. The ore minerals and their intergrowths. 2nd. ed. Oxford: Pergamon Press Ltd., 1980. 1202p.
- 5 KNECHT, J. and PATZELT, N. High pressure grinding rolls – applications for the platinum industry. International Platinum Conference 'Platinum Adding Value', The South African Institute of Mining and Metallurgy, 2004.
- 6 Daniel, M. J.; Morrell, S. HPGR model verification and scale-up. Minerals Engineering, p.1-13, may. 2004.
- 7 Metso Minerals. Manual de britagem, 6^a edição. Sorocaba, São Paulo: Grafilínea Industria Gráfica 2005, 481p.
- 8 Figueira, H.V.O., Almeida, S.L.M., Luz, A.B. Cominuição. Comunicação técnica elaborada para a 4^a edição do livro de Tratamento de Minérios, 2004 pág. 113 a 194. Disponível em < <http://www.cetem.gov.br/publicacao/CTs/CT2004-182-00.pdf>>. Acesso em: 01 jun., 2009.