

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Dissertação de Mestrado

Rotas de processo para concentração de
rochas itabiríticas da Mina Lagoa das Flores, Itatiaiuçu, MG

Autor: João Antônio Vasconcelos

Orientador: Prof. Paulo Roberto Gomes Brandão

Fevereiro/2011

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

João Antônio Vasconcelos

ROTAS DE PROCESSO PARA CONCENTRAÇÃO DE
ROCHAS ITABIRÍTICAS DA MINA LAGOA DAS FLORES, ITATIAIUÇU, MG

Dissertação de Mestrado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia
Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais

Área de concentração: Tecnologia Mineral

Orientador: Prof. Paulo Roberto Gomes Brandão

Belo Horizonte
Escola de Engenharia da UFMG
2011

DEDICATÓRIA

“Deve-se aprender sempre, até mesmo com um inimigo, pois o que sabemos é uma gota, o que não sabemos é um oceano”

Isaac Newton

Aos meus pais,
pelo exemplo de dignidade e perseverança na educação dos filhos,
aos meus irmãos, Lilian e Cristiano, que me apoiaram com a alegria e amizade e
à minha esposa, Rafaela, pela companhia, paciência e apoio incondicional em todas as
etapas necessárias a concluir esta dissertação.

AGRADECIMENTOS

Ao professor Paulo Roberto Gomes Brandão, pelo apoio, sugestões e acompanhamento em todas as etapas do trabalho.

Ao Sr. Lucas Nogueira Lemos pelo apoio e financiamento do projeto perante a Minerita Minérios Itaúna Ltda, incentivando a busca de uma melhor qualificação profissional.

A todos aqueles funcionários da Minerita Minérios Itaúna Ltda e amigos que me incentivaram e contribuíram com sugestões no sentido de enriquecer as informações aqui divulgadas.

Aos técnicos da Fundação Gorceix pelo trabalho realizado e troca de experiência durante o desenvolvimento deste trabalho.

À Metso Minerals pela recepção em Soracaba-SP e execução dos ensaios de fragmentação.

À Inbrás Eriez em Diadema-SP pelo apoio nos ensaios de concentração magnética, em especial ao Engenheiro de Minas Paulo Edmundo.

À Gaustec pelo apoio nos ensaios de concentração especialmente aos engenheiros Pancrácio, Cláudio, Camila e ao Marcone pela amizade e execução dos ensaios.

À funcionária Isabel de Souza Batista Carvalho, do Departamento de Engenharia de Minas da UFMG, pela realização das análises de DRX e FRX.

Ao bolsista Roberto Couceiro Lois do Laboratório de Microscopia e Microanálise do Departamento de Engenharia de Minas da UFMG, pelas análises de MEV-EDS.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	01
2. OBJETIVOS	02
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	03
3.1. Geologia da Mina Lagoa das Flores, Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais	03
3.2. Reservas, consumo e especificações de minério de ferro para siderurgia	08
3.3. Estudos de caracterização de minério de ferro	10
3.4. Moagem e estudos de fragmentação de minério de ferro	12
3.5. Estudos de rotas de concentração magnética de minérios de ferro	16
3.6. Estudos de flotação de minério de ferro	20
3.6.1. Reagentes na flotação de minério de ferro e estudos de caso	23
4. MATERIAIS E METODOLOGIA	26
4.1. Coleta e preparação das amostras	26
4.2. Estudos granuloquímicos	33
4.3. Estudos microestruturais e mineralógicos	32
4.4. Estudos para estimativa do consumo específico de energia na moagem e índice de abrasividade dos itabiritos estéreis	36
4.5. Estudos de diferentes rotas de processo para concentração de itabiritos estéreis	41
4.5.1. Ensaios de deslamagem	45
4.5.2. Ensaios de flotação reversa em escala de bancada	49
4.5.3. Testes de concentração magnética em escala de bancada	52
5. RESULTADOS	56
5.1. Caracterização mineralógica.....	56
5.2. Caracterização microestrutural	64
5.2.1. Descrição das feições microestruturais do itabirito anfíbolítico.....	65
5.2.2. Descrição das feições microestruturais do itabirito compacto.....	73
5.2.3. Descrição das feições microestruturais do itabirito semicomacto	77
5.3. Análise do grau de liberação mineral associado com consumo específico de energia na moagem	82
5.4. Caracterização química e granulométrica.....	83

5.5. Resultados de Caracterização Tecnológica.....	88
5.5.1. Caracterização tecnológica do itabirito compacto	89
5.5.2. Caracterização tecnológica do itabirito semcompacto	95
5.5.3. Caracterização tecnológica do itabirito anfibolítico	103
6. DISCUSSÃO.....	110
6.1. Análise dos pré-concentrados obtidos para as diferentes rotas e tipologias	110
6.2. Análise dos concentrados finais obtidos para as diferentes rotas e tipologias....	117
6.3. Previsão do consumo de energia para as diferentes tipologias	121
7. CONCLUSÕES	130
8. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS	133
9. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	134
10. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	136
11. APÊNDICES	144

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1- Afloramentos de itabirito rico conhecido como “minério chapinha”.	04
Figura 3.2- Afloramento de quartzito ferruginoso do Grupo Caraça Indiviso.	04
Figura 3.3- Mapa geológico da Mina Lagoa das Flores (Minerita, 2010).	06
Figura 3.4- Esquerda: Afloramento de itabirito carbonático, bastante deformado, com dobras de arrasto. Direita: Itabirito carbonático em contato com o itabirito semicompacto.	05
Figura 3.5- Afloramento de itabirito compacto (Minerita, 2010).	07
Figura 3.6- Afloramento de itabirito semicompacto a friável (Minerita, 2010).	07
Figura 3.7- Afloramento de itabirito anfibolítico (Minerita, 2010).	07
Figura 3.8- Fluxograma para recuperação de minério de ferro da BHQ, Índia.	17
Figura 3.9- Fluxograma representativo dos princípios de flotação.	20
Figura 4.1- Foto da amostra de itabirito semicompacto.	26
Figura 4.2- Foto da amostra de itabirito compacto.	26
Figura 4.3- Foto da amostra de itabirito anfibolítico.	26
Figura 4.4- Procedimento adotado para a preparação das amostras e estudos gerais a serem realizados para a tipologia itabirito compacto.	29
Figura 4.5- Procedimento adotado para a preparação das amostras e estudos gerais a serem realizados para a tipologia itabirito semicompacto.	30
Figura 4.6- Procedimento adotado para a preparação das amostras e estudos gerais a serem realizados para a tipologia itabirito anfibolítico.	31
Figura 4.7- Moinho de bolas de Bond para determinação do WI.	37
Figura 4.8- Representação de um ensaio de bancada para determinação do Work Index.	39
Figura 4.9- Equipamento utilizado no ensaio de bancada para determinação do índice de abrasividade.	40
Figura 4.10- Rota de processo 1 em escala de bancada utilizada para as tipologias: itabirito semicompacto, compacto e anfibolítico.	42
Figura 4.11- Rota de processo 2 em escala de bancada utilizada para as tipologias: itabirito semicompacto, compacto e anfibolítico.	43

Figura 4.12- Rota de processo 3 em escala de bancada utilizada para as tipologias: itabirito semicompacto, compacto e anfibolítico.....	44
Figura 4.13- Procedimento adotado para preparação de amostras a serem utilizadas na etapa de deslamagem.	47
Figura 4.14- Ensaio de deslamagem em bancada realizado para as diferentes tipologias.....	48
Figura 4.15- Procedimento adotado para a obtenção de alíquotas para realização dos ensaios de flotação.	49
Figura 4.16- Estrutura e equipamentos utilizados para os ensaios de concentração magnética de alta intensidade no NUTEC – Fundação Gorceix.	54
Figura 4.17- Tambor magnético de terras-raras via úmida de médio campo magnético (7.500gauss) do Centro de Testes da Inbrás-Eriez, Diadema – SP.....	55
Figura 5.1- Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito compacto obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador.	59
Figura 5.2- Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito semicompacto obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador.....	60
Figura 5.3- Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador.....	61
Figura 5.4- Fotomicrografia da fração -0,210+0,105mm da amostra de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador.	62
Figura 5.5- Composição mineralógica por tipologia de itabirito.....	63
Figura 5.6- Distribuição dos minerais de ferro por tipologia de itabirito.....	63
Figura 5.7- Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador.....	65
Figura 5.8- Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. O bandamento do minério é pouco nítido.	66
Figura 5.9- Fotomicrografia obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados e microanálise EDS na amostra cabeça de itabirito anfibolítico.	67

- Figura 5.10-** Fotomicrografias obtidas no MEV por imagem de elétrons retroespalhados e microanálise EDS numa partícula da amostra cabeça de itabirito anfibolítico (A). Presença de hematita martítica, goethita pseudomorfa de anfibólio e quartzo. 68
- Figura 5.11-** Detalhe da figura anterior. Imagem de elétrons retroespalhados com microanálise EDS. Notar a abundância de goethita fibrosa, pseudomorfa de anfibólio. 69
- Figura 5.12-** Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. 70
- Figura 5.13-** Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. 71
- Figura 5.14-** Fotomicrografia da área demarcada na figura 5.13 da amostra cabeça de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. Presença dominante de trama celular ou em colméia. 72
- Figura 5.15-** Fotomicrografia de uma partícula da amostra cabeça de itabirito compacto (A) obtida no MEV por imagens de elétrons retroespalhados. 73
- Figura 5.16-** Detalhe A ampliado da figura anterior. MEV por imagens de elétrons retroespalhados e microanálise EDS. 74
- Figura 5.17-** Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito compacto obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados. Intercrescimento muito fino e íntimo dos dois minerais. 75
- Figura 5.18-** Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito compacto obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados seguida de microanálise EDS. Mineral do grupo da biotita e hematita martítica, numa região composta predominantemente por quartzo. 76
- Figura 5.19-** Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito compacto obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. 77
- Figura 5.20-** Fotomicrografia de partículas da amostra cabeça de itabirito semcompacto obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados. 78

- Figura 5.21-** Detalhe da figura anterior obtido no MEV por imagem de elétrons retroespalhados e microanálise EDS. Presença de goethita maciça em cristais subédricos, quartzo, hematita martítica e pouca hematita lamelar. 79
- Figura 5.22-** Fotomicrografia de uma partícula de itabirito semicompacto obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados e microanálise EDS. Conjunto de magnetitas em fase de alteração. 80
- Figura 5.23-** Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito semicompacto obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. O bandamento do minério é nítido. 81
- Figura 5.24-** Grau de liberação do quartzo em diferentes faixas granulométricas e tipologias de itabirito. 82
- Figura 5.25-** Distribuições granulométricas das tipologias estudadas após blendagem das frentes de lavra e cominuição -6,35mm. 86
- Figura 5.26-** Curva granulométrica do produto de alimentação da etapa de pré-concentração da tipologia itabirito compacto. 89
- Figura 5.27-** Resultados do pré-concentrado obtido na etapa rougher utilizando o tambor magnético de terras-raras com campo de 7.500 gauss para amostra de itabirito compacto. 90
- Figura 5.28-** Resultados obtidos para o pré-concentrado (estágio rougher+scavenger) nas diferentes rotas de processo estudadas para a tipologia itabirito compacto. 90
- Figura 5.29-** Curva granulométrica de alimentação da etapa de concentração da tipologia itabirito compacto. 91
- Figura 5.30-** Resultados obtidos para o concentrado (estágio cleaner e recleaner) da rota de processo utilizando somente WHIMS em diferentes campos magnéticos para a tipologia itabirito compacto. 92
- Figura 5.31-** Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito compacto obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados. Legenda: 1-hematita martítica, 2-quartzo; 3-hematita lamelar. 93
- Figura 5.32-** Concentrado final obtido nas diversas rotas de processo para a amostra de itabirito compacto. 93

- Figura 5.33-** Comparação de diferentes dosagens de amina na qualidade do concentrado final da amostra de itabirito compacto. 94
- Figura 5.34-** Curva granulométrica do produto de alimentação da etapa de pré-concentração da tipologia itabirito semicompacto..... 95
- Figura 5.35-** Resultados do pré-concentrado obtidos na etapa rougher utilizando o tambor magnético de terras-raras com campo de 7.500gauss, referente à rota de processo 3 (WDRE+WHIMS). 96
- Figura 5.36-** Resultados obtidos para o pré-concentrado (estágio rougher+scavenger) nas diferentes rotas de processo estudadas para a tipologia: itabirito semicompacto. 97
- Figura 5.37-** Curva granulométrica de alimentação da etapa de concentração da tipologia itabirito semicompacto. 98
- Figura 5.38-** Resultados obtidos para o concentrado (estágio cleaner e recleaner) da rota de processo utilizando somente WHIMS em diferentes campos magnéticos para a tipologia itabirito semicompacto..... 99
- Figura 5.39-** Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito semicompacto obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados, mostrando a presença de intercalações e muitas inclusões de hematita martítica no quartzo. Legenda: 1-hematita martítica e 2-quartzo. 100
- Figura 5.40-** Concentrado final obtido nas diversas rotas de processo para a amostra de itabirito semicompacto..... 101
- Figura 5.41-** Influência da dosagem de amina na qualidade do concentrado final da flotação cleaner para amostra de itabirito semicompacto. 102
- Figura 5.42-** Curva granulométrica do produto de alimentação da etapa de pré-concentração da tipologia itabirito anfíbolítico. 103
- Figura 5.43-** Resultados do pré-concentrado obtido na etapa rougher utilizando o tambor magnético de terras-raras com campo de 7.500gauss referente à rota de processo 3 (WDRE+WHIMS) para a amostra de itabirito anfíbolítico. 103
- Figura 5.44-** Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfíbolítico obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados, mostrando a presença de

intercalações e inclusões de quartzo na hematita martítica e goethita pseudomorfa de anfibólio.	104
Figura 5.45- Resultados obtidos para o pré-concentrado (estágio rougher+scavenger) nas diferentes rotas de processo estudadas para a tipologia itabirito anfibolítico.	105
Figura 5.46- Curva granulométrica de alimentação da etapa de concentração da tipologia itabirito anfibolítico.	106
Figura 5.47- Resultados obtidos para o concentrado (estágio cleaner e recleaner) da rota de processo utilizando somente WHIMS em diferentes campos magnéticos para a tipologia itabirito anfibolítico.	107
Figura 5.48- Concentrado final obtido nas diversas rotas de processo para a amostra de itabirito anfibolítico.	108
Figura 5.49- Influência da dosagem de amina na qualidade do concentrado final da flotação cleaner para amostra de itabirito anfibolítico.....	109
Figura 6.1- Curva granulométrica de alimentação da etapa de pré-concentração para as diferentes tipologias de itabiritos e tempo de moagem.....	110
Figura 6.2- Resultados gerais do pré-concentrado obtido nas diferentes rotas de processos estudadas para as diversas amostras de itabirito.	111
Figura 6.3- Fotomicrografia obtida no MOLR da amostra cabeça de itabirito anfibolítico, apenas polarizador (apC).....	112
Figura 6.4- Variáveis analisadas no overflow após etapas de deslamagem na pré-concentração das diferentes tipologias de itabiritos utilizando a rota de processo 2 (flotação).	113
Figura 6.5- Fotomicrografia obtida no MOLR da amostra cabeça de itabirito compacto, apenas polarizador (apC). Legenda: 1-relicto de magnetita, 2-hematita martítica, 3- quartzo, 4-hematita lamelar e 5-poro.	114
Figura 6.6- Fotomicrografia obtida no MOLR da amostra cabeça de itabirito semcompacto, apenas polarizador (apC). Legenda: 1-hematita martítica, 2-quartzo, 3- relictos de magnetita e 4-poro.	115
Figura 6.7- Fotomicrografia obtida no MOLR da amostra cabeça de itabirito anfibolítico, apenas polarizador (apC). Legenda: 1-hematita martítica, 2-magnetita, 3-goethita proveniente de magnetita, 4-quartzo.....	116

- Figura 6.8-** Curva granulométrica após remoagem dos pré-concentrados em diferentes tempos de moagem conforme tipologia..... 117
- Figura 6.9-** Resultados gerais dos concentrados finais obtidos nas diferentes rotas de processos estudadas para as diversas amostras itabiritos..... 118
- Figura 6.10-** Correlação entre a lei de Bond e o grau de liberação do quartzo em diferentes faixas granulométricas para prever o consumo específico de energia nas diversas etapas de cominuição a partir de um bloco inicial de 450mm das tipologias em estudo..... 122
- Figura 6.11-** Potência estimada de acordo com a lei de Bond nas diferentes etapas de britagem para as tipologias estudadas, considerando uma taxa de alimentação de 300t/h..... 124
- Figura 6.12-** Potência estimada de acordo com a lei de Bond nas diferentes etapas de moagem para as tipologias estudadas, considerando uma taxa de alimentação de 300t/h..... 125
- Figura 6.13-** Potência e consumo específico de energia em kWh/t de concentrado estimados segundo a lei de Bond e fatores de correção de Rowland (Beraldo, 1987) no circuito total de cominuição para as tipologias estudadas, considerando uma taxa de alimentação igual a 300t/h para a moagem primária e 180t/h de alimentação na remoagem. 125
- Figura 6.14-** Rota de cominuição sugerida para as diferentes tipologias baseada nos parâmetros de fragmentação (W_i e A_i) e grau de liberação mineral necessário para as etapas de concentração..... 126

LISTA DE TABELAS

Tabela III.1 - Coluna Estratigráfica de Dorr & Barbosa (1963)	04
Tabela III.2 - Principais produtos de minério de ferro comercializados no mundo quanto à granulometria (Araújo, 2005 e Nass, 2006)	09
Tabela III.3 - Principais produtos de minério de ferro comercializados no mundo quanto às especificações químicas (Adaptado de Schobbenhaus, 1986 e Nass, 2006)	10
Tabela III.4 - Especificações dos concentrados da Samarco para produção de pelotas (Vieira, 2008)	10
Tabela III.5 - Distribuição do consumo de energia na Erie Mining Co (Figueira et al., 2004)	13
Tabela III.6 - Resultados e rotas de cominuição utilizados para moagem de minérios itabiríticos (Silva et al., 2008)	15
Tabela III.7 - Resultados de concentração da amostra de minério de ferro da BHQ (Mishra et al., 2007)	16
Tabela III.8 - Resultados dos concentrados finais obtidos nas diferentes rotas de processo Santos (2003)	18
Tabela IV-1 - Principais fases mineralógicas e feições microestruturais observadas no microscópio óptico	35
Tabela IV-2 - Parâmetros utilizados nos ensaios de flotação rougher e scavenger da rota de processo 2 para as tipologias: itabirito compacto e semicompacto ...	51
Tabela IV-3 - Parâmetros utilizados nos ensaios de flotação cleaner da rota de processo 2 para as tipologias: itabirito compacto, itabirito semicompacto e itabirito anfíbolítico.	51
Tabela IV-4 - Parâmetros utilizados nos ensaios de flotação cleaner da rota de processo 3 para as tipologias: itabirito compacto e semicompacto.	52
Tabela V.1 - Constituintes minerais e sua abundância nas amostras estudadas	56
Tabela V.2 - Elementos encontrados através da espectrometria de fluorescência de raios-X e sua abundância nas amostras de itabirito.	56
Tabela V.3 - Resultados dos ensaios de determinação do work index e do índice de abrasividade de Bond para as tipologias de itabirito.	83

Tabela V.4 - Composição química das amostras oriundas das frentes de lavra.	84
Tabela V.5 - Teores médios das tipologias em estudo após blendagem.....	85
Tabela V.6 - Principais variáveis analisadas na análise granulométrica após a etapa de britagem e peneiramento -6,35mm.	86
Tabela V.7 - Análise granuloquímica das litologias estudadas.	87
Tabela VI-1 - Resultados obtidos para os concentrados finais em diferentes rotas de concentração e tipologias.....	119
Tabela VI-2 - Previsão da taxa de desgaste em g/t para as diferentes etapas de fragmentação e tipologia, baseada no índice de abrasividade de Bond (Metso, 2005) e na potência necessária nestas etapas	128

LISTA DE NOTAÇÕES

- AQU** - análise química via úmida;
- AG** - moagem autógena;
- Ai** - índice de abrasividade de Bond;
- BIF** - banded iron formation (formações ferríferas bandadas);
- DRX** - difração de raios-X;
- d₅₀** - malha de peneiramento (mm) em que passa 50% do material;
- D₈₀** - malha de peneiramento (mm) em que passa 80% do material;
- dD** - variação do tamanho das partículas;
- DNPM** - Departamento Nacional de Produção Mineral;
- dW** - variação no consumo de energia;
- DWT** – drop weight test;
- EDS** - espectrômetro de raios-X por dispersão de energia;
- EE-UFMG** - Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais;
- F₈₀** - malha de peneiramento (mm) em que passa 80% da alimentação;
- FRX** - espectrometria por fluorescência de raios-x;
- GL** – grau de liberação mineral;
- HPGR** - high pressure grinding rolls (prensa de rolos de alta pressão);
- MEV** - microscópio eletrônico de varredura;
- MO** - microscopia óptica;
- MOLR** - microscópio óptico de luz refletida;
- Mt** - milhões de toneladas;
- NUTEC** - Núcleo de Inovações Tecnológicas da Fundação Gorceix;
- ROM** - run of mine;
- SAG** - moagem semiautógena;
- SLon** - concentrador eletromagnético com carrossel vertical em torno de um eixo horizontal;
- USGS** - United States Geological Survey;
- WDRE** - wet drum rare earth (tambor magnético de terras-raras);
- WHC** - wet high concentrator (concentrador magnético via úmida de alto campo magnético);
- WHIMS** - wet high intensity magnetic separator (separador magnético via úmida de alta intensidade);
- WI** - “work index” (índice de trabalho de Bond).

RESUMO

As atuais pilhas de estéreis da Mina Lagoa das Flores, pertencente à empresa Minerita Minérios Itaúna Ltda são compostas por três tipologias de itabiritos pobres (37%Fe): itabirito compacto, itabirito semcompacto e itabirito anfíbolítico. Logo, este trabalho buscou primeiramente o conhecimento das características granulométricas, grau de liberação e análises químicas juntamente com a caracterização mineralógica e microestrutural destas tipologias, e posteriormente o desenvolvimento de rotas de concentração através de ensaios de bancada utilizando concentração magnética, flotação e combinação de ambas.

Os estudos de caracterização mineralógica e microestrutural mostraram que todas as amostras de itabiritos estudadas passaram por um processo de martitização com a presença de relictos de magnetita preservados numa matriz de hematita martítica, apresentando grãos com estrutura em treliça com diferentes graus de porosidade, além de inúmeras inclusões de quartzo com tamanho entre 10 μ m e 40 μ m, o que não permitiu a obtenção de sinter-feed.

Em geral os vários estudos apontaram para uma recuperação mássica média de 48% através de separação magnética de médio e alto campo magnético, seguido por flotação, o que resulta numa produção de 960.000t/ano de pellet-feed com teor médio de Fe e SiO₂ iguais a 66,00% e 2,60%, caso fossem processados todos itabiritos estéreis gerados atualmente na Mina Lagoa das Flores. Logo, o aproveitamento destes itabiritos estéreis proporcionará um aumento na recuperação mássica da mina de 41,82% para 60,40%. Isto resultará numa produção total de 250Mt de pellet-feed proveniente de itabiritos estéreis ao longo de 235 anos para a mesma escala de produção atual e reserva geológica lavrável, sem levar em consideração a quantidade de estéril estocada nas pilhas. Em contrapartida, devido à necessidade de moagem ultrafina e alta taxa de abrasividade verificada para a amostra de itabirito compacto, que contribui com a maior parte do estéril gerado, as etapas de fragmentação serão claramente o maior gargalo na recuperação destes itabiritos diante do alto custo operacional.

ABSTRACT

The present waste piles of the Mina Lagoa das Flores, belonging to the Minerita Minérios Itaúna Ltda Company, are composed by three typologies of poor itabirites (37%Fe): compact itabirite, semicompact itabirite and amphibolitic itabirite. Therefore, this work firstly focused on determining the size distribution, liberation degree and chemical analyses, as well as the mineralogical and microstructural characterization of these typologies, and later the development of concentration routes through bench-scale tests using magnetic concentration, flotation and the combination of both.

The mineralogical and microstructural characterization showed that all the itabirite samples went through a martitization process with the presence of magnetite relicts preserved inside the martitic hematite grains and a great incidence of trellis structure. The martitic hematites showed different porosity degrees besides many inclusions of quartz, with diameters varying from 10 μ m to 40 μ m, what did not allow the obtaining of sinter-feed.

In general the several studies indicated an average mass recovery of 48% through magnetic separation by medium and high magnetic fields, followed by flotation. This route can result in the production of 960,000t/year of pellet-feed with average content of iron and quartz of 66.00%Fe and 2.60%SiO₂, considering that all waste itabirites generated nowadays at the Mina Lagoa das Flores were processed. Therefore, the use of these waste itabirites would provide an increase in the mine's mass recovery of 41.82% to 60.40%. This would result in a total production of 250Mt of pellet-feed originating from waste itabirites during 235 years for the same scale of current production and geological reserve, without considering the amount of waste stocked in the piles. However, due to need of ultrafine grinding and the high abrasivity rate verified for the compact itabirite sample, which contributed with most of the waste generated, the fragmentation stages will be clearly the greatest difficulty in the recovery of these itabirites because of the high operational cost.

1. INTRODUÇÃO

A Mina Lagoa das Flores pertencente à empresa Minerita Minérios Itaúna Ltda. constitui uma das principais ocorrências de minério de ferro situadas no Complexo Serra Azul, localizado na borda noroeste do Quadrilátero Ferrífero, próximo a cidade de Itatiaiuçu - MG, onde encontram-se outras empresas como Arcelor Mittal, Usiminas, MBL, MMX-Anglo American.

O processamento mineral na Minerita Minérios Itaúna Ltda é realizado por etapas de britagem e peneiramento para produção de granulado na faixa entre 6,35mm ($\frac{1}{4}$ " e 31,75mm ($1\frac{1}{4}$ " que representam 30% de todo ROM alimentado no beneficiamento e ainda consta de uma planta de concentração de minério com espirais, jigues e concentradores magnéticos para produção de sinter-feed e de outra planta de sinterização de pequeno porte para atender o mercado siderúrgico da região.

Recentemente rochas itabiríticas estéreis e rejeitos de plantas de concentração têm sido alvo de vários trabalhos de pesquisa, como por exemplo, os estudos de caracterização e concentração de diferentes tipologias de rochas itabiríticas estéreis da Mina de Conceição, localizada em Itabira (Souza, 2005), sendo possível a geração de concentrados dentro da especificação de pellet-feed redução direta, com teor de SiO_2 menor que 0,80% para todas as tipologias estudadas.

Anualmente são movimentados cerca de 5Mt de minério e estéril na Mina Lagoa das Flores, na proporção de 56% e 44%, respectivamente. De todo o ROM, são gerados aproximadamente 2Mt de produtos (40% granulado na faixa entre 6,35mm ($\frac{1}{4}$ " e 31,75mm ($1\frac{1}{4}$ " e 60% sinter-feed). Entretanto atualmente não existe uma destinação para as pilhas de estéril cuja quantidade estimada gira em torno de 30 milhões de toneladas, sendo formadas por 70% de itabirito compacto, 20% de itabirito semicompacto e 10% de itabirito anfíbolítico, além do recurso geológico lavrável destas tipologias da ordem de 520Mt (Minerita, 2008). Portanto, é necessário estudos de aproveitamento destas tipologias visando a maximização da recuperação metálica de ferro da Mina Lagoa das Flores e recuperação de um passivo ambiental.

2. OBJETIVOS

Pelo fato de existir uma grande reserva geológica de itabiritos na mina Lagoa das flores da ordem de 520Mt, este trabalho teve como objetivos gerais: 1) a caracterização de três tipologias de itabiritos pobres desta mina, sendo identificadas como itabirito compacto, itabirito semcompacto e itabirito anfíbolítico; 2) o desenvolvimento de rotas de processo para o aproveitamento econômico destes materiais, visando à obtenção de concentrados dentro das especificações químicas para a indústria siderúrgica. Para isto, especificamente foram avaliados:

- a) as características microestruturais e mineralógicas das amostras cabeça;
- b) o grau de liberação do quartzo em diferentes faixas granulométricas;
- c) o índice de trabalho de Bond (WI) para determinação do consumo específico de energia na moagem, bem como o índice de abrasividade para prever a taxa de desgaste de corpos moedores;
- d) a concentrabilidade destas tipologias por meio de ensaios de bancada, principalmente de flotação e de concentração magnética.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Geologia da Mina Lagoa das Flores, Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais

A Mina Lagoa das Flores está situada no Quadrilátero Ferrífero, numa região denominada Complexo Serra Azul, sendo uma unidade fisiográfica-geológica de idade pré-cambriana.

O Complexo Serra Azul caracteriza-se pelo cavalgamento das rochas do Grupo Itabira sobre as rochas mais novas do Grupo Piracicaba em flanco invertido, com estrutura homoclinal, constituído exclusivamente por itabiritos (Geomil, 2007) e associados principalmente às formações ferríferas bandadas (BIF's).

No que se refere à formação ferrífera, a Mina Lagoa das Flores é formada por itabiritos bandados que, por ação intempérica ou supergênica, exibem intensidades variáveis de enriquecimento em ferro, por lixiviação e remoção de sílica. O minério de ferro típico da região é uma rocha friável e de estrutura chapiforme, como resultado da presença de uma forte clivagem tectônica paralela ao seu bandamento, sendo popularmente conhecido como “minério chapinha” mostrado na figura 3.1. Conforme o grau de meteorização, o minério pode ser mais consistente, duro, ou mais brando (Geomil, 2007).

A cumeada da serra e suas encostas mais altas são sustentadas pelas formações ferríferas da Formação Cauê, do Grupo Itabira como mostrado na Tabela III.1. Em sua média encosta sul, ocorrem quartzitos (figura 3.2) e filitos do Grupo Caraça Indiviso, que se sobrepõem às formações ferríferas, e em seguida os xistos saprolíticos do Grupo Nova Lima Indiviso, do Supergrupo Rio das Velhas, esses últimos de idade arqueana (Geomil, 2007).



Figura 3.1 - Afloramentos de itabirito rico conhecido como “minério chapinha”.

Tabela III.1 - Coluna Estratigráfica de Dorr & Barbosa (1963).

Supergrupo	Grupo	Formação	Litologia
Minas	Piracicaba	Indiviso	Quartzito, quartzito micáceo e filitos
	Itabira	Cauê	Itabirito e hematita
	Caraça	Indiviso	Quartzitos e filitos
Rio das Velhas	Nova Lima	Indiviso	Xistos verdes, quartzitos e micaxistos



Figura 3.2 - Afloramento de quartzito ferruginoso do Grupo Caraça Indiviso.

Na parte sul da mina há uma ocorrência de itabirito carbonático (figuras 3.3 e 3.4), cuja caracterização visual é feita pela granulometria (muito fino e argiloso), com baixo teor de ferro (28%Fe), sílica totalmente liberada e ainda com conteúdo razoável de carbonatos, embora seja parcialmente alterado. Também nesta mesma porção da mina, esta tipologia ocorre em contato norte com as tipologias: itabirito anfíbolítico, itabirito semicompacto (denominado por “itabirito silicoso”), itabirito intermediário e itabirito rico chapiforme. Ao sul do itabirito carbonático, tem-se o contato tectônico por falha de empurrão como mostrado no mapa geológico da figura 3.4.

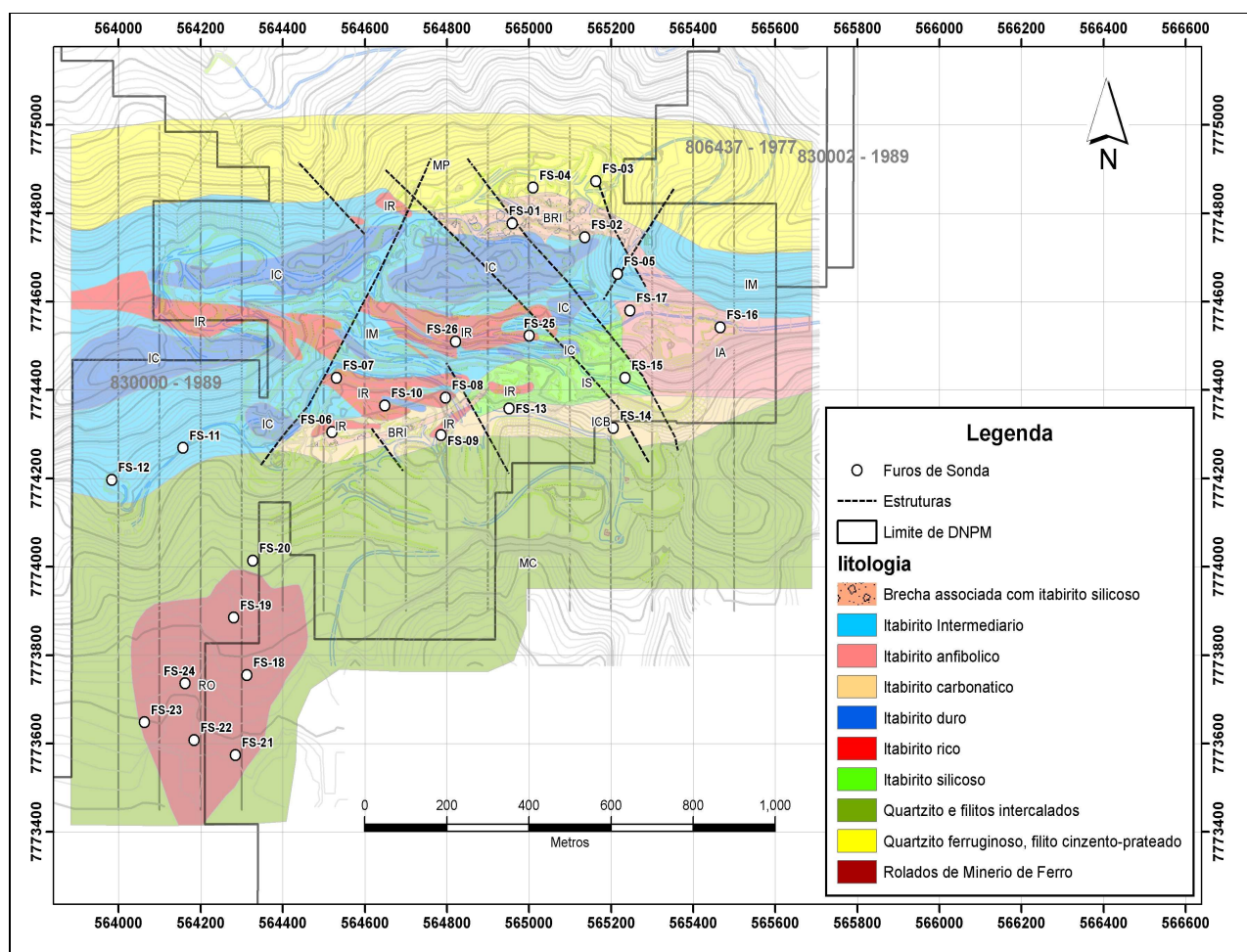


Figura 3.3 – Mapa geológico da Mina Lagoa das Flores (Minerita, 2010).



Figura 3.4 – Esquerda: Afloramento de itabirito carbonático, bastante deformado, com dobras de arrasto. **Direita:** Itabirito carbonático em contato com o itabirito semicompacto.

Conforme apresentado na figura 3.3, as litologias que foram estudadas nesta dissertação podem ser descritas da seguinte maneira:

- **itabirito compacto:** rocha extremamente dura, com sílica microcristalina, com fratura conchoidal. Sua coloração varia um pouco com o grau de intemperismo. Sua cor quando são é acinzentada escura, onde os níveis de sílica se confundem com os de hematita, como apresentado na figura 3.5;
- **itabirito semicompacto:** ocorre na borda sul da jazida, uma porção mapeável de itabirito friável/mole com baixo teor de ferro, denominado na região itabirito silicoso. Também ocorrem esporadicamente em zonas associadas à falhamentos e fraturas onde aparecem pequenos corpos de hematita dura ou de itabirito rico, conforme mostrado na figura 3.6.
- **itabirito anfibolítico:** este tipo de itabirito tem ocorrência na porção leste da mina, na divisa com a Mina Oeste da Usiminas (figura 3.7). É caracterizado pela coloração bem amarelada, por causa da alteração dos níveis de anfibólios, porém alguns geólogos ressaltam a possibilidade deste itabirito ser resultante da ação tectônica-metamórfica sobre um itabirito dolomítico/carbonático (Rosiére & Chemale, 2000). Apresentam baixa densidade, com teor de ferro, aproximadamente,

de 45% e fósforo acima de 0,050%, em média. Na área aflorante se apresenta com teor mais baixo que as camadas abaixo (em torno de 8 metros).



Figura 3.5 - Afloramento de itabirito compacto (Minerita, 2010).



Figura 3.6 - Afloramento de itabirito semicompacto a friável (Minerita, 2010).

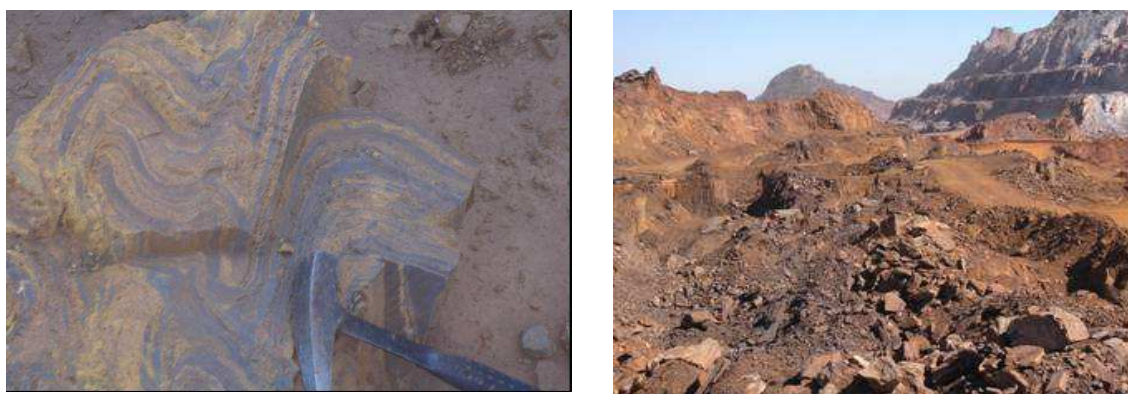


Figura 3.7 - Afloramento de itabirito anfibolítico (Minerita, 2010).

3.2. Reservas, consumo e especificações de minério de ferro para siderurgia

As reservas mundiais de minério de ferro são estimadas em 800 bilhões de toneladas (USGS, 2009), porém as reservas medidas e indicadas são da ordem de 340 bilhões de toneladas (DNPM, 2008), destacando a Ucrânia (com 20% dessas reservas), Rússia (16,5%), China (13,5%), Austrália (13,2%) e Brasil (9,8%). As reservas brasileiras, com um teor médio de 56,1% de ferro, estão localizadas, em sua quase totalidade, nos estados de Minas Gerais (63,1%), Pará (18%), e Mato Grosso do Sul (17,2%).

Em 2007, a produção brasileira de minério de ferro totalizou 354,7 milhões de toneladas, com teor médio de 65,9%. Considerando este ritmo de produção para o Brasil, a estimativa de vida útil para as reservas brasileiras gira em torno de 94 anos. Logo, é importante a busca de novas tecnologias para o aproveitamento de minérios de ferro de baixo teor, propiciando um aumento de vida útil das jazidas (DNPM, 2008).

O consumo interno de minério de ferro está concentrado na produção de ferro-gusa e na produção de pelotas, ou seja, 35,5 milhões de gusa e 55 milhões de pelotas apresentando índices médios de consumo de 1,68 t de minério / t de gusa e 1,08 t de minério / t pelotas (DNPM, 2008).

Com a alta acumulada de mais de 380% nos preços de minério de ferro desde 2003, a região de Serra Azul no entorno de Belo Horizonte foi alvo de vários investimentos em mineração em 2008, tais como:

- a MMX que desembolsou 550 milhões de dólares por 3 mineradoras desta região: AVG, a Minerminas e a Bom Sucesso;
- a siderúrgica Usiminas comprou a J. Mendes por 1,8 bilhões de dólares com uma reserva estimada de 1 bilhão de toneladas de minério;
- a siderúrgica indiana Arcelor Mittal adquiriu a London Mining por 810 milhões de dólares.

Entretanto muitos investidores vêm sofrendo com o desenvolvimento destas minas, entre os problemas está a qualidade do minério produzido, considerado de segunda linha e a geologia complexa da região de Serra Azul (Adaptado de Lima, 2008).

Normalmente as especificações químicas e físicas de matérias-primas (granulados e aglomerados) para a siderurgia são rigorosas, sendo exigidos produtos com elevado teor de ferro, geralmente acima de 64%, e baixo teor de impurezas, principalmente: P, SiO₂, Al₂O₃, S e álcalis (K₂O e Na₂O) que influenciam na qualidade do aço e/ou ferro-fundido (Viana, S. M., 1993).

A tabela III.2 resume os principais produtos comercializados quanto a granulometria, enquanto a tabela III.3 mostra as especificações químicas para os mesmos.

Tabela III.2 – Principais produtos de minério de ferro comercializados no mundo quanto à granulometria (Araújo, 2005 e Nass, 2006).

Tipo	Dimensões	-12mm (1/2")	-6mm (1/4")	-0,149mm (100 Mesh)	-0,044mm (325 Mesh)
Bitolado (Coarse)	12 – 50mm (1/2" – 2")	10% máx.			
Pellet Natural (Pellet Ore)	6 – 25mm (1/4" – 1")		10% máx.		
Sinter-feed	0,15 – 6mm (100 Mesh – 1/4")		90% mín.	16% a 27% máx.	
Pellet-feed	Abaixo de 0,149 mm (100 Mesh)			92% a 98% mín.	35% a 72% mín.

Tabela III.3 – Principais produtos de minério de ferro comercializados no mundo quanto às especificações químicas (Adaptado de Schobbenhaus, 1986 e Nass, 2006).

Tipo	Dimensões	%Fe	%P	%Umidade
Bitolado (Coarse)	12 – 50mm (1/2” – 2”)	mín. 64	máx. 0,065	máx. 5
Pellet Natural (Pellet Ore)	6 – 25mm (1/4” – 1”)	mín. 64	máx. 0,065	máx. 5
Sinter-Feed*	0,15 – 6mm (100 Mesh – 1/4”)	mín. 64,5	máx. 0,070	máx. 5
Pellet-Feed**	Abaixo de 0,149mm (100 Mesh)	mín. 65,80	máx. 0,040	máx. 8

- *Standard Sinter Feed – sílica (%SiO₂) entre 4 e 6%.
- **Pellet Feed Fines – sílica (%SiO₂) menor que 2,0%.

A tabela III.4 também mostra uma distinção nas especificações de pellet-feed produzidos pela Samarco Mineração S/A para produção de pelotas de alto-forno e redução direta.

Tabela III.4 - Especificações dos concentrados da Samarco para produção de pelotas (Vieira, 2008).

Concentrado	SiO ₂ (%)	P(%)	+74µm (%)	-44µm (%)	Blaine (cm ² /g)
Alto-Forno	1,55±0,10	0,050	Máx. 3,5	88,20±0,96	1.800±75
Redução Direta	1,05±0,07	0,040	Máx. 3,5	88,20±1,00	1.800±81

3.3. Estudos de caracterização de minério de ferro

A caracterização mineralógica de minérios de ferro complexos requer o uso de diversas técnicas, para a obtenção de resultados satisfatórios, devido à grande variabilidade que eles apresentam. O estudo detalhado dos aspectos mineralógicos e microestruturais dos constituintes minerais, que são ainda pouco discutidos, somado às abordagens clássicas (granulometria, química e liberação), é de grande importância para o conhecimento de suas características, e contribui na compreensão do seu comportamento frente às etapas de processamento, podendo até prever possíveis problemas (Santos & Brandão, 2002 e Santos, 2002).

A ocorrência dos oxi-hidróxidos de ferro e suas associações com a ganga foram avaliadas por Tassinari et al. (2008) de forma a estabelecer a granulagem adequada de moagem para sua posterior concentração, considerando produtos com teor de SiO_2 inferior a 5,0% em duas amostras de minério de ferro estudadas: amostra 1 (59,4%Fe, 2,86% SiO_2 , 0,88% Al_2O_3 , 0,09%P, 2,84%Mn, 0,04% TiO_2 , 10,30% LOI) e amostra 2 (51,90%Fe, 10,60% SiO_2 , 3,82% Al_2O_3 , 0,06%P, 0,76%Mn, 8,26% LOI). Segundo os pesquisadores, os estudos mineralógicos revelaram uma maior proporção de oxi-hidróxidos, sendo goethita a fase hidratada com maior grau de porosidade e menor proporção de argilominerais na amostra 1, enquanto na amostra 2 foram identificados os minerais calcita, argilominerais e quartzo frequentemente associados com oxi-hidróxidos de ferro, como inclusões dentro dos poros, o que gera problemas de concentração em frações maiores que 0,15mm. Desta forma a amostra 1 gerou lump e sinter-feed grosso como produtos através da cominuição abaixo de 38mm e classificação; entretanto, para amostra 2, a liberação dos oxi-hidróxidos de ferro ocorreu somente abaixo de 0,15mm necessitando de moagem e concentração para produção de pellet-feed.

Wolff et al. (2008) estudaram a caracterização química, física e mineralógica de 9 amostras de ultrafinos ($-10\mu\text{m}$) coletadas em 7 minas da Vale contidos em rejeitos proveniente de processamento mineral. Estes ultrafinos mostraram uma quantidade significativa de Fe (44% a 64%), a maioria hematita e goethita, mas outros minerais foram identificados tais como: oxi-hidróxidos, caulinita, quartzo, gibbsita, talco e moscovita. O espectro Mössbauer mostrou que a hematita é bem cristalizada e sem substituição isomórfica significativa. A quantidade de goethita aumentou com a diminuição da granulometria, o mesmo ocorrendo com os elementos fósforo e alumina, o que indica uma possível associação entre estes elementos e o mineral goethita.

A presença de fases aluminosas em amostras de minério de ferro foi investigada por Santos e Brandão (1999, 2002) devido às discussões existentes em torno da presença destas fases nos minérios brasileiros e dos seus efeitos indesejáveis nas diferentes etapas de concentração industrial. Estes estudos foram divididos em duas atividades, sendo que, na

primeira etapa, foi realizado um estudo mineralógico e microquímico das amostras, objetivando investigar a presença ou não de materiais argilosos e/ou aluminosos nos minérios de ferro, e identificar a sua forma de ocorrência (fases mineralógicas, morfologia, microestruturas associadas e determinação de sua composição química). A segunda fase deste trabalho teve como objetivo a identificação das espécies minerais aluminosas presentes em minérios de ferro em diferentes etapas de seu processamento. A caracterização levou à identificação de uma fase portadora de alumínio. Ao estudar o minério, observou-se que esta fase não está presente nas goethitas clássicas (botrioidal e maciça) como seria esperado, mas nos microporos das hematitas martíticas e em crostas associadas a estas, e também preenchendo cavidades já existentes. Nos microporos, apresenta-se como uma fase ferruginosa com elevados teores de alumínio (6 a 33% de Al_2O_3) e também de silício, e nas crostas aluminosas associadas a estas hematitas martíticas, os teores de alumínio podem atingir até 27% de Al_2O_3 . Este estudo sugere a fase ferruginosa com teores de alumínio relativamente elevados, situada nos microporos da hematita martítica microporosa, assim como nas crostas, como fase portadora de alumínio das amostras estudadas. As principais fases portadoras de alumínio nas amostras estudadas no segundo trabalho, que estão inseridas em um contexto geológico diferente das do primeiro estudo são, principalmente, os minerais típicos portadores de alumínio (caulinita e gibbsita) e, com menor abundância, as goethitas. Embora os teores de alumínio destas goethitas sejam menores do que os da caulinita e da gibbsita, este mineral ocorre abundantemente na amostra, o que pode tornar sua contribuição significativa, para o total de alumínio.

3.4. Moagem e estudos de fragmentação de minério de ferro

A cominuição é a etapa do tratamento de minérios de maior custo, sendo necessário cominuir no limite econômico, ou seja, somente o suficiente para promover o adequado grau de liberação das espécies minerais. Entretanto, pelos próprios mecanismos utilizados nos processos de fragmentação, há sempre uma geração indesejável de partículas abaixo do

tamanho ideal, impactando os processos de concentração, tais como flotação devido à presença de partículas finas, ultrafinas e lamas.

Como um exemplo pode-se citar o caso da Erie Mining Co, em Minnesota (EUA), que processa os minérios de ferro taconíticos. Esse minério, devido à fina disseminação deve ser reduzido a uma granulometria com 90% abaixo de 0,045mm (325#). O consumo de energia na instalação encontra-se na tabela III.5.

Tabela III.5 - Distribuição do consumo de energia na Erie Mining Co
(Figueira et al., 2004).

Operação	Kwh/t
Fragmentação	17,2
Concentração	1,5
Eliminação de rejeito	1,2
Abastecimento de água	1,5
Total	21,4

Pode-se observar que, na unidade industrial citada, 80% da energia é consumida pela fragmentação.

Dentro deste contexto, em diferentes situações é importante ter uma estimativa do consumo específico de energia, seja para avaliar processos atuais ou dimensionamento de novos equipamentos. Segundo Pereira et al. (2005), são necessários diversos estudos de fragmentação para definição e avaliação da melhor rota de cominuição através das seguintes etapas:

- 1) testes de bancada: DWT (“drop weight test”), HPGR (high-pressure grinding roll), W_i (“work index”) e A_i (índice de abrasividade) para verificar a variabilidade do depósito;
- 2) definição preliminar do circuito de cominuição através de ensaios em planta piloto em várias condições de processo;
- 3) levantamento dos parâmetros de quebra, cinética de liberação com amostras da planta piloto;

4) dimensionamento do circuito baseado nos dados de variabilidade e planta piloto.

Os modelos matemáticos mais utilizados na moagem baseiam-se nas leis de Kick, Rittinger e Bond, porém são leis empíricas que podem ser obtidas a partir de uma equação diferencial que relaciona o trabalho elementar necessário ($-dW$, trabalho fornecido) para fragmentar a unidade de massa do sólido com uma variação de tamanho ($-dD$, redução de tamanho ou diâmetro médio) como expresso na equação 3.1.

$$-dW = k \left(\frac{-dD}{D^n} \right) \quad (3.1)$$

onde:

- Lei de Kick: $n = 1$ (primeiras fases de britagem).
- Lei de Rittinger: $n = 2$ (moagem fina).
- Lei de Bond: $n = 1,5$ (geral).

O desempenho de diferentes tipos de minério das minas de Carajás foi avaliado por Foggiato et al. (2008) para simular e prever o consumo específico de energia no circuito de moagem para produção de pellet-feed. Os pesquisadores realizaram diversos testes de moabilidade de Bond, bem como o DWT (Drop Weight Test) e ressaltaram a importância dos estudos de caracterização mineralógica para verificar a influência do tamanho dos cristais nas características de quebra do minério. Em geral o consumo de energia específica de moagem foi estimado em $12,70 \pm 3,0$ Kwh/st e a recuperação de sólidos no underflow após moagem secundária e deslamagem variou de 81 a 85% para as diferentes frentes de lavra avaliadas. Este fato foi confirmado pelos testes de DWT que apontaram uma resistência ao impacto extremamente baixa para os minérios de Carajás, o que pode gerar maior quantidade de finos e lamas para o processo de concentração.

Silva et al. (2008) estudaram diferentes rotas de cominuição para minérios itabíricos provenientes do Quadrilátero Ferrífero visando a produção de pellet-feed como mostrado na tabela III.6.

Tabela III.6 - Resultados e rotas de cominuição utilizados para moagem de minérios itabíricos (Silva et al., 2008).

Parâmetros	Rota 1	Rota 2	Rota 3	Rota 4
% lamas geradas (-0,045mm)	12,06	12,04	21,37	16,93
Energia específica de moagem (Kwh/t)	13,30	9,39	10,62	10,62

Legenda:

Rota 1: Convencional: 4 estágios de britagem (primária, secundária, terciária e quaternária) e o produto -12,7mm direcionado a um estágio de moagem em moinho de bolas.

Rota 2: Britagem primária com produto -203mm (-8”) peneirado em 12,7mm e o undersize direcionado à um moinho semiautogeno (SAG).

Rota 3: Britagem primária e secundária com produto -31,5mm alimentando um HPGR e o produto deste direcionado a um moinho de bolas.

Rota 4: Britagem primária e secundária com produto -31,5 +12,7mm alimentando um HPGR e o produto deste juntamente com o material -12,7mm da etapa de britagem direcionado a um moinho de bolas.

De acordo com a tabela III.6, as rotas de cominuição usando HPGR e SAG tendem a gerar menor energia específica de moagem durante o estágio de moinho de bolas, porém produzem maior quantidade de lamas quando o HPGR é utilizado, devido ao movimento giratório dos rolos que proporciona maior compressão das partículas. Isto implica em maior perda de massa em circuitos de deslamagem e também maior consumo de reagentes na flotação, devido à maior área superficial específica. Os pesquisadores ainda lembraram que a escolha da rota de cominuição também deve levar em consideração outros fatores como: implantação, operação e custos de manutenção, além do custo de energia.

3.5. Estudos de rotas de concentração magnética de minérios de ferro

Mishra et al. (2007) realizaram estudos de caracterização mineralógica e tecnológica de uma amostra de minério de ferro contendo os seguintes teores: 38%Fe, 45%SiO₂ e 0,5% Al₂O₃ da jazida BHQ em Karnataka na Índia. Através de difração de raios-X, os autores verificaram que os minerais associados na amostra foram: magnetita, hematita e quartzo, sendo que por meio de MO constatou-se que a amostra necessitava ser moída a frações muito finas para alcançar a liberação dos minerais de ganga. Segundo os pesquisadores, os resultados indicaram que o minério poderia ser beneficiado para gerar finos com 66% de Fe para produção de pellet-feed por meio de cominuição abaixo de 0,054mm, seguida de colunas de flotação direta utilizando os reagentes: ácido oléico e silicato de sódio como mostrado na tabela III.7 e figura 3.8. Entretanto, a utilização de concentração magnética (WHIMS) gerou produto com teor de Fe igual a 63,10%; porém, com a combinação de etapas de médio e alto campo magnético foi possível gerar concentrados com teores de Fe variando de 64 a 66%.

Tabela III.7 - Resultados de concentração da amostra de minério de ferro da BHQ (Mishra et al., 2007).

Métodos	Variáveis analisadas	Concentrado	Rejeitos
Britagem, moagem e concentração magnética	% Massa	42,3	57,70
	% Fe	63,1	19,12
	Distribuição de Fe (%)	70,4	30,0
	% SiO ₂	9,0	70,20
	% Al ₂ O ₃	0,23	---
Britagem, moagem e colunas de flotação	% Massa	44,70	55,70
	% Fe	66,0	15,10
	Distribuição de Fe (%)	77,20	22,80
	% SiO ₂	5,0	77,30
	% Al ₂ O ₃	0,22	---

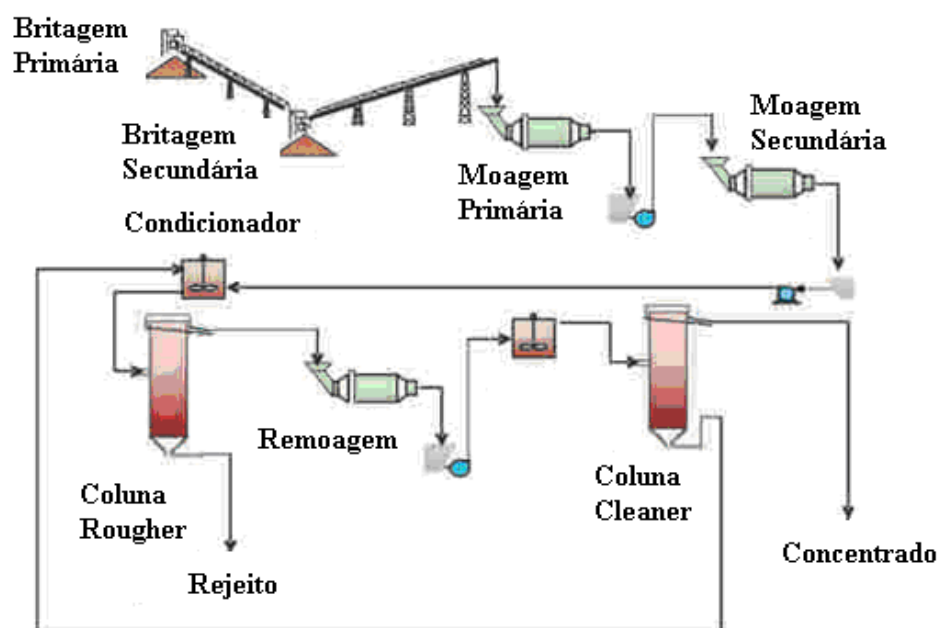


Figura 3.8 - Fluxograma para recuperação de minério de ferro da BHQ, Índia.

Diferentes rotas de processo foram estudadas por Vieira (2008) a partir de uma amostra representativa do rejeito da flotação mecânica da Samarco Mineração, que continha 11,0% de ferro, um F_{80} e um d_{50} de 116 μ m e 63 μ m, respectivamente. Neste trabalho, o pesquisador verificou a possibilidade de se produzir um *pellet feed* com 1,0% de sílica através do estudo de rotas envolvendo: concentração magnética utilizando Minimag (*WHIMS*), concentração magnética utilizando SLon, flotação reversa e flotação direta, cuja finalidade foi obter um concentrado rougher com teor e recuperação metálica de Fe maior que 34% e 80%, respectivamente. De acordo com o pesquisador, a utilização de concentradores eletromagnéticos de carrossel como etapa rougher e cleaner não produziu um concentrado final com teor de sílica menor que 1%, uma vez que os resultados do MEV mostraram partículas de quartzo com inclusões de hematita nas frações +0,037mm e -0,037mm no concentrado obtido pelo Minimag (*WHIMS*). Entretanto, a utilização destes concentradores como etapa rougher e colunas de flotação como etapa cleaner foi a melhor rota de processo estudada, sendo possível produzir um *pellet feed* com 1,0% de sílica e um alto teor de hematita especular.

Cinco diferentes rotas de processo em escala de laboratório foram estudadas por Santos (2003) a partir de uma amostra da barragem de Germano que possuía a seguinte composição química: Fe (24,97%), SiO₂ (62,70%), Al₂O₃ (0,61%), P (0,016%), PPC (0,94%). De acordo com os estudos de mineralogia, o autor concluiu que o quartzo era o mineral abundante e a hematita especular mostrou elevada participação (85% total), característica importante tendo em vista a importância da hematita especular no processo de pelotização. Segundo o pesquisador nenhuma das rotas produziu um concentrado com as especificações de sílica para a produção de pelotas de redução direta (máximo de 1,05%). A melhor opção de concentração foi o circuito 2, devido às maiores recuperações, elevado teor de hematita especular e um baixo teor de fósforo. A tabela III.8 mostra um resumo dos resultados obtidos na diferentes rotas de processo.

Tabela III.8 – Resultados dos concentrados finais obtidos nas diferentes rotas de processo (Santos, 2003).

Rota	Teores (%)					-44mm (%)	Blaine (cm ² /g)	HE (%)	Recuperação (%)	
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC				Mássica	Fe
1	66,49	3,68	0,38	0,023	0,79	99,01	1236	81,70	19,89	52,95
2	66,54	3,72	0,36	0,023	1,00	99,91	1352	79,30	25,43	67,74
3	66,55	2,20	0,22	0,041	2,02	94,92	1644	60,90	9,68	25,79
4	68,47	1,14	0,19	0,02	0,84	85,83	914	77,20	13,03	35,70
5	66,28	3,75	0,28	0,033	1,45	73,91	1175	70,90	10,22	27,12

Legenda:

HE: hematita especular

Rota 1: Classificação em 37µm (peneira) e concentração magnética em um estágio (*Ferrous Wheel* com matriz TQ8);

Rota 2: Classificação em 37µm (peneira) e concentração magnética em dois estágios, *rougher* e *cleaner* (*Ferrous Wheel* com matriz TQ14);

Rota 3: Classificação em 74µm (peneira), deslamagem e flotação;

Rota 4: Classificação em 74µm (peneira), concentração magnética (*Ferrous Wheel* com matriz TQ8) e flotação;

Rota 5: Concentração magnética em dois estágios, *rougher* e *cleaner* (*Ferrous Wheel* com Matriz TQ14) e flotação.

Diversos estudos de concentração em escala de laboratório e piloto, para o aproveitamento de lamas provenientes da deslamagem secundária das minas do Pico e Vargem Grande foram realizados por Cruz et al. (2005), visando a produção de pellet-feed fines. Neste trabalho os pesquisadores utilizaram concentração magnética (Ferrous Wheel e WHIMS, ambos da Inbrás), concentração centrífuga (Knelson, Falcon e Roche) e flotação para amostras coletadas nas instalações de tratamento de minérios das duas minas. Os resultados mostraram que a concentração magnética com o equipamento tipo “Ferrous Wheel” produziu concentrados com teores de Fe, SiO₂ e Al₂O₃ respectivamente iguais a 68%, 0,90% e 0,60% possibilitando até mesmo a produção de pellet-feed fines para redução direta.

Uma amostra de minério de ferro da jazida Qi Dashin da Anshan Tran e Steel Company no noroeste da China foi estudado por Dahe (2003) para revisar e melhorar a rota de processo da planta de processamento mineral por meio de ensaios de flotação e concentração magnética utilizando diferentes modelos de separadores magnéticos de alta intensidade. De acordo com os estudos realizados a partir de uma amostra com 29,10% de Fe, 56,10% de SiO₂, 0,79% de Al₂O₃, 0,04% de P e 0,084% de S foi possível obter um concentrado final com os seguintes resultados: 67,20% de Fe, recuperação mássica igual a 34,02% e distribuição de Fe de 75,82%. Segundo os testes de eficiência de separação magnética os melhores equipamentos foram SLon 1750 Vertical Ring e SLon 1750 VPHGMS pulsante. A melhor rota de processo encontrada neste estudo envolveu etapas de britagem, moagem primária, classificação, ciclonagem, espirais concentradoras, concentração magnética e flotação reversa.

Diferentes rotas de processo foram estudadas por Santos, (2009), a partir de uma amostra de ROM da Mina de Fabrica da Vale que apresentou os seguintes teores: 54,11%Fe, 17,98%SiO₂, 1,45%Al₂O₃, 0,044%P, 0,326%Mn, 0,23%CaO, 0,040%MgO e 0,054%TiO₂. Segundo o pesquisador, para as frações maiores que 1mm não foi necessário o desenvolvimento de rotas de concentração visto que os produtos após as etapas de britagem -31,50mm e peneiramento apresentaram teores acima de 64,50%Fe. A fração -1+0,15mm

foi submetida a duas etapas de concentração magnética de alto campo (7500 gauss no estágio rougher e 9000 gauss no estágio scavenger), o que possibilitou a geração de um concentrado final com 66,57%Fe e 2,90%SiO₂, além de uma recuperação mássica igual a 61%. Entretanto, o autor ressalta a importância da utilização de tambores magnéticos de terras-raras de médio campo e maiores aberturas de matrizes dos concentradores eletromagnéticos para evitar entupimento futuro, visto a presença do mineral magnetita e hematita martítica desta fração. Etapas de deslamagem e flotação em três diferentes estágios foram a melhor opção para o aproveitamento da fração -0,15mm, gerando uma recuperação metálica de Fe igual a 81%, teor de Fe e SiO₂ de 67,30% e 2,08%, através das seguintes condições operacionais de flotação: 427g/t de amido de mandioca, 75g/t de amina Flotigan EDA3B da Clariant e pH 10,7; 11,20 e 10,5, respectivamente para os estágios rougher, scavenger e cleaner.

3.6. Estudos de flotação de minério de ferro

Os princípios básicos da flotação podem ser divididos em duas áreas principais como apresentado no fluxograma da figura 3.9 (Parekh & Miller, 1999; Salum et al., 1992)

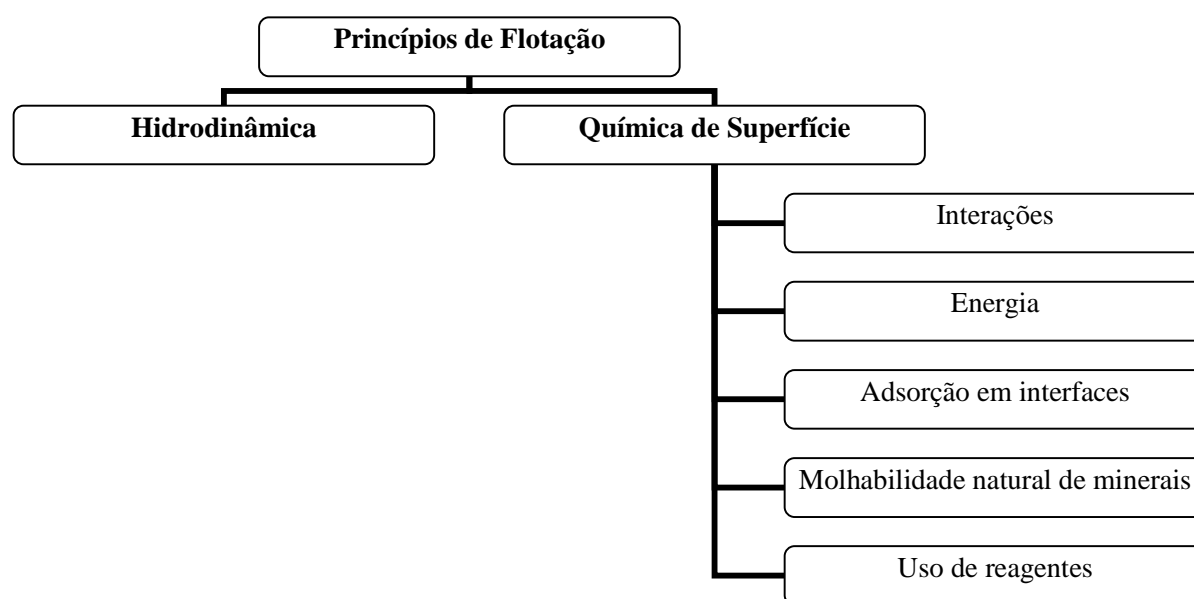


Figura 3.9 – Fluxograma representativo dos princípios de flotação.

A flotação de minérios de ferro pode ser direta ou reversa, se os minerais flotados forem, respectivamente, os oxi-hidróxidos de ferro ou o quartzo. A flotação é dita aniônica ou catiônica, de acordo com a natureza da parte polar dos coletores utilizados.

O uso de flotação direta de óxidos de ferro tem sido alvo de vários estudos principalmente no caso de minérios de baixo teor ou marginais que podem ser flotados visando aproveitamento dos mesmos (Lopes, 2009; Quast, 2000; Quast, 2006; Araujo, A. C. et al., 2005).

A flotação de minério de ferro pode ser realizada basicamente de quatro formas distintas (Araujo, A.C. et al., 2005; Gontijo, 2000):

- flotação de minerais oxi-hidróxidos de ferro, utilizando coletores aniônicos (ácidos carboxílicos e alquilsulfatos), em pH na faixa neutra a básica;
- flotação de sílica, utilizando coletores aniônicos (ácidos carboxílicos) em pH alcalino, ativada por cálcio;
- flotação catiônica de minerais oxi-hidróxidos de ferro, utilizando aminas como coletores e ativação por flúor, em pH ácido;
- flotação catiônica de sílica, utilizando aminas, em pH na faixa neutra e alcalina.

De acordo com Gontijo (2000), o papel estratégico ocupado pela flotação na concentração de minérios de ferro tem como destaque três fatores:

- a flotação é o principal processo a ser utilizado para a concentração de minérios oxidados de baixos teores;
- o processo possibilita a redução dos teores em sílica de concentrados magnéticos obtidos por separação magnética, principalmente quando a liberação de quartzo fino impede o bom desempenho da separação magnética;
- a flotação é o processo mais indicado para a produção de super-concentrados, utilizados em processos metalúrgicos de redução direta.

Pavlovic & Brandão (2005) verificaram a distribuição dos minerais: hematita, quartzo e alumina, em fases hidrofílicas e hidrofóbicas, através de um teste de molhabilidade, para estimar as propriedades hidrofílicas / hidrofóbicas dos minerais sendo que a hematita foi também caracterizada, após contato com os líquidos polares e apolares, por meio de espectrometria no infravermelho. Neste estudo, os pesquisadores verificaram que a hematita e alumina mostraram ter maior afinidade por líquidos apolares do que pela água destilada em pH 10,5, enquanto o quartzo apresentou maior afinidade pela água no mesmo valor de pH. Os resultados do espectro no infravermelho da amostra de hematita também confirmaram a forte afinidade por substâncias apolares, constatando um caráter oleofílico, ou seja, a presença de substâncias orgânicas associadas à amostra.

A seletividade na flotação reversa de minérios itabiríticos foi estudada por Brandão (2005) por espectrometria de infravermelho (FTIR), termogravimetria e ensaios de flotabilidade. Segundo o pesquisador, a seletividade está nos aspectos quantitativos das adsorções: a adsorção da amina no quartzo é mais intensa do que na hematita, sendo que a adsorção prévia do amido nos dois minerais não impede a adsorção da amina, ou seja, no caso da hematita, a pequena densidade de adsorção da amina não altera o caráter hidrofílico previamente conferido pelo amido; já para o quartzo, uma quantidade relativamente grande de amina adsorve-se na sua superfície, mudando, para hidrofóbico, o caráter hidrofílico anterior. Ainda neste trabalho foi verificado que os carboidratos adsorvem-se na hematita por interação irreversível por reação do anel glucopiranosose com átomos de ferro da superfície, enquanto a adsorção dos polímeros no quartzo acontece em extensão menor, porém a amina adsorve-se em ambos os minerais, de forma reversível e não específica.

Um dos principais problemas na flotação é a presença de lama ($-10\mu\text{m}$), principalmente quando a mesma está associado às espécies de alumínio que deprimem a flotação de quartzo com amina, especialmente sob condições neutra e pouco alcalina. A máxima depressão é obtida na mesma faixa de pH onde se tem adsorção máxima da amina. Isso sugere que a adsorção de aminas é frustrada pela presença de alumínio (provavelmente na forma de hidróxido de alumínio precipitado) na superfície do quartzo (Magriotis, 1995).

A influência do elemento fósforo na flotabilidade de óxidos de ferro foi avaliada por Leite et al. (2008) através de diversos ensaios de flotação em escala de laboratório com uma amostra de minério da mina de Alegria, utilizando coletores aniônicos (ácido oléico) e anfotéricos (Flotigam HF 3594, um ácido carboxílico modificado). Segundo estes pesquisadores, tanto para o coletor ácido oléico como para o Flotigam HF 3594 foi observado que a flotabilidade do fósforo aumenta em conjunto com os óxidos de ferro e a adição de amido como depressor ocasiona uma diminuição na flotação destes óxidos. De acordo com os autores, este fato pode ser explicado devido à presença de fósforo em uma grande variedade de formas em minérios de ferro, desde minerais isolados de fosfato até associado intimamente com hidróxidos de ferro, especialmente a goethita, formando solução sólida através da troca de íons OH por fosfato. Neste trabalho, os pesquisadores ainda comentam o potencial de aplicação de processos hidrometalúrgicos nos casos onde não é possível a liberação dos minerais, ou seja, quando o elemento fósforo está fortemente associado a goethita, apatita, gorceixita, wavelita e outros minerais.

3.6.1. Reagentes na flotação de minério de ferro e estudos de caso

Estudos de reagentes são essenciais num processo de flotação, uma vez que permitem a compreensão da natureza e a forma da adsorção, flotabilidade e dispersão do reagente, levando a uma melhoria de seletividade, recuperação e eventual redefinição de rotas de processo.

Os coletores utilizados em flotação de minerais oxi-hidróxidos de ferro são classificados como surfatantes ionizáveis não-tio, sendo os mais importantes os coletores aniônicos representados por alquil-carboxilatos, derivados dos ácidos carboxílicos ou ácidos graxos: RCOOH e os coletores catiônicos derivados da amônia (NH₃) que geram as aminas primárias (R-NH₂) e sais quaternários de amônio [R-N(CH₃)₃⁺Cl⁻] (Peres & Salum, 2004).

Outra classe importante de reagentes na flotação são os depressores que podem ser tanto orgânicos quanto inorgânicos e tem a função oposta ao ativador ou coletor, ou seja, são

utilizados para tornar a superfície da partícula mineral hidrofílica, tornando-a inativa ao coletor.

O amido representa a classe mais importante dos depressores de oxi-hidróxidos de ferro podendo ser produzido a partir de diferentes vegetais: arroz, batata, mandioca, milho, etc. De acordo com Araujo et al. (2005), muitos amidos de milho puros pode ser substituídos por produtos da indústria alimentícia que contêm proteínas. Graus de óleo no amido mais alto que 1,8% podem agir como inibidores de espuma, causando efeitos negativos na flotação.

Araujo et al. (2008) afirmam que reagentes sintéticos podem também trazer algumas vantagens como maior estabilidade na produção, reprodutibilidade e qualidade, porém muitas vezes os custos tornam a aplicação dos mesmos inviável, mas o uso em conjunto com o amido ou outro reagente natural pode proporcionar grandes benefícios nos sistemas de flotação de minérios de ferro. Estes pesquisadores realizaram diversos estudos de flotação de minério de ferro proveniente de Minas Gerais em escala de laboratório utilizando uma dosagem de amido de milho puro igual a 750g/t e uma mistura (3/4) deste amido com copolímero (poliamida-poliamina), como depressores e o coletor eteramina. De acordo com os autores, a mistura destes depressores promoveu um aumento de 2% na recuperação mássica e 8% na recuperação de Fe do concentrado final, além de reduzir significativamente o teor de SiO_2 .

Calixto (2001) 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 (etermonoamina) e o depressor amido de milho. Através destes estudos verificou ser possível a produção de 51% de pellet-feed em uma única etapa de concentração, com teores de 67,3%Fe, 2,32% SiO_2 , 0,067%P, 0,58% Al_2O_3 e 0,80%PPC, nas seguintes condições de flotação: 25% sólidos na alimentação, 500g/t de amido de milho, 110g/t de amina e pH igual a 10,50.

Uma amostra de itabirito pobre da Serra da Serpentina, próximo a Conceição do Mato Dentro-MG, foi estudada por Lopes (2009) numa primeira fase, através de flotação direta com os seguintes coletores: oleato de sódio P.A., hidroximato (AERO 6493) e sulfonato (AERO 825) com o depressor metassilicato de sódio P.A. Em uma segunda fase, a pesquisadora realizou estudos de flotação reversa utilizando o coletor amina e o depressor amido de milho para a mesma amostra estudada, que apresentou as seguintes características: $d_{80}=180\mu\text{m}$; 35,34%Fe, 48,02%SiO₂; 0,020%P; 0,95%Al₂O₃; 0,04%Mn e 0,61%PPC. Os teores de SiO₂ no concentrado da flotação direta (9,8% a 14,4%) foram muito maiores do que o teor de SiO₂ do concentrado da flotação reversa que apresentou 3,38% SiO₂ nas seguintes condições: pH 10,5, 45% de sólidos (peso) na polpa, 200g/t de amido de milho e 150g/t de amina EDA. Segundo a autora, o rejeito gerado na flotação reversa apresentou os seguintes teores: 11,79%Fe, 80,49%SiO₂; 0,01%P; 0,01%Mn; 1,86% Al₂O₃ e 0,78%PPC, o que resultou em 60% em recuperação de massa.

A possibilidade de reutilização de aminas residuais provenientes do processo de flotação de minério de ferro foi estudada por Araújo et al. (2008). Neste estudo foram realizados testes de flotação em bancada para um valor de pH 10,5, tendo o amido como depressor dos óxidos de ferro e as aminas Flotigam EDA 3B e F2835, como coletores para a sílica. Através de filtragem a vácuo do rejeito gerado, foi utilizado o líquido contendo amina residual juntamente com quantidades novas dos coletores em um segundo ensaio de flotação, onde foi investigada a dosagem de reagente novo. Os pesquisadores observaram que há a possibilidade de diminuir o consumo desse reagente em até 50%, revelando que mais de 95% da amina adicionada pode ser recuperada, além da dessorção da eteramina contida em sólidos que representa 40% da amina utilizada nos testes de flotação.

4. MATERIAIS E METODOLOGIA

4.1. Coleta e preparação das amostras

As amostras são facilmente reconhecidas em campo, sendo elas: itabirito semicompacto, itabirito compacto e itabirito anfibolítico como mostrado nas figuras 4.1, 4.2 e 4.3.



Figura 4.1 – Foto da amostra de itabirito semicompacto.



Figura 4.2 – Foto da amostra de itabirito compacto.



Figura 4.3 – Foto da amostra de itabirito anfibolítico.

Para estas três tipologias estudadas neste trabalho, foram coletadas amostras provenientes das diferentes frentes de lavra da Mina Lagoa das Flores pela equipe de lavra da Minerita,

de modo a caracterizar as litologias depositadas atualmente nas pilhas de estéril. Assim por meio de caminhões modelo P124 Scania e pás-carregadeiras modelo 950G CAT, foram amostrados 5 frentes de itabirito compacto (figura 4.4), 8 frentes de itabirito semicompacto (figura 4.5) e 3 frentes de itabirito anfíbolítico (figura 4.6), sendo as amostras posteriormente transportadas até a planta de britagem e peneiramento da Minerita.

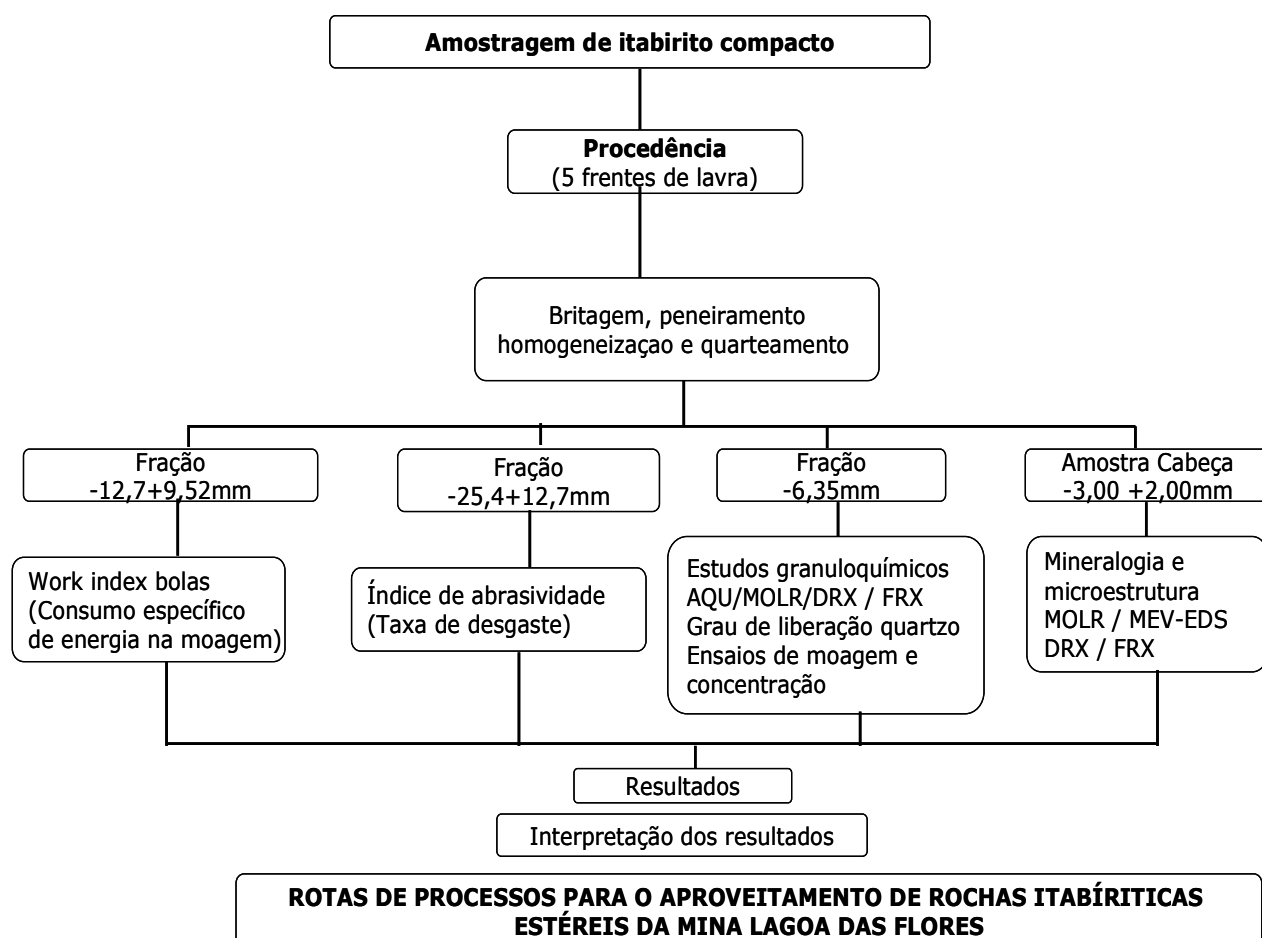
Inicialmente as amostras foram submetidas a uma etapa de britagem e peneiramento na planta de tratamento de minérios da Minerita Minérios, em circuito aberto com britador de mandíbula (britagem primária), e em circuito fechado com o rebitador cônico (britagem secundária). Após estas etapas iniciais as amostras foram homogeneizadas em pilhas alongadas e separadas as seguintes alíquotas: 100kg da fração $-25,4\text{mm}(1'')$ $+12,7\text{mm}(1/2'')$, 100kg da fração $-12,7\text{mm}(1/2'')$ $+9,52\text{mm}(3/8'')$, 2000kg da fração $-6,35\text{mm}(1/4'')$ e 1000kg da amostra cabeça cominuída abaixo de $6,35\text{mm}(1/4'')$.

Para as frações acima de $6,35\text{mm}(1/4'')$ foram utilizadas peneiras retangulares de dimensões $500\text{mm} \times 500\text{mm}$, individualizando as frações: $-12,7\text{mm}(1/2'')$ $+9,52\text{mm}(3/8'')$ e $-25,4\text{mm}(1'')$ $+12,70\text{mm}(1/2'')$ que foram utilizadas respectivamente para determinação do índice de trabalho de Bond (WI-work index) e o índice de abrasividade (A_i). Já para as frações menores que $6,35\text{mm}(1/4'')$ foram utilizados peneiras circulares com diâmetro igual a 200mm , separando as frações entre $6,35\text{mm}$ e $0,038\text{mm}$ para os diversos estudos de caracterização mineralógicos e tecnológicos como mostrado nas figuras 4.4, 4.5 e 4.6.

Para os diferentes testes de concentração no estágio rougher e scavenger, as amostras $-6,35\text{mm}$ foram pré-reduzidas em $3,35\text{mm}$ através da utilização de um britador de rolos lisos, e posteriormente foi realizada uma moagem primária $-0,15\text{mm}$ no moinho de bolas, modelo $635\text{mm}(25'')$ \times $762\text{mm}(30'')$ do laboratório da NUTEC-Fundação Gorceix. As condições operacionais utilizadas para moagem primária foram:

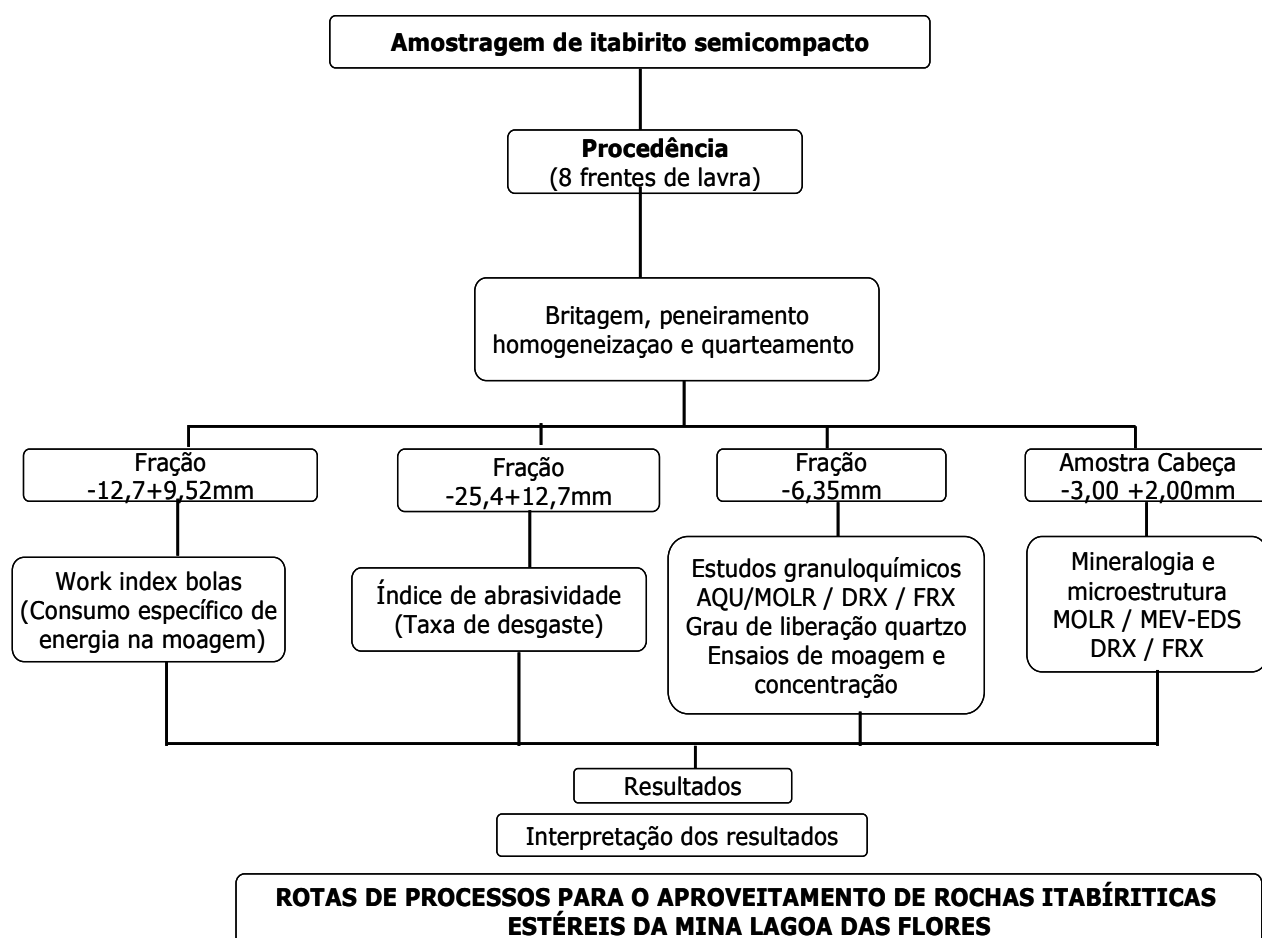
- percentual de enchimento no moinho, igual a 40;

- distribuição da carga de bolas: 6,59kg de bolas com 40mm de diâmetro; 4,13kg de bolas com 30mm de diâmetro; 2,36kg de bolas com 25mm de diâmetro e 1,77kg de bolas com 20mm de diâmetro;
- densidade aparente adotada para leito de bolas, igual a 4,65kg/l (Beraldo, 1987);
- percentual médio de vazios considerado no leito de bolas do moinho, igual a 40 (Alves, 2006);
- volume de vazios no leito de bolas, igual a $14,85\text{kg de bolas} \div 4,65\text{kg/l} = 3,1931 \times 0,40 = 1,2771$;
- relação entre volume de polpa e volume de vazios no moinho, igual a 1,410;
- volume de polpa por ensaio, igual a $1,2771 \times 1,410 = 1,8011$;
- densidade média da polpa no moinho, igual a 1,984kg/l;
- percentual de sólidos em peso da polpa, igual a 70;
- massa de amostra por ensaio de batelada, igual a $1,8011 \times 1,984\text{kg/l} \times 0,70 \sim 2500\text{g}$;
- volume de água por ensaio, igual a $1,8011 \times 1,984\text{kg/l} = 3.573,18\text{g} - 2500\text{g} = 1073,18\text{ml}$;
- rotações por minuto, igual a 71;
- tempos de moagem, iguais a 40min para amostra de itabirito compacto, 15min para o itabirito semicompacto e 25min para o itabirito anfibolítico.



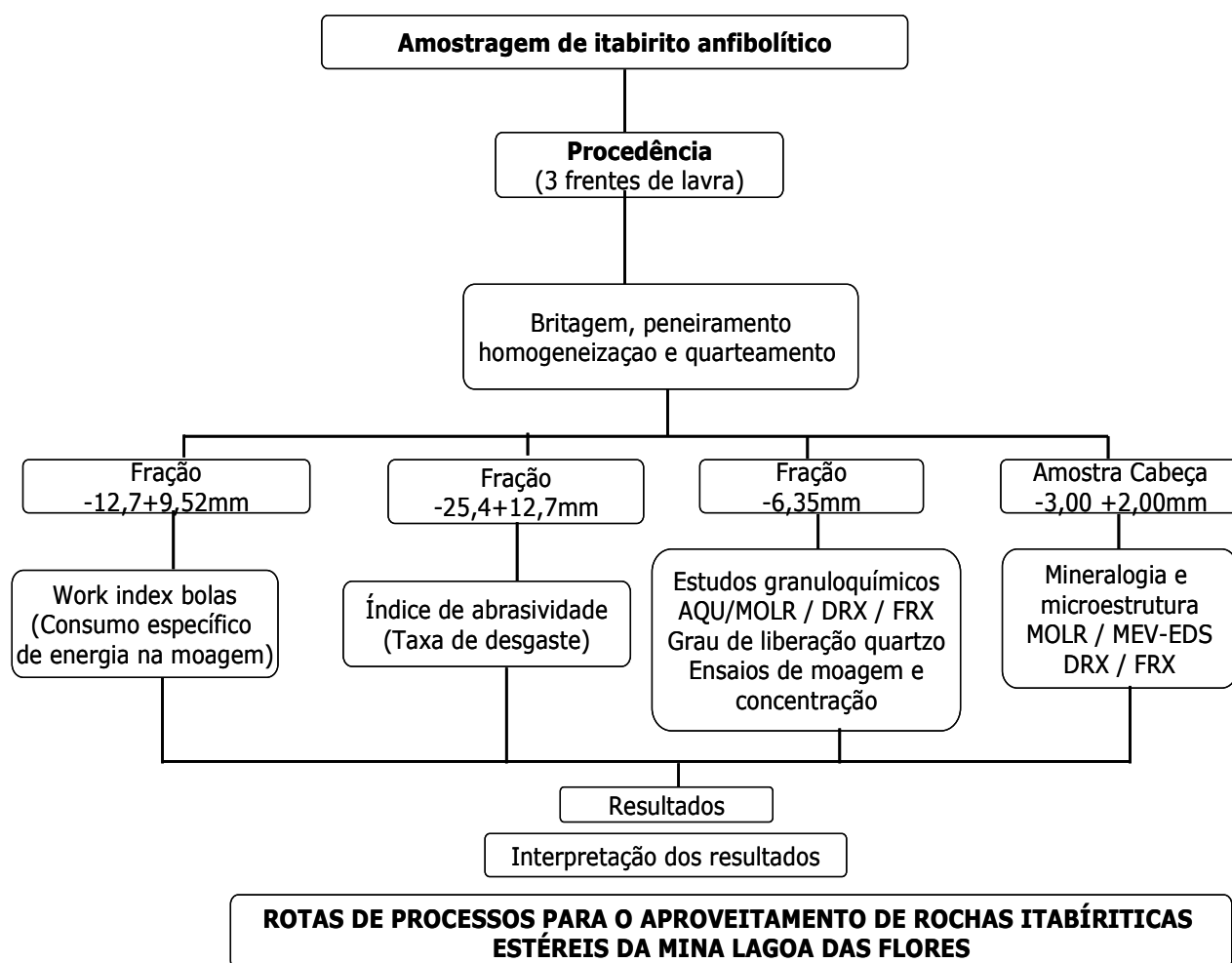
Legenda: AQU: análise química via úmida; FRX: espectrometria por fluorescência de raios-x; DRX: difração de raios-X; MOLR: microscopia óptica de luz refletida; MEV-EDS: microscopia eletrônica de varredura + microanálise EDS.

Figura 4.4 – Procedimento adotado para a preparação das amostras e estudos gerais a serem realizados para a tipologia itabirito compacto.



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-EDS:** microscopia eletrônica de varredura + microanálise EDS.

Figura 4.5 – Procedimento adotado para a preparação das amostras e estudos gerais a serem realizados para a tipologia itabirito semicompacto.



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-EDS:** microscopia eletrônica de varredura + microanálise EDS.

Figura 4.6 – Procedimento adotado para a preparação das amostras e estudos gerais a serem realizados para a tipologia itabirito anfibolítico.

As amostras utilizadas para a execução dos ensaios de concentração no estágio cleaner resultaram de uma etapa de remoagem -0,053mm dos pré-concentrados obtidos através dos estágios rougher e scavenger. Para isto, um moinho de bolas, modelo 504mm (20”) x 504mm (20”) do Laboratório de Tratamento de Minérios da NUTEC - Fundação Gorceix foi utilizado nas seguintes condições de remoagem:

- percentual de enchimento no moinho, igual a 40;
- distribuição da carga de bolas: 10,77kg de bolas com 20mm de diâmetro;
- densidade aparente adotada para leito de bolas, igual a 4,65kg/l (Beraldo, 1987);
- percentual médio de vazios considerado no leito de bolas do moinho, igual a 40 (Alves, 2006);
- volume de vazios no leito de bolas, igual a $10,77\text{kg de bolas} \div 4,65\text{kg/l} = 2,316\text{l} \times 0,40 = 0,926\text{l}$;
- relação entre volume de polpa e volume de vazios no moinho, igual a 0,776 para o itabirito compacto, 0,911 para o itabirito semicompacto e 0,712 para o itabirito anfíbolítico;
- volume de polpa por ensaio, igual a 0,718l para o itabirito compacto, 0,844l para o itabirito semicompacto e 0,659l para o itabirito anfíbolítico;
- percentual de sólidos em peso da polpa, igual a 70;
- densidade média da polpa no moinho, igual a 2,190kg/l para o itabirito compacto e 2,210kg/l para o itabirito semicompacto e itabirito anfíbolítico;
- %sólidos em peso da polpa, igual a 70;
- massa de amostra por ensaio de batelada, igual a 1.110g para o itabirito compacto, 1.305g para o itabirito semicompacto e 1.020g para o itabirito anfíbolítico;
- volume de água por ensaio, igual a 470,00ml para o itabirito compacto, 560,00ml para o itabirito semicompacto e 440,00ml para o itabirito anfíbolítico;
- rotações por minuto, igual a 71;
- tempos de moagem, iguais a 15min para as amostras de itabirito compacto e itabirito anfíbolítico, 20min para o itabirito semicompacto.

4.2. Estudos granuloquímicos

Este estudo teve como objetivo uma análise preliminar do grau de liberação mineral através da distribuição dos elementos nas diferentes faixas analisadas e também verificar a possibilidade de produção de diferentes produtos de minério de ferro para siderurgia, ou seja, sinter-feed e/ou pellet-feed.

As análises granulométricas foram realizadas no Laboratório de Análises Física e Química da Minerita Minérios Itaúna Ltda, conforme a norma ISO4701, utilizando peneiras da série Tyler, com aberturas de 6300 μ m, 4750 μ m, 3170 μ m, 2000 μ m, 1000 μ m, 500 μ m, 300 μ m, 212 μ m, 150 μ m, 106 μ m, 75 μ m, 54 μ m, 45 μ m e 38 μ m, da marca Bertel, com 20cm de diâmetro e 7cm de altura. As análises granulométricas foram efetuadas por peneiramento a seco durante 10min.

As frações obtidas foram pesadas para cálculo do percentual retido em cada malha, sendo posteriormente quarteadas e pulverizadas para realização de análises químicas quantitativas nas faixas granulométricas mencionadas anteriormente, utilizando análise química via úmida para os elementos: Fe total, SiO₂, Al₂O₃, P e Mn.

4.3. Estudos microestruturais e mineralógicos

Os estudos microestruturais e mineralógicos foram realizados no Laboratório de Caracterização de Minérios e Materiais do Departamento de Engenharia de Minas da EE-UFMG e Fundação Gorceix através da preparação de seções polidas para análise por microscopia óptica e microscopia eletrônica de varredura.

Como ensaio preliminar foi realizada análise em microscópio óptico e microscópio eletrônico de varredura na fração -3,00+2,00mm da amostra cabeça visando conhecer a microestrutura das amostras globais em estudo. Estas amostras também foram analisadas pelos seguintes métodos: difração de raios-X para amostras em pó (difratômetro marca

Philips, sistema X'Pert-APD, gerador PW 1830/40, goniômetro PW 3020/00 e controlador PW 3710/31, computadorizado); espectrometria de fluorescência de raios-X (marca Philips, modelo PW 2400) para determinação principalmente dos elementos traços; análise química via úmida para determinação dos elementos principais (Fe, SiO₂, Mn, P, Al₂O₃, MgO, CaO e FeO) e PPC por gravimetria. Estas análises foram realizadas em geral no Laboratório de Caracterização de Minérios e Materiais do Departamento de Engenharia de Minas da UFMG e a análise química via úmida e a gravimetria efetuadas 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 de Minérios e Materiais da EE-UFMG. Os estudos no MOLR foram registrados por fotomicrografias.

O microscópio eletrônico de varredura utilizado foi da marca JEOL, modelo JSM-5410, sendo as microanálises obtidas através do equipamento da Noran, modelo TN-M3055, composto de EDS (espectrômetro dispersivo em energia, com janela especial, que permite a detecção de todos os elementos de número atômico igual ou superior ao boro).

As seções confeccionadas para os estudos de MO foram depois utilizadas para os estudos no MEV/EDS, quando foram recobertas por uma película de ouro, na metalizadora-evaporadora modelo Desk II da marca Denton.

Os estudos realizados nestes equipamentos foram registrados por fotomicrografias e microanálises. Os resultados das microanálises foram obtidos pela técnica sem padrão, segundo o método Bence-Albee que fornece o ajuste das análises baseado em óxidos (Voyager Handbook, Noran). As condições de análises utilizadas foram:

- vtagem e aceleração do feixe: 15kv;
- tempo de contagem: 100s;
- spotsize: 14µm;
- distância de trabalho (wd): 25mm.

Além da identificação mineralógica das fases foram avaliadas as seguintes feições microestruturais apresentadas na tabela IV-1.

Tabela IV-1 - Principais fases mineralógicas e feições microestruturais observadas no microscópio óptico.

Fases mineralógicas	Feições microestruturais
Hematita	Martítica microporosa com variados graus de porosidade
	Lamelar
Goethita	Botrioidal
	Maciça com porosidade (microporosidade) variada
	Terrosa
	Intercrescida com hematita
Magnetita	Bem preservada
	Relictos na hematita
Quartzo	Forma das partículas, fraturas
	Poros

Também foram realizados estudos de liberação mineral pelo método de Gaudin para as frações mais finas, uma vez que os resultados de análise granulométrica mostraram uma tendência de liberação em frações mais finas: $-1,000+0,212\text{mm}$; $-0,212+0,105\text{mm}$; $-0,105+0,075\text{mm}$; $-0,075 +0,044\text{mm}$ e $-0,044+0,010\text{mm}$ para todas as amostras estudadas. 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 mineral.

4.4. Estudos para estimativa do consumo específico de energia na moagem e índice de abrasividade dos itabiritos estéreis

Tendo em vista que a etapa de moagem representa um dos maiores custos operacionais no processamento mineral, diante do alto consumo energético e desgaste de corpos moedores (Beraldo, 1987; Donda, 2003; Pereira, 2005; Alves, 2006) foram realizados basicamente neste sentido, dois tipos de ensaios: índice de trabalho de Bond, conhecido com Work Index para prever o consumo específico de energia (kWh/st) nas diversas etapas de fragmentação e índice de abrasividade de Bond (A_i) para avaliar a taxa de desgaste de corpos moedores.

Para determinação do índice de trabalho de Bond (WI_{Bond}) foi utilizado uma amostra inicial de 100kg correspondente à fração $-25,4\text{mm}(1'')+12,70\text{mm}(1/2'')$, sendo previamente homogeneizada e quarteada até a obtenção de uma alíquota de 10kg, necessária aos testes de moagem através da utilização de um moinho de Bond de $305,8\text{mm} \times 305,8\text{mm}$ ($12'' \times 12''$) como mostrado na figura 4.7. Vale lembrar que estes testes foram realizados no Centro de Testes da Metso em Sorocaba, São Paulo.

Também foi homogeneizada e quarteada a amostra inicial de 100kg correspondente à fração $-12,70\text{mm}(1/2'')+9,52\text{mm}(3/8'')$ através de pilha longitudinal até a obtenção de uma alíquota de 3kg para determinação do índice de abrasividade, sendo este ensaio realizado no mesmo local dos testes de WI_{Bond} .



Figura 4.7 – Moinho de bolas de Bond para determinação do WI.

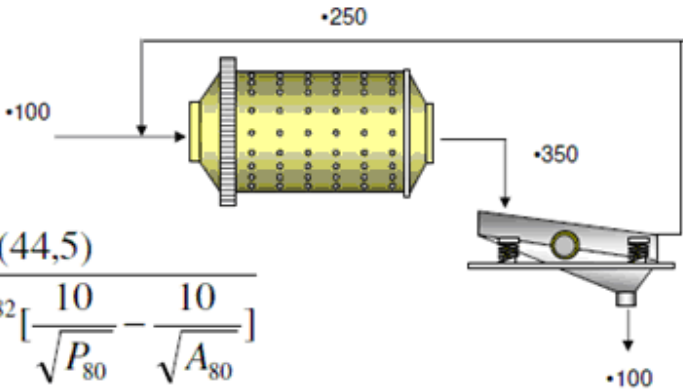
A seguir, é apresentado o procedimento detalhado utilizado para a determinação do Work Index (WI) das várias amostras estudadas. Os testes foram realizados em um moinho de Bond de 305,8mm x 305,8mm (12” x 12”) sendo necessário uma amostra inicial de 10kg. As etapas utilizadas para o ensaio foram (adaptado de Pereira, 1989):

1. reduziu-se a amostra inicial em sucessivos estágios de britagem em britador de mandíbulas e posteriormente em britador de rolos para obtenção de um produto 100% passante em 3,4mm;
2. depois de reduzido o material, formou-se uma pilha de homogeneização de formato piramidal de dimensões apropriadas para evitar a segregação do material;
3. colocou-se o material em uma proveta graduada de 1 litro, compactando-o levemente, batendo o fundo da proveta em superfície revestida de borracha. Completou-se o volume até 700ml. Determinou-se esta massa de minério. Repetiu-se este procedimento 3 vezes e adotou-se o valor médio, avaliando a diferença e os desvios entre as amostras. Este valor representou a massa de alimentação do ensaio (M), expresso em gramas;
4. calculou-se a massa de alimentação que será acrescentada quando em regime (Aar). Aar é igual a $M / 3,5$;

5. realizou-se a análise granulométrica da amostra da alimentação de acordo com os procedimentos já descritos. Determinou-se a abertura da peneira onde passariam 80% da alimentação (A80);
6. definiu-se a abertura da malha de teste de classificação em 150 μ m (A1).
7. determinou-se por peneiramento, a massa passante em 150 μ m. Este é o passante inicial do primeiro ciclo e denomina-se MA₁, expresso em gramas;
8. carregou-se o moinho com a carga de bolas especificada por Bond e a quantidade de minério calculada no item quatro. Determinou-se 100 rotações para o 1º ciclo;
9. descarregou-se o moinho e peneirou-se o minério em 150 μ m, determinando a massa retida. A massa do minério passante (Mp_i) é calculada por diferença, esta é a alimentação nova acrescentada no ciclo seguinte;
10. descartou-se o material passante;
11. subtraiu-se a Ma_i de Mp_i. Este valor é o passante líquido gerado a cada ciclo;
12. recompôs-se a alimentação para o ciclo seguinte adicionando-se alimentação nova igual a Mp_i à massa retida. Utilizou-se para este incremento parte retirada da amostra inicial;
13. calculou-se massa passante em A1 contida na alimentação nova a partir da análise granulométrica, determinada no item cinco ou do peneiramento de controle, item 12. Este é o valor de Ma_{i+1};
14. subtraiu-se o valor da alimentação nova e acrescentou-se (Mp_i) de Aar determinada no item 4. A diferença é o desvio correspondente ao ciclo i;
15. dividiu-se a “quantidade líquida passante”, determinada no item 11 pelo respectivo número de rotações aplicadas. Este valor é denominado **moabilidade (Mob_i)**, e corresponde à massa em gramas passante em Ar gerada em cada rotação do moinho;
16. carregou-se novamente o moinho. Calculando o número de rotações para o ciclo seguinte (N_{i+1}) através da fórmula: $N_{i+1}=(Aar-Ma_{i+1})/Mob_i$;

17. procedeu-se a moagem com o número de rotações calculadas;
18. repetiram-se as operações nos itens 9 a 17 até que os valores de Mob_i atingissem o equilíbrio ou invertesse a tendência de crescimento ou decrescimento, em três ciclos consecutivos;

Somente pode-se calcular o WI após garantir-se a estabilidade dos valores de Mob_i , isto é, em pelo menos 3 ciclos consecutivos calculando-se a média aritmética dos valores de Mob e não havendo diferenças entre a média, o maior valor e o menor valor superior a 3% do valor médio. O valor de WI é calculado pela seguinte expressão mostrada na figura 4.8.



$$WI_{teste} = \frac{(44,5)}{A_1^{0,23} (Gpb)^{0,82} \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{A_{80}}} \right]}$$

Legenda:

WI : Índice de trabalho para moagem, em kWh/st;

A_1 : Abertura da malha de teste de classificação em micrometros;

P_{80} : Abertura da peneira onde passam 80% da massa do produto, em micrometros;

A_{80} : Abertura da peneira onde passam 80% da massa da alimentação, em micrometros;

Gpb : Média dos 3 últimos valores de Mob_i ;

Figura 4.8 - Representação de um ensaio de bancada para determinação do Work Index.

Para a determinação do índice de abrasão de Bond (apud Rolfsson, 1983) foi utilizado um equipamento (fig. 4.9) que consiste basicamente de um rotor, que gira a uma velocidade de 632rpm enclausurado por um tambor, que gira à velocidade de 70rpm, ou **91,3%** da

velocidade crítica, no mesmo sentido do rotor. A superfície interna é revestida e possui saliências. O rotor tem uma reentrância de profundidade de 25,4mm(1”), onde é inserida a palheta de aço **SAE 4340**. Também foi utilizado cronômetro, um jogo completo de peneiras da série Tyler e balança analítica com precisão de 1mg.



Figura 4.9 - Equipamento utilizado no ensaio de bancada para determinação do índice de abrasividade.

O procedimento adotado para determinação do índice de abrasividade consistiu da seguinte forma:

- a) tomou-se uma amostra representativa de cerca de 3kg de fragmentos entre 12,7mm (1/2”) e 19,05mm (3/4”). Posteriormente realizou-se uma homogeneização e retiraram-se quatro alíquotas de 400g cada.
- b) removeu-se toda a sujeira e oxidação da palheta com uma esponja abrasiva, água e detergente, secando-a em seguida;
- c) pesou-se a palheta com precisão de 1mg;
- d) colocou-se uma amostra de 400g do material no tambor e deixou rodar por 15 minutos com a palheta colocada no local apropriado;
- d) retirou-se o material resultante, sem retirar a palheta;
- e) os itens (b) e (c) foram repetidos com as três amostras restantes, nas mesmas condições;

- f) após todos os ensaios, fez-se a análise granulométrica do material reunido das quatro amostras;
- g) repetiu-se o item (a) e pesou-se a palheta após o término da quarta amostra. A perda em massa da palheta é o índice de abrasão de Bond.

De posse dos resultados de “work index” das diferentes tipologias foi realizada uma simulação (via Excel) do consumo energético de moagem através dos modelos matemáticos de Rowland e Bond citados por Beraldo (1987), que permitem estimar a potência do moinho.

Com base nos resultados de índice de abrasividade, também foram utilizadas algumas formulas empíricas para prever o consumo de corpos moedores e revestimento (Metso, 2005) nas diferentes etapas de fragmentação, conforme mostrado no apêndice IX.

4.5. Estudos de diferentes rotas de processo para concentração de itabiritos estéreis

Após a primeira etapa de moagem a -0,15mm foram estudadas 3 rotas de processos em escala de bancada utilizando inicialmente as etapas rougher (RG) e scavenger (SVG) para concentração de rochas itabiríticas estéreis, que são listadas a seguir:

- i. tambor magnético de 7.500gauss em escala de bancada da Inbrás;
- ii. concentrador eletromagnético em escala de bancada (Separador magnético L4 da Inbrás Eriez);
- iii. deslamagem e flotação catiônica reversa em escala de bancada;

As etapas scavenger e cleaner (CL) foram realizadas utilizando concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) e flotação reversa, conforme mostrado nas figuras 4.10, 4.11 e 4.12. Vale lembrar que para a rota de processo 1 mostrada na figura 4.10 foi utilizado um estágio de concentração recleaner (RCL) com base no melhor resultado do estágio cleaner.

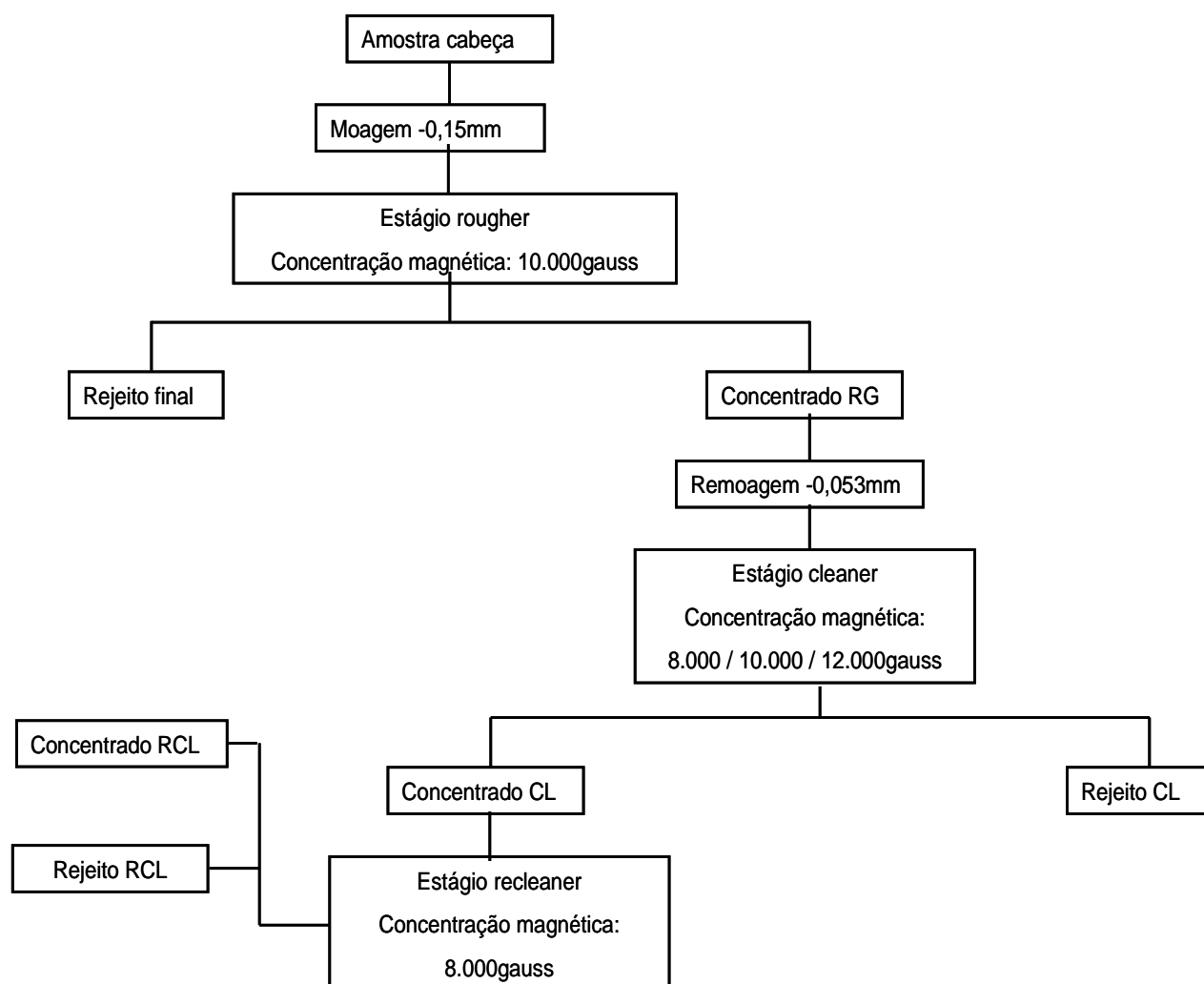


Figura 4.10 - Rota de processo 1 em escala de bancada utilizada para as tipologias: itabirito semicomact, compacto e anfibolítico.

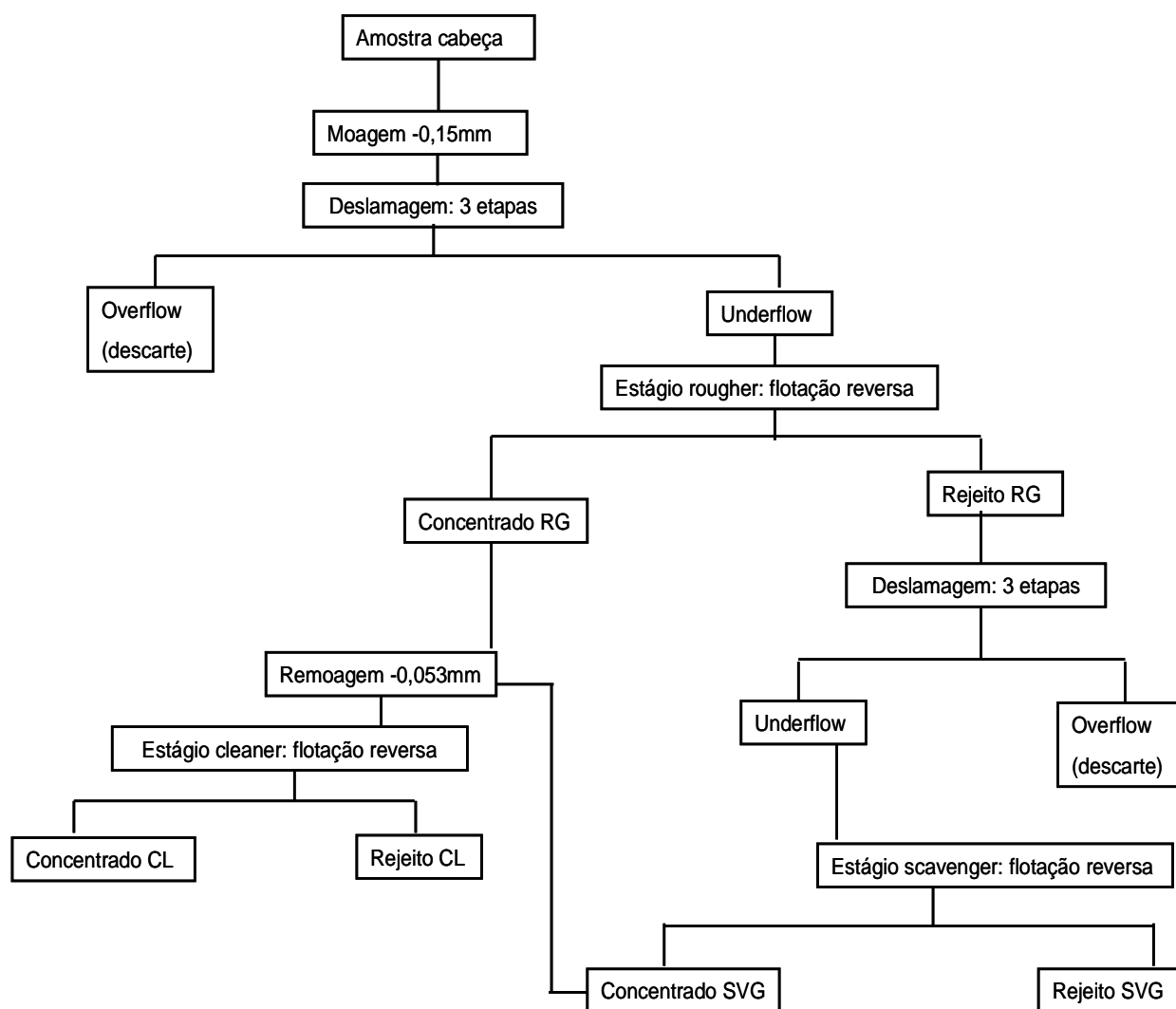


Figura 4.11 - Rota de processo 2 em escala de bancada utilizada para as tipologias: itabirito semicompato, compacto e anfibolítico.

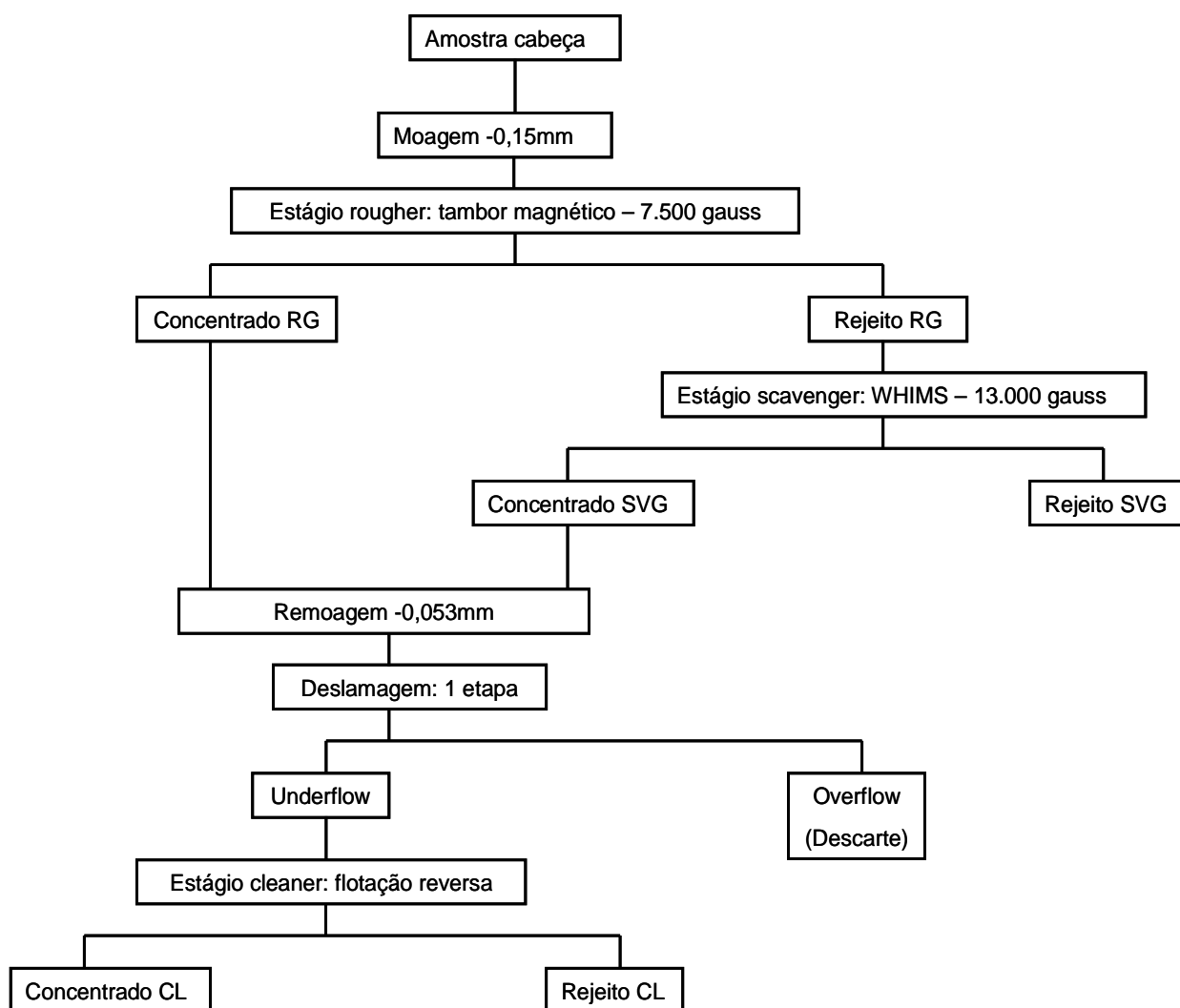


Figura 4.12 - Rota de processo 3 em escala de bancada utilizada para as tipologias: itabirito semicompacto, compacto e anfibolítico.

Para as diferentes rotas de processo foram avaliados 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 (Gaudin, 1957), 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) como indicado na equação 4.1 e 4.2.

$$I.S. = \frac{[R_{\text{útil}} \times (1 - R_{\text{ganga}})]^{1/2}}{[R_{\text{ganga}} \times (1 - R_{\text{útil}})]} \quad (4.1)$$

onde:

I.S. = índice de seletividade de Gaudin;

$R_{\text{útil}}$ = recuperação do útil no concentrado (Fe);

R_{ganga} = recuperação de ganga no concentrado (SiO_2);

sendo:

$$\text{Recuperação do útil ou de ganga} = \frac{[c_i \times (a_i - r_i)]}{[a_i \times (c_i - r_i)]} \quad (4.2)$$

onde:

c_i = teor do elemento analisado (Fe ou SiO_2) no concentrado;

a_i = teor do elemento analisado (Fe ou SiO_2) na alimentação;

r_i = teor do elemento analisado (Fe ou SiO_2) no rejeito.

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 Químico da Minerita Minérios Itaúna Ltda.

4.5.1. Ensaios de deslamagem

Primeiramente foi realizada uma fragmentação da fração -6,35mm em duas etapas conforme mostrado no fluxograma da figura 4.13.

Após a obtenção de um produto com $P_{90}=0,106\text{mm}$, foram realizadas 3 (três) etapas de deslamagem de bancada anterior aos estágios: rougher e scavenger das rota de processo 2 que envolveu somente concentração por flotação, sendo utilizado o seguinte procedimento (figura 4.14):

- i. coletou-se amostra de 2,5 kg;

- ii. colocou-se a amostra em um balde de 20 litros;
- iii. acrescentou-se água até obter uma polpa de 30 a 35% de sólidos (aproximadamente 8,5 litros de água);
- iv. agitou-se a polpa com um agitador mecânico por 5min em 800RPM;
- v. adicionou-se soda cáustica a 5%p/v até atingir um pH ao redor de 10,5;
- vi. concluído o item v, cessou-se agitação e aguardou-se o tempo de 15 minutos para decantação;
- vii. após o tempo de decantação, sifonou-se a lama mantendo a extremidade do sifão de aproximadamente 4cm da superfície do material sedimentado;
- viii. posteriormente, a lama sifonada e o material decantado foram secados em estufa, sendo o referido material utilizado novamente com base nos procedimentos do item ii a viii até o término da terceira etapa de deslamagem da amostra.
- viii. após cessar a terceira etapa de deslamagem, a lama sifonada e o material decantado foram secados em estufa e quarteados, para análise química.

Ressalta-se que na rota de processo 3 foi utilizado uma única etapa de deslamagem anterior ao estágio cleaner para as tipologias de itabirito semicompacto e itabirito anfíbolítico por meio do mesmo procedimento anterior.

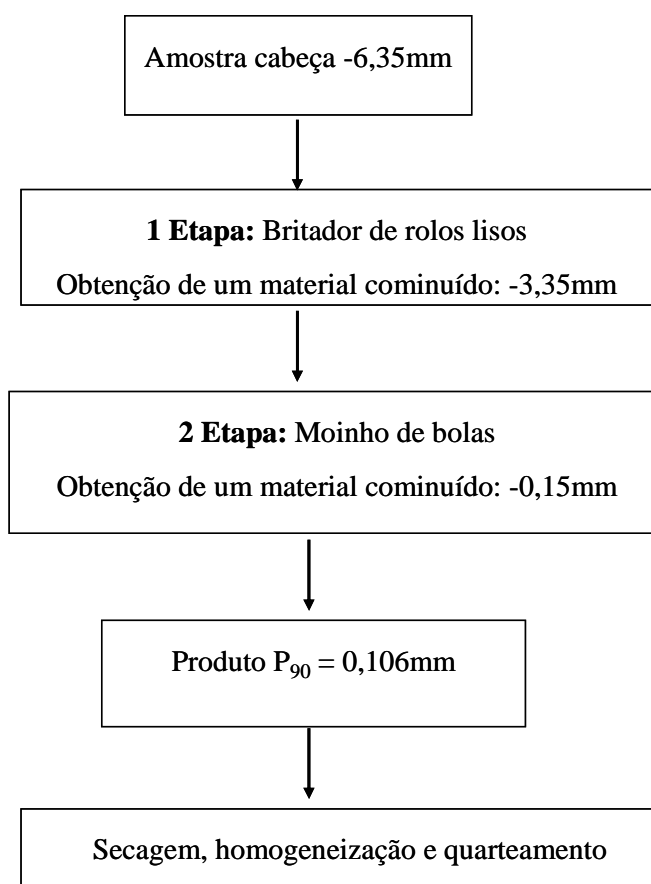


Figura 4.13 – Procedimento adotado para preparação de amostras a serem utilizadas na etapa de deslamagem.



Figura 4.14 - Ensaio de deslamagem em bancada realizado para as diferentes tipologias.

Após os ensaios de deslamagem o overflow (fração $-0,010\text{mm}$) foi descartado e o underflow utilizado no circuito de flotação como mostrado na figura 4.15.

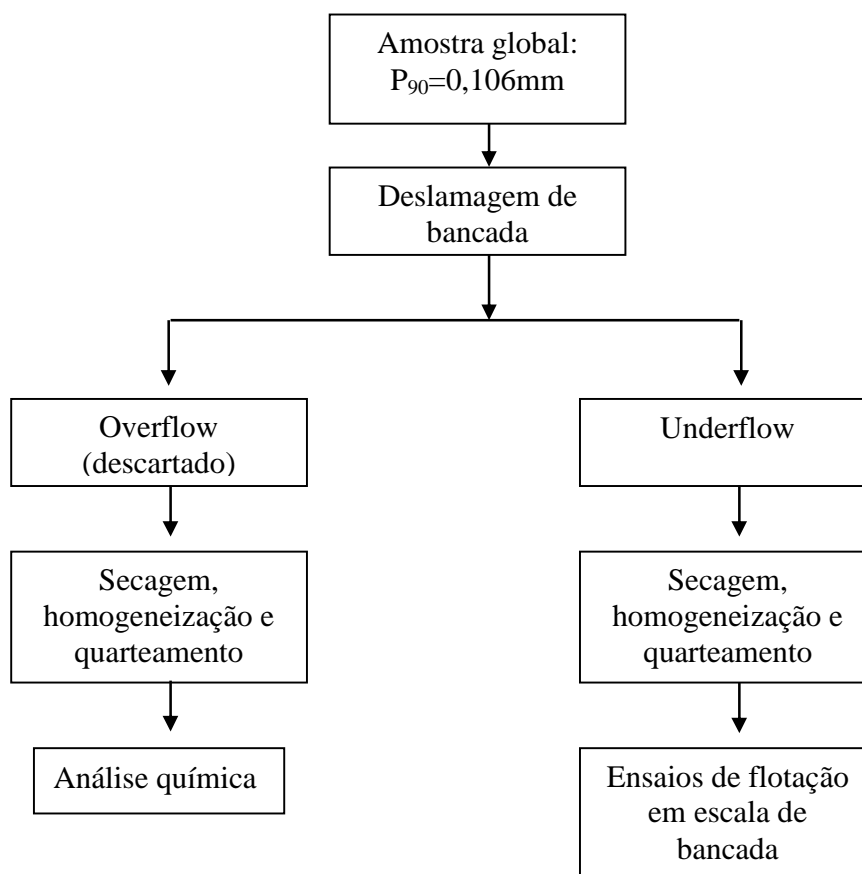


Figura 4.15 – Procedimento adotado para a obtenção de alíquotas para realização dos ensaios de flotação.

4.5.2. Ensaio de flotação reversa em escala de bancada

Os testes de flotação em bancada foram realizados conforme metodologia do NUTEC da Fundação Gorceix numa célula de flotação Denver de 2500mL, com rotação de 1200rpm.

O procedimento padrão adotado para a realização dos testes de flotação está descrito a seguir:

1. adiciona-se na cuba de flotação a massa de amostra correspondente ao percentual de sólidos desejado para um volume final de 2500mL de polpa, acrescentando em seguida 1500mL de água;

2. agita-se a polpa, adicionando na seqüência um volume de amido correspondente à dosagem desejada, e condiciona-se por 5 minutos;
3. na seqüência, adicionam-se mais 1000mL de água, obtendo-se um volume de 2500mL;
4. ajusta-se o pH com a solução de soda em torno de 10,5. Acrescenta-se o volume de amina correspondente à dosagem do ensaio e condiciona-se por 1 minuto;
5. abre-se o ar da célula e inicia-se a flotação, removendo-se mecanicamente, com espátulas, a espuma da cuba durante 3 minutos.

O depressor dos minerais de ferro utilizado foi o amido de milho, fornecido pela Cargill, e gelatinizado com hidróxido de sódio, na proporção mássica 5:1, enquanto o coletor do quartzo foi a amina Flotigan EDA (etermonoamina) da Clariant. As soluções de depressor, hidróxido de sódio e coletor foram preparadas respectivamente nas seguintes concentrações: 2%p/v, 5%p/v e 2%p/v.

Foram separadas alíquotas de 1400g para execução dos ensaios de flotação rougher das tipologias: itabirito compacto e semicompacto, e 1250g para o itabirito anfíbolítico. No estágio scavenger foram usadas alíquotas de 740g, 650g e 500g para as amostras de itabirito compacto, semicompacto e anfíbolítico respectivamente. Para o estágio cleaner foram usadas alíquotas de 1200g para itabirito compacto e semicompacto e 990g para o itabirito anfíbolítico.

Para a rota de processo 2, que envolveu somente ensaios de concentração por flotação catiônica reversa foram utilizados os seguintes parâmetros, tanto para o itabirito compacto como itabirito semicompacto apresentados na tabela IV-2.

Tabela IV-2 - Parâmetros utilizados nos ensaios de flotação rougher e scavenger da rota de processo 2 para as tipologias: itabirito compacto e semicompacto.

Variáveis utilizadas			
% de sólidos em peso na polpa	40	Rotação do rotor	1200RPM
Tempo de condicionamento do amido	5min	pH flotação	10,50
Tempo de condicionamento da amina	1min	Dosagem de amido	500g/t
Tempo de coleta de espuma	3min	Dosagem de amina	80g/t
Vazão de ar	6l/min	---	---

Para a tipologia itabirito anfíbolítico, foram utilizados os mesmos parâmetros mostrados na tabela IV-2, exceto para a dosagem de amina, sendo 60g/t no estágio rougher e 80g/t no estágio scavenger.

A tabela IV-3 apresenta os parâmetros de ensaios de flotação adotados para o estágio cleaner da rota de processo 2 das diferentes tipologias estudadas.

Tabela IV-3 - Parâmetros utilizados nos ensaios de flotação cleaner da rota de processo 2 para as tipologias: itabirito compacto, itabirito semicompacto e itabirito anfíbolítico.

Variáveis utilizadas			
% de sólidos em peso na polpa	40	Rotação do rotor	1200RPM
Tempo de condicionamento do amido	5min	pH flotação	10,50
Tempo de condicionamento da amina	1min	Dosagem de amido	500g/t
Tempo de coleta de espuma	3min	Dosagem de amina	60g/t
Vazão de ar	6l/min	---	---

Para a rota de processo 3, que envolveu ensaio de concentração por flotação reversa somente no estágio cleaner foram utilizados os seguintes parâmetros, tanto para o itabirito compacto como itabirito semicompacto apresentados na tabela IV-4:

Tabela IV-4 - Parâmetros utilizados nos ensaios de flotação cleaner da rota de processo 3 para as tipologias: itabirito compacto e semicompacto.

Variáveis utilizadas			
% de sólidos em peso na polpa	40	Rotação do rotor	1200RPM
Tempo de condicionamento do amido	5min	pH flotação	10,50
Tempo de condicionamento da amina	1min	Dosagem de amido	500g/t
Tempo de coleta de espuma	3min	Dosagem de amina	90g/t
Vazão de ar	6l/min	---	---

Para a amostra de itabirito anfíbolítico foram utilizadas também as mesmas variáveis apresentadas na tabela IV-4, exceto para a dosagem de amina (75g/t) e rotação do rotor, igual a 967RPM.

Após a realização dos ensaios de flotação, os produtos foram secados em estufa e pesados para cálculo das recuperações mássicas, sendo posteriormente enviados para o Laboratório Químico da Minerita para determinação dos teores de Fe, SiO₂, Al₂O₃, P, Mn e PPC, necessários ao cálculo das distribuições de Fe e SiO₂ e do índice de seletividade.

4.5.3. Testes de concentração magnética em escala de bancada

Os ensaios de concentração magnética de alto campo em escala de bancada foram realizados na Fundação Gorceix, enquanto os testes de concentração magnética de médio campo foram feitos no Centro de Testes da Inbrás em Diadema-SP.

Após a primeira etapa de moagem ($P_{90}=0,106\text{mm}$) das tipologias de itabirito estudadas, foi realizada a homogeneização e o quarteamento das amostras para obtenção de alíquotas de 500g necessárias aos diversos testes de concentração magnética.

Para a rota de processo 1, foi ajustado um campo magnético de 10.000gauss com placas de 2,5mm de espaçamento no estágio rougher. O pré-concentrado obtido nesta etapa foi remoído em 0,053mm e novamente direcionado ao WHIMS no estágio cleaner utilizando os seguintes campos magnéticos: 8.000gauss, 10.000gauss e 12.000gauss. Após o estágio cleaner ainda foi realizado um estágio recleaner com campo magnético ajustado em 8.000gauss por meio do concentrado cleaner obtido no campo de 8.000gauss.

Para rota de processo 3, as alíquotas foram submetidas a ensaios de concentração magnética em duas etapas: a primeira etapa num tambor magnético WDRE com diâmetro de 609,6mm (24”) e 152,4mm (6”) de comprimento, 50 RPM e 7.500gauss (figura 4.17) e a segunda etapa num WHIMS com placas de 1,5mm de espaçamento e campo magnético igual a 13.000gauss denominado Separador Magnético L4 da Inbrás Eriez (WHIMS). O separador magnético L4 apresentam um dispositivo manual de regulação de campo magnético que permite que a intensidade do campo seja ajustada em patamares, de forma a adequá-la ao minério que estiver sendo testado.

Para os ensaios de concentração magnética de alta intensidade (fig.4.16) foi adotado o seguinte procedimento:

- i. colocou-se 500g de amostra no béquer de 4 litros com água e promoveu-se a agitação com agitador mecânico;
- ii. escolheu-se uma matriz de acordo com as características do material, que foi instalada no separador magnético L4 da Inbrás Eriez;
- iii. identificou-se os baldes de concentrado magnético e rejeito não-magnético;
- iv. colocou-se o balde de rejeito debaixo da matriz do separador magnético para coleta de amostra;
- v. ligou-se o separador magnético e ajustou-se a corrente elétrica conforme o campo magnético desejado;
- vi. transferiu-se a amostra para a matriz por gravidade através de um sifão;
- vii. lavou-se a matriz com 3 litros de água até ausência de materiais não magnéticos;

- viii. trocou-se o balde contendo materiais não magnéticos por um outro para coletar o concentrado magnético;
- ix. desligou-se o campo magnético;
- x. lavou-se a matriz até remover todo o material magnético;
- xi. repetiu-se os passos iii a ix quantas vezes fosse necessário, até terminar o processamento de toda a amostra.



Figura 4.16 - Estrutura e equipamentos utilizados para os ensaios de concentração magnética de alta intensidade no NUTEC – Fundação Gorceix.

Para os testes de concentração magnética de médio campo, realizados no tambor magnético WDRE via úmida do Centro de Testes da Inbrás-Eriez (fig.4.17), foi utilizado o seguinte procedimento:

- i. pesou-se 500g de amostra por ensaio em batelada;
- ii. transferiu-se a amostra em um béquer de 4 litros e adicionou-se, em seguida 930ml de água para formar uma polpa com 35% de sólidos em peso;

- iii. realizou-se a agitação da polpa por meio de agitador mecânico;
- iv. em seguida ligou-se o equipamento, ajustou-se a rotação do tambor para 50RPM e direcionou-se a polpa ao longo do comprimento do tambor magnético;
- v. após o ensaio desligou-se o equipamento;
- vi. coletou-se a amostra de concentrado utilizando um balde posicionado abaixo da calha de concentrado (fig.4.17) e posteriormente a amostra do rejeito não magnético foi coletada abaixo do tambor;
- vii. repetiu-se os passos ii a vii quantas vezes fosse necessário, até obter toda a quantidade de produtos necessários aos outros ensaios de concentração.



Figura 4.17 – Tambor magnético de terras-raras via úmida de médio campo magnético (7.500gauss) do Centro de Testes da Inbrás-Eriez, Diadema – SP.

Após a realização dos ensaios de concentração magnética, os produtos foram secados em estufa e pesados para cálculo das recuperações mássicas sendo posteriormente enviados para o Laboratório Químico da Minerita para determinação dos teores de Fe, SiO₂, Al₂O₃, P, Mn e PPC, necessários ao cálculo das distribuições de Fe e SiO₂, bem como o índice de seletividade de Gaudin.

5. RESULTADOS

5.1. Caracterização mineralógica

A tabela V.1 mostra os constituintes minerais para as amostras em estudo identificados através da difração de raios-X (apêndice IV, V, VI e VII) e auxílio da espectrometria de fluorescência de raios-X por dispersão de comprimento de onda, segundo análise semiquantitativa dos elementos traços: Ti, Ca, Mg, Ni, S, K, etc na amostra cabeça -3,00+2,00mm indicados na tabela V.2.

Tabela V.1 - Constituintes minerais e sua abundância nas amostras estudadas.

Litologia estudada	Análise semiquantitativa			
	Abundante	Médio	Pequena	Traços
Itabirito compacto	hematita e quartzo	----	caulinita	biotita e magnetita
Itabirito semicompacto	hematita e quartzo	---	---	---
Itabirito anfibolítico	hematita, goethita e quartzo	---	---	---

Tabela V.2 - Elementos encontrados através da espectrometria de fluorescência de raios-X e sua abundância nas amostras de itabirito.

Litologia estudada	Análise semiquantitativa			
	Abundante	Médio	Pequena	Traços
Itabirito compacto	Fe, Si e O	---	---	P, Al, Mg, Ti e Ni
Itabirito silicoso	Fe, Si e O	---	---	P, Al, Mg e Ti
Itabirito anfibolítico	Fe, Si e O	---	---	P, Al, Mg e Ti

Os difratogramas das amostras cabeça de itabirito compacto e semicompacto mostrados nos apêndices IV e VI foram praticamente idênticos, sendo o mineral quartzo (raia de

intensidade 100: $d=3,32\text{\AA}$) a fase mais abundante seguida pelo mineral hematita (raia de intensidade 100: $d=2,68\text{\AA}$).

Vale ressaltar que foi realizada uma análise por difração de raios-X da fração granulométrica $-0,074 +0,038\text{mm}$ da amostra de itabirito compacto, sendo possível a identificação de outros minerais em proporções muito baixas, tais como caulinita (raia de intensidade 100: $d=6,99\text{\AA}$ e $d=3,51\text{\AA}$), biotita (raia de intensidade 100: $d=9,87\text{\AA}$) e magnetita (raia de intensidade 30: $d=2,96\text{\AA}$). Além destes, quartzo (raia de intensidade 100: $d=3,32\text{\AA}$) e hematita (raia de intensidade 100: $d=2,68\text{\AA}$) ocorrem em maior abundância, nesta respectiva ordem, o que dificulta a observação das raias dos minerais minoritários, como mostrado no apêndice V.

Para a tipologia itabirito anfibolítico, foi verificado que o mineral goethita (raia de intensidade 100: $d=4,159\text{\AA}$) está aparentemente um pouco mais abundante que a hematita (raia de intensidade 100: $d=2,687\text{\AA}$), uma vez que suas raias foram ligeiramente mais intensas. Entretanto, pelo difratograma apresentado no apêndice VII, observou-se que o quartzo (raia de intensidade 100: $d=3,329\text{\AA}$) foi a fase mineral de maior concentração na amostra cabeça, devido à maior intensidade de suas raias em relação aos demais minerais encontrados por DRX.

O grau de cristalinidade das fases mineralógicas presentes nas tipologias estudadas é alto, já que as raias apresentam-se bem nítidas e com perfil muito agudo como mostrado nos apêndices IV, V, VI e VII. Além disto, como não foi verificado nenhum domo de amorfização nos difratogramas, pode-se concluir que não há presença significativa de fase amorfa ou de baixa cristalinidade.

Através de MO, foram identificados os mesmos minerais para as amostras cabeças de itabirito semicompacto e compacto, sendo o quartzo o mineral mais abundante, seguido pela hematita e, em quantidade minoritária, magnetita, como apresentado nas figuras 5.1 e 5.2.

Para a amostra de itabirito anfíbolítico, foram identificados através da MO, além de hematita e quartzo, o mineral goethita e relictos de magnetita, sendo todos estes minerais abundantes na amostra, com exceção da magnetita, como mostrado nas figuras 5.3 e 5.4. Ressalta-se que apesar da denominação “itabirito anfíbolítico” não foi detectado nenhuma fase de anfíbólio, mas somente a estrutura fibrosa resultante do intemperismo dos mesmos, com alteração para outros minerais, como goethita e hematita.

Embora alguns autores (Ribeiro, 2004), classifiquem a hematita martítica como hematita lobular pelo grau de porosidade menor que 10%, foi verificada, nesta pesquisa, a presença de relictos de magnetita inseridos numa matriz de hematita, e também a trama em treliça, facilmente visível com nicóis parcialmente cruzados (Santos e Brandão, 2002), o que evidencia o processo de martitização, como apresentado nas figuras 5.1, 5.2 e 5.4.

Os relictos de magnetita aparecem ligeiramente mais escuros em relação à hematita, porém este contraste, às vezes, é de difícil visualização no microscópio óptico; contudo, nas figuras 5.1 e 5.4 esses relictos são bem nítidos.

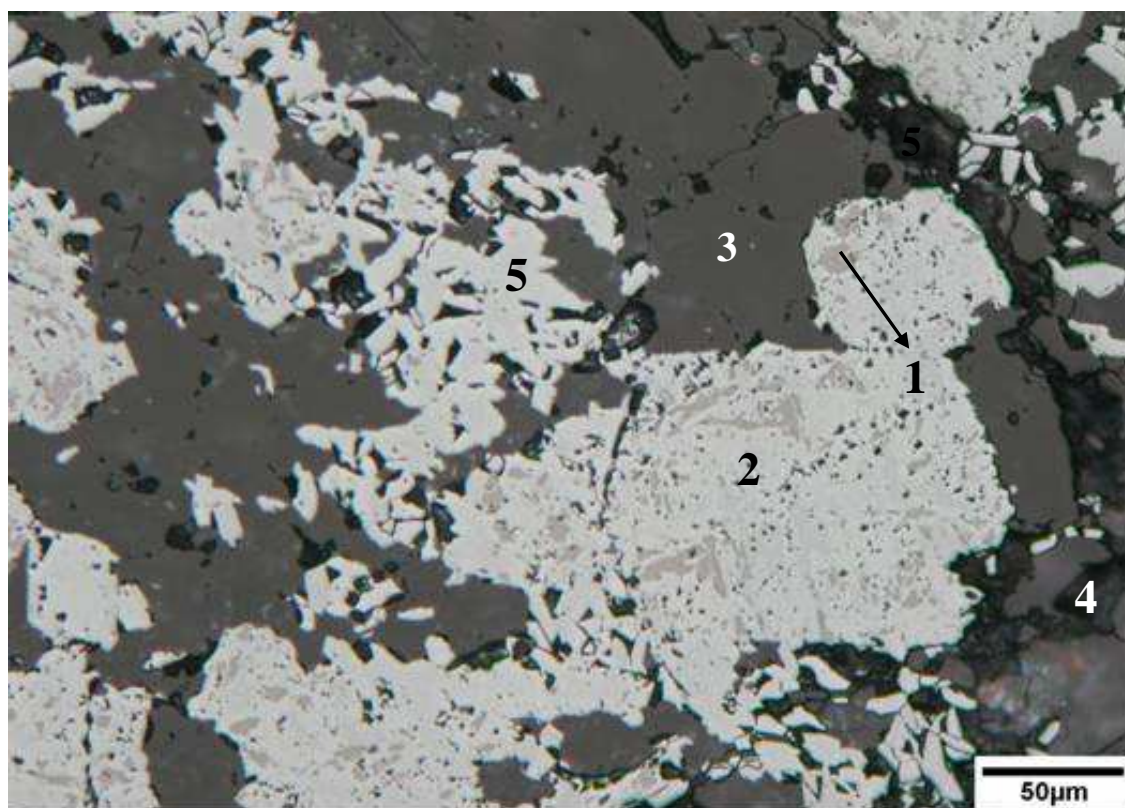


Figura 5.1 - Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito compacto obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. **Legenda:** 1-relicto de magnetita, 2-hematita martítica, 3-quartzo, 4-poro e 5-agregado de cristais de hematita lamelar.

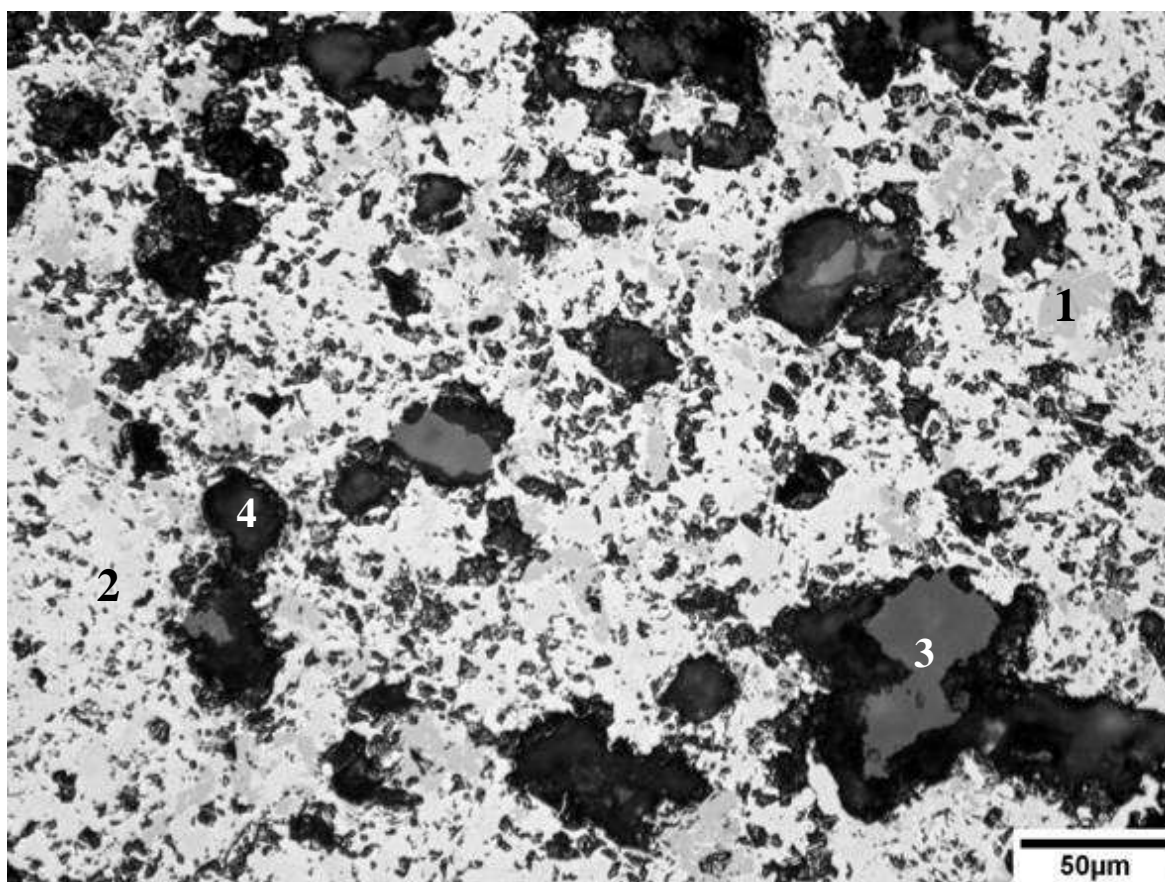


Figura 5.2 - Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito semicompacto obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. **Legenda:** 1-relicto de magnetita, 2- hematita martítica, 3-quartzo e 4-poro.

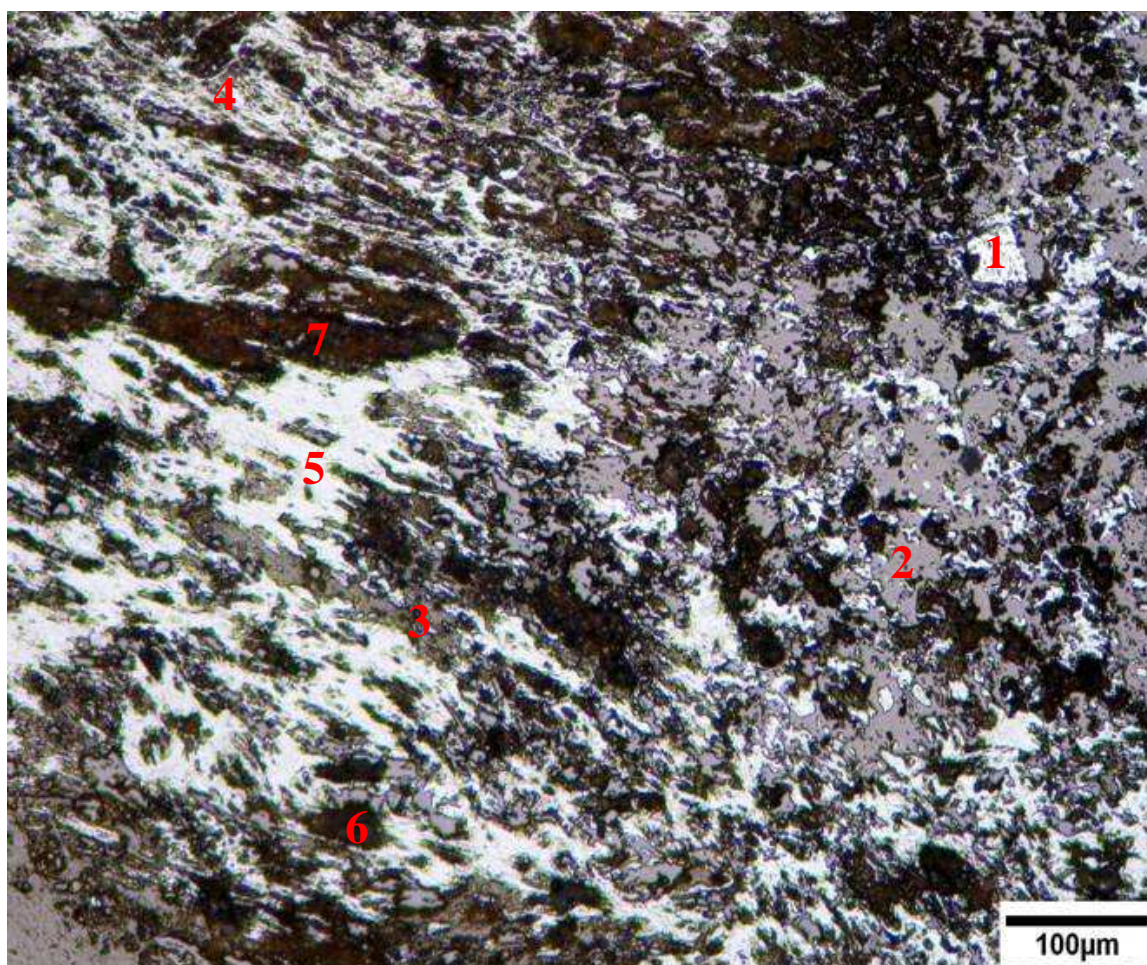


Figura 5.3 - Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. **Legenda:** 1-hematita martítica, 2-provavelmente goethita, 3 e 4-provavelmente hematita mesclada com goethita, 5-hematita pseudomorfa de anfibólio, 6-poro, 7-possivelmente goethita terrosa.

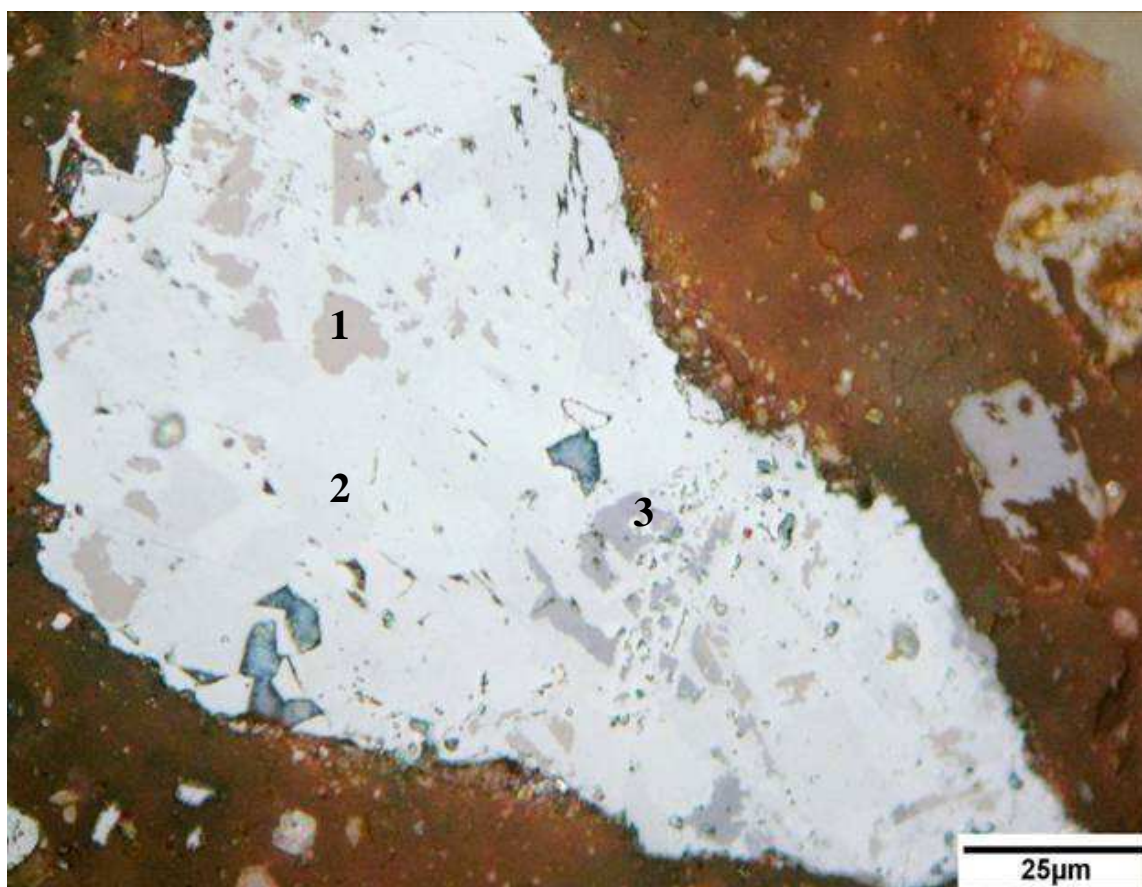


Figura 5.4- Fotomicrografia da fração -0,210+0,105mm da amostra de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. Legenda: 1-relicto de magnetita, 2-hematita martítica, 3-goethita resultante de alteração da magnetita.

As figuras 5.5 e 5.6 mostram os principais minerais encontrados nas amostras de itabirito compacto, semicompacto e anfibolítico através da contagem de partículas (análise modal) no MO.

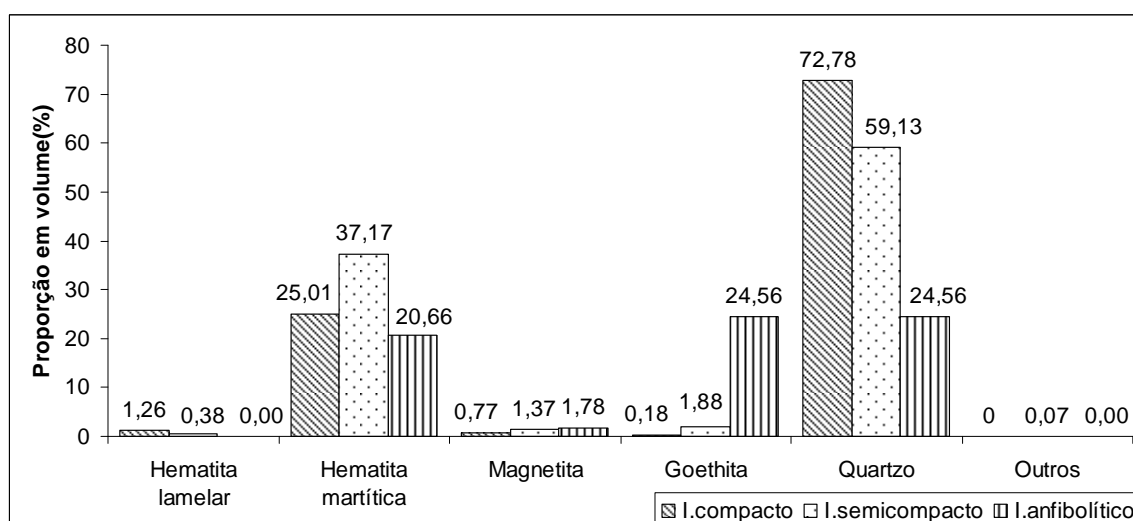


Figura 5.5- Composição mineralógica por tipologia de itabirito.

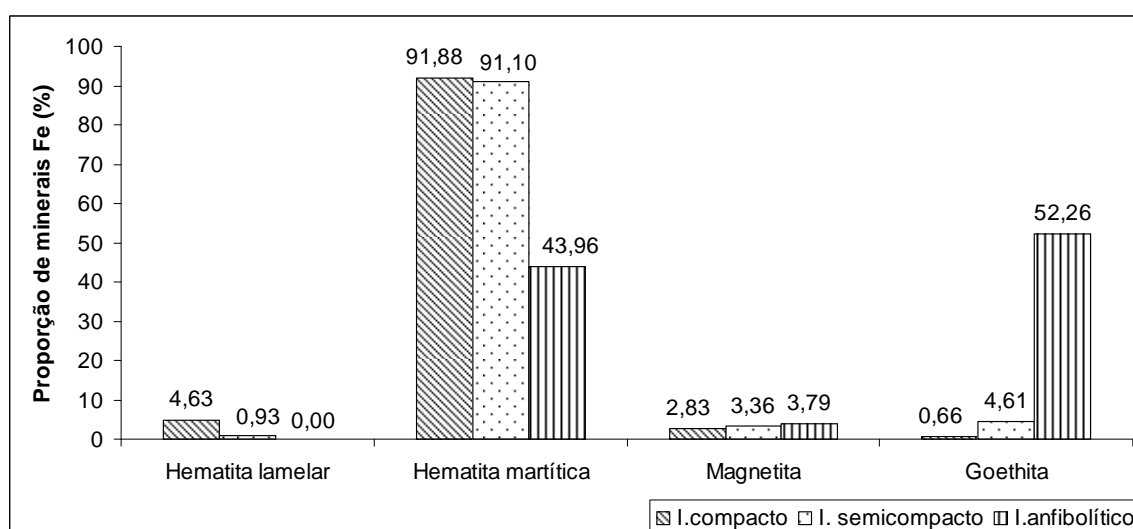


Figura 5.6 - Distribuição dos minerais de ferro por tipologia de itabirito.

Em todas as tipologias de itabiritos estudadas houve uma grande predominância de hematita martítica em relação aos outros minerais de ferro, conforme mostrado na figura 5.6, exceto para a tipologia itabirito anfibolítico, em que a proporção de goethita foi 52,26%.

Devido à presença destas fases de hematita martítica associadas com relictos de magnetita, é necessário certa precaução nas etapas de concentração magnética de alto campo. Neste caso, o uso de tambores magnéticos de terras-raras de médio campo magnético pode evitar o entupimento de matrizes de concentradores eletromagnéticos.

Segundo estudos da influência das características de diferentes minérios de ferro da CVRD nas etapas de moagem, verificou-se que a presença de hematita martítica microporosa (porosidade menor que 10%) em maiores quantidades na amostra, pode também resultar em maiores custos energéticos nas etapas de moagem, devido a sua estrutura imbricada, o que propicia menor índice de moabilidade e geração de partículas $-0,045\text{mm}$ (Ribeiro, 2004).

Quanto à composição dos minerais de ganga, verifica-se pela figura 5.8, que praticamente 100% destes são quartzo, o que não gera maiores complicações nas etapas de concentração.

5.2. Caracterização microestrutural

Em todas as tipologias estudadas, foi verificada nitidamente a disseminação de relictos de magnetita em partículas de hematita martítica, inclusive algumas vezes com seções losangulares (devidas ao octaedro bem característico das espinelas, como a magnetita) e estrutura em treliça mostrando um típico processo de martitização dos grãos de magnetita.

As partículas de quartzo são irregulares e angulosas, sendo a fase majoritária em todas as amostras de itabiritos. Em geral, as partículas de hematita apresentaram um diâmetro médio em torno de $0,050\text{mm}$ para as amostras de itabirito compacto e itabirito semicompacto, sendo ambas envolvidas numa matriz microcristalina de quartzo. Para a amostra de itabirito anfibolítico, o tamanho médio das partículas de hematita é ainda mais crítico, por ser bem menor: $0,015\text{mm}$. Isto pode causar grandes problemas durante a moagem, tais como alto consumo específico de energia e de corpos moedores.

5.2.1. Descrição das feições microestruturais do itabirito anfibolítico

O aspecto microestrutural mais marcante desta tipologia é a presença abundante de goethita pseudomorfa de anfibólio, tipicamente fibrosa, uma vez que esta era a morfologia do anfibólio original como mostrado na figura 5.7. Somente na tipologia itabirito anfibolítico é que a goethita é abundante (24,6%), justamente pela sua gênese a partir do mineral anfibólio, o qual atualmente não existe mais, sendo também possível observar algumas feições de goethita maciça bem porosa, em estágio de alteração a goethita terrosa, preenchendo as estruturas fibrosas deixadas pelos anfibólios.

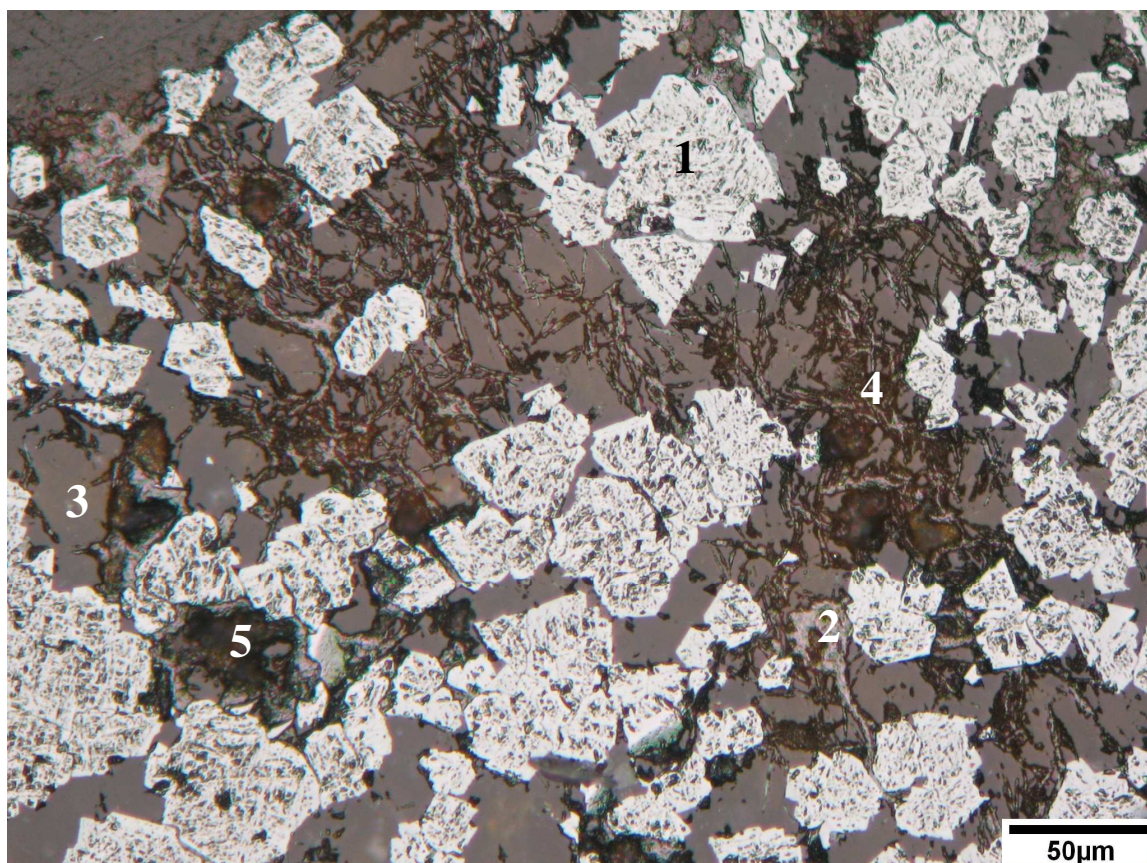


Figura 5.7 - Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. Legenda: 1-hematita martítica, 2-goethita maciça porosa, 3 – quartzo, 4-possivelmente goethita terrosa, 5-poros.

A figura 5.8 apresenta grupos de conjuntos de grãos de magnetita (2) em estágio inicial de martitização. Também é possível identificar grãos de goethita pseudomorfa de magnetita (3) na parte inferior à direita. Observa-se que as partículas de quartzo ocorrem associadas às feições magnetita e hematita martítica, mesmo em tamanhos de dezenas de micrômetros, dificultando bastante a obtenção de um maior grau de liberação mineral.

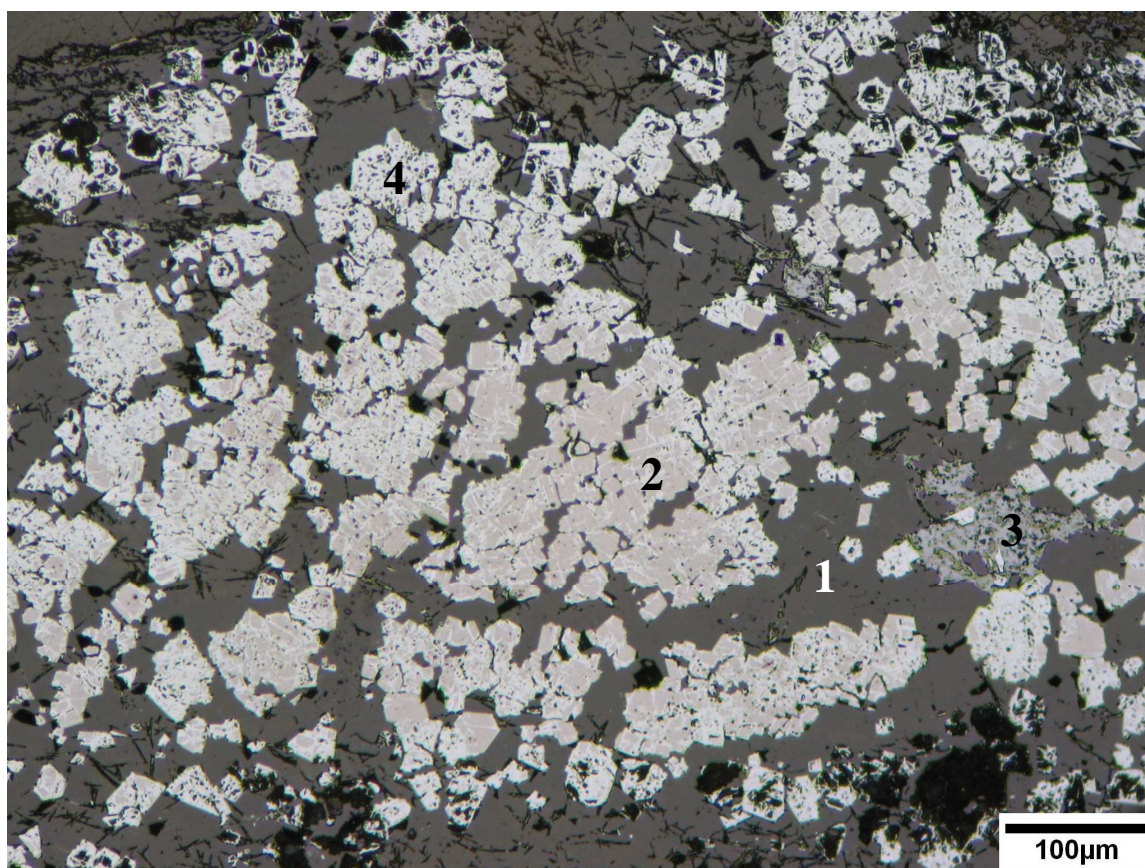
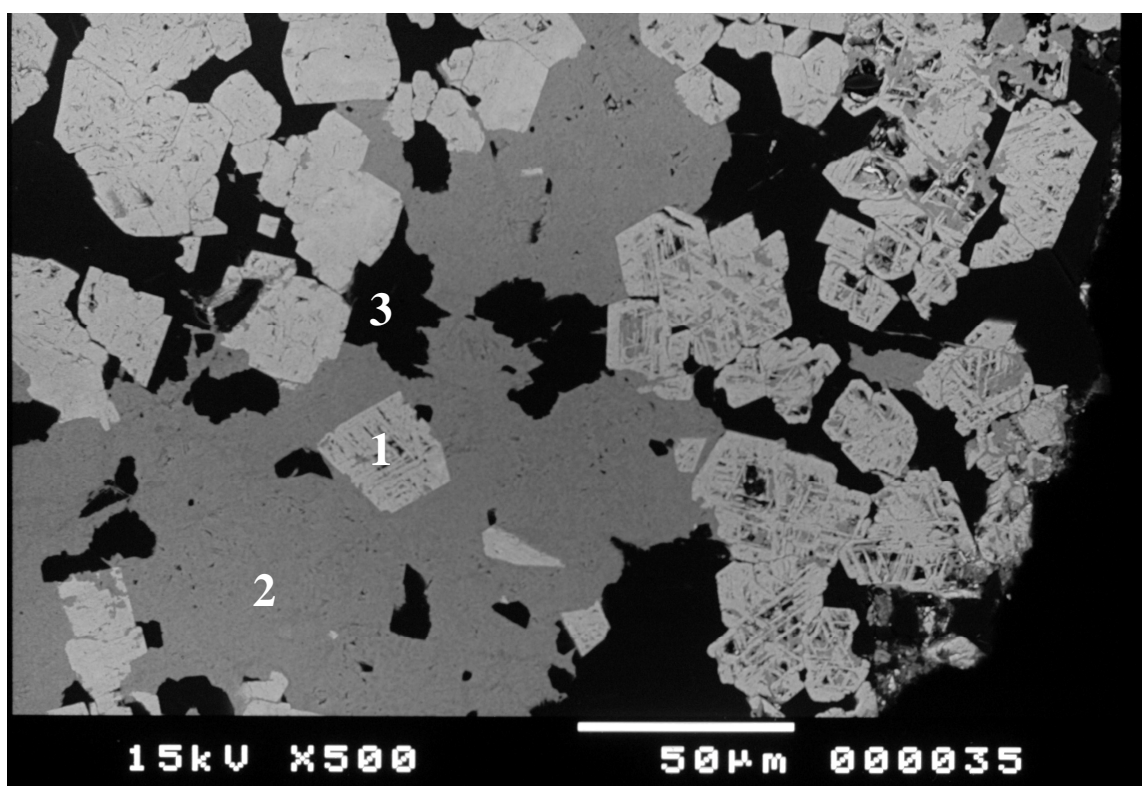


Figura 5.8 - Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfíbolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. O bandamento do minério é pouco nítido. Legenda: 1- quartzo; 2 - magnetita; 3 - goethita alterada de magnetita e 4-hematita martítica.

O processo completo de martitização pode ser verificado na figura 5.9, pelos grãos de hematitas martíticas euédricas e esqueletais, com textura em treliça e seções losangulares típicas da magnetita original.



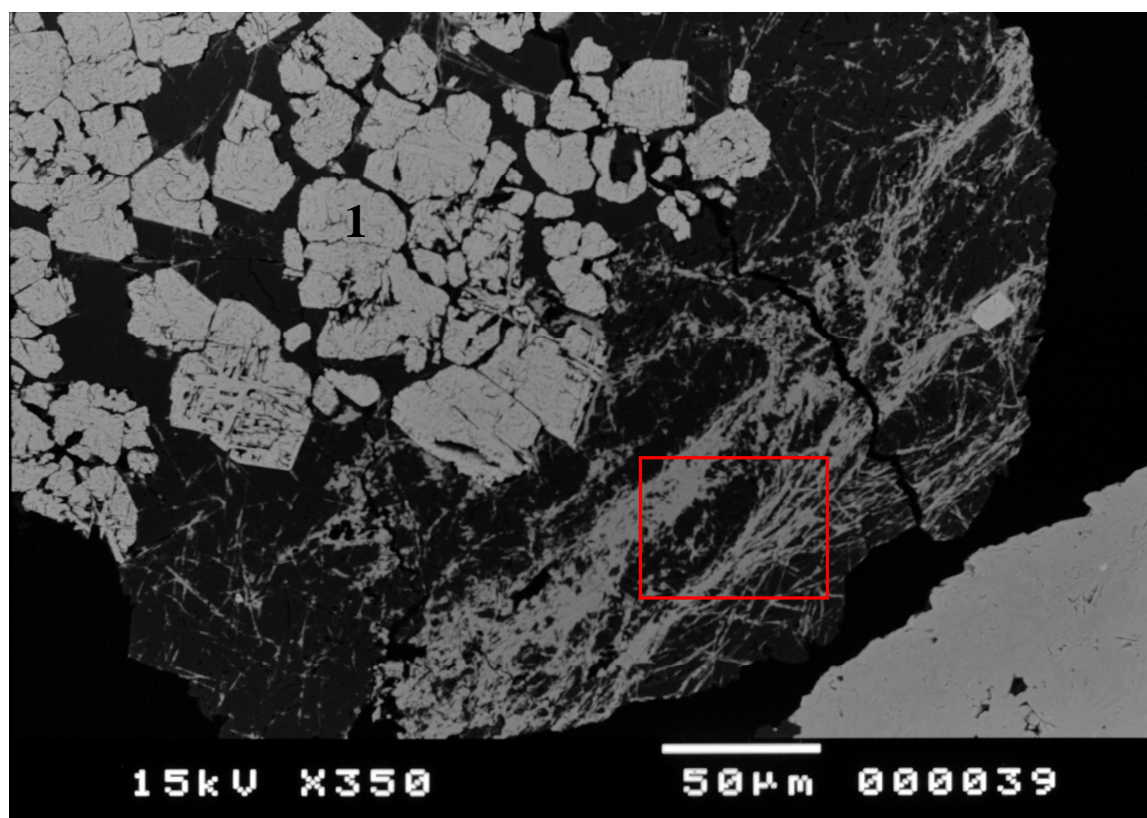
Miniárea	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	MnO	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	K ₂ O	CaO	Cl	TiO ₂	Interpretação
1	93,66	2,79	N.D.	0,93	N.D.	2,24	N.D.	0,14	0,14	0,08	Hm
2	91,85	1,68	N.D.	3,30	N.D.	2,95	0,04	N.D.	0,14	0,04	Gm
3	3,48	93,97	0,03	1,84	N.D.	0,48	N.D.	N.D.	0,16	0,03	Qz

Figura 5.9- Fotomicrografia obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados e microanálise EDS na amostra cabeça de itabirito anfibolítico. **Legenda:** Hm: hematita martítica, Qz: quartzo secundário e Gm: goethita maciça. N.D.- não detectado.

Como indicado na figura 5.9, a goethita mostra-se principalmente maciça, mas pode também ser botrioidal ou terrosa. Observa-se, através da microanálise EDS, que tanto as feições de goethita como a hematita martítica apresentam-se impuras com teores significativos de Al₂O₃ e MgO, o que pode gerar problemas nos estágios de deslamagem e concentração. Não foi possível detectar concentrações de fósforo, devido ao limite mínimo de detecção do aparelho.

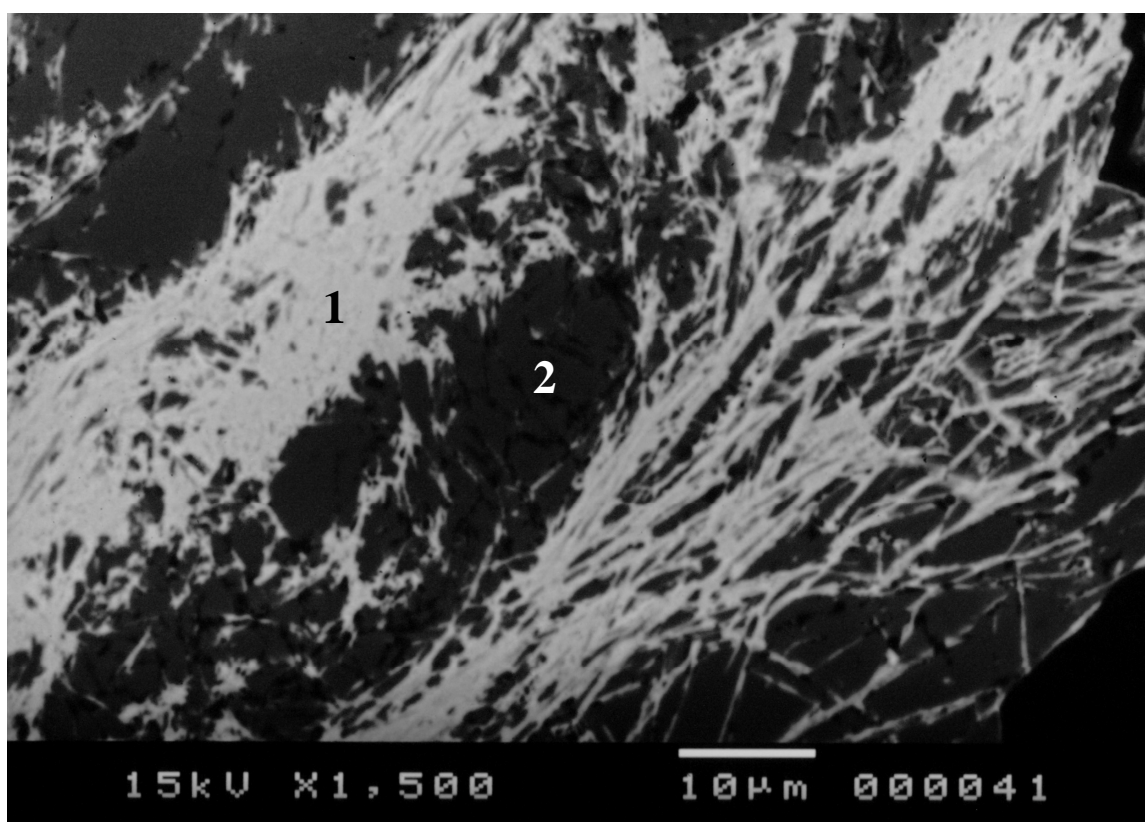
As figuras 5.10 e 5.11 mostram hematitas martíticas euédricas a subédricas e goethitas fibrosas oriundas da alteração de anfibólio. Pode-se dizer que a rocha apresenta bandas

milimétricas compostas predominantemente por minerais parcialmente terrosos (goethita terrosa) como mostrado nos resultados da microanálise EDS e orientadas preferencialmente segundo o bandamento, substituindo um anfibólio.



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	94,28	2,05	N.D.	0,83	N.D.	2,29	N.D.	N.D.	0,56	N.D.	Hm

Figura 5.10- Fotomicrografias obtidas no MEV por imagem de elétrons retroespalhados e microanálise EDS numa partícula da amostra cabeça de itabirito anfibolítico (A). Presença de hematita martítica, goethita pseudomorfa de anfibólio e quartzo.



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	89,91	5,45	0,07	1,62	N.D.	2,41	N.D.	0,07	0,29	0,19	Gh
2	1,85	96,38	0,09	1,25	N.D.	0,30	N.D.	N.D.	0,12	N.D.	Qz

Figura 5.11– Detalhe da figura anterior. Imagem de elétrons retroespalhados com microanálise EDS. Notar a abundância de goethita fibrosa, pseudomorfa de anfibólio,.
 Legenda: Hm – hematita martítica, Gh – goethita, Qz – quartzo e N.D. – não detectado.

Ressalta-se que o quartzo ocorre também associado à goethita fibrosa pseudomorfa de anfibólio, com tamanhos micrométricos que podem dificultar a separabilidade dos minerais de ferro nas etapas de concentração. Através da microanálise EDS apresentada na figura 5.11, observa-se que o quartzo é secundário, aparentemente amorfo, com presença significativa de impurezas (MnO, Al₂O₃, MgO e Cl) e associado às demais fases presentes na amostra. Nota-se também que nenhuma das áreas analisadas apresentou quantidades detectáveis de P.

A figura 5.12 mostra três regiões distintas, orientadas pelo bandamento da rocha: na região situada à esquerda desta foto, há uma faixa de goethita botrioidal com alguma porosidade e pouca goethita terrosa; a seguir, vem uma banda composta principalmente de goethita pseudomórfica de anfibólio orientada segundo o bandamento, intercalada com goethita terrosa e com poros alongados; a porção mais larga, na região centro-direita da foto é formada por hematitas martíticas intercaladas com quartzo, pouca goethita fibrosa e alguns poros maiores.

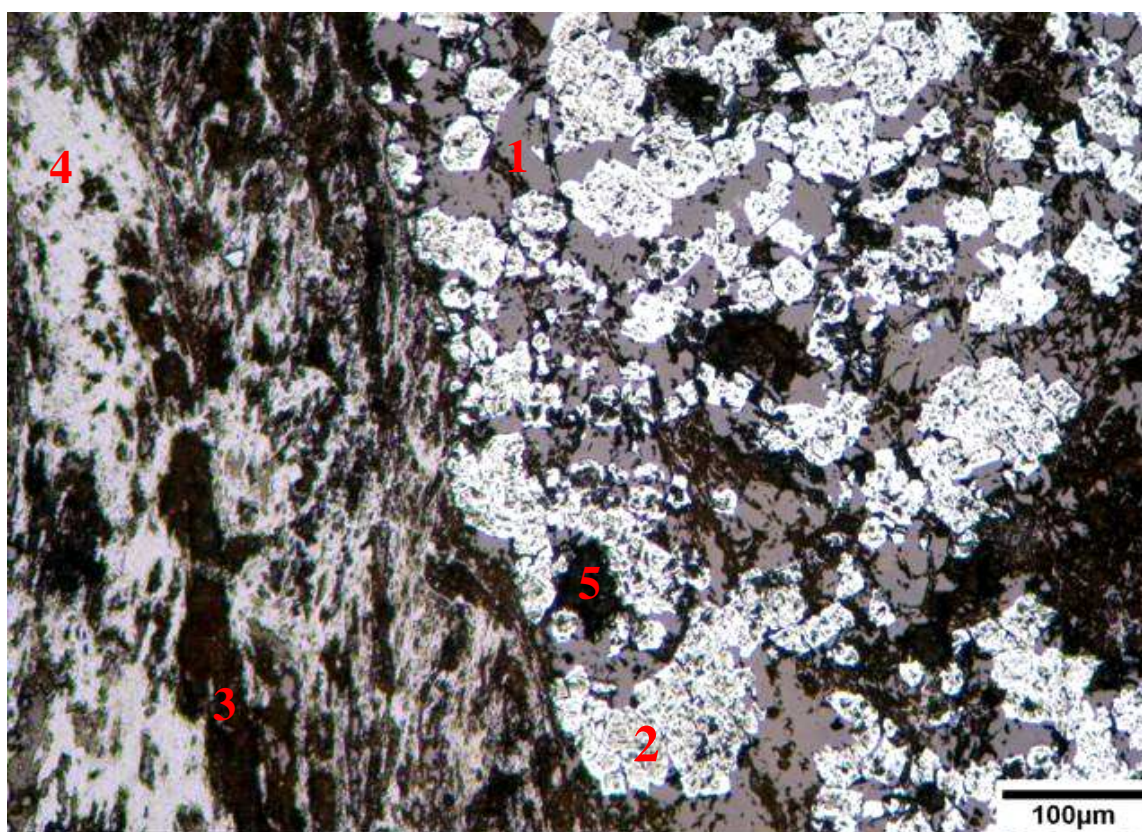


Figura 5.12- Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. **Legenda:** 1-quartzo, 2-hematita martítica, 3-possivelmente goethita terrosa, 4-goethita botrioidal, 5-poro.

Nas figuras 5.13 e 5.14, verifica-se a presença de diferentes tipos de goethita, tais como:

- i) goethita terrosa que aparece como fase mais fina, criptocristalina, de coloração levemente amarelada, associada aos grãos de hematita e quartzo. Frequentemente, há uma trama celular (ou em colmeia), com a moldura da célula feita de goethita botrioidal e o interior preenchido de goethita terrosa, em áreas bastante porosas. Esta trama pode gerar problemas na etapa de deslamagem devido ao potencial de geração substancial de lamas;
- ii) goethita maciça com porosidade variada, que vai desde microporos, resultantes do processo de martitização, a poros de maior tamanho;
- iii) goethita botrioidal, associada a todas as outras feições microestruturais, inclusive poros.

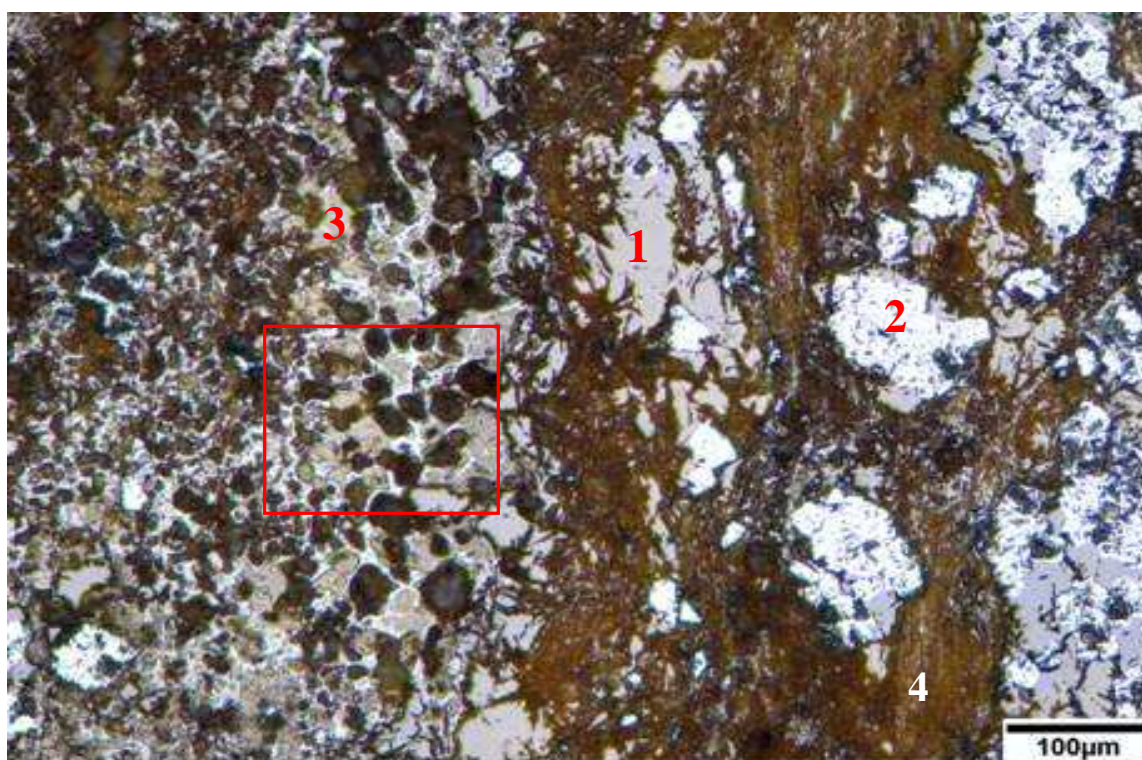


Figura 5.13– Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. **Legenda:** 1-quartzo, 2 – hematita martítica, 3-goethitas terrosa e botrioidal, 4 – possivelmente goethita terrosa.

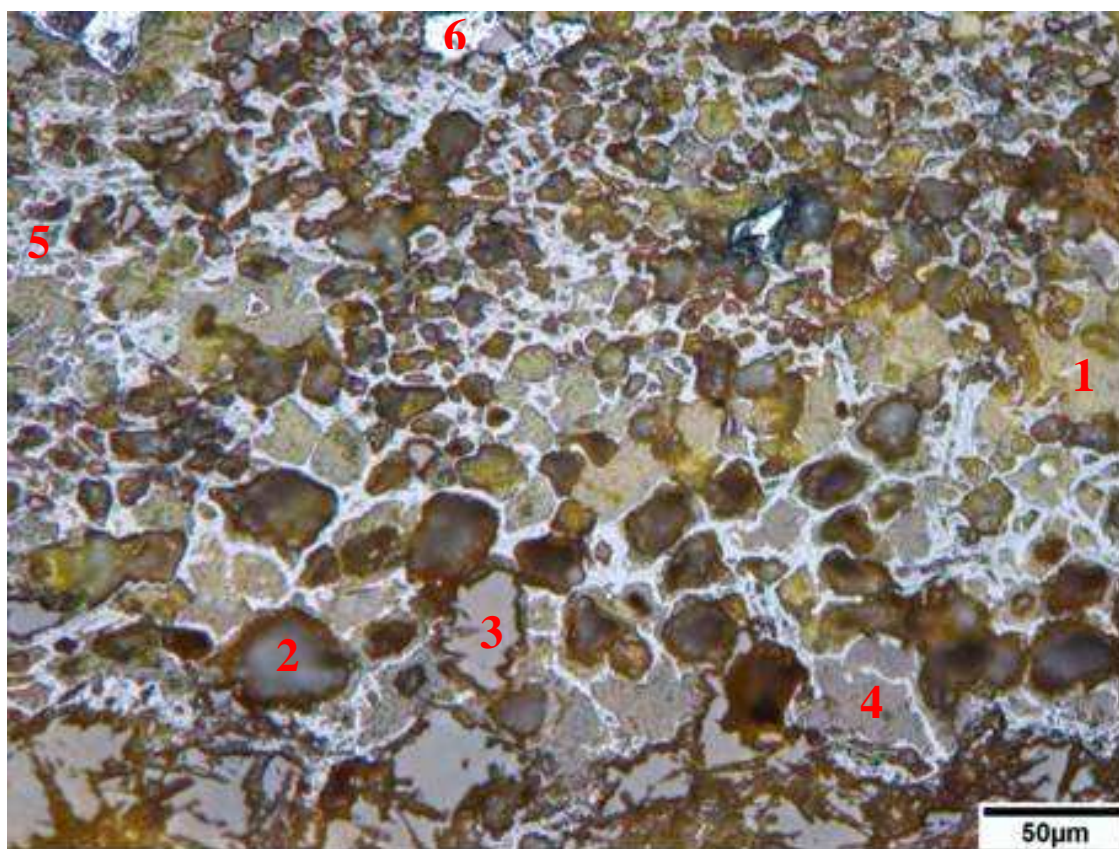


Figura 5.14– Fotomicrografia da área demarcada na figura 5.13 da amostra cabeça de itabirito anfíbolítico obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. Presença dominante de trama celular ou em colméia. Legenda: 1-goethita terrosa, 2-poros, 3-quartzo, 4 – goethita maciça microporosa, 5 - goethita botrioidal, 6 – hematita martítica.

O quartzo ocorre como grãos irregulares e angulosos, podendo apresentar fraturas e corrosão em suas bordas. De acordo com as figuras 5.13 e 5.14, observam-se muitas intercalações imbricadas de quartzo com minerais de ferro, o que pode gerar problemas no beneficiamento mineral, principalmente concentração magnética.

5.2.2. Descrição das feições microestruturais do itabirito compacto

Uma partícula típica do itabirito compacto (A) e um detalhe ampliado (B) são mostrados nas figuras 5.15 e 5.16, enquanto uma área rica em quartzo é apresentada na figura 5.17. As fotomicrografias mostram a presença de hematita martítica microporosa associada a ganga de quartzo, como indicado na microanálise EDS.

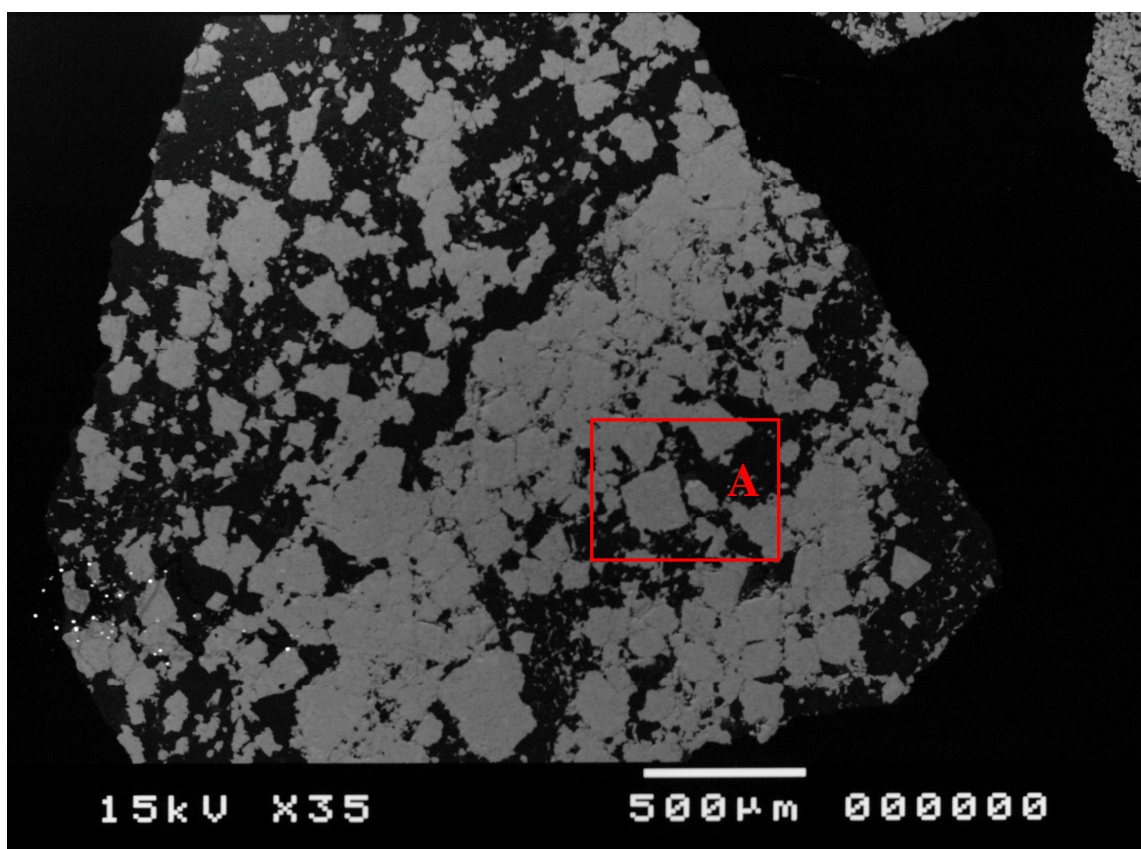


Figura 5.15– Fotomicrografia de uma partícula da amostra cabeça de itabirito compacto (A) obtida no MEV por imagens de elétrons retroespalhados.

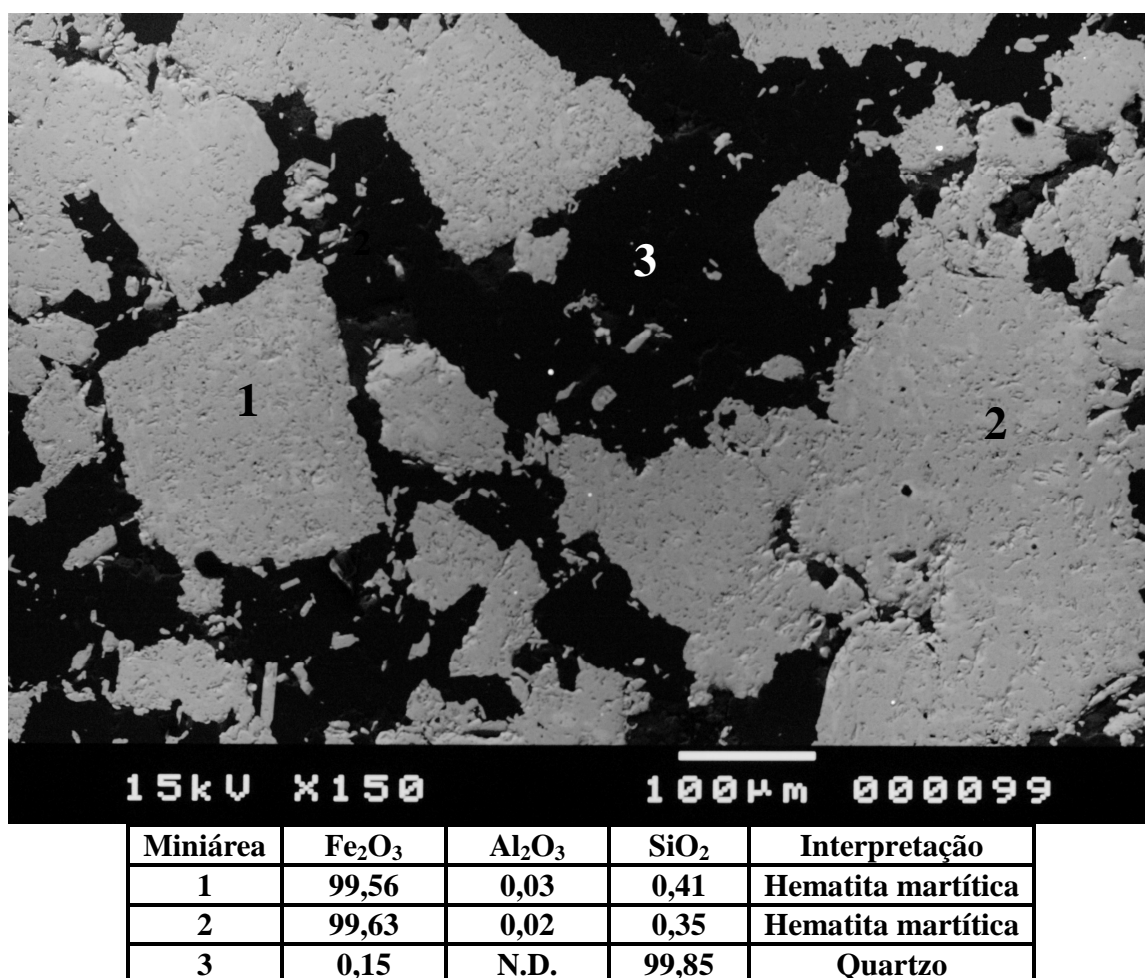


Figura 5.16– Detalhe A ampliado da figura anterior. MEV por imagens de elétrons retroespalhados e microanálise EDS. N.D. - não detectável (inferior ao limite mínimo de detecção do aparelho).

As figuras 5.15 e 5.16 mostram o pseudomorfismo caracterizado por hematitas microporosas apresentando seções losangulares típicas da magnetita, o que indica a ocorrência da martitização. Também é possível observar o bandamento de hematita e quartzo com grande presença de inclusões, e intercrescimentos muito finos destes minerais (figura 5.17). Isto pode gerar problemas na moagem e concentração magnética desta tipologia, visto o grande número de partículas mistas em tamanhos micrométricos.

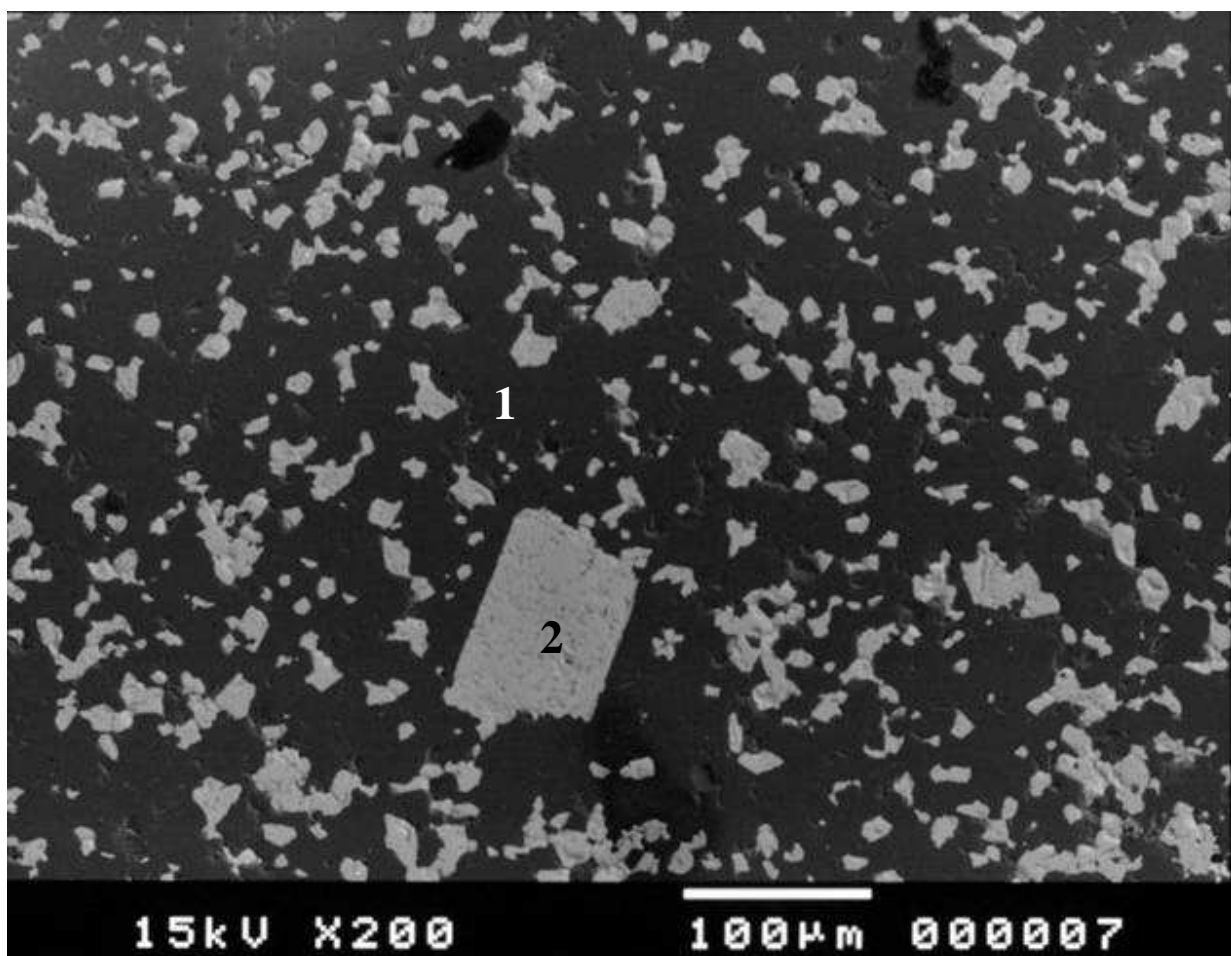


Figura 5.17 – Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito compacto obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados. Intercrescimento muito fino e íntimo dos dois minerais. Legenda: 1- quartzo e 2-hematita martítica.

De acordo com a microanálise EDS realizada na miniárea 1 da figura 5.18, foi identificado um mineral do grupo da biotita, que ocorre numa matriz de quartzo. Vale ressaltar que este mineral é minoritário ou mesmo traço, com base nos resultados de difração de raios-X e análise química da amostra cabeça.

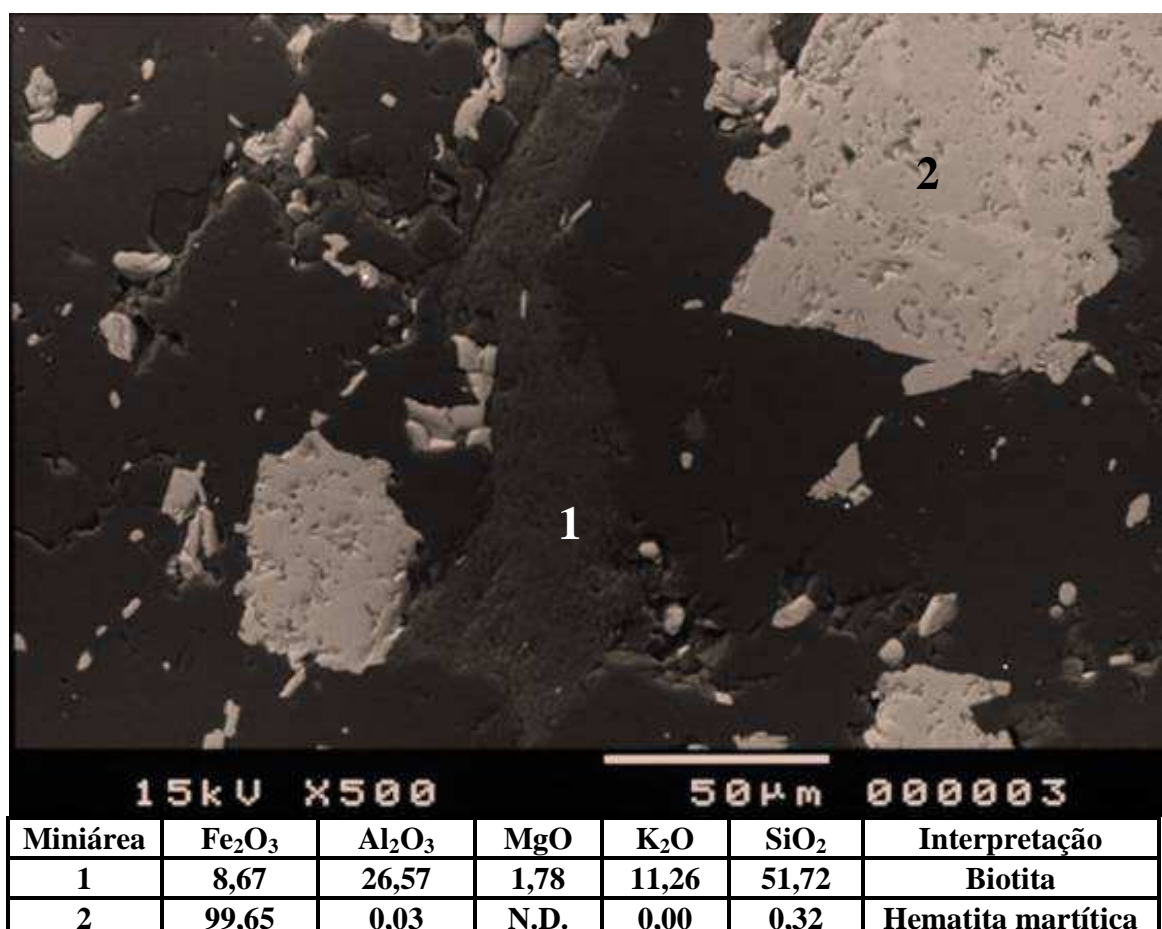


Figura 5.18- Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito compacto obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados seguida de microanálise EDS. Mineral do grupo da biotita e hematita martítica, numa região composta predominantemente por quartzo. **Legenda:** N.D.- não detectável (inferior ao limite mínimo de detecção do aparelho).

Alguns grãos de hematita lamelar podem ser visualizados na figura 5.19, associados com quartzo e hematita martítica. Em relação aos minerais de ferro, a proporção de hematita martítica (91,88%) é muito maior do que para hematita lamelar (4,63%), como observado na análise por microscopia óptica.

Em tons ligeiramente mais escuros (3) do que a hematita martítica, aparecem os relictos de magnetita resultante do processo de martitização (figura 5.19). A presença de magnetita

também foi confirmada através da análise química do teor de FeO na amostra cabeça, sendo igual a 3,14%.

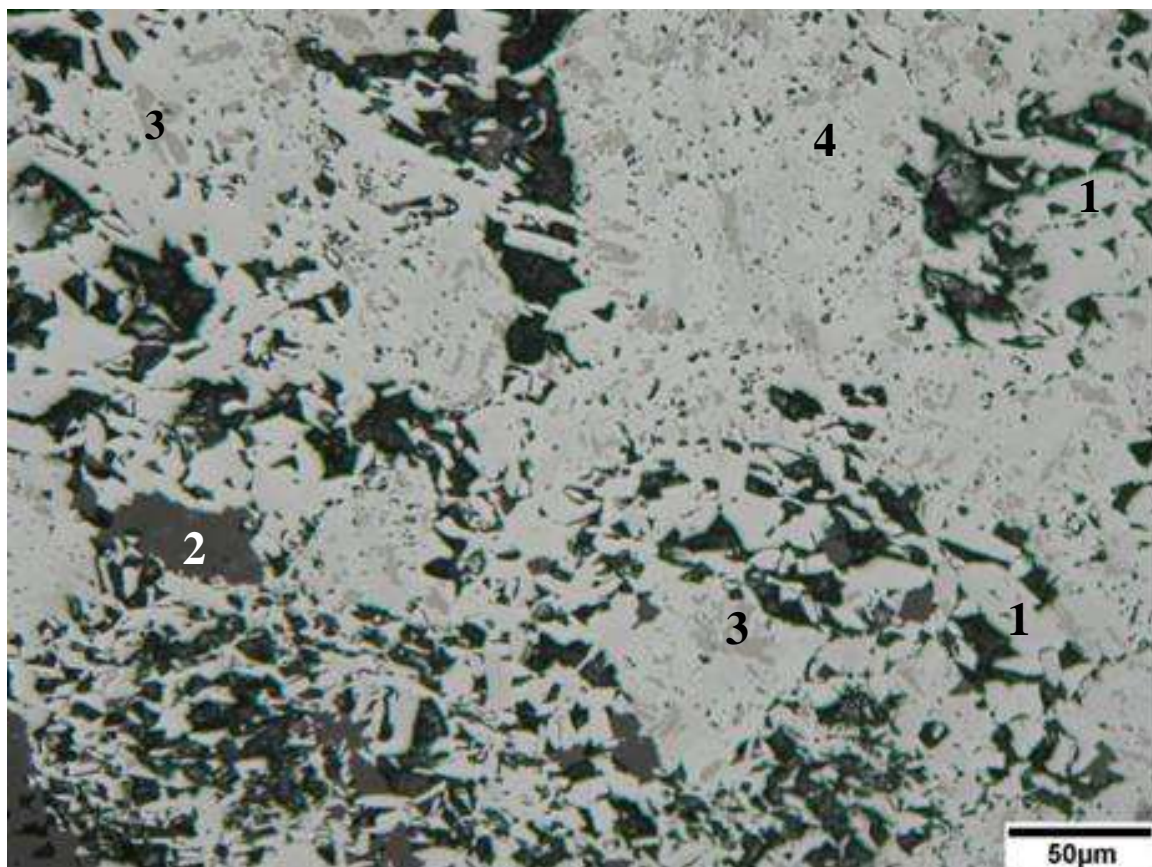


Figura 5.19- Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito compacto obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. Legenda: 1-hematita lamelar, 2-quartzo, 3-relictos de magnetita, 4-hematita martítica.

5.2.3. Descrição das feições microestruturais do itabirito semicompacto

Partículas típicas do itabirito semicompacto e um detalhe ampliado são mostrados nas figuras 5.20 e 5.21. Verificou-se que o mineral de ferro dominante é a hematita martítica, com diferentes graus de porosidade, associada a inúmeras inclusões micrométricas de grãos de quartzo, e vice-versa, como apresentado nas figuras 5.20 a 5.23, o que pode dificultar a

obtenção de concentrados de alto teor de Fe, principalmente por concentração magnética. Vale lembrar que as hematitas martíticas mostram-se anédricas a subédricas, frequentemente ocorrendo como grãos muito justapostos.

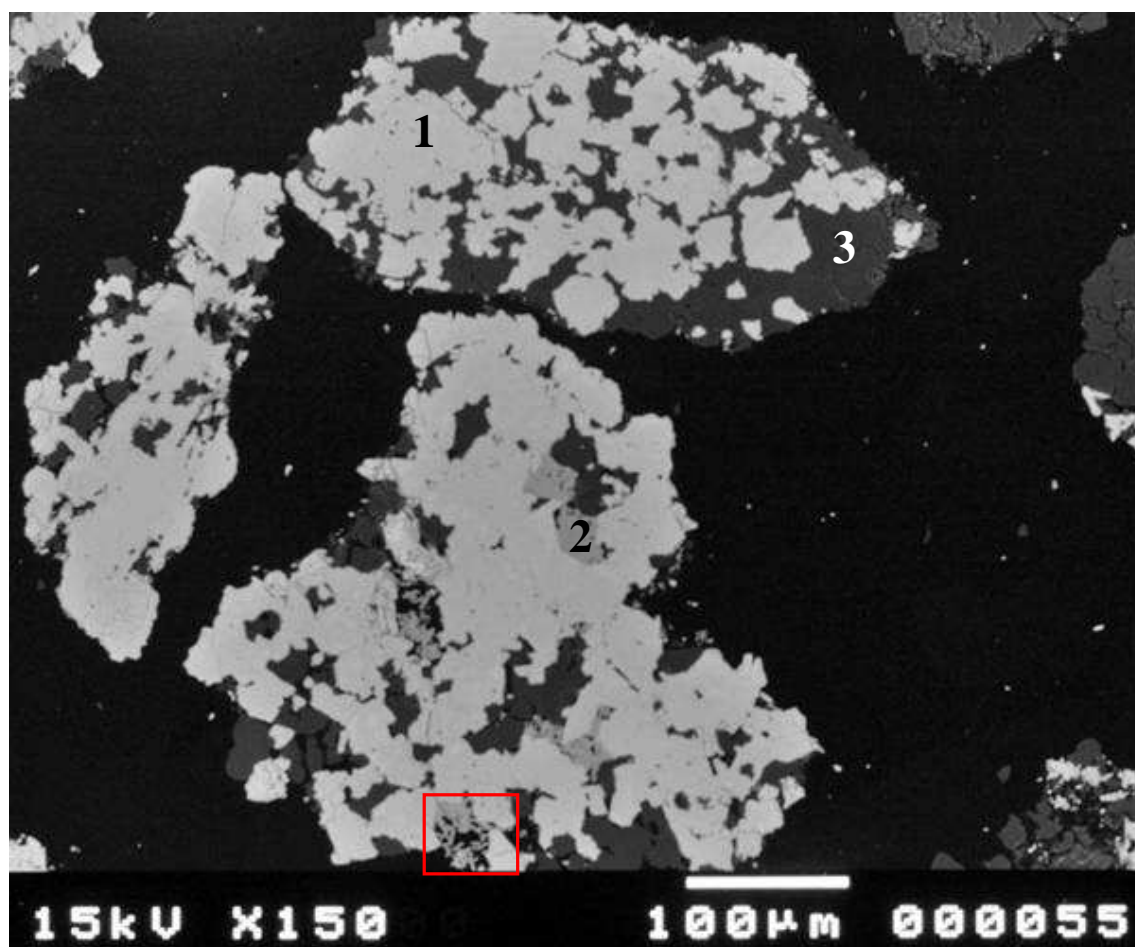
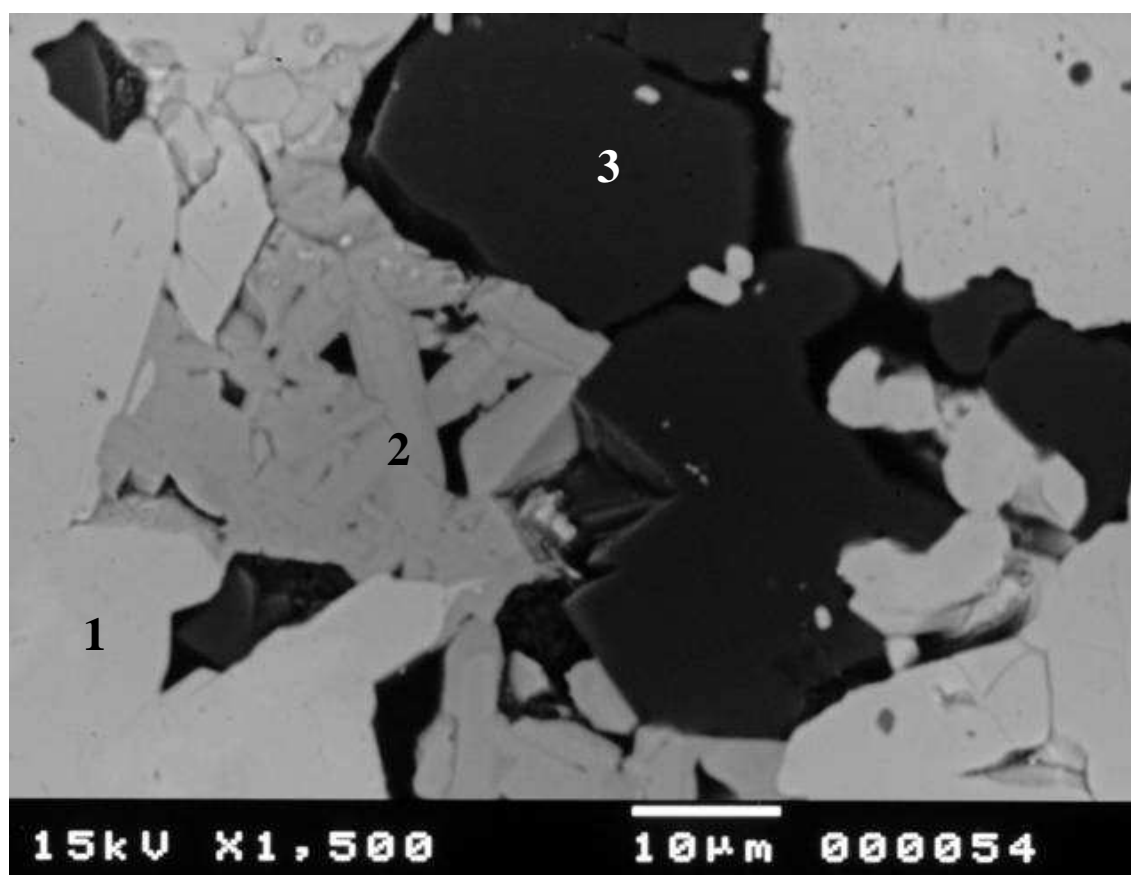


Figura 5.20- Fotomicrografia de partículas da amostra cabeça de itabirito semicompacto obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados. Legenda: 1-hematita martítica, 2-goethita maciça e 3-quartzo.

Além da presença de hematita martítica foram identificados alguns grãos de goethita maciça na fotomicrografia da figura 5.20. Provavelmente esta goethita é resultante de alteração da magnetita, como mostrado na figura 5.21, que é a ampliação de um detalhe, da figura 5.20.

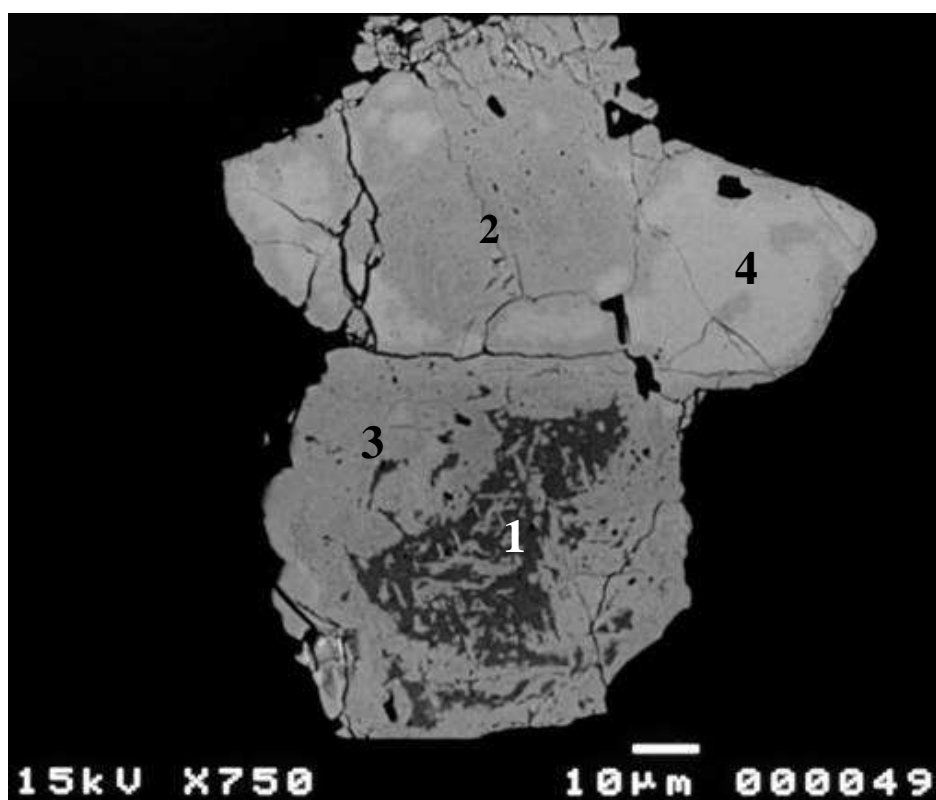


Miniárea	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	MnO	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	K ₂ O	CaO	Cl	TiO ₂	Interpretação
1	95,39	0,95	N.D.	0,92	N.D.	2,48	N.D.	0,02	0,20	N.D.	Hm
2	94,57	1,47	N.D.	0,93	N.D.	2,39	0,08	0,04	0,51	N.D.	Gh
3	2,83	95,45	N.D.	1,08	N.D.	0,18	N.D.	N.D.	0,43	0,03	Qz

Figura 5.21– Detalhe da figura anterior obtido no MEV por imagem de elétrons retroespalhados e microanálise EDS. Presença de goethita maciça em cristais subédricos, quartzo, hematita martítica e pouca hematita lamelar. Legenda: Hm: hematita martítica, Gh: goethita maciça e Qz: quartzo, N.D. – não detectado.

De acordo com a microanálise EDS, realizada nas áreas 1 e 2 da figura 5.21, observou-se que a goethita maciça e também a hematita martítica mostram-se bastante impuras, pois apresentam porcentagens significativas de alumina, óxidos de cálcio e magnésio e ainda cloro.

A figura 5.22 é uma fotomicrografia que mostra um conjunto de magnetitas euédricas, quase totalmente alteradas a hematita martítica, podendo conter, em menor quantidade, goethita como indicado na miniárea 1. Também é possível observar várias fraturas, o que facilita as etapas de moagem. Neste caso, seria interessante utilizar um equipamento de cominuição que provoque o aumento destas superfícies de fratura, como, por exemplo, a prensa de rolos (HPGR) na etapa de britagem terciária e, desta forma, podendo até gerar economia de energia nas fases de moagem.



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	94,15	1,95	N.D.	0,95	N.D.	2,43	N.D.	0,05	0,48	N.D.	Gh+Hm
2	94,15	1,86	N.D.	1,05	N.D.	2,66	0,03	N.D.	0,24	N.D.	Hm
3	94,62	1,83	N.D.	0,85	N.D.	2,25	N.D.	N.D.	0,40	0,05	Hm
4	96,43	0,73	N.D.	2,41	N.D.	0,16	N.D.	0,01	0,26	N.D.	Mag

Figura 5.22– Fotomicrografia de uma partícula de itabirito semcompacto obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados e microanálise EDS. Conjunto de magnetitas em fase de alteração. **Legenda:** 1-goethita com poucos cristalitos de hematita martítica, 2 e 3-hematita martítica, 4-magnetita, N.D.- não detectado.

A figura 5.23 ilustra a presença de hematitas lamelares (4), orientadas segundo o bandamento e associadas às feições: hematitas martíticas subédricas a anédricas (3), relictos de magnetita (2) e quartzo em maior abundância (1).

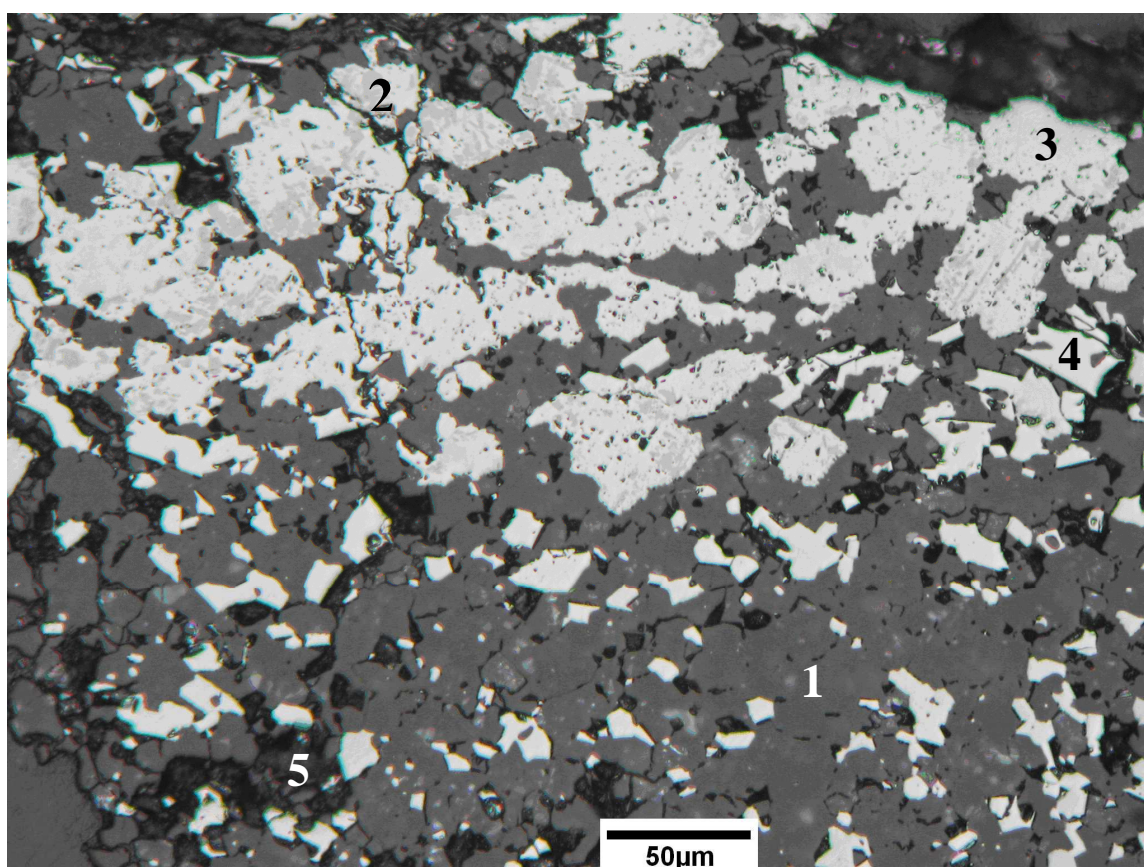


Figura 5.23- Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito semicompacto obtida no MOLR. Iluminação, apenas polarizador. O bandamento do minério é nítido. Legenda: 1-quartzo, 2-relictos de magnetita, 3-hematita martítica, 4-hematita lamelar e 5-poros.

Além dos minerais de ferro indicados na fotomicrografia da figura 5.23, observa-se que o quartzo aparece como grãos anédricos, com várias inclusões de hematita martítica e lamelar, mesmo em tamanhos micrométricos. Isto pode comprometer as etapas de moagem, pelo maior consumo de energia para alcançar um maior grau de liberação mineral e também nos processos de concentração, principalmente na concentração magnética, pelo arraste de

partículas mistas. Ressalta-se que na distribuição dos minerais de ferro da amostra cabeça de itabirito semcompacto, as proporções de hematita lamelar (0,93%), goethita (4,61%) e magnetita (3,36%) são relativamente baixas, quando comparadas com a hematita martítica (91,10%), conforme verificado nos resultados de microscopia óptica quantitativa, devido ao intenso processo de martitização, visto na figura 5.22.

5.3. Análise do grau de liberação mineral associado com consumo específico de energia na moagem

De acordo com a análise preliminar da fração $-3,00+2,0\text{mm}$ foi verificada a existência de um grande número de partículas mistas. Logo para determinação do grau de liberação, foram utilizadas as seguintes faixas granulométricas: $-1,000+0,212\text{mm}$; $-0,212+0,105\text{mm}$; $-0,105+0,075\text{mm}$; $-0,075+0,044\text{mm}$ e $-0,044+0,010\text{mm}$.

A figura 5.24 mostra os resultados do grau de liberação mineral obtidos via M.O. através da contagem de partículas livres e mistas nas diversas seções polidas analisadas.

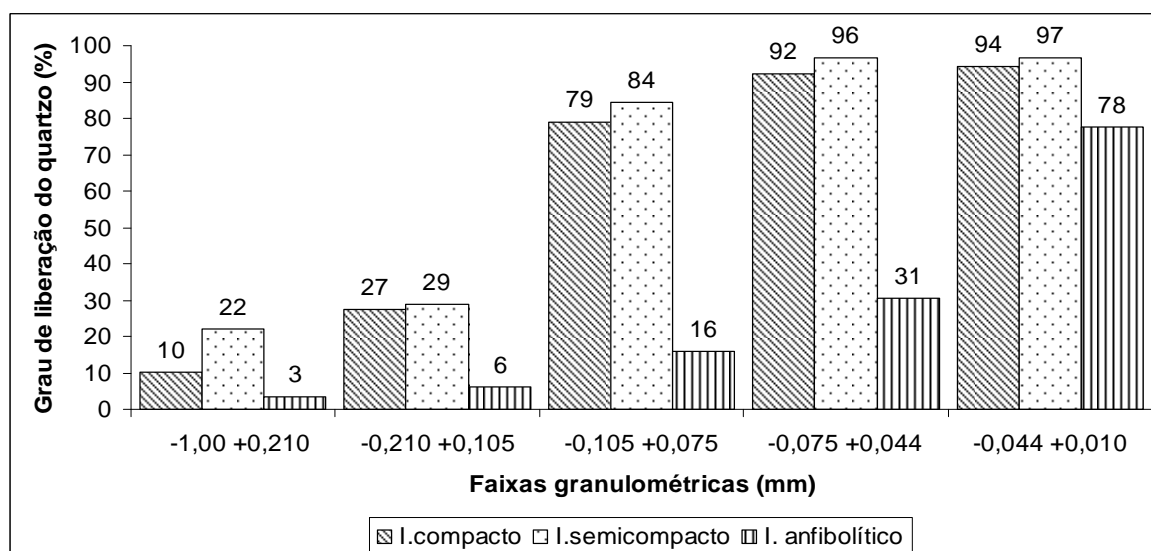


Figura 5.24- Grau de liberação do quartzo em diferentes faixas granulométricas e tipologias de itabirito.

Os resultados obtidos nos ensaios de determinação do work index de Bond (WI) para uma malha de classificação igual a 0,15mm e índice de abrasividade de Bond (Ai) realizados no Centro de Testes da Metso em Sorocaba, São Paulo, para as diferentes tipologias estudadas estão apresentados na tabela V.3.

Tabela V.3- Resultados dos ensaios de determinação do work index e do índice de abrasividade de Bond para as tipologias de itabirito.

Tipologia	Work index (kwh/st)	Índice de abrasividade (g)
Itabirito compacto	10,81	0,663g (alta abrasividade)
Itabirito semicompacto	7,33	0,212g (média abrasividade)
Itabirito anfíbolítico	9,25	0,058g (ligeiramente abrasivo)

Pela figura 5.24, um grau de liberação do quartzo de 95% somente será alcançado, para cominuição das tipologias de itabirito compacto e semicompacto, respectivamente, nas seguintes malhas de corte: -0,044mm e -0,075mm. O itabirito anfíbolítico é a tipologia mais crítica do ponto de vista de liberação mineral, ou seja, apresentou um grau de liberação em torno de 78% na faixa granulométrica: -0,044+0,010mm, o que pode gerar sérios problemas durante as etapas de concentração; no entanto, o work index encontrado na tabela V.3 foi menor em relação ao itabirito compacto. O itabirito compacto foi a tipologia que obteve o maior índice de abrasividade, igual a 0,663g, comparável com os taconitos de Minnesota-EUA (Metso, 2005), implicando em maiores dispêndios com consumo de corpos moedores e revestimentos nas etapas de moagem.

5.4. Caracterização química e granulométrica

As análises químicas das amostras de itabiritos estéreis coletadas nas diferentes frentes de lavra são mostradas na tabela V.4. Vale lembrar que todas as amostras foram cominuídas abaixo de 6,35mm para realização de análise granulométrica e química por faixa, visto que as amostras cabeças apresentam teores de Fe muito baixo para geração de granulado.

Tabela V.4 – Composição química das amostras oriundas das frentes de lavra.

Tipologia	Frente N ^o	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
Itabirito semicompacto	3B	39,95	41,26	0,030	0,023	0,55	0,50
	4B	29,88	55,66	0,053	0,048	0,76	0,15
	5A	32,85	51,74	0,041	0,050	0,55	0,19
	6C	47,51	31,26	0,043	0,042	0,46	0,21
	10A	41,63	39,46	0,035	0,032	0,42	0,31
	8C	45,21	34,16	0,022	0,046	0,38	0,18
	2B	42,36	38,24	0,063	0,040	0,42	0,30
	6A	31,02	52,78	0,260	0,030	1,34	0,81
Itabirito anfíbolítico	5C-1	37,55	41,06	0,038	0,058	0,80	3,50
	5C-2	58,30	3,58	0,033	0,055	3,78	8,80
	5C-3	40,15	37,67	0,040	0,050	2,29	2,50

Segundo a tabela V.4, verificou-se que a frente mais rica foi a 5C-2 (itabirito anfíbolítico) com teor de Fe igual a 58,30%; em contrapartida, a frente de lavra 4B (itabirito semicompacto) apresentou o menor teor, de 29,88% de Fe. Os teores de Mn e P foram ligeiramente menores para a tipologia de itabirito compacto, enquanto os teores de Al₂O₃ e PPC foram bem maiores para a amostra de itabirito anfíbolítico. Diante disto, foi realizada uma blendagem, na mesma proporção, constituída de todas as frentes de lavra para cada tipologia, resultando em amostras cabeças que foram usadas para os estudos de caracterização e ensaios tecnológicos, com os respectivos teores mostrados na tabela V.5.

Tabela V.5 – Teores médios das tipologias em estudo após blendagem.

Tipologia	Teores (%)											
	Fe	SiO ₂	Mn	P	Al ₂ O ₃	PPC	FeO	CaO	MgO	K ₂ O	TiO ₂	ZnO
Itabirito Compacto	34,26	49,84	0,030	0,030	0,55	0,14	3,14	0,81	0,16	0,02	0,02	<0,01
Itabirito semicompacto	38,80	43,07	0,07	0,040	0,61	0,33	2,51	0,58	0,08	<0,01	0,02	<0,01
Itabirito Anfibolítico	45,33	27,44	0,040	0,055	2,29	4,93	1,88	0,69	0,08	<0,01	<0,01	<0,01

Pela tabela V.5, verificou-se, após a blendagem, que os teores de P e Al₂O₃ foram ligeiramente maiores para as amostras de itabirito semicompacto e anfibolítico. A presença de metais alcalino-terrosos foi detectada em todas as amostras cabeças estudadas, sendo que os teores de MgO foram maiores para a amostra de itabirito compacto, fato este explicado pela presença de biotita (fase minoritária) identificada no MEV. Ressalta-se que o teor de CaO em todas as amostras estudadas pode ser explicado pela própria geologia da Mina Lagoa das Flores, em que o itabirito carbonático ocorre associado a estas tipologias estudadas. O teor de FeO nas amostras foi devido principalmente à presença de relictos de magnetita, inclusive observados no MO formados em ambiente de ação tectônica-metamórfica (Rosiére & Chemale, 2000).

A figura 5.25 mostra as distribuições granulométricas das amostras após blendagem das diversas frentes de lavra para as tipologias de itabirito compacto, itabirito semicompacto e itabirito anfibolítico.

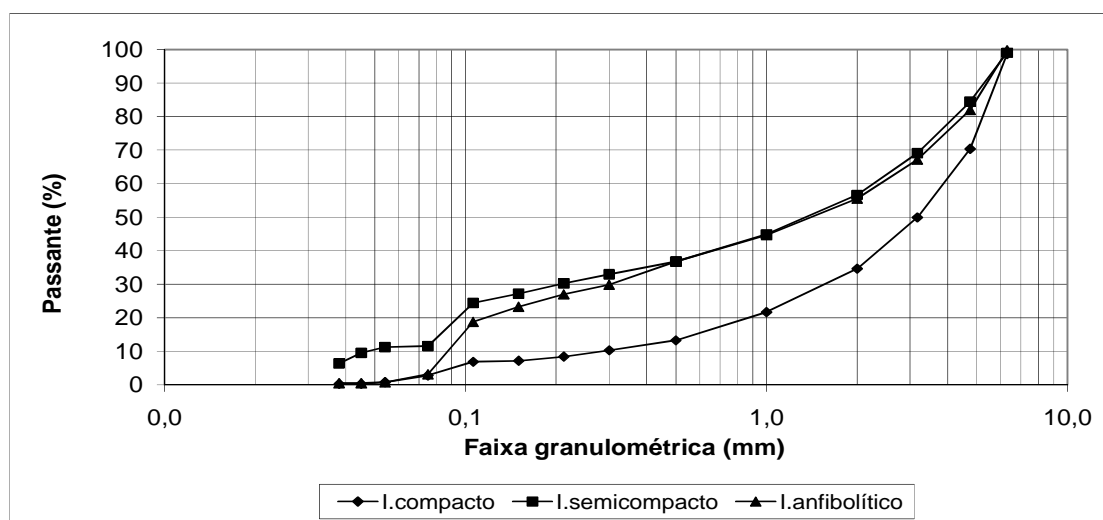


Figura 5.25 – Distribuições granulométricas das tipologias estudadas após blendagem das frentes de lavra e cominuição -6,35mm.

Conforme apresentado na figura 5.25, o itabirito compacto foi a tipologia que gerou menor quantidade de material na fração -0,15mm, em oposição a amostra de itabirito semicompacto que apresentou maior proporção na mesma fração granulométrica após a etapa de cominuição -6,35mm como indicado na tabela V.6.

Tabela V.6 - Principais variáveis analisadas na análise granulométrica após a etapa de britagem e peneiramento -6,35mm.

Tipologia	D ₅₀ (mm)	D ₈₀ (mm)	Fração -0,15mm (%)
Itabirito compacto	3,50	5,25	7,18
Itabirito semicompacto	1,50	4,10	27,18
Itabirito anfibolítico	1,50	4,70	23,28

Vale ressaltar que os resultados apresentados na tabela V.6 são valores médios obtidos após a blendagem das diversas frentes de lavra, bem como a etapa de britagem e peneiramento para cada tipologia estudada. Como verificado nestes resultados granulométricos por meio

do D_{80} igual a 5,25mm e também pelos resultados do índice de trabalho de Bond (“work index”) observa-se que o itabirito compacto tem potencial em apresentar o maior consumo energético nas etapas de moagem diante das demais tipologias.

A tabela V.7 mostra os teores dos elementos por faixa granulométrica das três amostras estudadas, bem como a distribuição de Fe e SiO_2 dos mesmos.

Tabela V.7 – Análise granuloquímica das litologias estudadas.

Fração granulom. (mm)	Tipologia	Ret. simples (%)	Teores (%)						Distribuição	
			Fe	SiO_2	Mn	P	Al_2O_3	PPC	Fe	SiO_2
-6,30 +1,00	I.compacto	78,32	32,66	50,59	0,096	0,035	1,96	0,03	78,73	77,98
	I.semicompacto	55,09	46,86	30,75	0,024	0,047	0,70	0,27	62,81	44,86
	I.anfibolítico	55,29	41,19	36,05	0,041	0,043	0,67	3,86	54,13	57,99
-1,00 +0,15	I.compacto	14,51	31,60	51,76	0,09	0,04	1,67	0,09	14,11	14,78
	I.semicompacto	17,74	42,71	37,74	0,05	0,04	0,50	0,13	18,43	17,73
	I.anfibolítico	21,43	44,45	31,45	0,06	0,07	0,46	4,00	22,64	19,60
-0,15	I.compacto	7,18	32,39	51,27	0,10	0,05	1,66	0,03	7,16	7,24
	I.semicompacto	27,18	28,37	52,00	0,03	0,04	0,42	0,19	18,76	37,42
	I.anfibolítico	23,28	41,97	33,09	0,13	0,05	0,59	3,53	23,23	22,41
Cabeça	I.compacto	100,00	32,49	50,81	0,10	0,04	1,90	0,04	100,00	100,00
	I.semicompacto	100,00	41,10	37,77	0,03	0,04	0,59	0,23	100,00	100,00
	I.anfibolítico	100,00	42,07	34,38	0,06	0,05	0,61	3,82	100,00	100,00

Segundo os resultados apresentados na tabela V.7, os teores de Fe, SiO_2 , Al_2O_3 , P e Mn foram diferentes nas diversas faixas granulométricas para as amostras estudadas. Para a amostra de itabirito compacto, os teores dos elementos analisados permaneceram praticamente constantes com a variação da granulometria, entretanto para amostra de itabirito semicompacto, o teor de SiO_2 foi mais elevado na fração -0,15mm (52,00%), sendo possível obter um grau de liberação do quartzo da ordem de 93%. A amostra de itabirito anfibolítico apresentou maiores teores de P, Mn e PPC em relação às demais tipologias estudadas nas diferentes faixas analisadas devido à presença do mineral goethita na amostra como observado no MO e MEV-EDS.

De um modo geral, os resultados evidenciam a impossibilidade de geração de sinter-feed, dentro das especificações de qualidade determinada atualmente pelo mercado, pois os teores de SiO_2 em todas as amostras variam de 26 a 72% (vide apêndices I, II e III). Logo é necessária a realização de etapas de moagem para alcançar a liberação dos minerais de ferro em relação aos minerais de ganga.

5.5. Resultados de Caracterização Tecnológica

Com base na análise granuloquímica das amostras cabeças e nos resultados posteriormente apontados pela pesquisa mineralógica quanto ao grau de liberação do quartzo, concluiu-se, numa primeira análise, a impossibilidade de geração de sinter-feed em todas as amostras estudadas; sendo assim, foi descartado o uso de concentração gravítica (espirais e jigue).

Desta forma, as opções de concentração clássicas, ou seja, flotação e/ou separação magnética foram adotadas. Primeiramente, as diversas tipologias foram cominuídas em P_{90} de 0,106mm. A partir do produto desta primeira etapa de moagem, foi realizada uma pré-concentração de modo a descartar parte de um rejeito com baixo teor de ferro e em seguida remoer os pré-concentrados obtidos em 0,053mm para todas as tipologias.

Esta alternativa de moagem estagiada foi adotada de modo a permitir um menor consumo energético, não necessitando de toda a remoagem da amostra após a etapa de pré-concentração. Isto implica também em menor consumo de corpos moedores e revestimento, visto que a amostra de itabirito compacto apresentou um alto índice de abrasividade.

Os resultados das diversas etapas de concentração para as diferentes tipologias e análises químicas dos elementos: Fe, SiO_2 , Mn, P, Al_2O_3 e PPC estão apresentados nos apêndices XI a XX. Nos apêndices XI a XIX também estão informadas todas as condições operacionais utilizadas, bem como dados de balanço de massa, distribuições de Fe e SiO_2 nos produtos e índices de seletividade de Gaudin calculados para os ensaios de concentração.

5.5.1. Caracterização tecnológica do itabirito compacto

As figuras 5.26, 5.27 e 5.28 apresentam respectivamente a distribuição granulométrica do produto moído na primeira etapa de moagem e os resultados do pré-concentrado obtido para amostra de itabirito compacto nas diferentes rotas de processo.

Também pela figura 5.27 observou-se a concentração considerável de fases minerais de maior suscetibilidade magnética, provavelmente relictos de magnetita e hematita martítica observados no MO, pois a recuperação mássica de concentrado em médio campo magnético (7.500gauss) foi 43%. No entanto, o teor de SiO_2 no concentrado rougher foi muito alto, igual a 13% (figura 5.28), fato este devido à presença de muitas inclusões de quartzo, mesmo após a etapa de moagem primária.

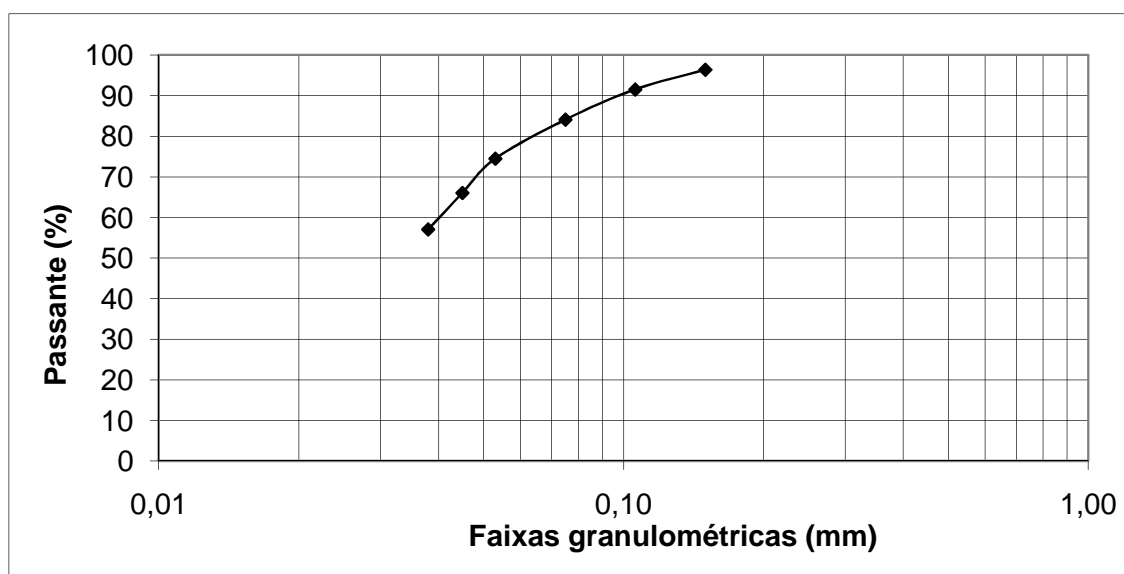


Figura 5.26- Curva granulométrica do produto de alimentação da etapa de pré-concentração da tipologia itabirito compacto.

De acordo com a figura 5.26, verificou-se que o P_{90} após a primeira etapa de moagem foi igual a 0,106mm, o que propicia um grau de liberação em torno de 80%.

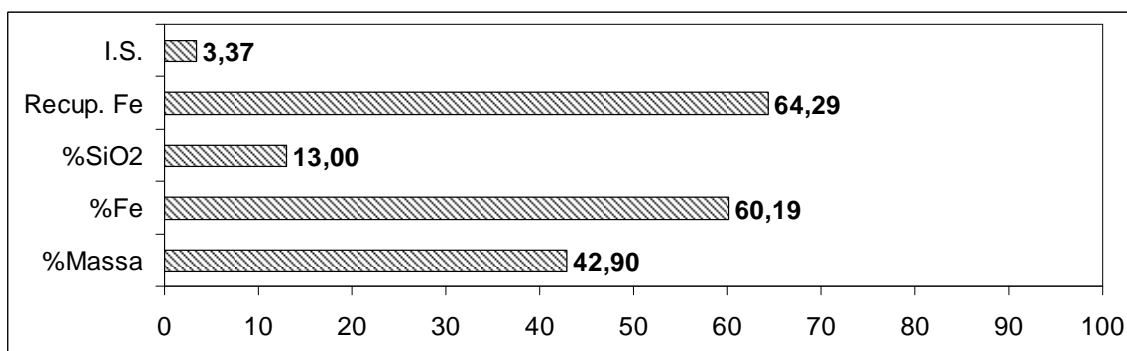


Figura 5.27– Resultados do pré-concentrado obtido na etapa rougher utilizando o tambor magnético de terras-raras com campo de 7.500 gauss para amostra de itabirito compacto.

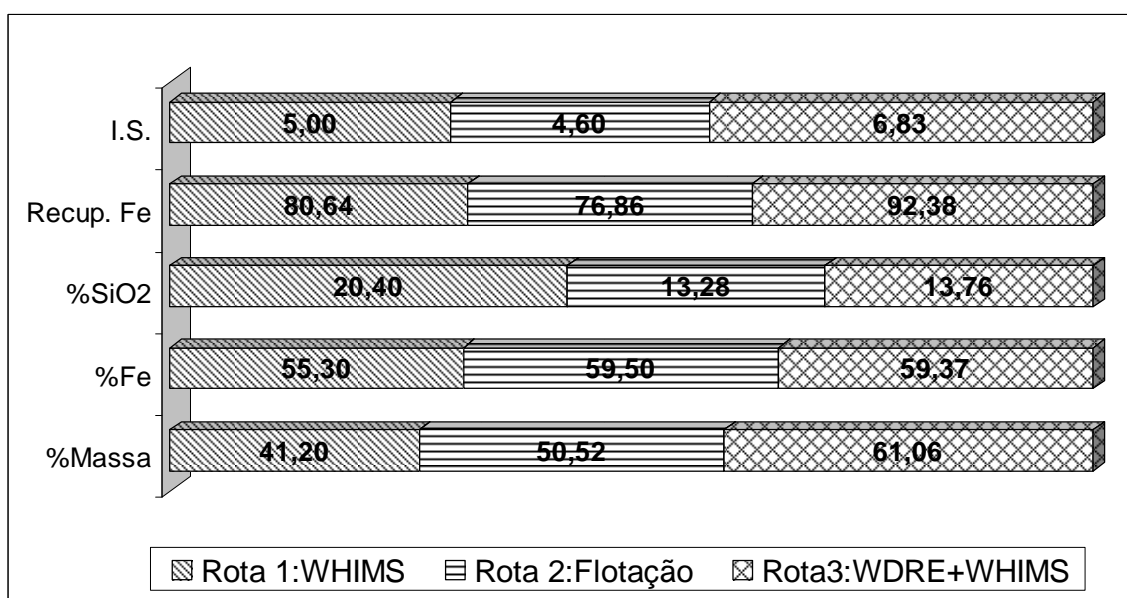


Figura 5.28- Resultados obtidos para o pré-concentrado (estágio rougher+scavenger) nas diferentes rotas de processo estudadas para a tipologia itabirito compacto.

Devido à presença de relictos de magnetita e hematita martítica na amostra de itabirito compacto, a melhor rota de concentração para obtenção de um pré-concentrado envolveu a utilização de concentração magnética de médio campo (7.500gauss) cujos resultados são apresentados na figura 5.27 e alto campo (13.000gauss), sendo possível obter uma recuperação metálica de Fe igual a 92% mostrado na figura 5.28, porém, o teor de SiO₂

(13,76%) ainda é considerado alto para obtenção de produto final necessitando, desta maneira, de uma remoagem para alcançar um maior grau de liberação. O índice de seletividade de Gaudin em ordem crescente para as diferentes rotas de processo foi respectivamente 4,57 para flotação, 5,00 para WHIMS e 6,83 para WDRE+WHIMS.

As figuras 5.29 e 5.30 apresentam respectivamente a curva granulométrica após remoagem dos pré-concentrados e resumos dos resultados dos concentrados obtidos no estágio cleaner e recleaner da rota de processo 1 (WHIMS).

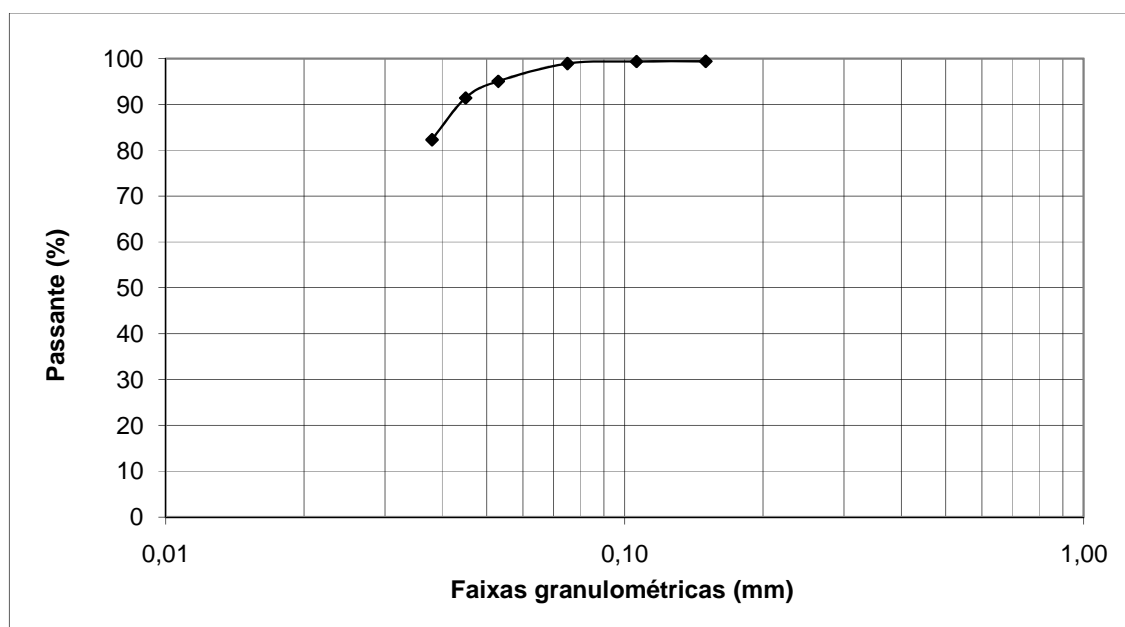


Figura 5.29- Curva granulométrica de alimentação da etapa de concentração da tipologia itabirito compacto.

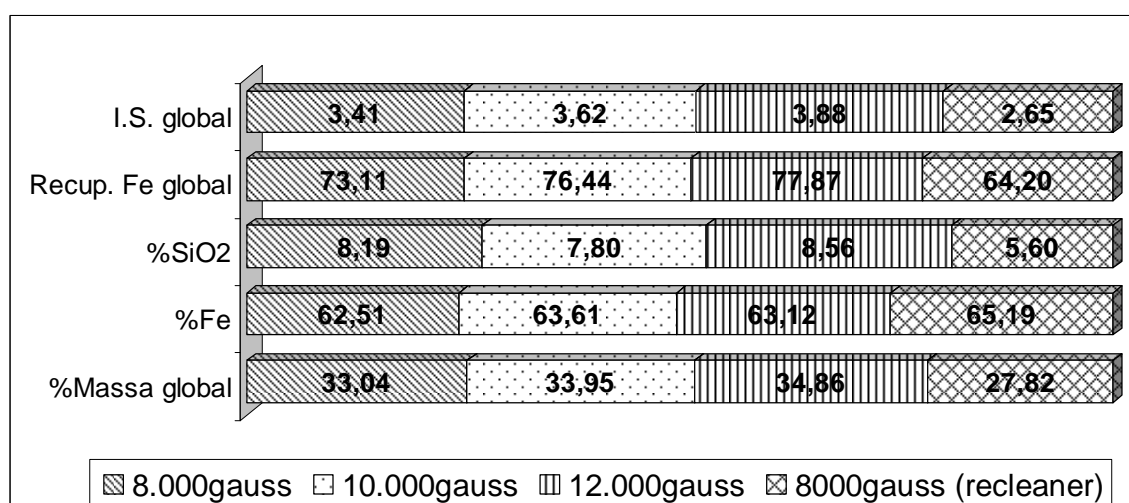


Figura 5.30 - Resultados obtidos para o concentrado (estágio cleaner e recleaner) da rota de processo utilizando somente WHIMS em diferentes campos magnéticos para a tipologia itabirito compacto.

Após a remoagem dos pré-concentrados de itabirito compacto, o P_{90} encontrado na figura 5.29 foi igual a 0,045mm, possibilitando um grau de liberação do quartzo em torno de 93%, o que gera boas condições de separabilidade dos minerais.

Como indicado na figura 5.30, para rota de processo 1 (WHIMS) foram realizados quatro ensaios de concentração magnética, sendo três testes no estágio cleaner em diferentes campos magnéticos e um teste no estágio recleaner com 8.000gauss. Verificou-se através destes testes que o teor de Fe e a recuperação metálica permaneceram praticamente constantes com o aumento do campo magnético no estágio cleaner. Logo, do ponto de vista dos resultados de concentração e menor consumo de energia na geração do campo magnético, foi realizada uma outra etapa de concentração denominada “recleaner” com o concentrado cleaner obtido no campo de 8.000gauss. No entanto, o concentrado recleaner obtido não gerou resultados satisfatórios, ou seja, o teor de SiO₂ foi bastante elevado (>5%) e a recuperação metálica menor que 65%. Este fato está relacionado com a grande presença de partículas mistas constituídas por quartzo e hematita martítica, como mostrado na figura 5.31.

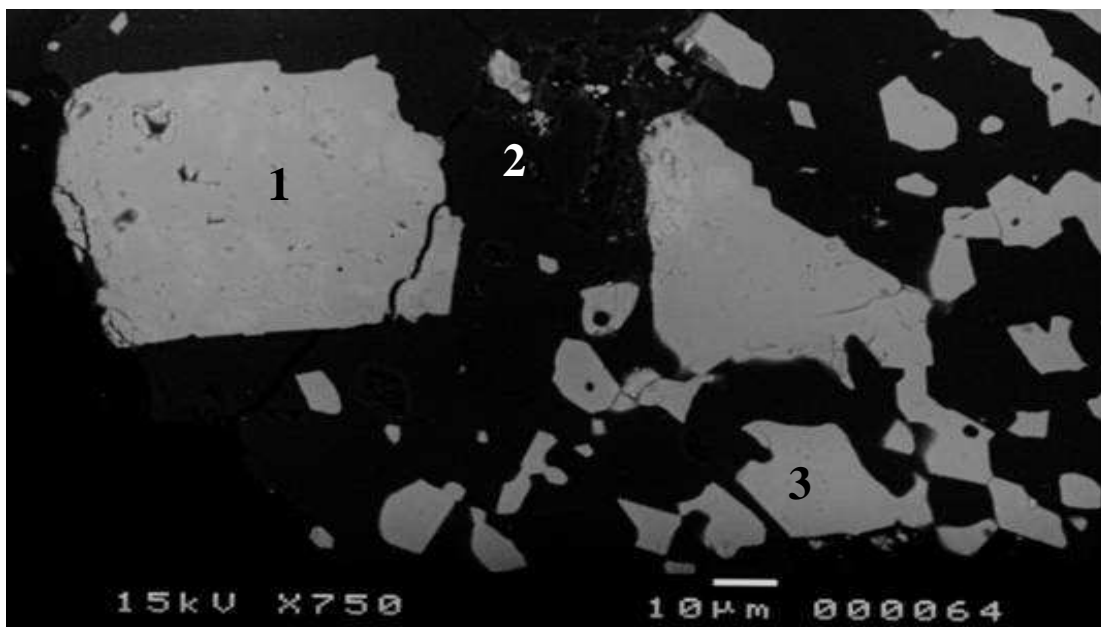


Figura 5.31 - Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito compacto obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados. Legenda: 1-hematita martítica, 2-quartzo; 3-hematita lamelar.

A figura 5.32 mostra um breve resumo dos resultados dos concentrados finais obtidos nas diferentes rotas de processo estudadas.

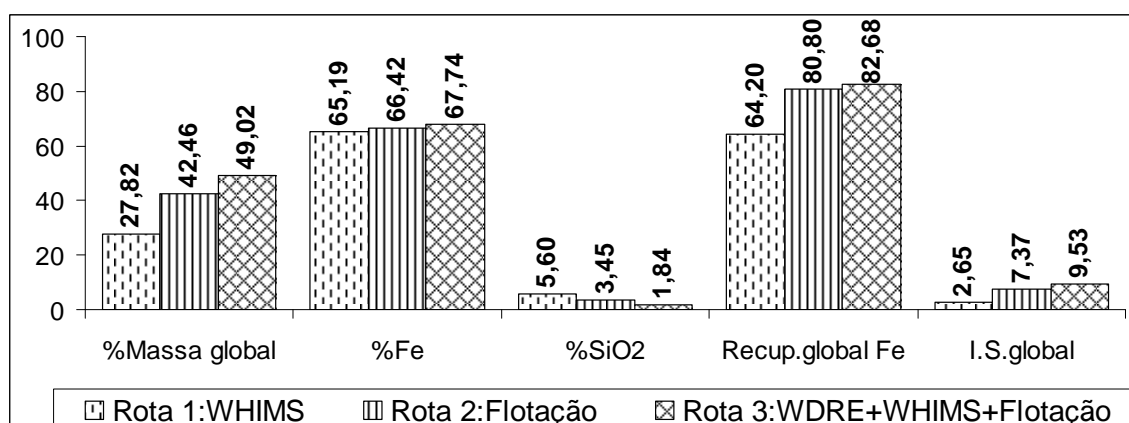


Figura 5.32- Concentrado final obtido nas diversas rotas de processo para a amostra de itabirito compacto.

Conforme verificado na figura 5.32, a ordem decrescente de seletividade das diferentes rotas foi respectivamente igual a: 9,53 para rota 3 (WDRE+WHIMS+flotação), 7,43 para rota 2 (flotação) e 2,65 para rota 2 (WHIMS). Desta maneira, a melhor rota para concentração do itabirito compacto foi a rota 3, apresentando uma recuperação metálica igual a 83% (WDRE+WHIMS+Flotação), sendo possivelmente 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.

Segundo a figura 5.33 verificou-se que, mesmo analisando rotas de processo diferentes, os teores de Fe e SiO₂ na alimentação da flotação cleaner foram praticamente iguais, no entanto observou-se que o aumento da dosagem de amina de 60g/t (rota 2) para 90g/t (rota 3) propiciou um incremento de 1,32% Fe no concentrado final (apêndices XII e XIII) e uma ligeira queda na recuperação metálica de Fe (2,2%) ambos para mesma dosagem de depressor (500g/t) e pH 10,5.

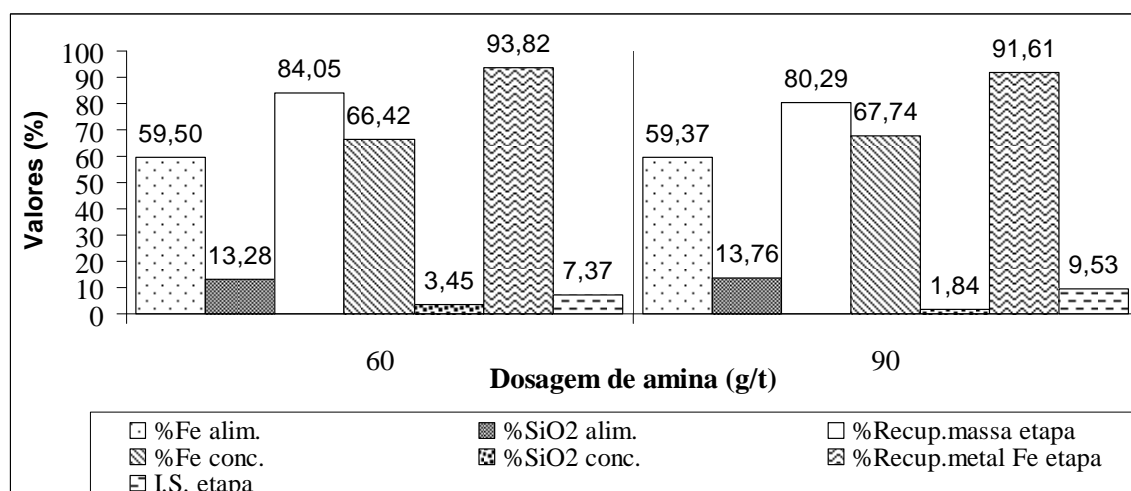


Figura 5.33– Comparação de diferentes dosagens de amina na qualidade do concentrado final da amostra de itabirito compacto.

Embora não tenha sido possível a obtenção de pellet-feed de redução direta ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 \leq 2\%$) que apresenta um maior valor de mercado, o teor de SiO_2 no concentrado final poderá ser melhorado através da otimização das variáveis operacionais de flotação como mostrado nos dados da figura 5.33 e remoagem do pré-concentrado para alcançar um grau de liberação igual a 95%.

5.5.2. Caracterização tecnológica do itabirito semicompacto

As figuras 5.34, 5.35 e 5.36 apresentam respectivamente a distribuição granulométrica do produto moído na primeira etapa de moagem e os resultados da etapa de pré-concentração obtidos para amostra de itabirito semicompacto nas diferentes rotas de processo.

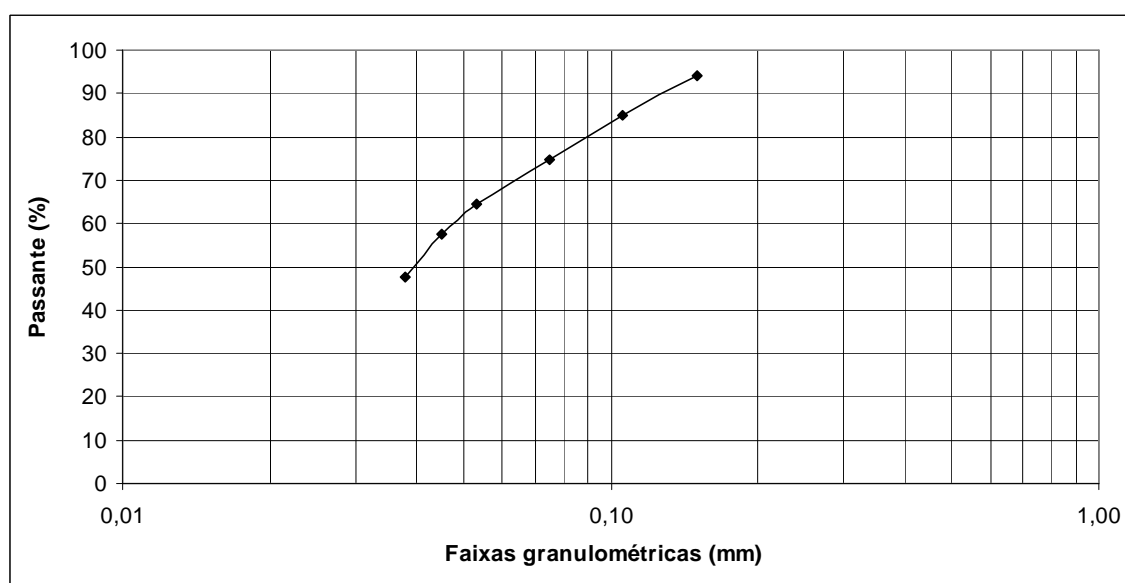


Figura 5.34 - Curva granulométrica do produto de alimentação da etapa de pré-concentração da tipologia itabirito semicompacto.

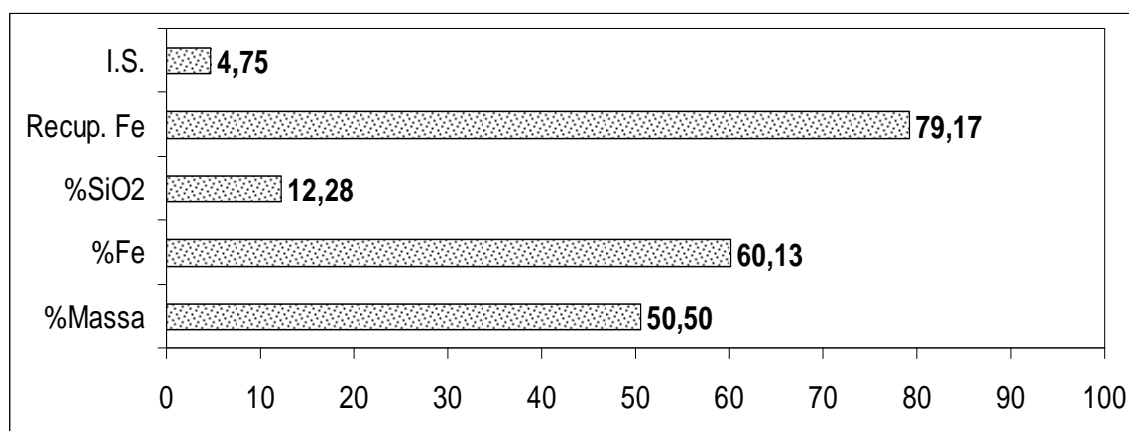


Figura 5.35– Resultados do pré-concentrado obtidos na etapa rougher utilizando o tambor magnético de terras-raras com campo de 7.500gauss, referente à rota de processo 3 (WDRE+WHIMS).

Pela figura 5.35, apenas com a utilização do tambor magnético de médio campo (7500gauss) foi possível obter uma recuperação mássica de 50% com teor de 60,13%Fe, o que resulta numa recuperação metálica de Fe igual a 79%. Este fato confirma mais uma vez a grande presença de relictos de magnetita e hematita martítica presentes nas seções analisadas no microscópio óptico. Logo, para etapas subsequentes de concentração magnética de alto campo, é fundamental a utilização de tambores magnéticos de modo a evitar futuro entupimento das matrizes do WHIMS por partículas magnéticas.

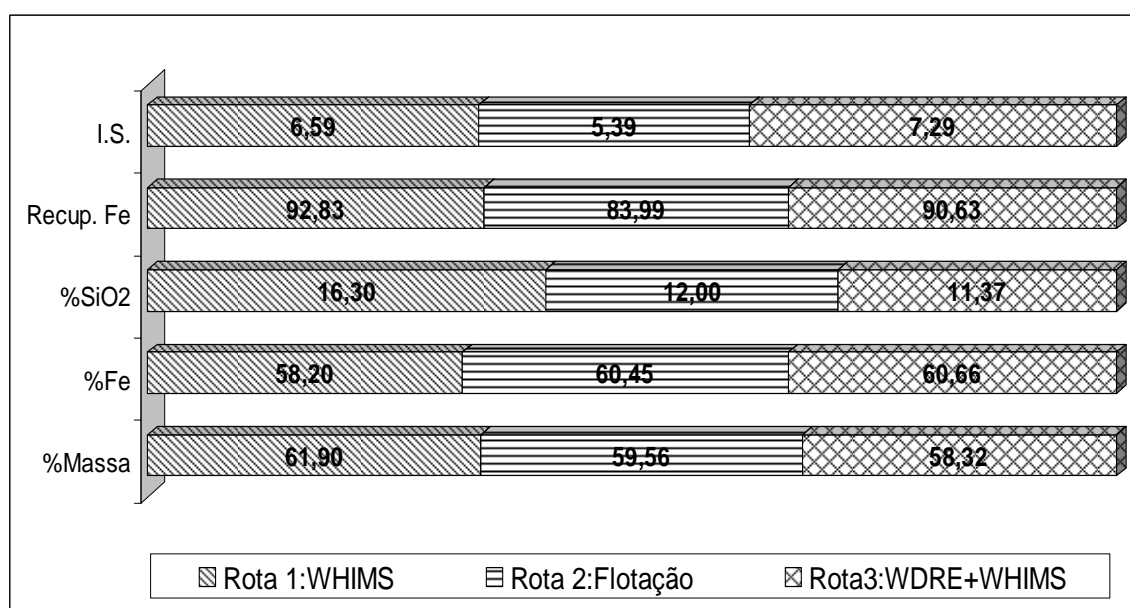


Figura 5.36- Resultados obtidos para o pré-concentrado (estágio rougher+scavenger) nas diferentes rotas de processo estudadas para a tipologia: itabirito semicompacto.

De acordo com a figura 5.34, verificou-se que o P_{90} após a primeira etapa de moagem foi igual a 0,106mm que propicia um grau de liberação em torno de 93%. Vale lembrar que 75% das partículas correspondem à fração -0,075mm, ou seja, possuem 96% de liberação mineral possibilitando melhor seletividade dos minerais de interesse.

Em termos de recuperação metálica no pré-concentrado, as diferentes rotas de processo estudadas apresentaram a seguinte ordem de eficiência: 93% para a rota de processo 1 (WHIMS), 91% para a rota de processo 3 (WDRE+WHIMS) e 84% para rota de processo 2 (flotação). Apesar da rota de processo 1 (WHIMS) gerar maior recuperação metálica de Fe no pré-concentrado, o teor de SiO₂ foi maior do que nas rotas de processo 3 e 2, logo elegeu-se a rota de processo 3 (WHIMS+WDRE) como a melhor rota de pré-concentração para o itabirito semicompacto, apresentando um índice de seletividade igual a 7,26, valor próximo da rota de processo utilizando somente flotação (6,59) como mostrado na figura 5.36. A opção pela rota de processo 3 também deve-se à presença de relictos de magnetita e hematita martítica na amostra de itabirito semicompacto, que levaram à utilização de duas

etapas de concentração magnética: primeira de médio campo de 7.500gauss em tambor magnético de imã de terras-raras para concentração de minerais de ferro com maior suscetibilidade magnética cujos resultados são mostrados na figura 5.35 e a segunda etapa em um alto campo de 13.000gauss através do WHIMS.

Vale reforçar que o teor de SiO_2 (11,45%) ainda é considerado alto para obtenção de produto final, necessitando, desta maneira, de uma remoagem para alcançar um maior grau de liberação e outras etapas de concentração.

As figuras 5.37 e 5.38 apresentam respectivamente a curva granulométrica após remoagem do pré-concentrado e resumos dos resultados dos concentrados obtidos no estágio cleaner e recleaner da rota de processo 1 (WHIMS).

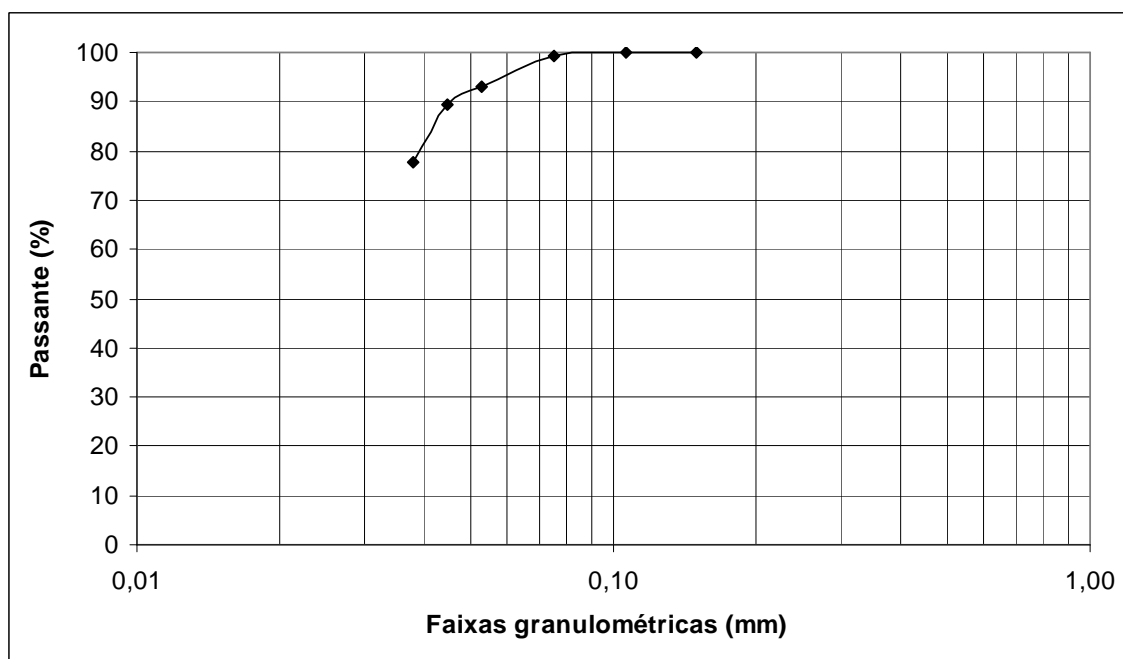


Figura 5.37- Curva granulométrica de alimentação da etapa de concentração da tipologia itabirito semicompacto.

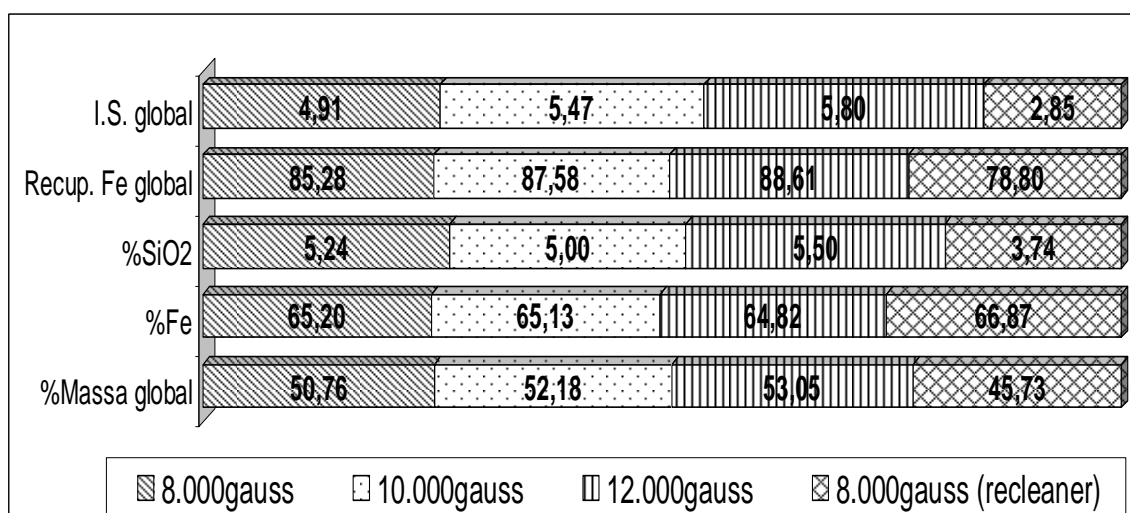


Figura 5.38- Resultados obtidos para o concentrado (estágio cleaner e recleaner) da rota de processo utilizando somente WHIMS em diferentes campos magnéticos para a tipologia itabirito semicompacto.

Após a remoagem dos pré-concentrados de itabirito semicompacto, o P_{90} encontrado na figura 5.37 foi igual a 0,045mm, possibilitando um grau de liberação do quartzo em torno de 97%, o que gera excelentes condições de concentração dos minerais de ferro.

Para rota de processo 1 (WHIMS), foram realizados três ensaios de concentração em diferentes campos magnéticos como indicado na figura 5.38. Verificou-se através destes testes que o teor de Fe e a recuperação metálica permaneceram praticamente constantes com o aumento do campo magnético. Logo do ponto de vista dos resultados de concentração e menor consumo de energia na geração do campo magnético, foi realizada outra etapa de concentração denominada “recleaner” com o concentrado cleaner obtido no campo de 8.000gauss. Vale lembrar que o concentrado cleaner obtido nos diferentes campos magnéticos, exceto no campo de 12.000gauss pode ser comercializado atualmente no mercado, ou seja, o teor de SiO_2 foi menor que 5% e o teor de Fe maior que 65%. Porém, para obtenção de um pellet-feed de redução, nem mesmo com a utilização de estágio recleaner foi possível a produção de um concentrado final dentro destas especificações ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 \leq 2\%$). Devido à presença de pequenas inclusões de hematita

martítica disseminados numa matriz de quartzo, conforme mostrado na figura 5.39, a rota de processo utilizando somente concentração magnética fica inviabilizada para obtenção de concentrados mais ricos.

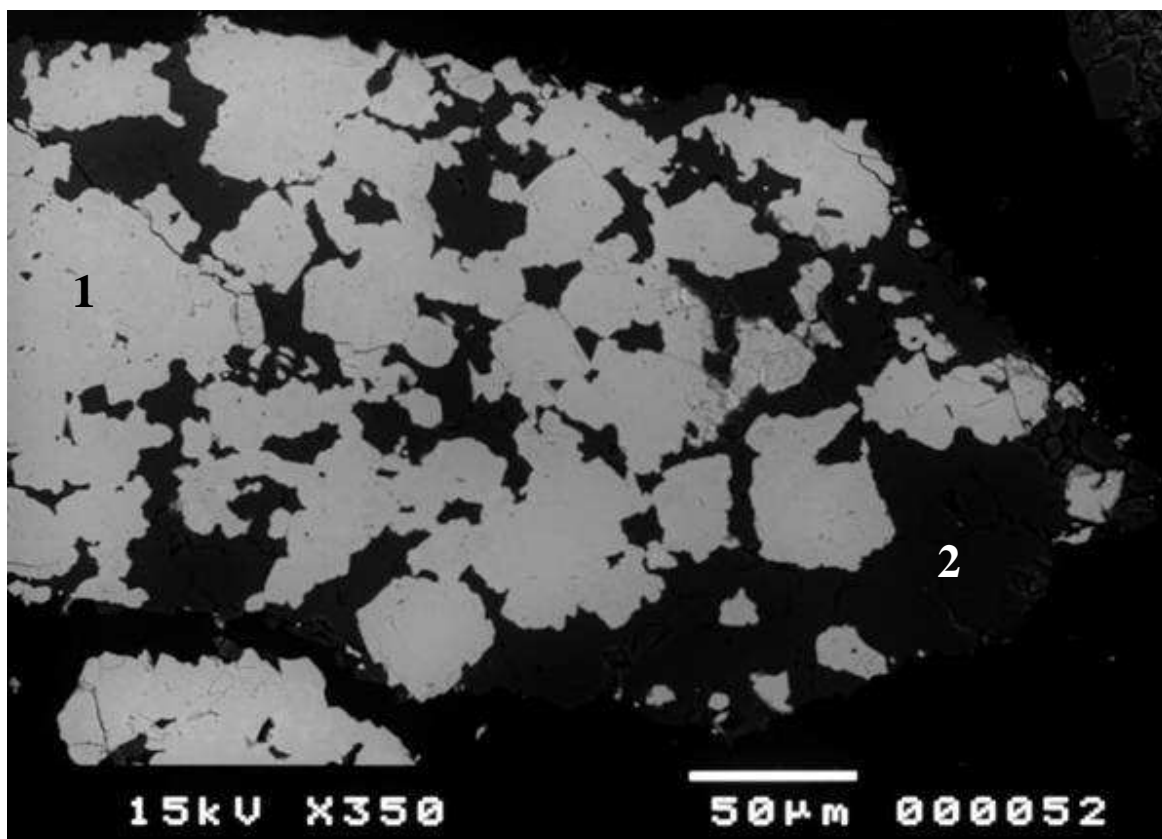


Figura 5.39- Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito semicompacto obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados, mostrando a presença de intercalações e muitas inclusões de hematita martítica no quartzo. Legenda: 1-hematita martítica e 2-quartzo.

A figura 5.40 mostra um breve resumo dos resultados dos concentrados finais obtidos nas diferentes rotas de processo estudadas para a amostra de itabirito semicompacto.

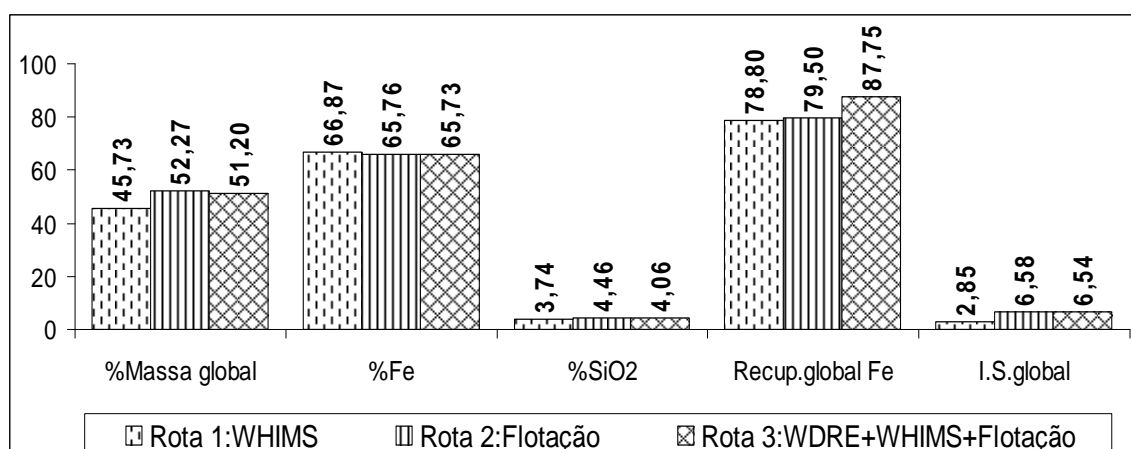


Figura 5.40- Concentrado final obtido nas diversas rotas de processo para a amostra de itabirito semicompacto.

Conforme a figura 5.40, a ordem crescente de recuperação metálica nas diversas rotas de processo foi: 78,80% para a rota 1 (WHIMS); 79,50% para rota 2 (flotação) e 87,76% para rota 3 (WDRE+WHIMS+flotação). Assim a melhor rota de processo encontrada para a tipologia de itabirito semicompacto envolveu a utilização de concentração magnética em dois estágios: médio campo (7500gauss) no estágio rougher e alto campo (13000gauss) no estágio scavenger, seguida da remoagem dos produtos obtidos nestas etapas e posteriormente a flotação no estágio cleaner.

Ainda na rota 3 (WDRE+WHIMS+flotação), foi produzido um concentrado e um rejeito final com os seguintes teores, respectivamente: 65,73% e 8,99%Fe, 4,06% e 84,46%SiO₂, 0,040% e 0,019%Mn, 0,019% e 0,034%P, 1,13% e 1,93%Al₂O₃, e -0,07% e 0,11%PPC. O teor de PPC assumiu valor negativo no concentrado final devido à oxidação dos relictos de magnetita em ambiente oxidante na estufa do laboratório, permitindo desta forma a absorção de oxigênio e, conseqüentemente, um incremento de massa durante o ensaio para determinação da perda por calcinação.

Conforme apresentado na figura 5.41, o aumento da dosagem de amina de 60g/t (rota 2) para 90g/t (rota 3), não proporcionou uma redução significativa do teor de SiO₂ (4,46%) no concentrado final obtido através da flotação cleaner, porém tal fato não deve estar associado à liberação limitada da sílica (~97%GL), sugerindo necessidade de otimização das variáveis operacionais de flotação, com acréscimo no consumo de amina superior a 90g/t. Ressalta-se que mesmo tratando-se de rotas diferentes, o teor de alimentação (apêndices XV e XVI) juntamente com a dosagem de amido de milho (500g/t) e valor de pH (10,5) foram idênticos em ambas alternativas.

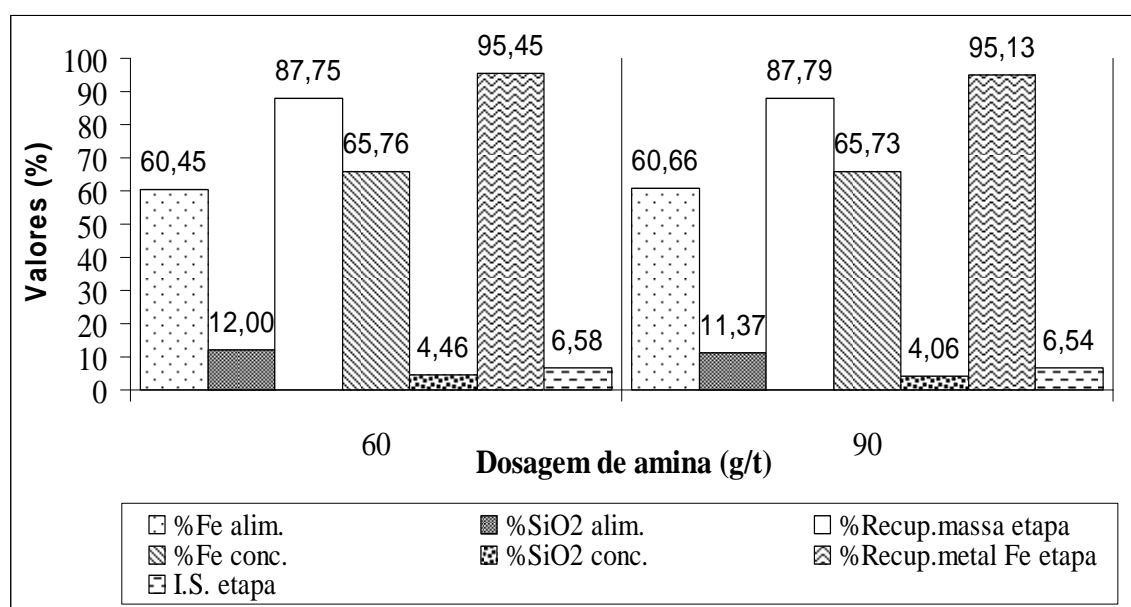


Figura 5.41– Influência da dosagem de amina na qualidade do concentrado final da flotação cleaner para amostra de itabirito semicomacto.

Para aumentar a seletividade nas rotas de concentração, além da otimização das variáveis de flotação (dosagens de reagentes, %sólidos na polpa, etc.) poderá ser realizado também uma otimização das etapas de deslamagem anterior a flotação de modo a proporcionar um aumento no teor de Fe dos concentrados finais, porém observa-se que tal fato pode gerar maior perda em massa em circuitos de deslamagem.

5.5.3. Caracterização tecnológica do itabirito anfibolítico

As figuras 5.42 e 5.43 apresentam respectivamente a distribuição granulométrica do produto moído na primeira etapa de moagem e os resultados do pré-concentrado obtido no estágio rougher da rota de processo 3 para a amostra de itabirito anfibolítico.

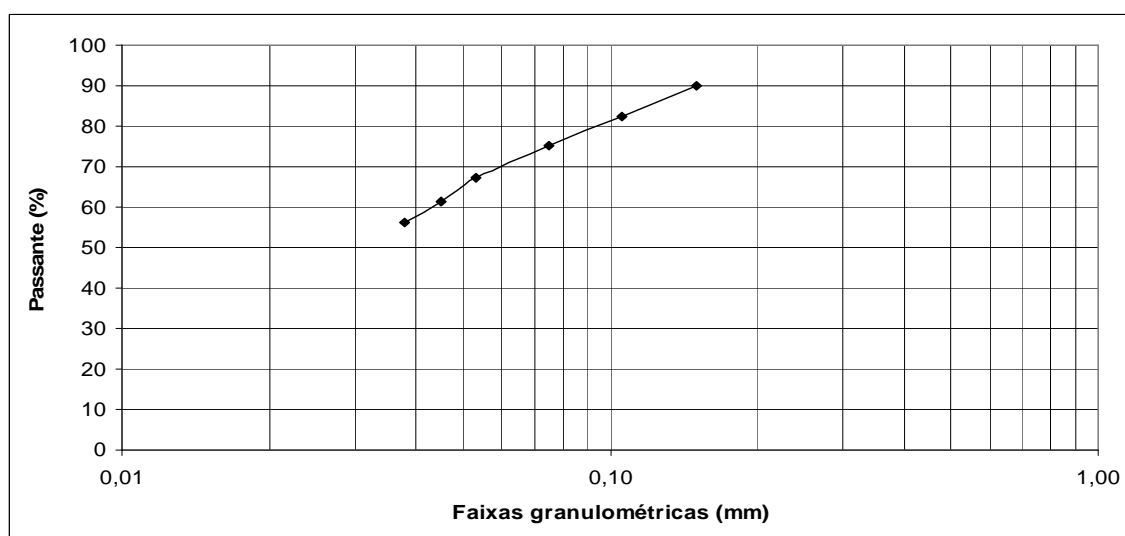


Figura 5.42- Curva granulométrica do produto de alimentação da etapa de pré-concentração da tipologia itabirito anfibolítico.

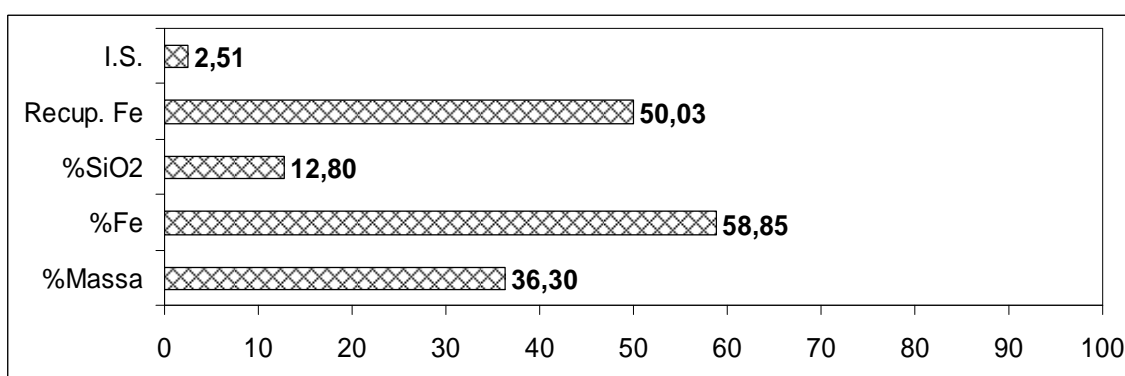


Figura 5.43 - Resultados do pré-concentrado obtido na etapa rougher utilizando o tambor magnético de terras-raras com campo de 7.500gauss referente à rota de processo 3 (WDRE+WHIMS) para a amostra de itabirito anfibolítico.

Devido à presença de hematita martítica na amostra de itabirito anfibolítico, conforme mostrado na figura 5.44, foi possível obter uma recuperação mássica de 36% em médio campo magnético (7.500gauss), com teor de 58,85%Fe, o que resulta numa recuperação metálica de Fe igual a 50,3% (figura 5.43). Ainda na figura 5.44, verifica-se inúmeras intercalações e inclusões de quartzo na hematita martítica e goethita pseudomorfa de anfibólio, o que acarretou um baixo grau de liberação mineral (em torno de 54%) após a primeira etapa de moagem, de acordo com a distribuição granulométrica mostrada na figura 5.42.

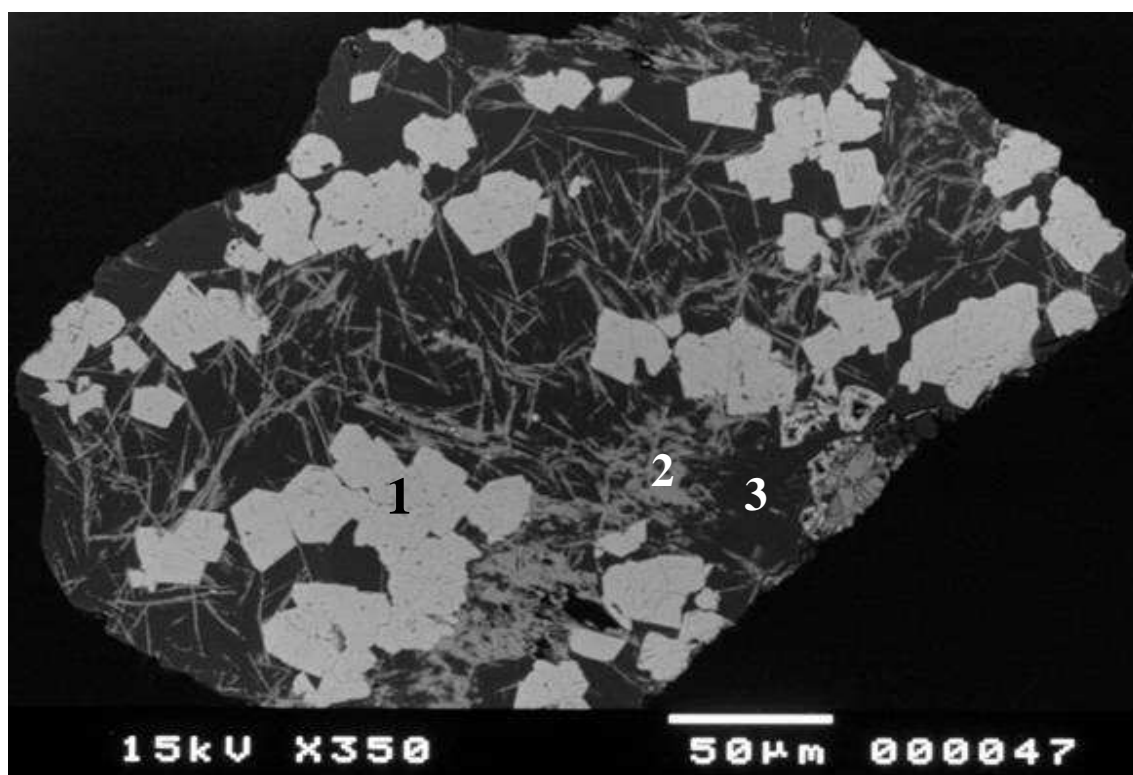


Figura 5.44- Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfibolítico obtida no MEV por imagem de elétrons retroespalhados, mostrando a presença de intercalações e inclusões de quartzo na hematita martítica e goethita pseudomorfa de anfibólio. Legenda: 1-hematita martítica, 2-goethita pseudomorfa de anfibólio e 3-quartzo.

Logo, para etapas subsequentes de concentração magnética de alto campo, é fundamental a utilização de tambores magnéticos, de modo a evitar futuro entupimento das matrizes do WHIMS por partículas magnéticas.

A figura 5.45 apresenta os resultados obtidos para o pré-concentrado da amostra de itabirito anfibolítico em diferentes rotas de concentração testadas.

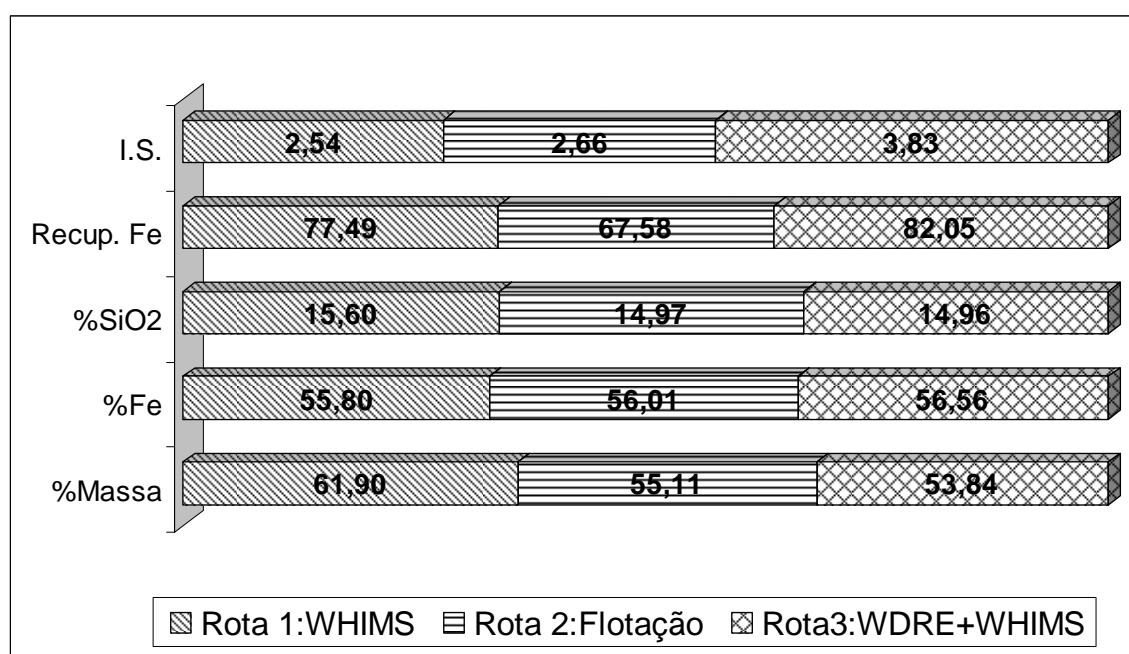


Figura 5.45- Resultados obtidos para o pré-concentrado (estágio rougher+scavenger) nas diferentes rotas de processo estudadas para a tipologia itabirito anfibolítico.

A ordem de eficiência de recuperação metálica de Fe no pré-concentrado obtido da amostra de itabirito anfibolítico para as diversas rotas de processo foi: 82,05% na rota 3 (WDRE+WHIMS), 77,49% na rota 1(WHIMS) e 67,58% na rota 2 (flotação). A rota de processo 3 também foi a mais seletiva, conforme mostrado na figura 5.45 através do índice de seletividade de Gaudin. Vale lembrar que devido à grande presença de inclusões de quartzo nas partículas de minerais de ferro (figura 5.44), a rota 1 (WHIMS) apresentou o

maior teor de SiO_2 , ocasionado pelo arraste de partículas mistas em alto campo magnético (10.000gauss).

A figura 5.46 apresenta a distribuição granulométrica após a etapa de remoagem dos pré-concentrados.

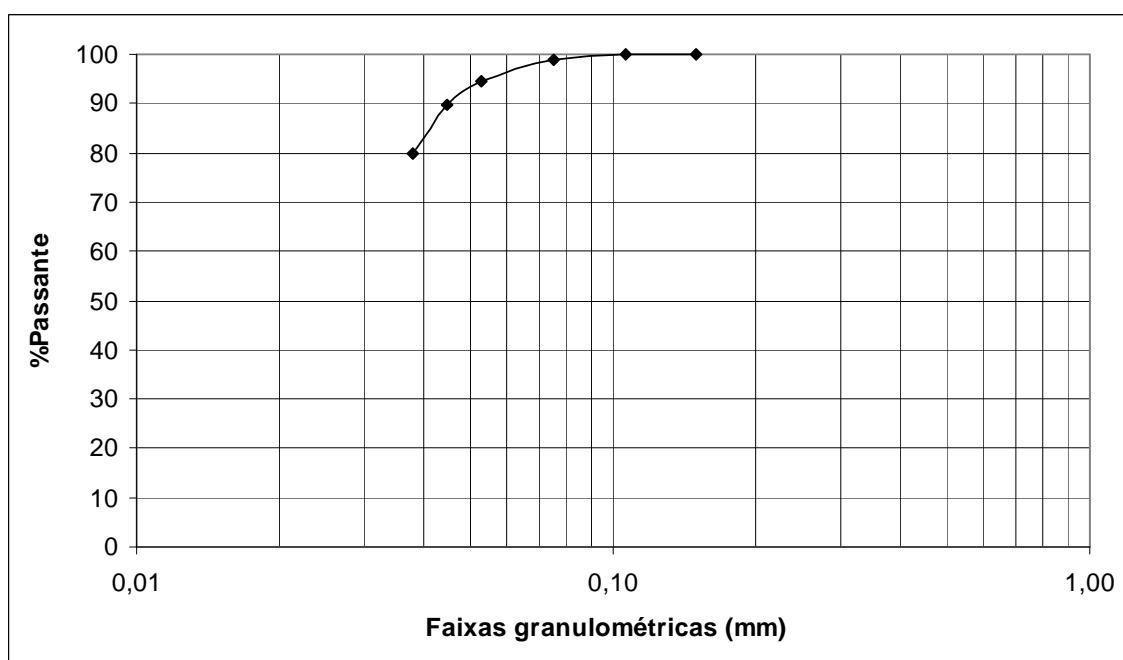


Figura 5.46- Curva granulométrica de alimentação da etapa de concentração da tipologia itabirito anfíbolítico.

Após a remoagem dos pré-concentrados de itabirito anfíbolítico, o P_{90} encontrado na figura 5.46 foi igual a 0,045mm, possibilitando um grau de liberação do quartzo em torno de 73%, o que pode levar a resultados não satisfatórios de concentração devido ao número razoável de partículas mistas ainda presentes na amostra.

Os resultados de rota de processo 1 (WHIMS) em diferentes campos magnéticos nos estágios cleaner são apresentados na figura 5.47.

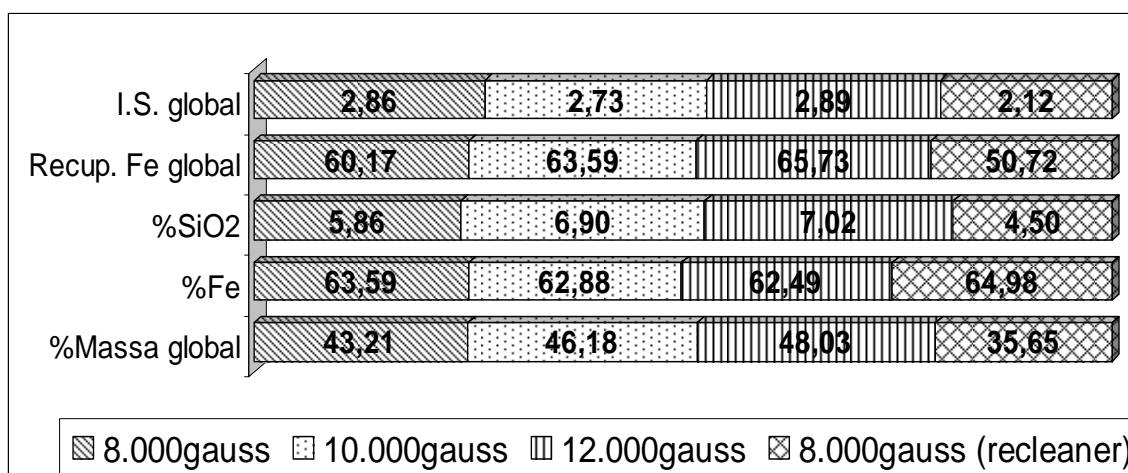


Figura 5.47- Resultados obtidos para o concentrado (estágio cleaner e recleaner) da rota de processo utilizando somente WHIMS em diferentes campos magnéticos para a tipologia itabirito anfibolítico.

Como indicado na figura 5.47, foram realizados três ensaios de concentração em diferentes campos magnéticos para rota de processo 1 (WHIMS). Verificou-se através destes ensaios que o teor de Fe e a recuperação metálica permaneceram praticamente constantes com o aumento do campo magnético. Logo do ponto de vista dos resultados de concentração e menor consumo de energia na geração do campo magnético foi realizada outra etapa de concentração denominada “recleaner” com o concentrado cleaner obtido no campo de 8.000gauss. A recuperação metálica global de Fe utilizando o estágio recleaner foi extremamente baixa, igual a 50%, fato este devido à presença de inúmeras inclusões de quartzo principalmente nas feições de hematita martítica e goethita pseudomorfa de anfibólio, inviabilizando a obtenção de concentrados mais ricos. Também não foi possível a obtenção de um pellet-feed dentro das especificações de mercado, pois o teor de Fe foi menor que 65%.

A figura 5.48 apresenta as principais variáveis analisadas para o concentrado final das diferentes rotas de processo estudadas.

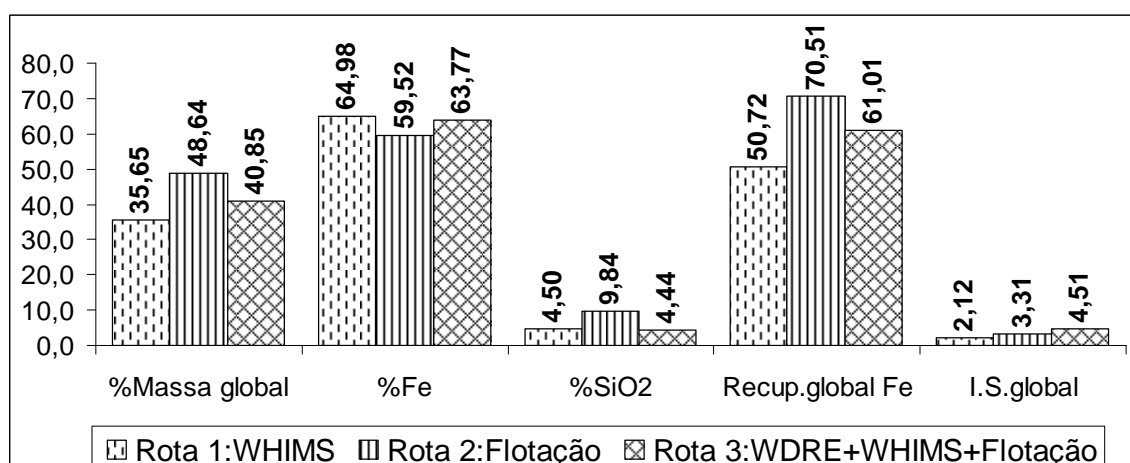


Figura 5.48- Concentrado final obtido nas diversas rotas de processo para a amostra de itabirito anfíbolítico.

Em termos de recuperação metálica de Fe, a rota de processo que apresentou maior eficiência foi a rota 2 (flotação) com 70% de recuperação; no entanto, o teor de Fe do concentrado final foi muito baixo, igual a 59,52%. Também pelos resultados da etapa de deslamagem para a amostra de itabirito anfíbolítico, conforme apresentado no apêndice XIII, foi verificada uma perda em massa de 30% no overflow anterior ao estágio rougher. Este fato deve-se à presença de goethita terrosa confirmada pelos estudos microestruturais no MO (vide figura 5.15) gerando maior perda em massa após etapas de deslamagem. Entre todas as rotas testadas, o maior teor de Fe (64,98%) foi alcançado utilizando WHIMS em três etapas: rougher (10.000gauss), cleaner (8.000gauss) e recleaner (8.000gauss), porém a recuperação em massa foi muito baixa (35%).

A influência da dosagem de amina na etapa de flotação cleaner para as rotas de processo 2 (60g/t) e 3 (75g/t) pode ser visualizada na figura 5.49. Verificou-se que um aumento na dosagem de amina de apenas 15g/t para uma dosagem fixa de amido de milho (500g/t) e pH10,5 melhorou significativamente a qualidade do concentrado final, ou seja, houve um incremento de 4,25% no teor de Fe, porém, a recuperação metálica de Fe sofreu uma queda de 8,3%. Logo, dosagens maiores de amina podem favorecer a obtenção de um

concentração final com teor de Fe superior a 65%Fe; no entanto, a recuperação metálica tende a cair drasticamente, visto a necessidade de um maior grau de liberação mineral.

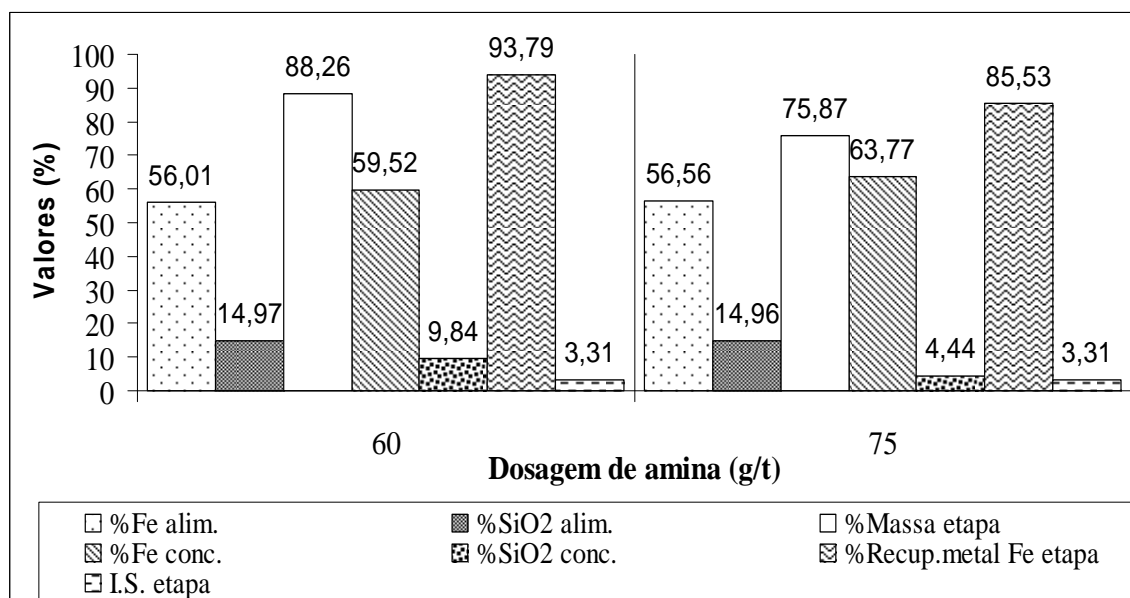


Figura 5.49– Influência da dosagem de amina na qualidade do concentrado final da flotação cleaner para amostra de itabirito anfibolítico.

De acordo com os resultados de caracterização tecnológica apresentados anteriormente e os estudos de mineralogia com ênfase no grau de liberação, sugere-se que esta tipologia deve ser primeiramente cominuída em 0,075mm para alcançar um grau de liberação de 66% e posteriormente passar por uma etapa de pré-concentração, visto o alto consumo energético na moagem. Após a obtenção de um pré-concentração, deverá ser efetuada uma etapa de remoagem em 0,015mm (GL=95%). Também visto que é marcante a presença de goethita terrosa (Santos, 2002) nesta amostra, sugere-se a utilização de um maior número de etapas de deslamagem em todas as rotas estudadas antes da flotação, no entanto salienta-se que a perda de massa em circuitos de deslamagem será inevitável (Wolff et al., 2008).

6. DISCUSSÃO

6.1. Análise dos pré-concentrados obtidos para as diferentes rotas e tipologias

As figuras 6.1, 6.2 e 6.3 mostram respectivamente, a distribuição granulométrica após a primeira etapa de moagem e resultados obtidos para o pré-concentrado nas diferentes amostras e rotas de processo estudadas.

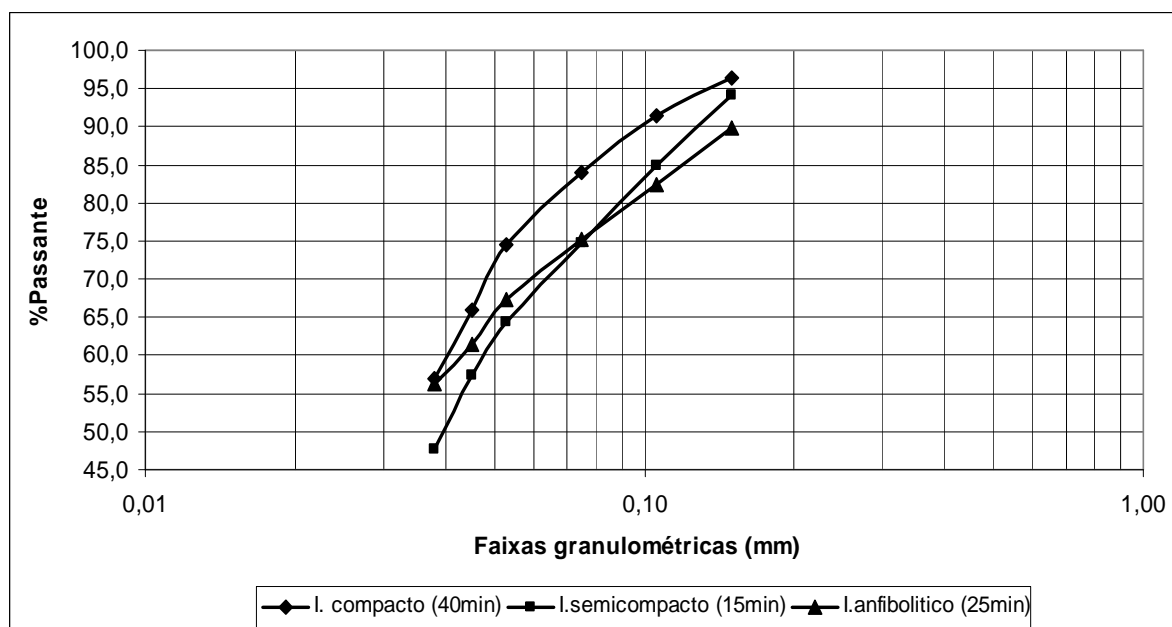


Figura 6.1 - Curva granulométrica de alimentação da etapa de pré-concentração para as diferentes tipologias de itabirito e tempo de moagem.

Como verificado na figura 6.1, o D_{80} obtido após a primeira etapa de moagem foi respectivamente igual a 0,065mm, 0,090mm e 0,095mm para amostras de itabirito compacto, semicompacto e anfibolítico. Desta maneira, a ordem decrescente de grau de liberação mineral para as diferentes amostras foram: 83% para amostra de itabirito compacto, 91% para o itabirito semicompacto e 56% para o itabirito anfibolítico. Apesar da amostra de itabirito compacto ter apresentado um maior tempo de moagem (40min), em relação às outras tipologias, foi observada a existência de microfaturas na análise de

microscopia óptica, o que propicia um maior grau de redução e menor consumo de energia nas etapas de moagem.

A amostra de itabirito anfibolítico mostrou-se a mais crítica do ponto de vista de liberação, necessitando de uma moagem $-0,015\text{mm}$ para alcançar um grau de liberação em torno de 95%. Este fato prejudicou drasticamente os resultados obtidos para o pré-concentrado desta tipologia, apresentando a menor recuperação metálica das tipologias estudadas, como mostrado nas figuras 6.2 e 6.3.

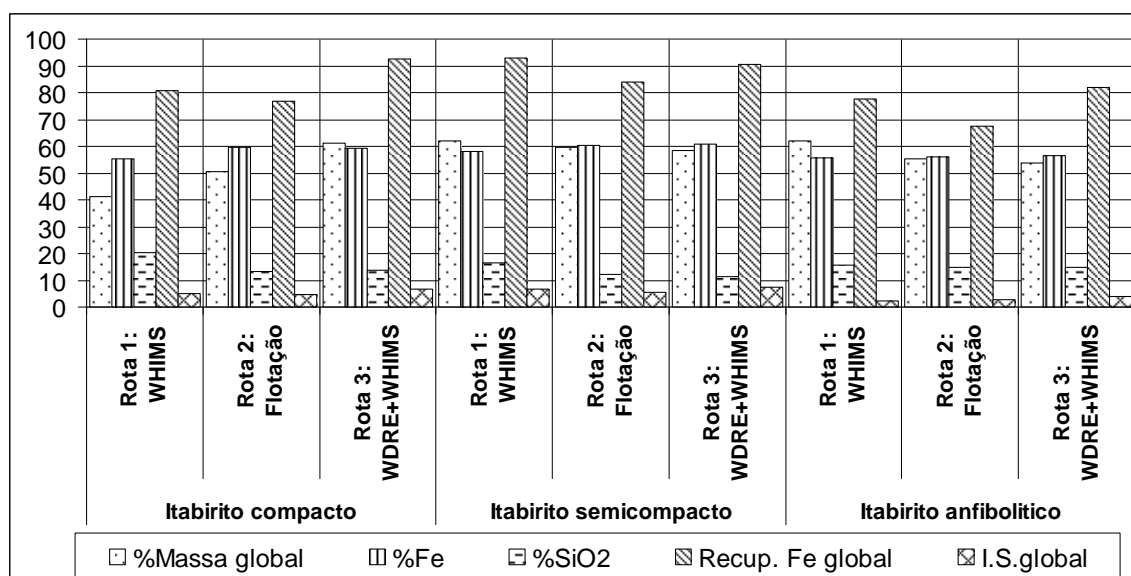


Figura 6.2 - Resultados gerais do pré-concentrado obtido nas diferentes rotas de processos estudadas para as diversas amostras de itabirito.

Na primeira etapa de moagem adotada, a expectativa era conseguir um pré-concentrado, o que significa poder descartar, nesta primeira fase, parte da massa como rejeito com baixo teor de ferro. Esta expectativa foi relativamente bem atendida para as amostras de itabirito compacto e itabirito semicompacto que geraram rejeitos com teor de Fe respectivamente iguais a 7,86% e 8,99% (apêndices XIII e XVI), através da rota de processo 3 que envolveu a utilização de tambor magnético de médio campo e WHIMS. Contudo, em virtude do grau

de liberação reduzido na etapa prévia de moagem para amostra de itabirito anfíbolítico (56%), os rejeitos da fase de pré-concentração (apêndices XVII, XVIII e XIX), ou seja, das etapas rougher da flotação e separação magnética, apresentaram-se elevados se comparados com o teor da amostra cabeça desta tipologia.



Figura 6.3 - Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfíbolítico obtida no MOLR. Iluminação: apenas polarizador. Legenda: 1-quartzo primário, 2-goethita terrosa, 3-hematita martítica, 4- goethita maciça microporosa, 5- fase contínua, majoritária na foto, provavelmente quartzo secundário.

Também vale lembrar que devido à grande presença de goethita no itabirito anfíbolítico, com destaque da fase de goethita terrosa identificada via MO, conforme a figura 6.3, houve uma perda de massa significativa no overflow nas etapas de deslamagem da pré-concentração, mostrado na figura 6.4 e nos apêndices XII, XV e XVIII. Assim, a ordem decrescente de recuperação total de Fe no overflow das etapas de deslamagem, anteriores às flotações rougher e scavenger, ficou da seguinte maneira: 27,23% para a amostra de itabirito anfíbolítico, 14,64% para o itabirito compacto e 7,81% para o itabirito semicompacto.

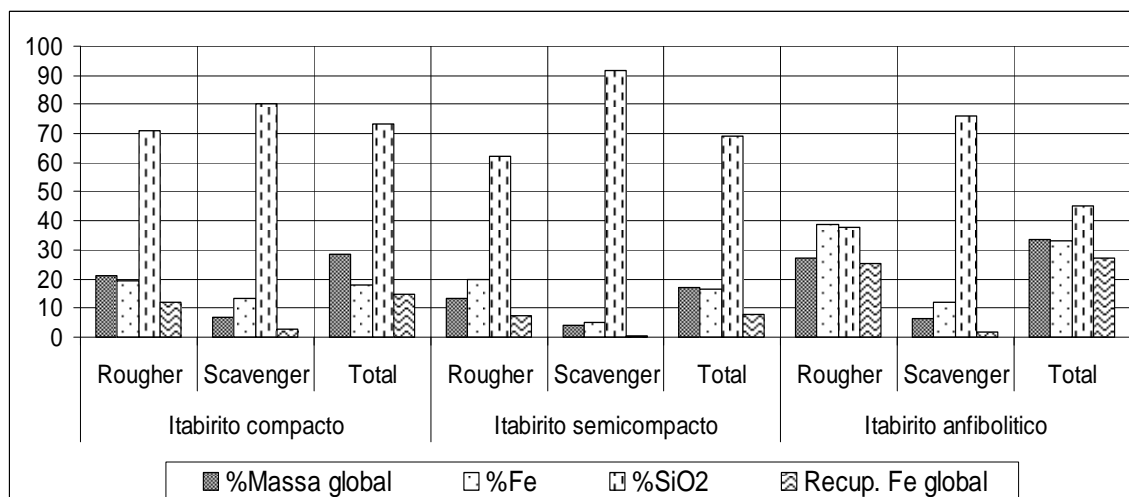


Figura 6.4 - Variáveis analisadas no overflow após etapas de deslamagem na pré-concentração das diferentes tipologias de itabiritos utilizando a rota de processo 2 (flotação).

Em geral, a melhor rota de processo na obtenção de um pré-concentrado foi alcançada com a utilização de tambor magnético de terras-raras de médio campo magnético (7.500gauss) no estágio rougher e WHIMS (13.000gauss) no estágio scavenger, possibilitando uma recuperação metálica de Fe superior a 90% para as amostras de itabirito compacto e semicompacto, e 80% para amostra de itabirito anfíbolítico. Ressalta-se que a eficiência desta rota está inteiramente associada com a mineralogia, constituída principalmente por hematita martítica, relictos de magnetita e quartzo, sendo estas fases comuns em todas as amostras analisadas, como indicado nas figuras 6.5, 6.6 e 6.7.

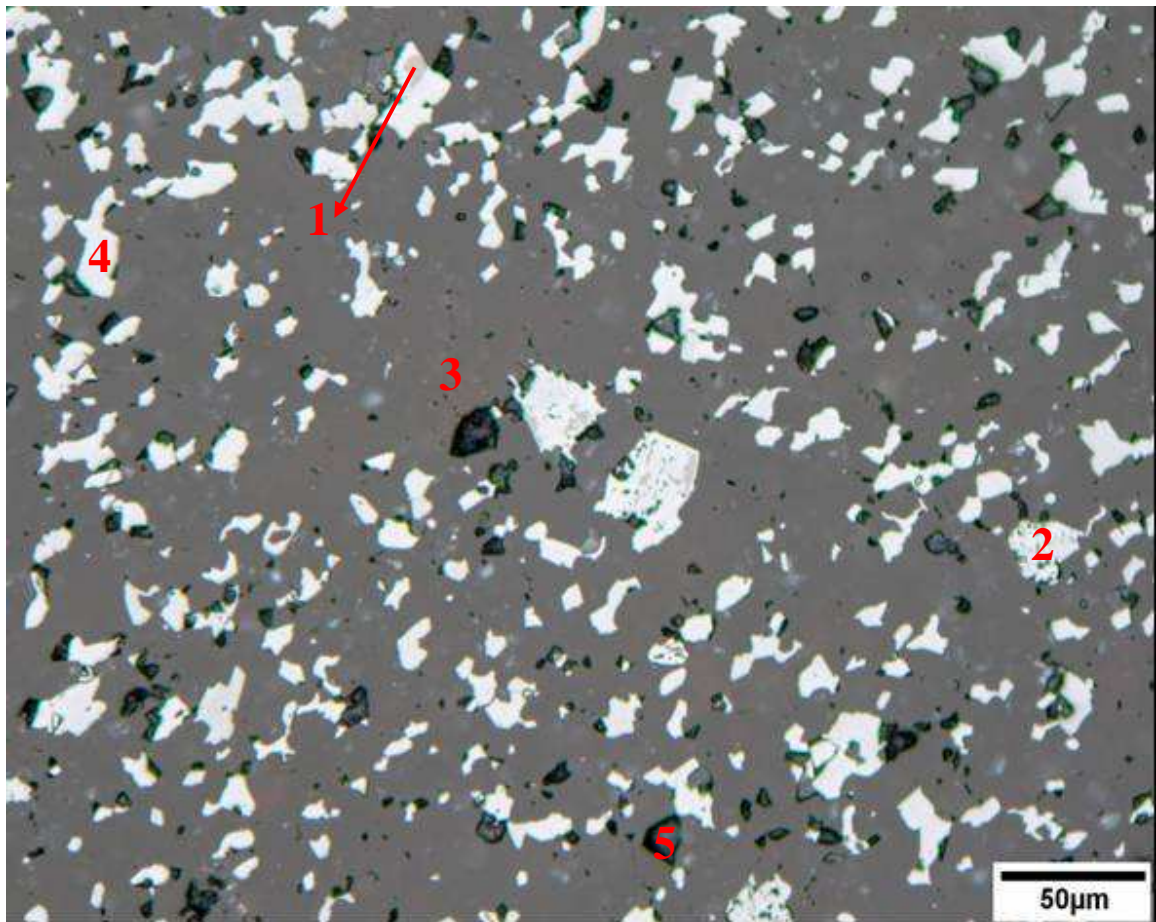


Figura 6.5 - Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito compacto obtida no MOLR. Iluminação: apenas polarizador. Legenda: 1-relicto de magnetita, 2-hematita martítica, 3-quartzo, 4-hematita lamelar e 5-poro.

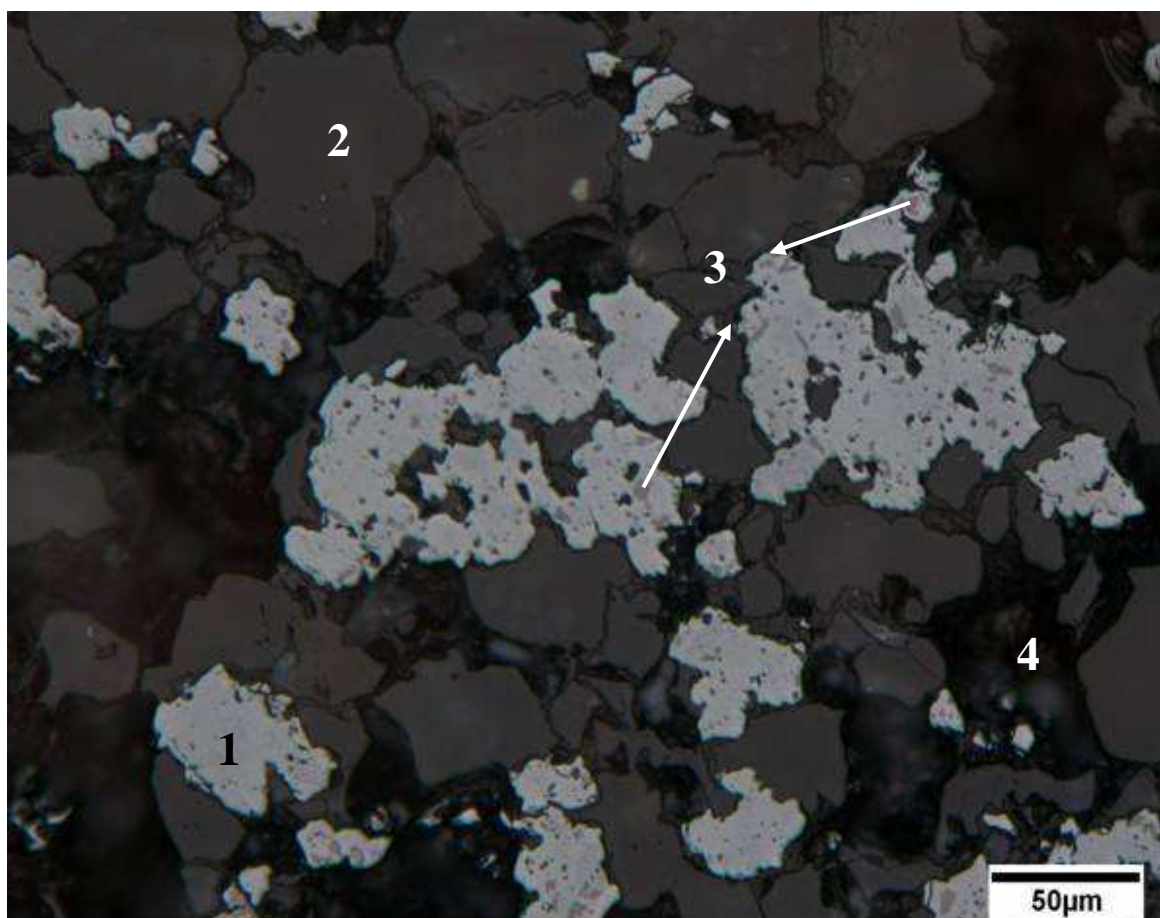


Figura 6.6 - Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito semicompacto obtida no MOLR. Iluminação: apenas polarizador. Legenda: 1-hematita martítica, 2-quartzo, 3-relictos de magnetita e 4-poro.

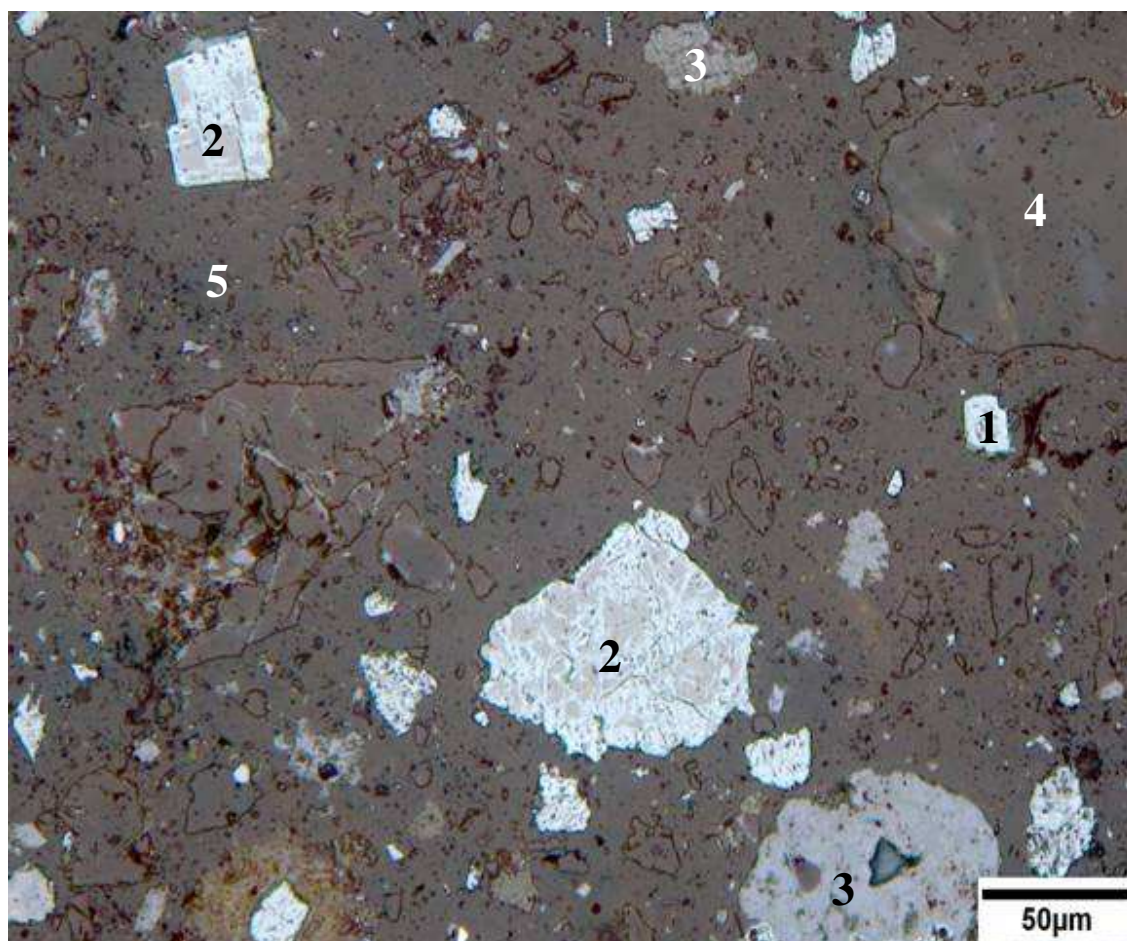


Figura 6.7 - Fotomicrografia da amostra cabeça de itabirito anfibolítico obtida no MOLR. Iluminação: apenas polarizador. Legenda: 1-hematita martítica, 2-magnetita, 3-goethita proveniente de magnetita, 4-quartzo primário, 5- fase contínua, majoritária na foto, parece ser quartzo secundário.

Neste contexto, diante do grande número de partículas mistas observadas nas figuras 6.5, 6.6 e 6.7, os pré-concentrados foram submetidos à remoagem em malha de referência de 0,053mm e processados em uma etapa cleaner, visando à obtenção de concentrados que atendam as especificações de mercado.

6.2. Análise dos concentrados finais obtidos para as diferentes rotas e tipologias

A figura 6.8 mostra a distribuição granulométrica, após a etapa de remoagem dos pré-concentrados obtidos para as tipologias de itabiritos estudadas.

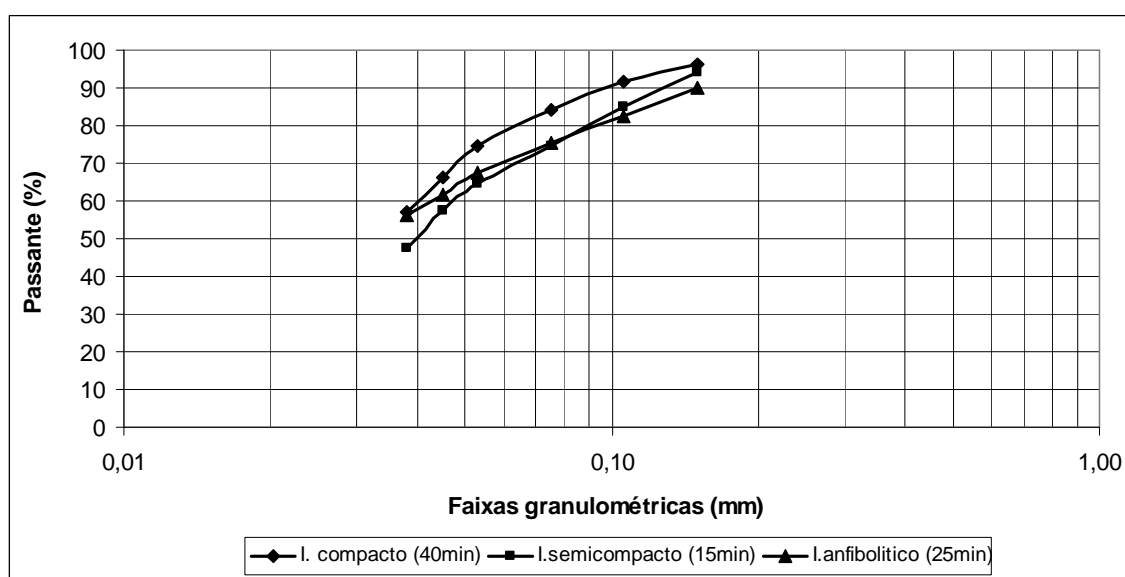


Figura 6.8 - Curva granulométrica após remoagem dos pré-concentrados em diferentes tempos de moagem conforme tipologia.

De acordo com a figura 6.8, o D_{80} encontrado para as diferentes tipologias foi aproximadamente igual a 0,040mm, após a etapa de remoagem dos pré-concentrados. Este fato implica na seguinte ordem decrescente de grau de liberação do quartzo: 97% para amostra de itabirito semicompacto, 93% para amostra de itabirito compacto e 73% para amostra de itabirito anfibolítico. Logo, observou-se que a tipologia itabirito anfibolítico ainda apresenta um baixo grau de liberação, o que proporcionou resultados não satisfatórios no concentrado final mostrado na figura 6.9.

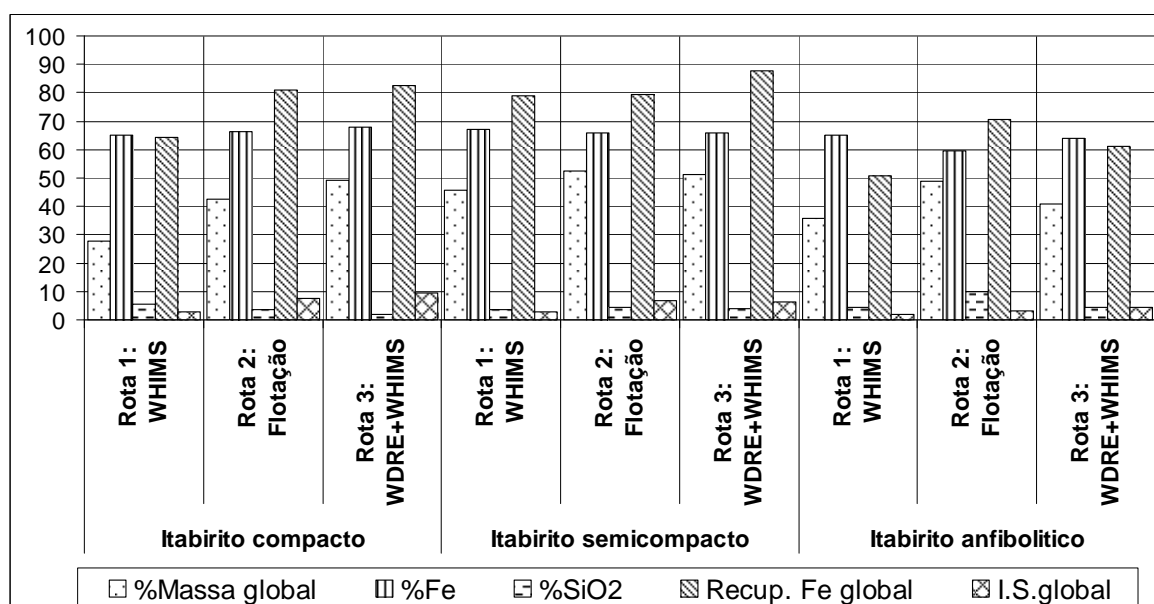


Figura 6.9 - Resultados gerais dos concentrados finais obtidos nas diferentes rotas de processos estudadas para as diversas amostras itabiritos.

Como verificado na figura 6.9 e tabela VI-1, a recuperação metálica de Fe na amostra de itabirito anfibolítico foi a mais baixa das tipologias estudadas nas diferentes rotas de processo testadas, variando de 50% a 70%. Isto se deve ao baixo grau de liberação mineral discutido anteriormente e também à perda de massa após as etapas de deslamagem, correspondendo a quase 30% da distribuição de Fe na amostra global. Devido à presença marcante de goethita terrosa e pseudomorfa de anfibólio nesta amostra, identificadas no MO e MEV será necessário utilizar maiores etapas de deslamagem anterior ao estágio de flotação para obter um maior teor de Fe no concentrado final das diversas rotas de processo estudadas, além de uma moagem mais fina para alcançar o grau de liberação do quartzo desejado nas etapas de concentração, entretanto o acréscimo de massa no overflow será inevitável.

O teor de SiO₂ no concentrado final da flotação para amostra de itabirito semicompacto foi elevado, igual a 4,46% (apêndice XV e tabela VI-1), muito próximo ao teor verificado para a amostra de itabirito anfibolítico (apêndice XVIII e tabela VI-1), porém, este fato não deve

estar associado ao grau de liberação do quartzo, o que sugere necessidade de otimização da flotação (dosagem de reagentes, %sólidos na polpa, etc.) e circuitos de deslamagem anterior ao estágio de flotação.

Segundo a figura 6.9 e apêndices de XI a XIX, a rota de processo com maior índice de seletividade de Gaudin foi obtida com a utilização de concentração magnética nos estágios rougher e scavenger e flotação no estágio cleaner. Através desta rota, as amostras de itabirito compacto e semicompato tiveram uma recuperação metálica de Fe acima de 80% e o teor de Fe maior que 65%Fe, como apresentado na tabela VI.1.

Tabela VI-1: Resultados obtidos para os concentrados finais em diferentes rotas de concentração e tipologias.

Amostra	Rota	% massa	Teores (%)									% Recup.Fe
			Fe	SiO ₂	Mn	P	Al ₂ O ₃	PPC	FeO	CaO	MgO	
Itabirito Compacto	1	27,82	65,19	5,60	0,025	0,042	0,420	0,120	4,39	0,80	0,10	64,20
	2	42,46	66,42	3,45	0,036	0,050	0,790	0,130	5,65	0,57	0,10	80,80
	3	49,02	67,74	1,84	0,040	0,040	0,480	0,090	5,80	0,50	0,10	82,68
Itabirito semi_compacto	1	45,75	66,87	3,74	0,035	0,030	0,400	0,130	5,02	0,44	0,10	78,80
	2	52,27	65,76	4,46	0,049	0,030	0,760	0,110	5,02	0,58	0,09	79,50
	3	51,20	65,73	4,06	0,040	0,019	1,130	-0,07	5,02	0,22	0,08	87,75
Itabirito anfibolítico	1	35,65	64,98	4,50	0,039	0,047	0,500	1,390	3,76	0,69	0,17	50,72
	2	48,65	59,52	9,84	0,079	0,059	0,610	3,830	3,14	0,35	0,09	70,51
	3	40,85	63,77	4,44	0,071	0,059	0,680	2,980	4,39	0,46	0,08	61,01

Nota: a) para todas as rotas de processo, as amostras foram moídas previamente em 0,15mm e realizado uma pré-concentração. Posteriormente, os concentrados rougher e scavenger foram remoídos em 0,053mm e realizada a etapa de concentração cleaner; b) rota 1: WHIMS (estágios rougher, cleaner e recleaner); rota 2: flotação (estágios rougher, scavenger e cleaner) e rota 3: WDRE (estágio rougher), WHIMS (estágio scavenger) e flotação (estágio cleaner).

Para a amostra de itabirito anfibolítico, a melhor rota de processo em termos de qualidade foi com o uso de WHIMS em dois estágios (rougher e cleaner), gerando concentrado com 64,98%Fe, porém a recuperação de Fe foi extremamente baixa, igual a 50%. A maior recuperação de Fe para a tipologia de itabirito anfibolítico foi alcançada na rota de processo por flotação (70%); no entanto, o teor de SiO₂ no concentrado cleaner mostrou-se bem elevado (em torno de 10%). O desempenho menos satisfatório dos testes com minério anfibolítico deve-se mais uma vez à necessidade de moagem ainda mais fina, tendo-se em conta que o grau de liberação na malha de - 0,044mm e +0,010mm limita-se a 78%.

Em relação à presença de contaminantes (P, Mn, etc), as amostras de itabirito compacto e semicompacto não apresentaram problemas significativos, somente a amostra de itabirito anfibolítico apresentou um maior teor de Mn e P verificado na tabela VI-1. Isto pode ser explicado através dos resultados de mineralogia devido à presença de goethita, sendo que os elementos P e Mn podem ocorrer associados a este mineral (Santos, 2002).

Ressalta-se que os relictos de magnetita das diferentes tipologias observados no MO ficaram com maior porcentagem nos concentrados finais com teor de FeO, variando de 3,14% a 5,80%, em relação aos rejeitos finais, que apresentaram os seguintes teores na rota de processo utilizando concentração magnética e flotação:

- itabirito compacto: 7,86%Fe; 86,98%SiO₂; 0,015%Mn; 0,032%P; 1,05%Al₂O₃; 0,13%PPC; 1,88%FeO; 0,11%MgO e 0,82%CaO;
- itabirito semicompacto: 8,99%Fe; 84,46%SiO₂; 0,019%Mn; 0,034%P; 1,93%Al₂O₃; 0,11%PPC; 1,33%FeO; 0,08%MgO e 0,23%CaO;
- itabirito anfibolítico: 21,26%Fe; 62,90%SiO₂; 0,030%Mn; 0,039%P; 2,65%Al₂O₃; 3,41%PPC; 1,88%FeO; 0,48%MgO e 0,35%CaO.

Nota-se que em todas as amostras estudadas, a recuperação mássica de concentrado final poderá ainda ser aumentada através da recirculação do rejeito cleaner no estágio rougher para rota de processo 1 (WHIMS) e recirculação do rejeito cleaner no estágio scavenger

para as rotas de processo 2 (flotação) e 3 (WDRE+WHIMS+flotação), como apresentado nos apêndices de XI a XIX.

6.3. Previsão do consumo de energia para as diferentes tipologias

Para as diversas tipologias estudadas foi obtido uma correlação entre a lei de Bond (equação 6.1) por meio do work index e os resultados do grau de liberação do quartzo de maneira a prever o consumo específico de energia nas diferentes etapas de cominuição necessária para fragmentar um bloco inicial de 450mm até um certo tamanho de partícula relacionado com seu respectivo grau de liberação do quartzo como indicado na equação 6.2 e figura 6.10.

$$WI_{op} = 10 \times Wi \times (1/\sqrt{P_{80}} - 1/\sqrt{F_{80}}) \quad (6.1)$$

$$Wio_j = 10 \times Wi \times (1/\sqrt{M_i} - 1/\sqrt{450.000}) \quad (6.2)$$

onde:

WI_{op} = consumo específico de energia de acordo com o Wi de cada tipologia (kWh/st) determinado em laboratório;

P_{80} e F_{80} = diâmetro em microns, em que passam 80% da massa do produto e da alimentação, respectivamente;

Wio_j = consumo específico de energia relacionado ao grau de liberação do quartzo j na faixa granulométrica i ;

Wi = work index de bolas de cada tipologia i ;

M_i = valor médio da faixa granulométrica i associada com o respectivo grau de liberação do quartzo em micrômetro (ex.: a faixa -1,00+0,210mm tem como valor médio 0,605mm=605 μ m);

450.000 = F_{80} = malha granulométrica em μ m onde passa 80% do material da alimentação.

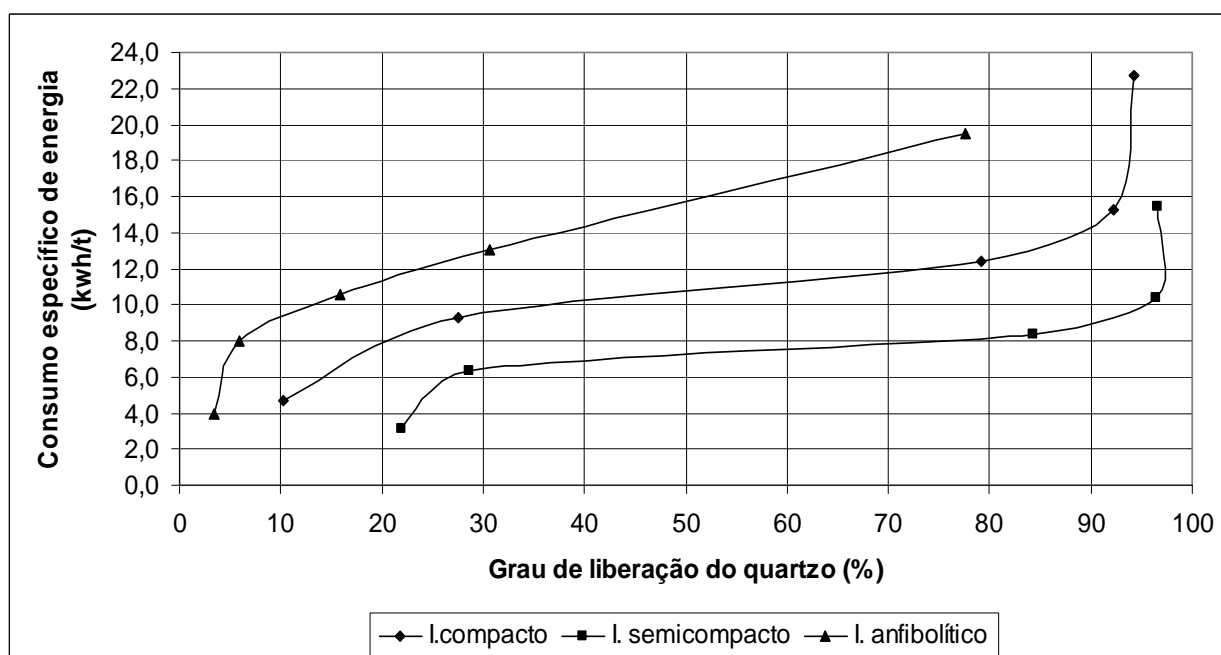


Figura 6.10 – Correlação entre a lei de Bond e o grau de liberação do quartzo em diferentes faixas granulométricas para prever o consumo específico de energia nas diversas etapas de cominuição a partir de um bloco inicial de 450mm das tipologias em estudo.

Para obter um grau de liberação mineral em torno de 95% a partir de um bloco de minério inicial de 450mm, estima-se que as amostras de itabirito compacto e semicompacto necessitem respectivamente de 18,00 e 10,00kWh/t, enquanto a tipologia itabirito anfibolítico ultrapassa a marca de 24,00kWh/t como indicado na figura 6.10. Este fato confirma mais uma vez a estratégia adotada para a concentração destas tipologias, ou seja, a utilização de etapas de moagem estagiada visando moer previamente para obter um pré-concentrado inicial e, a partir deste, realizar uma remoagem para concentração final, o que gera uma economia significativa de energia.

O consumo específico de energia estimado nas diversas etapas de fragmentação para a tipologia de itabirito compacto, sem levar em consideração a eficiência dos equipamentos, foi muito similar à energia específica nas etapas de cominuição dos taconitos da empresa Erie Mining Co, em Minnesota-EUA (Figueira et al., 2004) sendo igual a 17,20 kWh/t.

Todo o estéril movimentado anualmente (2,2Mt) na Mina Lagoa das Flores é composto pelas tipologias estudadas neste trabalho, que ocorrem nas seguintes proporções: 70% de itabirito compacto, 20% de itabirito semicompacto e 10% de itabirito anfíbolítico. Logo, para o aproveitamento integral destas tipologias na mesma escala de produção atual, será necessário dimensionar uma planta de tratamento de minérios com uma taxa de alimentação em torno de 300t/h, considerando uma jornada de trabalho de 24h/dia e 90% de rendimento operacional.

Conforme os resultados de concentrabilidade das diversas tipologias, será possível recuperar aproximadamente 40% de todo o estéril da Mina Lagoa das Flores, considerando uma eficiência de 85% nos testes industriais, em relação aos resultados obtidos em escala de laboratório. Logo, para uma planta de 300t/h de alimentação tem-se 120t/h de concentrado final.

Desta maneira, considerando uma planta de 300t/h de alimentação baseada na rota de fragmentação sugerida no fluxograma da figura 6.11 foram cálculos com base na lei de Bond e fatores de correção de Rowland, a potência necessária nas diversas etapas de britagem e moagem, além do consumo específico de energia por kWh/t de concentrado, apresentados respectivamente nas figuras 6.12, 6.13 e 6.14.

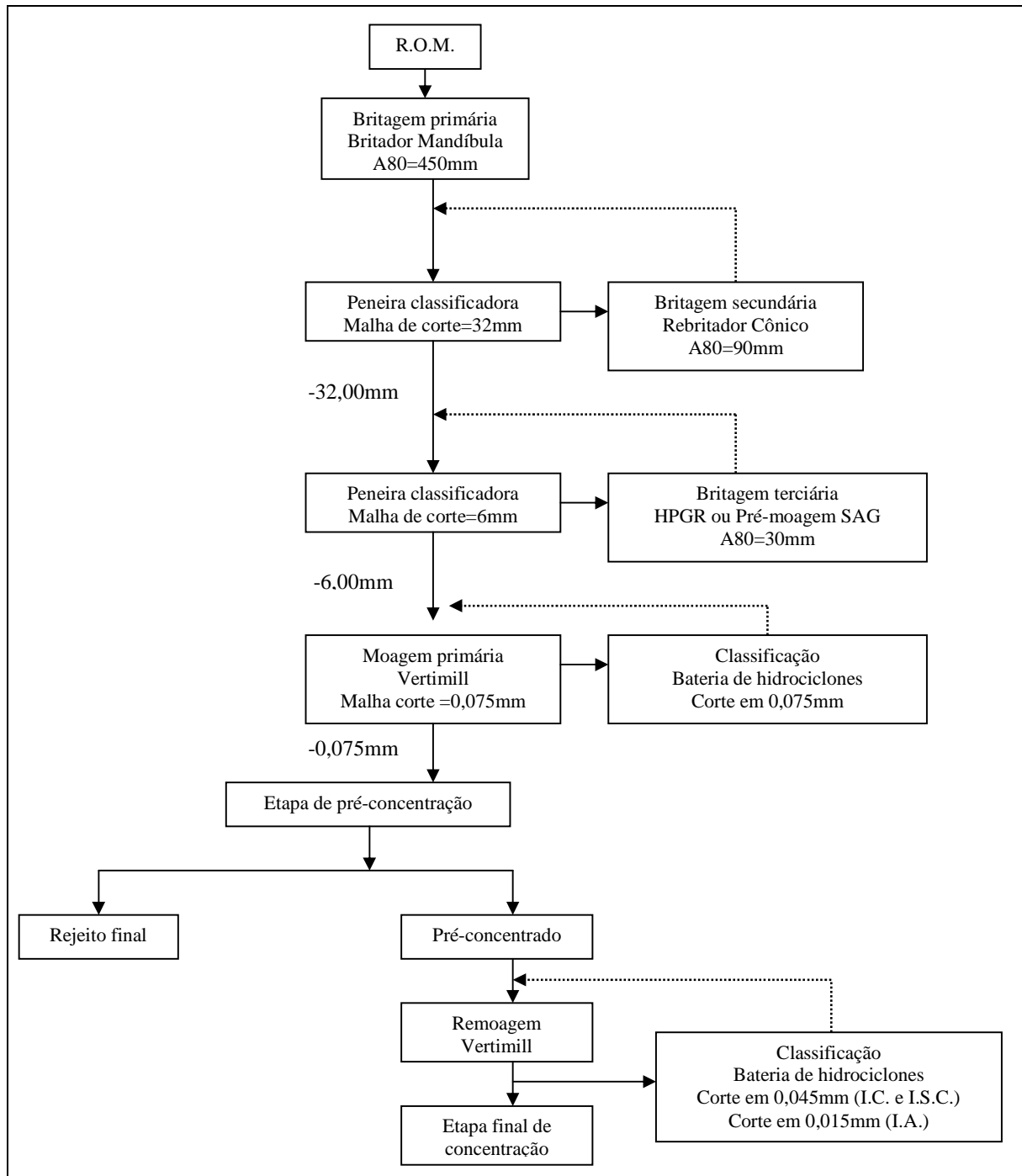


Figura 6.11 - Rota de cominuição sugerida para as diferentes tipologias baseada nos parâmetros de fragmentação (WI e Ai) e grau de liberação mineral necessário para as etapas de concentração.

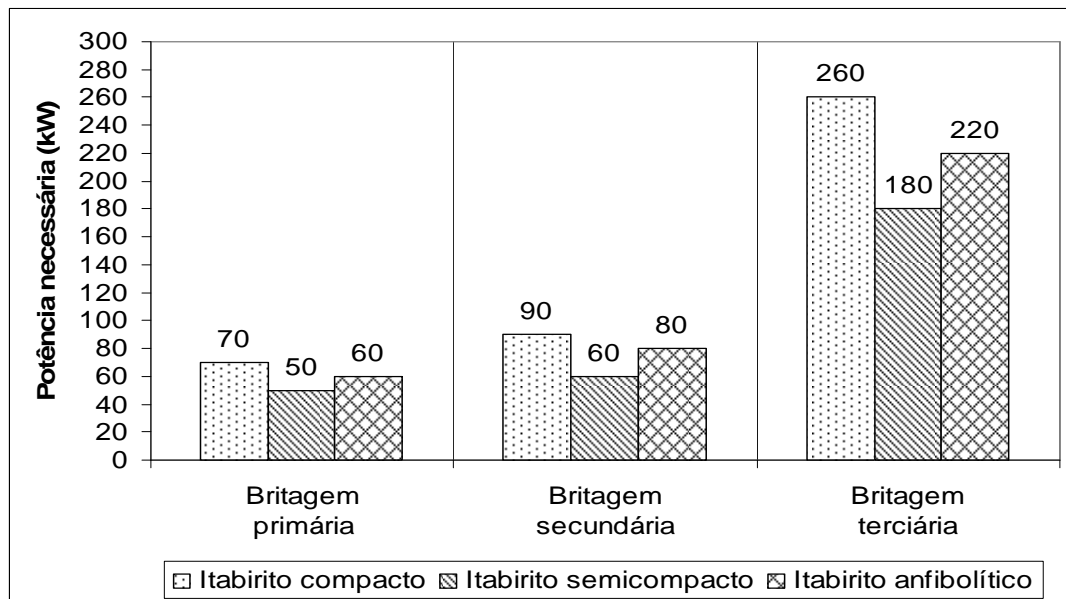


Figura 6.12 - Potência estimada de acordo com a lei de Bond nas diferentes etapas de britagem para as tipologias estudadas, considerando uma taxa de alimentação de 300t/h.

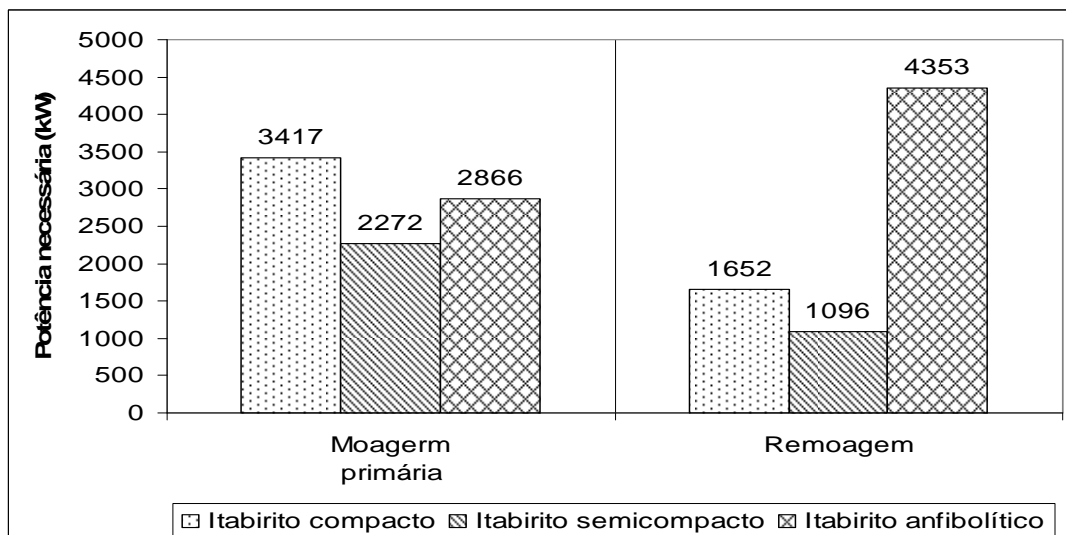


Figura 6.13 - Potência estimada de acordo com a lei de Bond nas diferentes etapas de moagem para as tipologias estudadas, considerando uma taxa de alimentação de 300t/h.

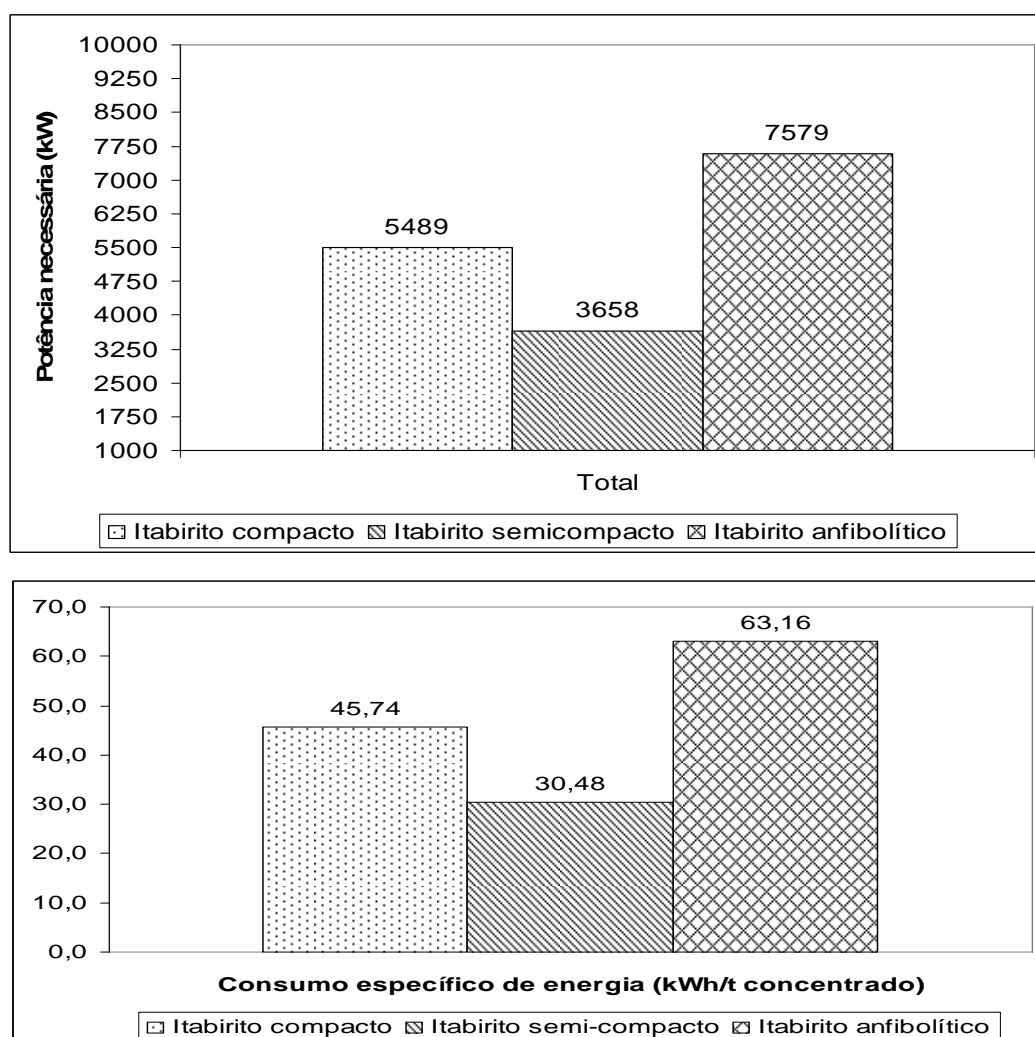


Figura 6.14 - Potência e consumo específico de energia em kWh/t de concentrado estimados segundo a lei de Bond e fatores de correção de Rowland (Beraldo, 1987) no circuito total de cominuição para as tipologias estudadas, considerando uma taxa de alimentação igual a 300t/h para a moagem primária e 180t/h de alimentação na remoagem.

Conforme mostrado na figura 6.11, sugere-se a utilização de um HPGR (High Pressure Grinding Roll – prensa de rolos) na etapa de britagem terciária, uma vez que foram identificadas microfraturas via microscopia nas amostras estudadas. Também poderá ser estudada a utilização de moagem semiautógena nesta etapa de cominuição, visando reduzir o consumo energético (Silva et al., 2008). Para as etapas de maior consumo de energia, ou

seja, a moagem primária e remoagem, é indicada a substituição de moinhos de bolas por moinho vertical denominado pela Metso (2005) de “Vertimill” que apresenta melhor eficiência energética, menores custos de implantação e maior grau de redução.

De acordo com a rota de cominuição sugerida na figura 6.11 e valores mostrados nas figuras 6.13 e 6.14, o consumo de energia na cominuição da amostra de itabirito anfíbolítico foi 38% superior em relação à amostra de itabirito compacto e 52% em relação a amostra de itabirito semcompacto. Deste modo, para uma planta de 300t/h de alimentação seria necessária uma potência em torno de 7.579kW para processar a tipologia de itabirito anfíbolítico, sendo que as etapas de moagem primária e remoagem consumiriam 2.866kW (37,8%) e 4.353kW (57,4%) de potência, devido à maior necessidade de liberação mineral. Como consequência, esta tipologia apresentaria o maior consumo específico de energia por tonelada de concentrado, igual a 63,16kWh/t (figura 6.14); entretanto, esta tipologia colabora com apenas 10% de todo o estéril movimento na Mina Lagoa das Flores.

Em resumo, para processar todo o estéril desta mina, na mesma escala de produção atual, seria necessária uma potência de 5332kW, de acordo com suas proporções na jazida, o que resultaria num consumo específico de concentrado em torno 44,43kWh/t. Logo, somente nas etapas de fragmentação, o custo com energia elétrica seria aproximadamente R\$18,00/t de concentrado, considerando a produção no horário de ponta e fora do horário de ponta da CEMIG (Minerita, 2010), ou seja, despesas operacionais muito elevadas diante do mercado atual de minério de ferro.

Segundo as fórmulas empíricas da Metso Minerals apresentadas no apêndice VIII e valores da tabela do apêndice IX tem-se uma estimativa da taxa de desgaste (g/kWh) no consumo

de corpos de bolas e revestimento, para as diversas tipologias e etapas de cominuição. Logo, o produto desta taxa de desgaste (g/kWh) pela potência necessária (kWh) nas diferentes etapas de fragmentação (figuras 6.12 e 6.13) dividida por uma determinada vazão de alimentação (t/h) permite calcular a taxa de desgaste em g/t como mostrado na tabela VI-2.

Tabela VI-2 - Previsão da taxa de desgaste em g/t para as diferentes etapas de fragmentação e tipologia, baseada no índice de abrasividade de Bond (Metso, 2005) e na potência necessária nas diversas fases de cominuição.

Tipologia	Britagem primária		Britagem secundária	Britagem terciária	Moagem primária		Remoagem	
	Mand. fixa	Mand. móvel	Manta& Revest.	Manta& Revest.	Bolas	Revest.	Bolas	Revest.
Itabirito Compacto	11,63	6,98	2,24	6,47	1.560,0	118,00	1.260,0	95,08
Itabirito Semicompacto	1,79	1,08	0,60	1,73	680,0	55,74	550,0	44,81
Itabirito Anfibolítico	1,27	0,76	0,28	0,78	55,74	43,75	1.350,0	110,76

Nota: para as etapas de britagem primária, secundária, terciária e moagem primária, foi considerado uma taxa de alimentação igual a 300t/h e para a etapa de remoagem, 180t/h.

Pela tabela VI-2 verifica-se que a taxa de desgaste no consumo de corpos moedores e revestimentos previstos para a amostra de itabirito compacto foi extremamente elevado, comparado aos taconitos da Erie Mining Co (Figueira et al., 2004). Na britagem

primária, a melhor opção de equipamento seria o britador giratório que apresenta uma menor taxa de desgaste em relação ao britador de mandíbulas de um eixo, conforme mostrado no apêndice IX; porém, em termos de custos de aquisição e implantação, é mais econômico utilizar o britador de mandíbulas de um eixo numa planta de pequena capacidade (300t/h). A taxa de desgaste para o itabirito anfíbolítico é maior na etapa de remoagem, mesmo apresentando um índice de abrasividade menor, em comparação com as outras amostras. Isto se deve à necessidade de uma moagem ultrafina (-0,015mm) para alcançar um grau de liberação compatível com as etapas de concentração (95% G.L.), o que resulta em enorme consumo energético (~7.500kW).

7. CONCLUSÕES

Para todas as amostras de itabiritos estéreis estudadas não foi possível a geração de produtos como granulado e sinter-feed, pois segundo os resultados de análise granulométrica, o teor de SiO_2 em todas as amostras variam de 26 a 72%, logo foi necessária a realização de estudos de moagem para alcançar um maior grau de liberação mineral e geração de pellet-feed que atendessem as especificações de mercado (mín. 65%Fe e máx. 5% SiO_2).

Segundo os dados de difração de raios-X pelo método do pó total, foram identificados os seguintes minerais para as respectivas amostras estudadas:

- itabirito compacto: quartzo e hematita (abundantes), caulinita, biotita e magnetita (traços);
- itabirito semicompacto: quartzo e hematita (abundantes);
- itabirito anfibolítico: quartzo, goethita e hematita (abundantes nesta ordem).

De acordo com as descrições das feições microestruturais observadas no MO e no MEV, verificou-se que todas as amostras de itabiritos estudadas passaram por um processo de martitização com a presença de relictos de magnetita preservados numa matriz de hematita martítica apresentando grãos com estrutura em treliça com diferentes graus de porosidade.

Por meio de análise do grau de liberação mineral em 95%, observou-se um tamanho médio das partículas de hematita em torno de 0,045mm para as amostras cabeças de itabirito compacto e semicompacto. Entretanto, para a amostra de itabirito anfibolítico, o tamanho médio das partículas de hematita foi em torno de 0,015mm, o que gera maior consumo de energia nas etapas de moagem e partículas ultrafinas que podem ser perdidas nas etapas de deslamagem.

Ressalta-se que apesar da denominação “itabirito anfibolítico” não foi detectada nenhuma fase de anfibólio, mas somente a estrutura fibrosa resultante do intemperismo dos mesmos

com posterior estágio de alteração em outros minerais, tais como hematita, goethita e quartzo.

No que diz respeito aos estudos de concentrabilidade das tipologias estudadas, a qualidade dos concentrados obtidos não foi otimizada, porém há bons indicativos do potencial de aproveitamento dos itabiritos compacto e semicompacto para geração de pellet feed. A melhor rota de concentração estudada para estas duas tipologias envolveu, além das etapas de britagem, uma moagem com $P_{90}=0,106\text{mm}$ e posteriormente uma etapa de pré-concentração, utilizando tambor magnético de terras-raras de médio campo magnético (7.500gauss) no estágio rougher, seguido de um concentrador eletromagnético de alto campo (13.000gauss) no estágio scavenger. O rejeito do estágio scavenger constituiu o rejeito final (7,86%Fe para o itabirito compacto e 8,99%Fe para o itabirito semicompacto) e o pré-concentrado obtido nos dois estágios (rougher e scavenger) foi remoído em 90% -0,053mm e posteriormente realizada a flotação em escala de bancada (estágio cleaner). As recuperações metálicas de Fe para as duas amostras foram superiores a 85% e o teor de Fe nos concentrados finais foram iguais a 67,74% e 65,73%, respectivamente para as amostras de itabirito compacto e semicompacto. O teor de SiO_2 no concentrado final da flotação para amostra de itabirito semicompacto foi elevado, igual a 4,06%, muito próximo ao teor verificado para amostra de itabirito anfíbolítico; porém, este fato não deve estar associado ao grau de liberação do quartzo, o que sugere necessidade de otimização da flotação (dosagem de reagentes, %sólidos na polpa, etc.) e circuitos de deslamagem.

Para a amostra de itabirito anfíbolítico, a melhor rota de processo em termos de qualidade foi com o uso de WHIMS em dois estágios (rougher e cleaner) gerando concentrado com 64,98%Fe, porém a recuperação metálica de Fe foi extremamente baixa, cerca de 50%. A maior recuperação de Fe para a tipologia de itabirito anfíbolítico foi alcançada na rota de processo por flotação (70%); no entanto, o teor de SiO_2 no concentrado cleaner mostrou-se bem elevado (em torno de 10%). O desempenho menos satisfatório dos testes com minério anfíbolítico deve-se mais uma vez à necessidade de moagem ainda mais fina, tendo-se em conta que o grau de liberação na malha de -0,044mm e +0,010mm ainda se limita a 78%.

Os resultados de work index revelaram um consumo específico de energia na moagem do itabirito compacto igual a 11,89kWh/t, valor este considerado médio em relação aos taconitos de Minnesota-EUA com 15,00kWh/t (Metso, 2005). Também foi verificado um alto índice de abrasividade de Bond para esta litologia, igual a 0,663g, comparado mais uma vez aos taconitos de Minnesota-EUA (Metso, 2005). As demais amostras apresentaram baixos valores de work index iguais a 8,08kWh/t e 10,19kWh/t, respectivamente para as litologias de itabirito semicompacto e itabirito anfibolítico. O índice de abrasividade de Bond também foi baixo, sendo 0,212g para a amostra de itabirito semicompacto e 0,058g para a amostra de itabirito anfibolítico.

Através da lei de Bond e resultados do grau de liberação do quartzo para as tipologias estudadas, estima-se que, para obter um grau de liberação mineral em torno de 95%, a partir de um bloco de minério inicial de 450mm, as amostras de itabirito compacto e semicompacto necessitem de 18 e 10kWh/t respectivamente, enquanto a tipologia itabirito anfibolítico ultrapassa a marca de 24kWh/t. Este fato confirma mais uma vez a estratégia adotada para a concentração destas tipologias, ou seja, a utilização de etapas de moagem estagiada visando moer previamente para obter um pré-concentrado inicial e a partir deste realizar uma remoagem para concentração final, o que gera uma economia significativa de energia.

Conforme o índice de abrasividade de Bond e fórmulas empíricas da Metso (2005) para previsão do consumo de corpos moedores nas etapas de moagem, estima-se que a tipologia de itabirito compacto tenha uma taxa de desgaste de 2,82kg/t, ou seja, praticamente o dobro das demais amostras. Logo, do ponto de vista de projetos de moagem, sugere-se a busca por equipamentos e materiais de corpos moedores que propiciem uma maior vida útil, visto a alta taxa de desgaste, tais como aços-ligas especiais (Cr, Ni, Mo) e ferro fundido de alto cromo (Beraldo, 1987).

8. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

As tipologias estudadas são atualmente dispostas como estéril de formação ferrífera, apresentando uma geração atual em torno de 2Mta/ano, somando reserva superior a 520 milhões de toneladas de minério marginal compulsório (Geomil, 2005). A relação estéril/minério da mina é em torno de 1,10, segundo dados internos de produção de 2008. As pilhas de estéril da Mina Lagoa das Flores são compostas por 70% de itabirito compacto, 20% de itabirito semcompacto e 10% de itabirito anfíbolítico.

Os resultados dos estudos de caracterização mineralógica e tecnológicos apontaram para uma recuperação mássica média de 48%, o que resulta numa produção de 960.000t/ano de pellet-feed com teor médio de Fe igual a 66%Fe, caso fossem processadas estas pilhas de estéreis. Logo, o aproveitamento destes itabiritos estéreis proporcionará um aumento na recuperação mássica da mina de 41,82% para 62,90%, incluindo a concentração de pellet-feed estocado em barragens de rejeitos. Isto resultará numa produção total de 250Mt de pellet-feed proveniente de itabiritos estéreis, ao longo de 235anos para a mesma escala de produção atual, sem levar em consideração a quantidade de estéril estocada nas pilhas.

Como análise preliminar, estima-se um investimento superior a R\$100.000.000,00 para a construção de uma planta com taxa horária de alimentação igual a 300t/h e despesas operacionais em torno de R\$47,00/t de concentrado, sendo que 77% destes gastos corresponde à energia necessária nas etapas de fragmentação e peças de desgaste (mandíbulas, manta, revestimentos e corpos moedores). Logo, conclui-se que o maior gargalo para a recuperação dos itabiritos estéreis da Mina Lagoa das Flores serão as etapas de fragmentação, uma vez que a liberação mineral ocorre em tamanhos muito finos, variando entre 40 μ m e 10 μ m.

9. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Como atualmente as tipologias estudadas são estocadas em pilhas de estéril na Mina Lagoa das Flores, pode-se sugerir uma série de trabalhos futuros visando auxiliar as atividades de lavra e processamento mineral, tais como:

- otimização do grau de moagem para amostra de itabirito anfibolítico, visto o baixo grau de liberação mineral;
- busca de novas alternativas para redução de ferro nos rejeitos das etapas de concentração desta tipologia;
- ensaios com outras condições de flotação, dosagem de reagentes e tipo de amina, diferentes níveis de pH, dentre outras;
- testes de concentração eletromagnética em escala piloto, através do estudo das variáveis de processos, tais como: abertura do gap das matrizes, pressão de água de lavagem de concentrado e médio campo magnético, rotação do rotor e %sólidos na alimentação;
- ensaios de concentração magnética através de tambores magnéticos de médio campo, modelo contra-rotação para granulometria $-0,106\text{mm}$ e estudos das variáveis: rotação do tambor, gap, %sólidos na alimentação, ângulo de abraçamento do imã de terras-raras e vazão da água de lavagem dos tambores;
- realização de testes cíclicos que permitam simular o comportamento do(s) minério(s) num futuro circuito industrial;
- execução de campanhas de estudos de concentrabilidade com blending das amostras testadas na proporção em que as mesmas ocorrem na mina ou em que serão lavradas, permitindo vislumbrar o máximo aproveitamento de cada tipologia, sem comprometimento da qualidade final dos concentrados;
- estudos de moagem e concentração das tipologias estudadas, visando a blendagem com concentrados obtidos a partir do ROM, e desta forma buscar a otimização do consumo energético nas diferentes etapas de cominuição e a recuperação global da jazida;

- realização de testes cíclicos que permitam simular o comportamento destes diversos blending num futuro circuito industrial;
- estudos de equipamentos e rotas de fragmentação nas etapas de britagem;
- estudos de diferentes rotas de pré-moagem através de testes em escala piloto envolvendo moagem semiautógena (SAG) e HPGR, que teoricamente oferecem menor consumo de energia, devido ao baixo grau de liberação das amostras estudadas;
- desenvolvimento de rotas de moagem primária e secundária, através da comparação de desempenho da moagem tradicional com moinho de bolas versus Vertimill (moinho vertical).
- otimização das etapas de deslamagem visando aumentar o desempenho na flotação e conseqüentemente o teor de Fe no concentrado final das tipologias estudadas, principalmente a amostra de itabirito anfíbolítico que apresentou maior presença de goethita terrosa.

10. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Alves, V. K. Otimização de Carga Moedora Utilizando Ferramentas de Modelamento Matemático e Simulação de Moagem. Belo Horizonte, Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2006, 122 p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Tecnologia Mineral).

Araujo, A.C.; Hines, J.B.; Papes, A.C.; Papini, R.M.; Viana, P.R.M. Optimizing the use of depressants in iron ore flotation. In: 3rd International Meeting on Ironmaking and 2nd International Symposium on Iron Ore, 2008, São Luís, Maranhão. Anais do 38^o Seminário de Redução de Minério e Matérias-Primas e 9^o Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, São Paulo, Editora: Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, set. 2008, p. 321-331, 1 CD-ROM.

Araujo, A. C.; Viana, P.R.M.; Peres, A.E.C. “Reagents in iron ores flotation”. Minerals Engineering, Falmouth, Publ. Elsevier Science Ltd., Oxford, Inglaterra, vol. 18, issue 2, February 2005, p. 219-224.

Araújo, D. M.; Yoshida, M. I.; Carvalho, C. F.; Stapelfeldt, F. Reciclagem de aminas na flotação de minério de ferro. Revista Escola de Minas – REM. Escola de Minas, Ouro Preto, vol. 61, n^o 4, p. 455-460, out-dez, 2008.

Araújo, L. A. Manual de Siderurgia. 2^a Edição: Produção. São Paulo: Editora Arte & Ciência, vol.1, p. 100-470, 2005.

Beraldo, J. L. Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares. São Paulo: Editora Edgard Blücher Ltda, 1987. p.10-18, 48-52.

Brandão, P. R. G. A seletividade na flotação reversa de minério de ferro: adsorção dos reagentes. In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 2005, Natal, Rio Grande do Norte. Anais do XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Natal-RN: Universidade Federal do Rio Grande do Norte, novembro 2005, vol. 1, p.22-33.

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).

Cruz, M.R.; Borges, A.A.M.; Amarante, S.C.; Souza, C.C. Aproveitamento de rejeitos MBR - etapa lama. In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 2005, Natal-RN. Anais do XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Natal-RN, Universidade Federal do Rio Grande do Norte, novembro 2005, vol. 1, p.55-59.

Dahe, X. SLon magnetic separator applied to upgrading the iron concentrate. *Physical Separation in Science and Engineering*, vol.12, N° 2, p. 63-69, jan. 2003.

Donda, J. D. (2003). Um método para prever o consumo específico de energia na (re) moagem de concentrados de minérios de ferro em moinhos de bolas. Belo Horizonte, Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2003, p.71. (Tese, Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Tecnologia Mineral).

DNPM – Departamento Nacional de Produção Mineral. Disponível em <http://www.dnpm.gov.br/assets/galeriaDocumento/SumarioMineral2008/ferro.pdf>. Acesso em 25 Mar., 2010.

Dorr, J.V.N.; Barbosa, A.L.M. Geology and ore deposits of the Itabira District, Minas Gerais, Brazil, Washington, USGS, 1963. 1-108p. (Professional Paper 341C).

Figueira, H. V.O.; Almeida, S. L. M.; Luz, A. B. Comunicação. Comunicação técnica elaborada para a 4ª Edição do Livro de Tratamento de Minérios, 2004, p. 113-194. Disponível em < <http://www.cetem.gov.br/publicacao/CTs/CT2004-182-00.pdf>>. Acesso em: 01 jun., 2009.

Foggiatto, B.; Delboni, H.J.; Veríssimo, E. Modelling and simulating the Carajás grinding circuit. In: 3rd International Meeting on Ironmaking and 2nd International Symposium on Iron Ore, 2008, São Luís, Maranhão. Anais do 38º Seminário de Redução de Minério e Matérias-Primas e 9º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, São Paulo, Editora: Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, set. 2008, p. 90-103, 1 CD-ROM.

Gaudin, A. M. Principles of mineral dressing. New Delhi: MacGraw Hill. 1957.

Geomil Serviços de Mineração Ltda. Relatório de planejamento de lavra e geologia da Jazida Lagoa das Flores, 2007, 75 p.

Gontijo, M. D. Flotação da Usina Cauê (CVRD): otimização por modelos matemáticos e simulação de processo. Belo Horizonte, Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2000, p. 97. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Tecnologia Mineral).

Leite, A. P.; Viana, P. R. M.; Araujo, A. C.; Henriques, A. B. Revisiting phosphate separation from iron ores. In: 3rd International Meeting on Ironmaking and 2nd International Symposium on Iron Ore, 2008, São Luís, Maranhão. Anais do 38º Seminário de Redução de Minério e Matérias-Primas e 9º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, São Paulo, Editora: Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, set. 2008, p.265 - 275, 1 CD-ROM.

Lima, S. Negócios mineração: Ferro, bilhões e decepção. Revista EXAME, editora: Abril, Nº 25, edição 934, p. 74-76, 31 de dezembro de 2008.

Lopes, G. M. Flotação direta de minério de ferro. Ouro Preto, Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, 2009, 176 p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas, Tratamento de Minérios e Resíduos).

Magriotis, R.S. Efeito do tipo de amina na flotação catiônica reversa de um minério itabirítico. Belo Horizonte, Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 1995, 189p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Tecnologia Mineral).

Metso Minerals. Manual de Britagem, 6ª edição. Sorocaba, São Paulo: Grafilínea Industria Gráfica 2005, 481p.

Minerita Minérios Itaúna Ltda. Relatório interno de lavra e produção da Jazida “Lagoa das Flores”, 2010, 15 p.

Minerita Minérios Itaúna Ltda. Indicadores internos de produção da Jazida “Lagoa das Flores”, 2008, 10 p.

Mishra, B.K.; Reddy, P.S.R.; Das, B.; Biswal, S.K.; Prakash, S.; Das, S. K. Issues relating to characterization and beneficiation of low grade iron ore fines. Steelworld December 2007, vol. I, p. 32-35.

Nass, Hermann. Nass, H. Iron ore products 2006, Rio de Janeiro, 2008. Link: Products. Disponível em: <http://www.vale.com/>. Acesso em: 10 dez. 2008.

Parekh, B. K.; Miller, J. D. Advances in flotation technology. Proceedings of a symposium held at the Annual SME Meeting, Mar. 1-3, 1999, in Denver, Colo, USA, 463 p. ISBN 0-87335-184-3(paper).

Pavlovic, S.; Brandão, P. R. G. Partição de minerais em fases hidrofílicas e hidrofóbicas. In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 2005, Natal, RN. Anais do XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Natal: Universidade Federal do Rio Grande do Norte, nov. 2005. v. 1. p. 303-309.

PEREIRA, C.E. Moagem. In: PERES, A.E.C.; PEREIRA, C.E.; da SILVA, J.M.; DE ARAUJO, A.C. *Curso de Beneficiamento de minérios*. Belo Horizonte: 1989. p. 60-65.

Pereira, P. E. C.; Turrer, H. D. G.; Peres, A. E. C. (2005). Comparação entre diferentes testes de moagem SAG para determinação da energia unitária para cominuição de minérios sulfetados de cobre. In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 2005, Natal, RN. Anais do XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Natal: Universidade Federal do Rio Grande do Norte, nov. 2005. v. 1, p.183-190.

Peres, A. E. C.; Salum, M. J. G. Métodos de concentração. In: Apostila de tratamento de minérios. Belo Horizonte: Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Engenharia da UFMG, 2004, p.109-149.

Quast, K.B. A review of hematite flotation using 12-carbon chain collectors*. *Minerals Engineering*, vol. 13, N^o.13, p. 1361-1376, 2000.

Quast, K. Flotation of hematite using C6–C18 saturated fatty acids. *Minerals Engineering*, vol. 19, p.582-597, 2006.

Ribeiro, M. R. Investigação das características dos minérios de ferro da CVRD que influenciam seu comportamento na moagem. Ouro Preto: REDEMAT – Rede Temática em Engenharia de Materiais: UFOP-CETEC-UEMG, 2004, 111p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Materiais, Processos de Fabricação).

ROLFSSON, R., Selecting crushing and grinding equipment. In: WORLD MINING, 1983. p.45-47.

Rosière, C. A.; Chemale, F. Jr. Itabiritos e minérios de ferro de alto teor do Quadrilátero Ferrífero – uma visão geral e discussão. Genomos, Belo Horizonte, v.8, n.2, p.27-42, 2000.

Salum, M. J. G.; Ciminelli, V. S. T. Associação Brasileira de Tecnologia Mineral. Flotation: fundamentals, practice and environment = flotação: fundamentos, pratica e meio ambiente. Belo Horizonte: ABTM, 1992. 718p.

Santos, I. J. Estudo da produção de concentrados de minério de ferro a partir dos rejeitos da Barragem de Germano. Ouro Preto: Escola de Minas da UFOP, 2003, 107p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Mineral, Tratamento de Minérios).

Santos, L. D. Caracterização microestrutural de minérios de ferro do Quadrilátero Ferrífero – MG. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2002, 178p. (Tese, Doutorado em Engenharia de Minas e Metalurgia, Tecnologia Mineral).

Santos, L.D.; Brandão, P.R.G. Aspectos microestruturais de finos de minérios de ferro: estudo visando detectar fases portadoras de alumínio. In: II Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Aglomeração, 1999, Ouro Preto, Minas Gerais. Anais do II Simpósio Brasileiro de Minérios de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Aglomeração. Belo Horizonte: Associação Brasileira de Metalurgia, 17 a 20 de Outubro de 1999, vol.1, p. 427-442.

Santos, L. D; Brandão, P. R. G. Estudos mineralógicos e microestruturais em amostras de minérios de ferro da mina de Alegria – MG. In: XIX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 2002, Recife – Pernambuco. Anais do XIX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Recife: Universidade Federal de Pernambuco, 2002, vol.1, p. 110-116.

Santos, W. K. Rotas de processo para concentração de minérios itabiríticos e hematíticos da Mina de Fábrica. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2009, 170p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas, Tecnologia Mineral).

Schobbenhaus, C.; Coelho, C.E.S. Principais Depósitos Minerais do Brasil. Brasília: DNPM/CVRD, 1986. vol.2, 110p.

Silva, K. C.; Massayuki, C.; Lima, N. P.; Pena, I. Assessment of comminution routes for itabiritic ore. In: 3rd International Meeting on Ironmaking and 2nd International Symposium on Iron Ore, 2008, São Luís, Maranhão. Anais do 38^o Seminário de Redução de Minério e Materias-Primas e 9^o Simposio Brasileiro de Minério de Ferro, São Paulo: Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, set. 2008, p.163-170, 1 CD-ROM.

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).

Tassinari, M. M. M. L.; Uliana, D.; Kahn, H.; Ratti, G.; Campbell, F. S.; Schettino, A. A. Technological characterization studies on iron mineralized samples. In: 3rd International Meeting on Ironmaking and 2nd International Symposium on Iron Ore, 2008, São Luís, Maranhão. Anais do 38^o Seminário de Redução de Minério e Materias-Primas e 9^o Simposio Brasileiro de Minério de Ferro, São Paulo: Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, set. 2008, p.237-248, 1 CD-ROM.

U.S. Geological Survey. Mineral commodity summaries 2009: U.S. Geological Survey, 199 p. Disponível em <<http://www.usgs.gov>>. Acesso em: 30 maio, 2010.

Viana, S. M. S. M. Caracterização de dois minérios de ferro itabiríticos do Quadrilátero Ferrífero-MG. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 1993, 162p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Tecnologia Mineral).

Vieira, M. G. (2008). Produção de um *pellet feed* a partir da concentração do rejeito da flotação mecânica da SAMARCO. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2008, 90p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Tecnologia Mineral).

Wolff, A. P.; Costa, G. M.; Dutra, F. C. Characterization of ultrafines tailings of iron ores. In: 3rd International Meeting on Ironmaking and 2nd International Symposium on Iron Ore, 2008, São Luís, Maranhão. Anais do 38^o Seminário de Redução de Minério e Matérias-Primas e 9^o Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, São Paulo: Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, set. 2008, p.31-39, 1 CD-ROM.

11. APÊNDICES

APÊNDICE I – Análise química por faixa granulométrica após blendagem das frentes de lavra e britagem -6,35mm da amostra cabeça de itabirito compacto.

Amostra de itabirito compacto - média geral após blendagem das frentes de lavra (%)																
Abertura (mm)	Distribuição Granulométrica				Teores (%)						Distribuição					
	Massa (g)	Ret. simples (%)	Ret. acumul. (%)	Passante (%)	Fe	SiO ₂	Mn	P	Al ₂ O ₃	PPC	Fe	SiO ₂	Mn	P	Al ₂ O ₃	PPC
6,30	2	1,40	1,40	98,60	32,89	50,48	0,110	0,042	1,76	0,01	29,00	28,45	32,90	32,34	26,53	7,36
4,75	36	28,24	29,64	70,36												
3,17	26	20,44	50,08	49,92	33,85	48,66	0,069	0,034	2,21	0,01	21,60	19,85	14,94	18,95	24,11	5,33
2,00	20	15,29	65,37	34,63	31,16	52,80	0,110	0,032	1,81	0,11	14,87	16,11	17,82	13,34	14,77	43,84
1,00	17	12,95	78,32	21,68	32,05	51,26	0,089	0,026	2,21	0,01	12,96	13,25	12,21	9,18	15,28	3,38
0,500	11	8,42	86,74	13,26	30,47	52,96	0,058	0,045	1,68	0,10	8,01	8,91	5,18	10,34	7,56	21,96
0,300	4	2,96	89,70	10,30	32,23	51,78	0,130	0,034	1,32	0,10	2,98	3,06	4,08	2,75	2,09	7,73
0,212	2	1,87	91,58	8,42	33,21	49,90	0,160	0,034	1,79	0,10	1,94	1,86	3,17	1,74	1,79	4,88
0,150	2	1,25	92,82	7,18	35,33	46,46	0,140	0,029	2,29	0,01	1,38	1,16	1,85	0,99	1,53	0,33
0,106	0	0,31	93,14	6,86	38,13	43,50	0,150	0,029	1,16	0,10	0,37	0,27	0,50	0,25	0,19	0,81
0,075	5	4,06	97,19	2,81	34,94	47,46	0,095	0,040	1,85	0,01	4,42	3,84	4,08	4,42	4,01	1,06
0,054	3	2,03	99,22	0,78	27,23	58,94	0,115	0,066	1,39	0,01	1,72	2,39	2,47	3,65	1,50	0,53
0,045	1	0,47	99,69	0,31	24,21	62,92	0,095	0,095	1,74	0,01	0,35	0,59	0,47	1,21	0,43	0,12
0,038	0	0,00	99,69	0,31	29,77	55,32	0,035	0,095	1,18	0,22	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
-0,038	0	0,31	100,00	0,00	39,42	41,28	0,100	0,100	1,30	0,33	0,38	0,26	0,33	0,85	0,22	2,68
Analísado	128	100,00	---	---	35,35	47,18	0,046	0,037	1,51	0,04	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Calculado	---	---	---	---	32,03	50,10	0,090	0,040	1,87	0,04	---	---	---	---	---	---

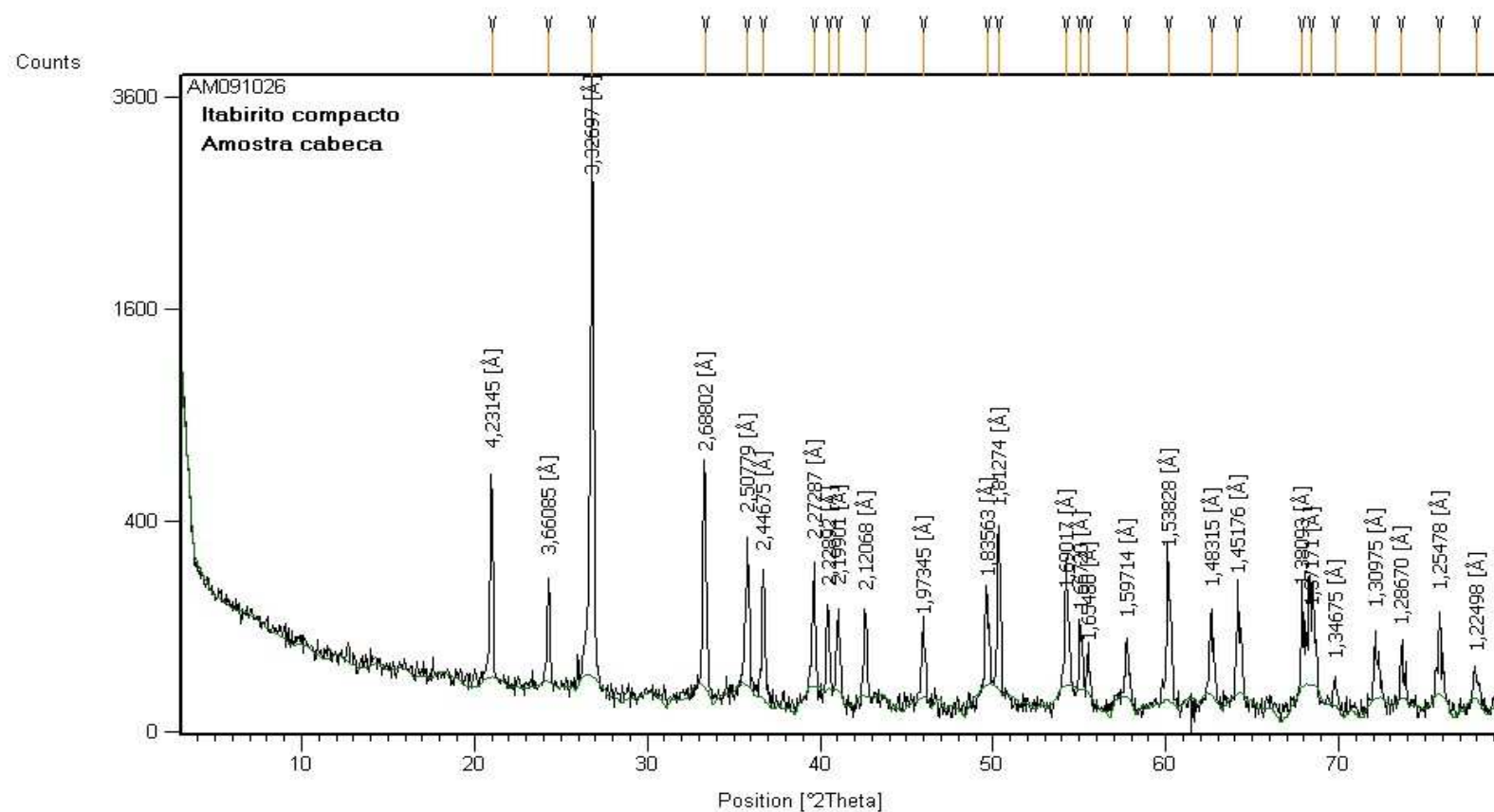
APÊNDICE II - Análise química por faixa granulométrica após blendagem das frentes de lavra e britagem -6,35mm da amostra cabeça de itabirito semicompacto.

Amostra de itabirito semicompacto -média geral após blendagem das frentes de lavra																
Abertura (mm)	Distribuição Granulométrica				Teores (%)						Distribuição (%)					
	Massa (g)	Ret. simples (%)	Ret. acumul. (%)	Passante (%)	Fe	SiO₂	Mn	P	Al₂O₃	PPC	Fe	SiO₂	Mn	P	Al₂O₃	PPC
6,30	0	0,00	0,00	100,00	47,98	29,41	0,022	0,042	0,59	0,25	8,05	3,92	3,67	5,99	6,27	7,08
4,75	20	6,07	6,07	93,93												
3,17	38	11,24	17,31	82,69	47,10	30,82	0,020	0,046	0,59	0,17	14,63	7,60	6,17	12,15	11,62	8,92
2,00	38	11,24	28,56	71,44	46,31	31,15	0,021	0,052	0,67	0,34	14,38	7,68	6,48	13,73	13,20	17,84
1,00	30	8,86	37,41	62,59	46,49	31,10	0,034	0,045	0,97	0,34	11,37	6,04	8,27	9,36	15,05	14,05
0,500	33	9,85	47,26	52,74	46,31	31,13	0,018	0,047	0,42	0,14	12,60	6,73	4,87	10,87	7,25	6,44
0,300	15	4,48	51,74	48,26	45,55	32,21	0,083	0,031	0,50	0,10	5,63	3,16	10,20	3,26	3,92	2,09
0,212	7	2,09	53,83	46,17	45,36	32,60	0,078	0,042	0,42	0,09	2,62	1,49	4,47	2,06	1,54	0,88
0,150	11	3,28	57,11	42,89	45,56	32,34	0,077	0,030	0,78	0,20	4,13	2,33	6,94	2,31	4,49	3,06
0,106	16	4,88	61,99	38,01	32,13	51,07	0,100	0,033	0,42	0,10	4,33	5,46	13,39	3,78	3,59	2,28
0,075	17	4,98	66,97	33,03	31,72	51,40	0,022	0,036	0,46	0,22	4,36	5,61	3,00	4,21	4,01	5,11
0,054	16	4,88	71,84	28,16	23,24	63,77	0,020	0,037	0,42	0,31	3,13	6,82	2,68	4,24	3,59	7,05
0,045	54	16,02	87,86	12,14	17,13	72,12	0,045	0,040	0,57	0,20	7,58	25,35	19,79	15,08	15,92	15,36
0,038	29	8,76	96,62	3,38	18,99	70,08	0,033	0,046	0,46	0,16	4,59	13,46	7,93	9,46	7,06	6,54
-0,038	11	3,38	100,00	0,00	27,68	58,51	0,023	0,044	0,42	0,21	2,59	4,34	2,14	3,50	2,49	3,32
Analisado	335	100,00	---	---	36,82	44,74	0,042	0,049	0,62	0,25	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Calculado	---	100,00	---	---	36,20	45,58	0,036	0,043	0,57	0,21	---	---	---	---	---	---

APÊNDICE III – Análise química por faixa granulométrica após blendagem das frentes de lavra e britagem -6,35mm da amostra cabeça de itabirito anfibolítico.

Amostra de itabirito anfibolítico - média geral após blendagem das frentes de lavra																
Abertura (mm)	Distribuição Granulométrica				Teores (%)						Distribuição (%)					
	Massa (g)	Ret. simples (%)	Ret. acumul. (%)	Passante (%)	Fe	SiO₂	Mn	P	Al₂O₃	PPC	Fe	SiO₂	Mn	P	Al₂O₃	PPC
6,30	1,00	0,26%	0,26%	99,74%	40,02	38,02	0,023	0,029	0,67	3,76	17,02	19,79	6,40	10,23	19,74	17,65
4,75	67,00	17,72%	17,99%	82,01%												
3,17	56,00	14,81%	32,80%	67,20%	41,64	35,56	0,047	0,026	0,50	3,94	14,59	15,24	10,78	7,55	12,13	15,23
2,00	44,00	11,64%	44,44%	55,56%	41,47	35,42	0,047	0,071	0,63	3,92	11,41	11,93	8,47	16,20	12,01	11,91
1,00	41,00	10,85%	55,29%	44,71%	42,19	34,14	0,058	0,058	0,97	3,87	10,82	10,71	9,74	12,33	17,23	10,95
0,500	30,00	7,94%	63,23%	36,77%	43,14	33,41	0,061	0,092	0,50	3,84	8,10	7,67	7,49	14,31	6,50	7,95
0,300	26,00	6,88%	70,11%	29,89%	44,31	31,63	0,047	0,069	0,38	4,05	7,21	6,29	5,00	9,30	4,28	7,27
0,212	11,00	2,91%	73,02%	26,98%	45,59	29,95	0,053	0,050	0,46	4,10	3,14	2,52	2,39	2,85	2,19	3,11
0,150	14,00	3,70%	76,72%	23,28%	46,65	28,07	0,063	0,032	0,50	4,16	4,09	3,01	3,61	2,32	3,03	4,02
0,106	17,00	4,50%	81,22%	18,78%	48,11	26,15	0,150	0,058	0,76	3,86	5,12	3,40	10,44	5,11	5,60	4,53
0,075	59,00	15,61%	96,83%	3,17%	41,72	35,77	0,140	0,050	0,55	3,47	15,40	16,15	33,82	15,30	14,06	14,13
0,054	9,00	2,38%	99,21%	0,79%	41,31	35,70	0,047	0,074	0,67	4,14	2,33	2,46	1,73	3,45	2,61	2,57
0,045	1,00	0,26%	99,47%	0,53%	42,09	35,77	0,010	0,066	0,46	3,21	0,79	0,82	0,12	1,03	0,60	0,66
0,038	0,00	0,00%	99,47%	0,53%												
- 0,038	2,00	0,53%	100,00%	0,00%												
Analisado	378	100,00%	---	---	42,63	32,82	0,058	0,058	0,53	4,15	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Calculado	---	---	---	---	42,29	34,57	0,060	0,050	0,61	3,83	---	---	---	---	---	---

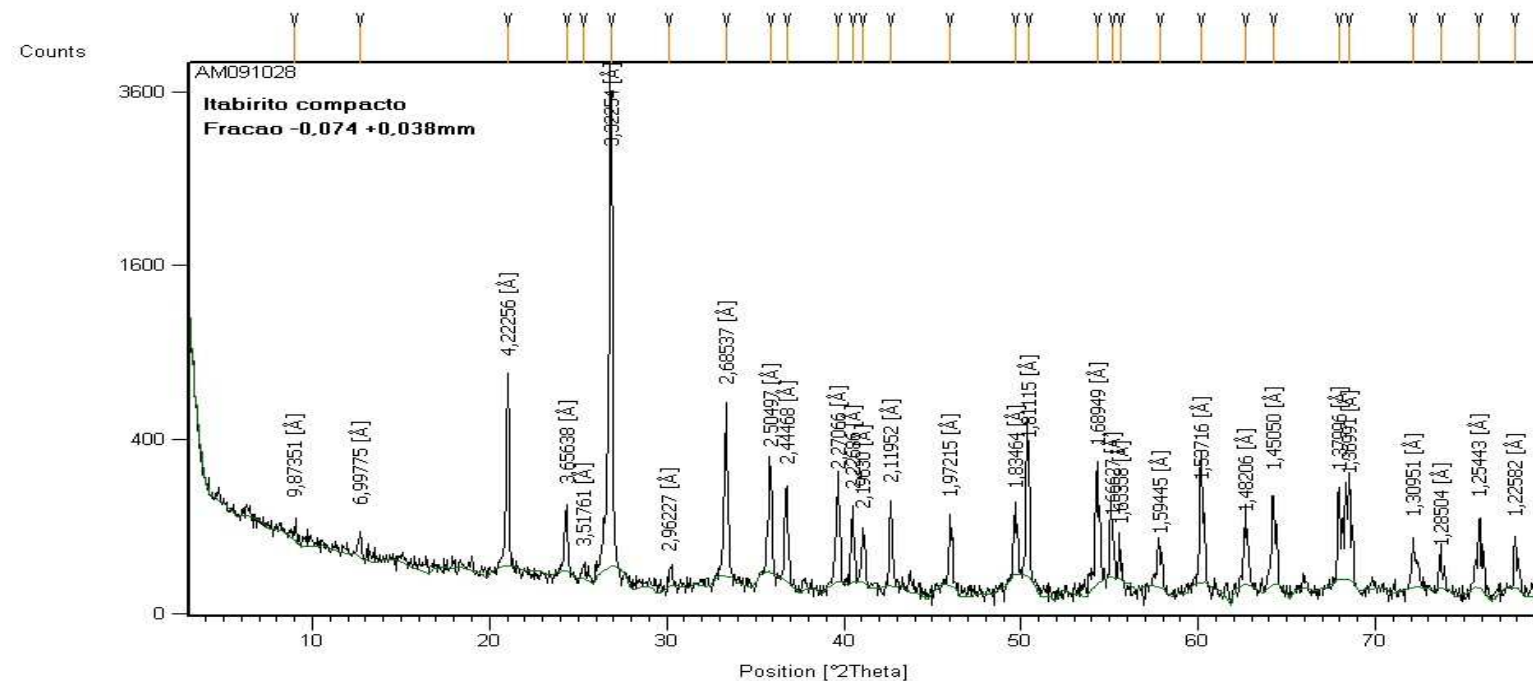
APÊNDICE IV - Difratoograma obtido para a amostra cabeça de itabirito compacto (amostra cabeça)



Minerais identificados pela técnica de difratometria de raios-X:

- **quartzo**: raia de intensidade 100 = distância interplanar de 3,327Å;
- **hematita**: raia de intensidade 100 = distância interplanar de 2,688Å.

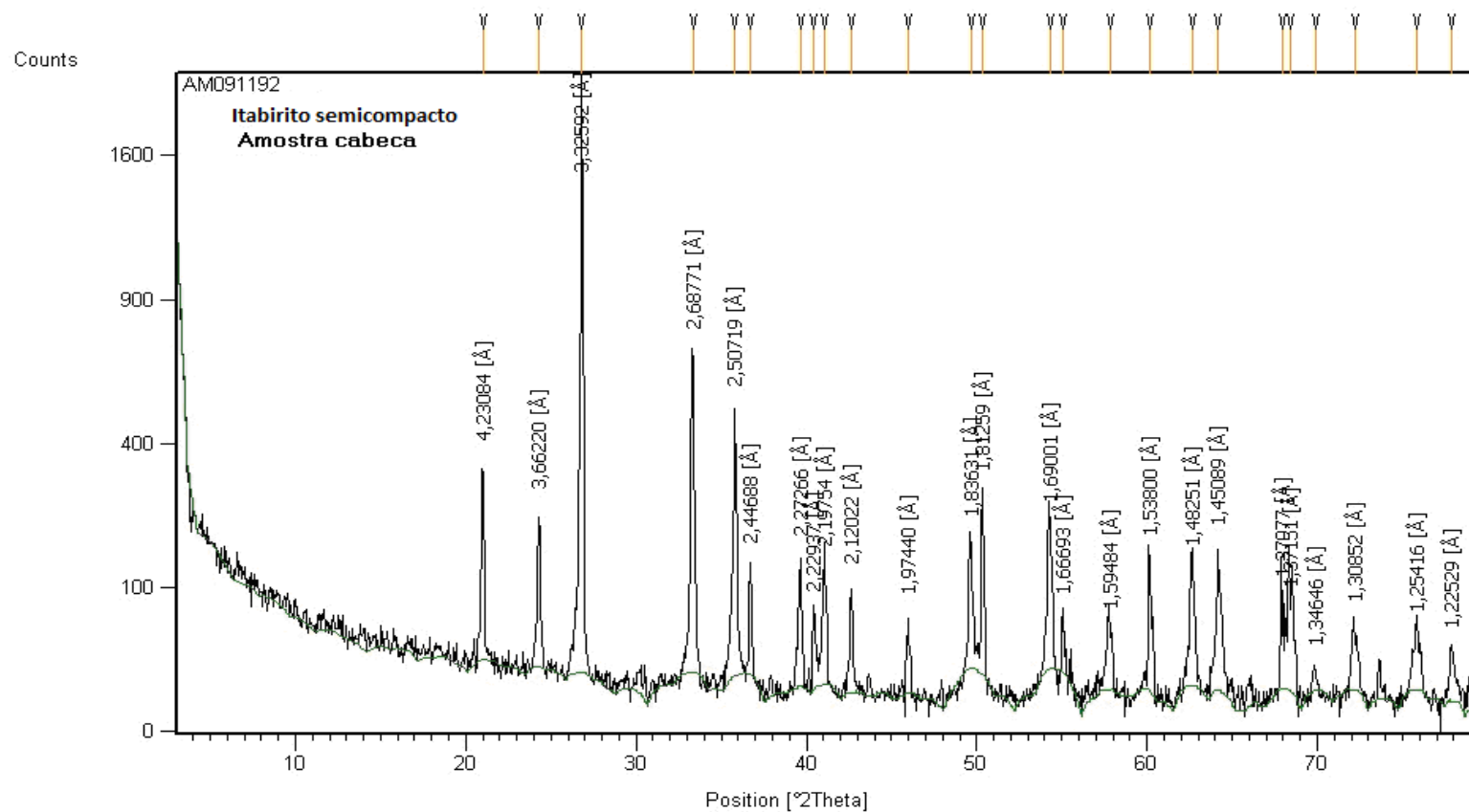
APÊNDICE V - Difratoograma obtido para a amostra cabeça de itabirito compacto (fração: -0,074+0,038mm)



Minerais identificados pela técnica de difratometria de raios-X:

- **quartzo**: raia de intensidade 100 = distância interplanar de 3,327Å;
- **hematita**: raia de intensidade 100 = distância interplanar de 2,688Å;
- **magnetita**: raia de intensidade 30 = distância interplanar de 2,962Å;
- **biotita**: raia de intensidade 100 = distância interplanar de 9,873Å;
- **caulinita**: raia de intensidade 100 = distância interplanar de 6,998Å e 3,518Å.

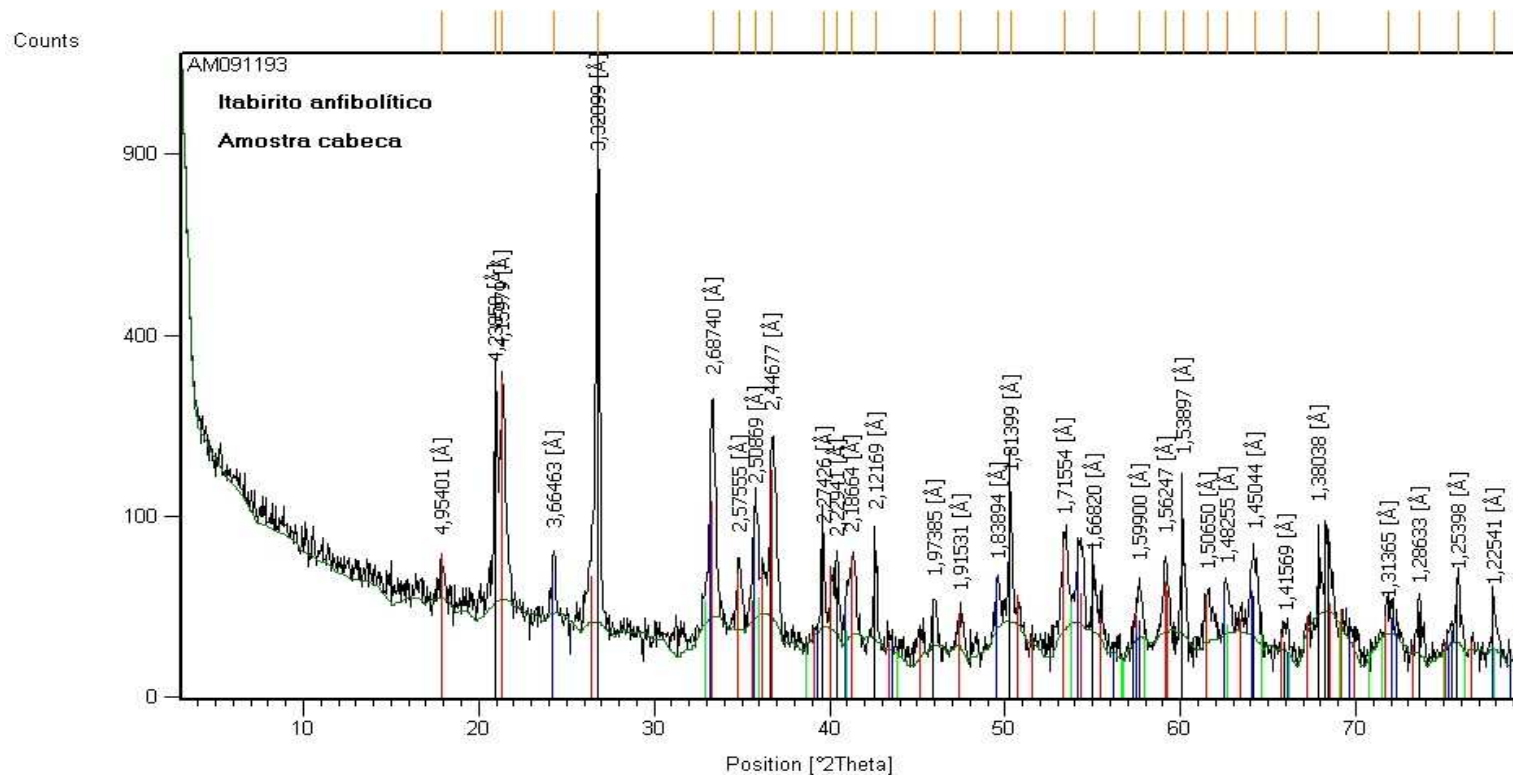
APÊNDICE VI - Difratoograma obtido para a amostra cabeça de itabirito semicompacto (amostra cabeça)



Minerais identificados pela técnica de difratometria de raios-X:

- **quartzo:** raia de intensidade 100 = distância interplanar de 3,327Å;
- **hematita:** raia de intensidade 100 = distância interplanar de 2,688Å.

APÊNDICE VII - Difratoograma obtido para a amostra cabeça de itabirito anfibolítico (amostra cabeça)



Minerais identificados pela técnica de difratometria de raios-X:

- **quartzo:** raia de intensidade 100 = distância interplanar de 3,327Å;
- **hematita:** raia de intensidade 100 = distância interplanar de 2,688Å.
- **goethita:** raia de intensidade 100 = distância interplanar de 4,153Å.

APÊNDICE VIII - Fórmulas empíricas para determinação de desgaste em função do índice de abrasão em diferentes equipamentos de cominuição (Metso, 2005):

Equipamento	Peça de desgaste	Desgaste q* [g/kWh]
Britadores de mandíbulas de um eixo	Mandíbula fixa	$q=5,23 \times e^{(3,4 \times Ai)}$
	Mandíbula móvel	$q=3,14 \times e^{(3,4 \times Ai)}$
Britadores de mandíbulas de dois eixo	Mandíbula fixa	$q=1,74 \times e^{(3,4 \times Ai)}$
	Mandíbula móvel	$q=1,40 \times e^{(3,4 \times Ai)}$
Britadores giratórios primários e secundários	Manta e côncavo	$q=e^{(4,16 \times Ai)}$
Cones	Manta e côncavo	$q=9,90 \times Ai^{0,79}$
Britadores de rolos	Revestimentos dos rolos (dois rolos)	$q=48,60 \times Ai^{0,66}$
Moinho de barras (via úmida)	Barras	$q=155 \times (Ai-0,020)^{0,20}$
	Revestimentos	$q=15,5 \times (Ai-0,015)^{0,30}$
Moinho de bolas (via úmida)	Bolas	$q=155 \times (Ai-0,015)^{0,33}$
	Revestimentos	$q=11,6 \times (Ai-0,015)^{0,30}$
Moinho de bolas (via seca)	Bolas	$q=22,2 \times (Ai)^{0,50}$
	Revestimentos	$q=2,22 \times (Ai)^{0,50}$

Notas: as fórmulas se aplicam somente para $0,02 < Ai < 0,800$. Foram considerados como material das peças de desgaste as seguintes ligas:

- britadores/cones: aço manganês austenítico;
- bolas de moinhos: aço liga 400HB;
- barras de moinhos: aço SAE 1090;
- revestimentos de moinhos: aço liga 300-350HB.

APÊNDICE IX - Estimativa de consumo de material de desgaste nas diferentes etapas de fragmentação em função do índice de abrasividade de Bond (Metso, 2005).

Desgaste de peças em função do índice de abrasão (g/kWh)													
Índice de abrasão (Ai)	Britador de Mandíbulas 1 Eixo		Britador de Mandíbulas 2 Eixo		Brit. Giratório	Brit. Cone	Brit. Rolos	Moinho de Barras		Moinho de Bolas		Moinho de Bolas	
								Via úmida		Via úmida		Via seca	
	Mad. Fixa	Mad. Móvel	Mad. Fixa	Mad. Móvel	Manta & Revest.	Manta & Revest.	Rolos	Barras	Revest.	Bolas	Revest.	Bolas	Revest.
0,020	5,60	3,36	1,86	1,50	1,09	0,45	3,68	0,00	3,16	26,98	2,37	3,14	0,31
0,025	5,69	3,42	1,89	1,52	1,11	0,54	4,26	53,72	3,89	33,91	2,91	3,51	0,35
0,030	5,79	3,48	1,93	1,55	1,13	0,62	4,80	61,71	4,40	38,77	3,29	3,85	0,38
0,040	5,99	3,60	1,99	1,60	1,18	0,78	5,81	70,88	5,13	45,88	3,84	4,44	0,44
0,050	6,20	3,72	2,06	1,66	1,23	0,93	6,73	76,87	5,67	51,27	4,24	4,96	0,50
0,060	6,41	3,85	2,13	1,72	1,28	1,07	7,59	81,42	6,11	55,70	4,58	5,44	0,54
0,080	6,86	4,12	2,28	1,84	1,39	1,35	9,18	88,30	6,83	62,89	5,11	6,28	0,63
0,100	7,35	4,41	2,44	1,97	1,52	1,61	10,63	93,53	7,40	68,71	5,54	7,02	0,70
0,120	7,86	4,72	2,62	2,11	1,65	1,85	11,99	97,80	7,88	73,68	5,90	7,69	0,77
0,140	8,42	5,05	2,80	2,25	1,79	2,09	13,28	101,43	8,31	78,04	6,22	8,31	0,83
0,160	9,01	5,41	3,00	2,41	1,95	2,33	14,50	104,61	8,68	81,96	6,50	8,88	0,89
0,180	9,64	5,79	3,21	2,58	2,11	2,55	15,67	107,44	9,03	85,53	6,76	9,42	0,94
0,200	10,32	6,20	3,43	2,76	2,30	2,78	16,80	110,00	9,34	88,82	6,99	9,93	0,99
0,220	11,05	6,63	3,68	2,96	2,50	2,99	17,89	112,34	9,64	91,88	7,21	10,41	1,04
0,250	12,24	7,35	4,07	3,28	2,83	3,31	19,47	115,53	10,04	96,11	7,51	11,10	1,11

APÊNDICE IX - Estimativa de consumo de material de desgaste nas diferentes etapas de fragmentação em função do índice de abrasividade de Bond (Metso, 2005) - continuação.

Desgaste de peças em função do índice de abrasão (g/kWh)													
Índice de abrasão (Ai)	Britador de Mandíbulas 1 Eixo		Britador de Mandíbulas 2 Eixo		Brit. Giratório	Brit. Cone	Brit. Rolos	Moinho de Barras		Moinho de Bolas		Moinho de Bolas	
								Via úmida		Via úmida		Via seca	
	Mad. Fixa	Mad. Móvel	Mad. Fixa	Mad. Móvel	Manta & Revest.	Manta & Revest.	Rolos	Barras	Revest.	Bolas	Revest.	Bolas	Revest.
0,300	14,50	8,71	4,83	3,88	3,48	3,82	21,96	120,16	10,64	102,43	7,96	12,16	1,22
0,350	17,19	10,32	5,72	4,60	4,29	4,32	24,31	124,18	11,16	108,04	8,36	13,13	1,31
0,400	20,38	12,23	6,78	5,45	5,28	4,80	26,55	127,73	11,64	113,12	8,71	14,04	1,40
0,450	24,15	14,50	8,04	6,47	6,50	5,27	28,69	130,93	12,07	117,77	9,04	14,89	1,49
0,500	28,63	17,19	9,52	7,66	8,00	5,73	30,76	133,84	12,48	122,07	9,34	15,70	1,57
0,550	33,93	20,37	11,29	9,08	9,86	6,17	32,75	136,52	12,85	126,09	9,62	16,46	1,65
0,600	40,22	24,15	13,38	10,77	12,13	6,61	34,69	139,00	13,20	129,87	9,88	17,20	1,72
0,700	56,51	33,93	18,80	15,13	18,39	7,47	38,41	143,49	13,84	136,81	10,36	18,57	1,86
0,800	79,39	47,67	26,41	21,25	27,88	8,30	41,94	147,49	14,41	143,10	10,79	19,86	1,99

Observação: Os cálculos de vida das peças apresentados são de caráter estatístico, servindo como uma orientação para o dimensionamento de estoques e avaliação de custos operacionais. Desde modo o grau de aproveitamento das peças depende não somente do tipo de equipamento. Mas também, em grande parte do regime operacional da máquina, podendo apresentar fatores bastante divergentes para os mesmos equipamentos e materiais processados, operados em condições diferentes (tamanho de alimentação, grau de enchimento, velocidade, %sólidos da polpa, etc.).

APÊNDICE IX-1 - Estimativa da taxa de desgaste (g/kWh) de corpo moedor e revestimento em função do índice de abrasividade de Bond (Metso, 2005).

Tipologia	Etapas de cominuição					
	Britagem primária		Britagem secundária	Britagem terciária	Moagem primária e secundária	
	Britador Mandíbulas 1 Eixo		Britador cônico	Britador cônico	Moinho de bolas / Vertimill	
	Mandíbula Fixa	Mandíbula móvel	Manta&Reves.	Manta&Reves.	Bolas	Revest.
Itabirito compacto	49,83	29,92	7,47	7,47	136,81	10,36
Itabirito semicompacto	10,75	6,46	2,88	2,88	90,35	7,36
Itabirito anfibolítico	6,37	3,82	1,07	1,07	55,70	4,58

Nota: índice de abrasividade iguais a 0,663g para o itabirito compacto; 0,212g para o itabirito semicompacto e 0,058g para o itabirito semi-compacto.

APÊNDICE X - Estimativa de consumo energético nas diferentes etapas de cominuição e dimensionamento de moinhos (Beraldo, 1987) segundo a lei de Bond e fatores de correção de Rowland.

A lei de Bond relaciona o consumo específico de energia na moagem em função da granulometria, mais especificamente por meio do P_{80} na descarga do moinho e F_{80} da alimentação utilizando uma constante do material obtida em laboratório (Work Index do minério) de acordo com a seguinte equação:

$$WI_O = 10 \times WI \times (1/\sqrt{P_{80}} - 1/\sqrt{F_{80}}) \quad (X.1)$$

Considerando a utilização de fatores de correção de Rowland nas etapas de moagem para dimensionamento de moinhos tem-se:

$$W = 10 \times WI_O \times (1/\sqrt{P_{80}} - 1/\sqrt{F_{80}}) \times EF_i \quad (X.2)$$

Logo para calcular a potência requerida no pinhão do moinho, sem levar em consideração as perdas de energia no motor e transmissão pode-se utilizar a seguinte expressão:

$$P = Q \times WI \times 1,102 \times 10 \times EF_i \times (1/\sqrt{P_{80}} - 1/\sqrt{F_{80}}) \quad (X.3)$$

onde:

WI: constante do minério representando a energia necessária para cominuir uma granulometria representada por um diâmetro infinito a uma representada por 80% passante em 100 microns, designado como Work Index, em kWh/st;

P_{80} , F_{80} : tamanho em micrômetros, em que passam 80% da massa do produto e da alimentação do moinho, respectivamente;

WI_O : energia aplicada na moagem, em kWh/st;

EF_i : fatores de correção de Rowland utilizados no dimensionamento de moinhos;

W: energia consumida após aplicação dos fatores de Rowland, em kWh/st;

1,102: fator de conversão de tonelada curta para tonelada métrica;

Q: vazão de mássica de alimentação do moinho, em t/h;

P: potência requerida no pinhão do moinho, sem levar em consideração as perdas no motor e sistema de transmissão, em kW.

Desta maneira, para a aplicação industrial da lei de Bond deve ser observada a aplicação dos seguintes fatores de correção, postulados por Rowland:

Ef₁ - Moagem a seco

Para moagem a seco utiliza-se 1,3. Devido a menor eficiência se comparada a moagem a úmido, não foi utilizado.

Ef₂ - Circuito aberto

Fator utilizado para moagem em circuito aberto. Este fator não foi utilizado uma vez que a moagem em circuito aberto consome mais energia do que aquela em circuito fechado para conseguir produto com a mesma especificação.

Ef₃ - Diâmetro

A eficiência de moagem cresce com o aumento do diâmetro até 3,81m, este fator pode ser determinado pela seguinte relação:

$$EF_3 = \left(\frac{2,44}{D} \right)^{0,2} \quad \text{para } D > 3,81\text{m} \Rightarrow EF_3 = 0,914$$

onde:

D: representa o diâmetro do moinho.

Ef₄ - Alimentação grosseira

Este fator é utilizado quando a alimentação possui partículas grosseiras para serem moídas eficientemente.

$$EF_4 = \frac{Rr + (WI - 7) \left(\frac{F - Fr}{Fr} \right)}{Rr}$$

onde:

Rr : relação de redução = F/P;

Moinho de bolas=> Fr: d80 ótimo para a alimentação = $4000 \times (13/WI)^{0.5}$;

Ef₅ - Produto fino

Este fator é utilizado quando $P < 75\mu\text{m}$.

$$EF_5 = \frac{P + 10,3}{1,145P}$$

onde:

P=%passante na malha de $75\mu\text{m}$.

Ef₆ - Moinho de barras

Este fator diz respeito a relação de redução em moinho de barras. Não foi utilizado.

Ef₇ - Baixa relação de redução

E aplicado para relações de redução menor que 6, por exemplo etapas de remoagem.

$$EF_7 = \frac{2(Rr - 1,35) + 0,26}{2(Rr - 1,35)}$$

Ef₈ - Moinho de Barras

Este fator diz respeito à forma de preparação da alimentação do moinho de barras. Não foi utilizado.

Este modo aplicando estes fatores de correção de Rowland nas etapas de moagem chegou-se aos seguintes valores do apêndice X-1 para as tipologias estudadas.

APÊNDICE X-1 - Cálculo dos fatores de Rowland e potência necessária nas etapas de moagem para diferentes tipologias.

Tipologia	Moagem primária*					Remoagem**					
	A ₈₀ (mm)	P ₈₀ (mm)	EF ₃	EF ₄	Potência (kW)	A ₈₀ (mm)	P ₈₀ (mm)	EF ₃	EF ₅	EF ₇	Potência (kW)
Itabirito compacto	6,00	0,075	0,914	1,020	3417	0,15	0,045	0,956	1,121	1,066	1652
Itabirito semi-compacto	6,00	0,075	0,914	1,000	2272	0,15	0,045	0,977	1,073	1,066	1096
Itabirito anfíbolítico	6,00	0,075	0,914	1,000	2866	0,15	0,015	0,914	1,47	---	4353

Notas: valores de WI das tipologias: 10,81kWh/st para itabirito compacto; 7,33kWh/st para itabirito semicompacto e 9,25kWh/st para itabirito anfíbolítico;

*taxa de alimentação na moagem primária: 300t/h;

** taxa de alimentação na remoagem: 180t/h;

Através do cálculo da potência e consulta ao Manual de britagem da Metso chegou-se aos seguintes tamanhos de moinhos conforme etapa de cominuição, mostrado no apêndice X-2.

APÊNDICE X-2 - Moinhos dimensionados segundo potência calculada em diferentes etapas de cominuição para as amostras estudadas.

Tipologia	Moagem primária*	Remoagem*
Itabirito compacto	2 moinhos de bolas tipo overflow ** $\varnothing=4,39\text{m} \times 6,70\text{m}$ Motor elétrico: 2250kW cada 190t de bolas*** com $\varnothing=50\text{mm}$ cada	2 moinhos de bolas tipo overflow ** $\varnothing=2,89\text{m} \times 6,10\text{m}$ Motor elétrico: 1000kW cada 78t de bolas*** com $\varnothing=20\text{mm}$ cada
Itabirito semi-compacto	2 moinhos de bolas tipo overflow ** $\varnothing=3,93\text{m} \times 6,10\text{m}$ Motor elétrico: 1500kW cada 140t de bolas*** com $\varnothing=50\text{mm}$ cada	2 moinhos de bolas tipo overflow ** $\varnothing=2,55\text{m} \times 5,79\text{m}$ Motor elétrico: 300kW cada 57t de bolas*** com $\varnothing=20\text{mm}$ cada
Itabirito anfíbolítico	2 moinhos de bolas tipo overflow ** $\varnothing=4,24\text{m} \times 6,40\text{m}$ Motor elétrico: 2000kW cada 170t de bolas*** com $\varnothing=50\text{mm}$ cada	2 moinhos de bolas tipo overflow ** $\varnothing=4,08\text{m} \times 8,84\text{m}$ Motor elétrico: 2500kW cada 224t de bolas*** com $\varnothing=20\text{mm}$ cada

*Potência e carga para 40% volume do moinho, 70% sólidos na alimentação;

** diâmetro interno ao revestimento do moinho;

***massa de corpo moedor $(T) = 0,785 \times D^2 \times L \times p \times V$

onde:

T = carga de corpos moedores, em Kg;

D = diâmetro médio do moinho interno ao revestimento, em m;

L = comprimento da câmara do moinho, em m;

p = densidade aparente de bolas, em Kg/m^3 (bolas de $\varnothing=50\text{mm}$: 4708t/m^3 e $\varnothing=20\text{mm}$: 4850t/m^3);

V = volume da carga, em fração.

Para o cálculo da potência necessária nas etapas de britagem primária, secundária e terciária foi realizado uma correlação entre a lei de Bond e a vazão mássica de alimentação nos mesmos, porém sem o uso dos fatores de correção de Rowland conforme a seguinte fórmula e resultados mostrados no apêndice X-3.

$$WI_0 = 10 \times WI \times (1/\sqrt{P_{80}} - 1/\sqrt{F_{80}}) \quad \text{(lei de Bond)}$$

$$P = Q \times 1,102 \times WI_0 \quad \text{(cálculo da potência do britador)}$$

WI: constante do minério representando a energia necessária para cominuir uma granulometria representada por um diâmetro infinito a uma representada por 80% passante em 100 microns, designado como Work Index, em kWh/st;

P_{80} , F_{80} : tamanho em micrômetros, em que passam 80% da massa do produto e da alimentação do moinho, respectivamente;

WI_0 : energia aplicada na moagem, em kWh/st;

1,102: fator de conversão de tonelada curta para tonelada métrica;

Q: vazão de mássica de alimentação do moinho, em t/h;

P: potência requerida no britador, sem levar em consideração as perdas no motor e sistema de transmissão, em kW.

APÊNDICE X-3: Cálculo da potência necessária nas etapas de britagem.

Tipologia	Britagem primária			Britagem secundária			Britagem terciária		
	Granulometria (D_{80})		Potência (kW)	Granulometria (D_{80})		Potência (kW)	Granulometria (D_{80})		Potência (kW)
	A (mm)	P (mm)		A (mm)	P (mm)		A (mm)	P (mm)	
I.compacto	450	90	70	90	30	90	30	6	260
I.semicompacto			50			60			180
I.anfibolítico			60			80			220

APÊNDICE XI - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 1 (WHIMS) para amostra de itabirito compacto.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Rougher - Ensaio 1											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado RG	10	41,20	41,20	55,30	20,40	80,6	14,3	80,64	14,27	5,0	5,0
Rejeito RG	11	58,80	58,80	9,30	85,90	19,4	85,7	19,36	85,73		
Alimentação recalculada	---	100,0	100,0	28,25	58,91	100,0	100,0	100,0	100,0		
Alimentação analisada	1	---	---	31,07	53,55	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Moagem P₉₀ alimentação = 0,15mm; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm.
 Campo magnético: 10.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Cleaner - Ensaio 2.1											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado CL	76	80,20	33,04	62,51	8,19	88,4	39,7	73,11	4,59	3,4	3,4
Rejeito CL	78	19,80	8,16	33,07	50,42	11,6	60,3	9,55	6,98		
Alimentação recalculada	---	100,0	41,20	56,68	16,55	100,0	100,0	82,7	11,6		
Alimentação analisada	2	---	---	57,03	16,65	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem P₉₀ alimentação = 0,053mm; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm.
 Campo magnético: 8.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XI - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 1 (WHIMS) para amostra de itabirito compacto - continuação

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Cleaner - Ensaio 2.2											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado CL	75	82,4	33,95	63,61	7,80	90,2	41,3	76,44	4,49	3,6	3,6
Rejeito CL	80	17,6	7,25	32,22	51,84	9,8	58,7	8,27	6,38		
Alimentação recalculada	---	100,0	41,20	58,09	15,55	100,0	100,0	84,7	10,9		
Alimentação analisada	3	---	---	57,10	16,40	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem P₉₀ alimentação = 0,053mm; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm.
Campo magnético: 10.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Cleaner - Ensaio 2.3											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado CL	77	84,6	34,86	63,12	8,56	92,5	44,8	77,87	5,06	3,9	3,9
Rejeito CL	79	15,4	6,34	28,29	57,84	7,5	55,2	6,35	6,23		
Alimentação recalculada	---	100,0	41,2	57,76	16,15	100,0	100,0	84,2	11,3		
Alimentação analisada	155	---	---	57,00	16,36	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem P₉₀ alimentação = 0,053mm; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm.
Campo magnético: 12.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XI- Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 1 (WHIMS) para amostra de itabirito compacto - continuação

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Recleaner - Ensaio 3											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado RCL	111	84,2	27,82	65,19	5,60	87,8	50,6	64,20	2,64	2,7	2,7
Rejeito RCL	112	15,8	5,22	48,33	29,16	12,2	49,4	8,93	2,58		
Alimentação recalculada	---	100,0	33,0	62,53	9,32	100,0	100,0	73,1	5,2		
Alimentação analisada	156	---	---	60,23	10,32	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Alimentação=concentrado cleaner obtido no campo de 8.000gauss; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm. Campo magnético: 8.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

Rota 2: Deslamagem anterior ao Estágio Rougher - Ensaio 1											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Overflow	5	21,4	21,4	19,50	71,10	12,0	30,7	11,96	30,75	0,6	0,6
Underflow	4	78,6	78,6	39,10	43,60	88,0	69,3	88,04	69,25		
Alimentação recalculada	---	100,0	100,0	34,91	49,49	100,0	100,0	100,0	100,0		
Alimentação analisada	167	---	---	34,87	48,20	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Moagem P₉₀ alimentação = 0,15mm; tempo de decantação: 15min, pH=10,5; número de deslamagem=3; 2500g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XII - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 2 (Flotação) para amostra de itabirito compacto.

Rota 2: Flotação Estágio Rougher - Ensaio 2											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado RG	52	55,24	43,4	61,23	10,58	82,6	15,2	76,16	9,28	5,1	5,1
Rejeito RG	53	44,76	35,2	15,94	72,87	17,4	84,8	16,07	51,81		
Alimentação recalculada	---	100,0	78,6	40,96	38,46	100,0	100,0	92,2	61,1		
Alimentação analisada	168	---	---	40,26	39,93	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Alimentação = underflow deslamagem; dosagem de amido=500g/t; dosagem de amina=80g/t; %sólidos na alimentação=40; rotação do rotor=1200RPM; vazão de ar=6l/min; pH=10,50; tempo de condicionamento: 5min para o amido e 1min para amina; tempo de flotação: 3min; 1400g de amostra por ensaio em batelada.

Rota 2: Deslamagem anterior ao Estágio Scavenger - Ensaio 3											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Overflow	169	20	7,04	13,30	79,96	16,3	21,0	2,68	11,37	0,9	0,9
Underflow	170	80	28,15	17,10	75,00	83,7	79,0	13,79	42,66		
Alimentação recalculada	---	100,0	35,2	16,34	75,99	100,0	100,0	16,5	54,0		
Alimentação analisada	171	---	---	15,00	75,10	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Moagem P₉₀ alimentação = 0,15mm; tempo de decantação: 15min, pH=10,5; número de deslamagem=3; 2500g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XII - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 2 (Flotação) para amostra de itabirito compacto - continuação

Rota 2: Flotação Estágio Scavenger - Ensaio 4											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado SVG	67	25,24	7,10	50,30	26,28	54,6	10,3	10,24	3,77	3,2	3,2
Rejeito SVG	68	74,76	21,04	14,10	77,16	45,4	89,7	8,50	32,81		
Alimentação recalculada	---	100,0	28,1	23,24	64,32	100,0	100,0	18,7	36,6		
Alimentação analisada	172	---	---	25,03	62,95	---	---	---	---	---	---
Condições operacionais: Alimentação = underflow deslamagem; dosagem de amido=500g/t; dosagem de amina=80g/t; %sólidos na alimentação=40; rotação do rotor=1200RPM; vazão de ar=6l/min; pH=10,50; tempo de condicionamento: 5min para o amido e 1min para amina; tempo de flotação: 3min; 740g de amostra por ensaio em batelada.											

Rota 2: Flotação Estágio Cleaner (Conc. Rougher + Scavenger) - Ensaio 5											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado CL	94	84,05	42,46	66,42	3,45	93,8	21,8	80,80	2,96	7,4	7,4
Rejeito CL	95	15,95	8,06	23,05	65,07	6,2	78,2	5,32	10,60		
Alimentação recalculada	---	100,0	50,52	59,50	13,28	100,0	100,0	86,1	13,6		
Alimentação analisada	173	---	---	60,05	12,82	---	---	---	---	---	---
Condições operacionais: Remoagem do concentrado rougher+scavenger P ₉₀ =0,053mm; dosagem de amido=500g/t; dosagem de amina=60g/t; %sólidos na alimentação=40; rotação do rotor=1200RPM; vazão de ar=6l/min; pH=10,50; tempo de condicionamento: 5min para o amido e 1min para amina; tempo de flotação: 3min; 1200g de amostra por ensaio em batelada.											

**APÊNDICE XIII - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 3
(WDRE+WHIMS+Flotação) para amostra de itabirito compacto.**

Rota 3: Concentração magnética de média intensidade (WDRE) - Estágio Rougher - Ensaio 1											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado RG	115	42,90	42,90	60,19	13,00	64,3	13,7	64,29	13,69	3,4	3,4
Rejeito RG	116	57,10	57,10	25,12	61,58	35,7	86,3	35,71	86,31		
Alimentação recalculada	---	100,0	100,0	40,17	40,74	100,0	100,0	100,0	100,0		
Alimentação analisada	188	---	---	41,50	39,30	---	---	---	---	---	---
Condições operacionais: Moagem P ₉₀ alimentação = 0,15mm; campo magnético = 7.500gauss; rotação do tambor: 50RPM %sólidos na alimentação=35; 500g de amostra por ensaio de batelada.											

Rota 3: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Scavenger - Ensaio 2											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado SVG	117	31,80	18,16	55,56	18,88	76,7	9,2	25,12	8,41	5,7	5,7
Rejeito SVG	118	68,20	38,94	7,86	86,98	23,3	90,8	7,62	83,14		
Alimentação recalculada	---	100,0	57,1	23,03	65,32	100,0	100,0	32,7	91,6		
Alimentação analisada	189	---	---	22,43	64,30	---	---	---	---	---	---
Condições operacionais: Moagem P ₉₀ alimentação = 0,15mm; gap das materizes do WHIMS=1,5mm; campo magnético: 13.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 1000g de amostra por ensaio de batelada.											

APÊNDICE XIII - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 3 (WDRE+WHIMS+Flotação) para amostra de itabirito compacto - continuação

Rota 3: Flotação Estágio Cleaner (Conc. Rougher + Scavenger) - Ensaio 3											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado CL	123	80,29	49,02	67,74	1,84	91,6	10,7	82,68	2,21	9,5	9,5
Rejeito CL	124	19,71	12,03	25,26	62,30	8,4	89,3	7,57	18,40		
Alimentação recalculada	---	100,0	61,1	59,37	13,76	100,0	100,0	90,2	20,6		
Alimentação analisada	190	---	---	58,50	14,40	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem do concentrado rougher+scavenger P₉₀=0,053mm; dosagem de amido=500g/t; dosagem de amina=90g/t; %sólidos na alimentação=40; rotação do rotor=1200RPM; vazão de ar=6l/min; pH=10,50; tempo de condicionamento: 5min para o amido e 1min para amina; tempo de flotação: 3min; 1100g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XIV - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 1 (WHIMS) para amostra de itabirito semicomacto.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Rougher - Ensaio 1											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado RG	12	61,9	61,90	58,20	16,30	92,8	23,0	92,83	22,97	6,6	6,6
Rejeito RG	13	38,1	38,10	7,30	88,80	7,2	77,0	7,17	77,03		
Alimentação recalculada	---	100,0	100,0	38,81	43,92	100,0	100,0	100,0	100,0		
Alimentação analisada	157	---	---	39,00	41,85	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Moagem P₉₀ alimentação = 0,15mm; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm; campo magnético: 10.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XIV - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 1 (WHIMS) para amostra de itabirito semicomacto - continuação.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Cleaner - Ensaio 2.1											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado CL	87	82	50,76	65,20	5,24	91,1	29,8	85,28	6,06	4,9	4,9
Rejeito CL	88	18	11,14	28,99	56,16	8,9	70,2	8,32	14,25		
Alimentação recalculada	---	100,0	61,90	58,68	14,41	100,0	100,0	93,6	20,3		
Alimentação analisada	158	---	---	58,00	14,58	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem P₉₀ alimentação = 0,053mm; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm; campo magnético: 8.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Cleaner - Ensaio 2.2											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado CL	89	84,3	52,18	65,13	5,00	93,1	30,9	87,58	5,94	5,5	5,5
Rejeito CL	90	15,7	9,72	26,11	59,98	6,9	69,1	6,54	13,27		
Alimentação recalculada	---	100,0	61,90	59,00	13,63	100,0	100,0	94,1	19,2		
Alimentação analisada	159	---	---	60,00	13,10	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem P₉₀ alimentação = 0,053mm; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm; campo magnético: 10.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XIV - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 1 (WHIMS) para amostra de itabirito semicomacto - continuação.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Cleaner - Ensaio 2.3											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado CL	91	85,7	53,05	64,82	5,50	94,5	33,8	88,61	6,64	5,8	5,8
Rejeito CL	92	14,3	8,85	22,62	64,60	5,5	66,2	5,16	13,02		
Alimentação recalc.	---	100,0	61,90	58,79	13,95	100,0	100,0	93,8	19,7		
Alimentação analisada	160	---	---	61,00	11,50	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem P₉₀ alimentação = 0,053mm; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm; campo magnético: 12.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Recleaner - Ensaio 3											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado RCL	113	90,1	45,73	66,87	3,74	92,1	59,1	78,80	3,89	2,8	2,8
Rejeito RCL	114	9,9	5,03	52,03	23,58	7,9	40,9	6,74	2,70		
Alimentação recalc.	---	100,0	50,8	65,40	5,70	100,0	100,0	85,5	6,6		
Alimentação analisada	161	---	---	65,60	5,50	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Alimentação=concentrado cleaner obtido no campo de 8.000gauss; gap das matrizes do WHIMS: 2,5mm; Campo magnético: 8.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XV - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 2 (Flotação) para amostra de itabirito semicompacto.

Rota 2: Deslamagem anterior ao Estágio Rougher - Ensaio 1											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Overflow	7	13,2	13,2	20,00	62,00	7,3	17,5	7,25	17,52	0,6	0,6
Underflow	6	86,8	86,8	38,90	44,40	92,7	82,5	92,75	82,48		
Alimentação recalculada	---	100,0	100,0	36,41	46,72	100,0	100,0	100,0	100,0		
Alimentação analisada	174	---	---	37,69	43,90	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Moagem P₉₀ alimentação = 0,15mm; tempo de decantação: 15min, pH=10,5; número de deslamagem=3; 2500g de amostra por ensaio em batelada.

Rota 2: Flotação Estágio Rougher - Ensaio 2											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado RG	57	60,82	52,8	60,63	11,48	87,9	18,4	87,92	12,97	5,7	5,7
Rejeito RG	58	39,18	34,0	12,94	79,29	12,1	81,6	12,09	57,71		
Alimentação recalculada	---	100,0	86,8	41,95	38,05	100,0	100,0	100,0	70,7		
Alimentação analisada	175	---	---	40,28	40,35	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Alimentação = underflow deslamagem; dosagem de amido=500g/t; dosagem de amina=80g/t; %sólidos na alimentação=40; rotação do rotor=1200RPM; vazão de ar=6l/min; pH=10,50; tempo de condicionamento: 5min para o amido e 1min para amina; tempo de flotação: 3min; 1400g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XV - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 2 (Flotação) para amostra de itabirito semicomacto - continuação.

Rota 2: Deslamagem anterior ao Estágio Scavenger - Ensaio 3											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Overflow	176	11,8	4,01	5,1	91,7	3,3	15,0	0,56	7,88	0,4	0,4
Underflow	177	88,2	30,00	20,0	69,5	96,7	85,0	16,50	44,62		
Alimentação recalculada	---	100,0	34,0	18,26	72,12	100,0	100,0	17,1	52,5		
Alimentação analisada	178	---	---	19,60	70,00	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Moagem P₉₀ alimentação = 0,15mm; tempo de decantação: 15min, pH=10,5; número de deslamagem=3; 2500g de amostra por ensaio em batelada.

Rota 2: Flotação Estágio Scavenger - Ensaio 4											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado SVG	70	22,58	6,77	47,99	28,68	52,1	9,6	8,93	4,16	3,2	3,2
Rejeito SVG	71	77,42	23,22	12,85	78,86	47,9	90,4	8,20	39,19		
Alimentação recalculada	---	100,0	30,0	20,78	67,53	100,0	100,0	17,1	43,4		
Alimentação analisada	179	---	---	22,13	65,20	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Alimentação = underflow deslamagem; dosagem de amido=500g/t; dosagem de amina=100g/t; %sólidos na alimentação=40; rotação do rotor=1200RPM; vazão de ar=6l/min; pH=10,50; tempo de condicionamento: 5min para o amido e 1min para amina; tempo de flotação: 3min; 650g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XV - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 2 (Flotação) para amostra de itabirito semicompacto - continuação.

Rota 2: Flotação Estágio Cleaner (Conc. Rougher + Scavenger) - Ensaio 5											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado CL	104	87,75	52,27	65,76	4,46	95,5	32,6	94,41	4,99	6,6	6,6
Rejeito CL	105	12,25	7,30	22,45	65,98	4,5	67,4	4,50	10,30		
Alimentação recalc.	---	100,0	59,56	60,45	12,00	100,0	100,0	98,9	15,3		
Alimentação analisada	180	---	---	60,03	12,90	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem do concentrado rougher+scavenger P₉₀=0,053mm; dosagem de amido=500g/t; dosagem de amina=60g/t; %sólidos na alimentação=40; rotação do rotor=1200RPM; vazão de ar=6l/min; pH=10,50; tempo de condicionamento: 5min para o amido e 1min para amina; tempo de flotação: 3min; 1200g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XVI - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 3 (WDRE+WHIMS+Flotação) para amostra de itabirito semicompacto.

Rota 3: Concentração magnética de média intensidade (WDRE) - Estágio Rougher - Ensaio 1											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado RG	119	50,50	50,50	60,13	12,28	79,2	14,4	79,17	14,40	4,8	4,8
Rejeito RG	120	49,50	49,50	16,14	74,48	20,8	85,6	20,83	85,60		
Alimentação recalc.	---	100,0	100,0	38,35	43,07	100,0	100,0	100,0	100,0		
Alimentação analisada	191	---	---	39,20	41,42	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Moagem P₉₀ alimentação = 0,15mm; campo magnético = 7.500 gauss; rotação do tambor: 50RPM %sólidos na alimentação=35; 500g de amostra por ensaio de batelada

**APÊNDICE XVI - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 3
(WDRE+WHIMS+Flotação) para amostra de itabirito semicompacto - continuação**

Rota 3: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Scavenger - Ensaio 2											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado SVG	121	19,20	9,50	57,84	14,2	60,5	3,8	14,33	3,13	6,2	6,2
Rejeito SVG	122	80,80	40,00	8,99	84,46	39,5	96,2	9,37	78,43		
Alimentação recalculada	---	100,0	49,5	18,37	70,97	100,0	100,0	23,71	81,57		
Alimentação analisada	192	---	---	17,18	72,40	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Moagem P₉₀ alimentação = 0,15mm; gap das matrizes do WHIMS=1,5mm; campo magnético: 13.000 gauss; %sólidos na alimentação=40; 1000g de amostra por ensaio de batelada.

Rota 3: Deslamagem anterior ao Estágio Cleaner - Ensaio 3											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Overflow	148	2,8	1,68	31,59	47,26	1,5	9,6	1,38	1,84	0,4	0,4
Underflow	193	97,2	58,32	60,92	12,78	98,5	90,4	92,64	17,31		
Alimentação recalculada	---	100,0	60,0	60,10	13,75	100,0	100,0	94,02	19,15		
Alimentação analisada	194	---	---	58,87	13,27	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem P₉₀ alimentação = 0,053mm; tempo de decantação: 15min, pH=10,5; número de deslamagem=1; 1305g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XVI - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 3 (WDRE+WHIMS+Flotação) para amostra de itabirito semicompacto - continuação

Rota 3: Flotação Estágio Cleaner (Conc. Rougher + Scavenger) - Ensaio 4											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado CL	134	87,79	51,20	65,73	4,06	95,1	31,4	87,75	4,83	6,5	6,5
Rejeito CL	135	12,21	7,12	24,20	63,90	4,9	68,6	4,49	10,57		
Alimentação recalculada	---	100,0	58,3	60,66	11,37	100,0	100,0	92,24	15,39		
Alimentação analisada	195	---	---	61,00	10,19	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem do concentrado rougher+scavenger P₉₀=0,053mm; dosagem de amido=500g/t; dosagem de amina=90g/t; %sólidos na alimentação=40; rotação do rotor=1200RPM; vazão de ar=6l/min; pH=10,50; tempo de condicionamento: 5min para o amido e 1min para amina; tempo de flotação: 3min; 1200g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XVII - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 1 (WHIMS) para amostra de itabirito anfíbolítico.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Rougher - Ensaio 1											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado RG	14	61,9	61,90	55,80	15,60	75,6	32,5	75,64	32,47	2,5	2,5
Rejeito RG	15	38,1	38,10	29,20	52,70	24,4	67,5	24,36	67,53		
Alimentação recalculada	---	100,0	100,0	45,67	29,74	100,0	100,0	100,0	100,0		
Alimentação analisada	162	---	---	43,79	31,02	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Moagem P₉₀ alimentação = 0,15mm; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm; campo magnético: 10.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XVII - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 1 (WHIMS) para amostra de itabirito anfibolítico - continuação.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Cleaner - Ensaio 2.1											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado CL	81	69,8	43,21	63,59	5,86	77,5	29,6	60,17	8,51	2,9	2,9
Rejeito CL	82	30,2	18,69	42,69	32,14	22,5	70,4	17,48	20,21		
Alimentação recalculada	---	100,0	61,90	57,28	13,80	100,0	100,0	77,6	28,7		
Alimentação analisada	163	---	---	58,30	13,50	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem P₉₀ alimentação = 0,053mm; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm; campo magnético: 8.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Cleaner - Ensaio 2.2											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado CL	83	74,6	46,18	62,88	6,90	81,2	36,6	63,59	10,72	2,7	2,7
Rejeito CL	84	25,4	15,72	42,89	35,16	18,8	63,4	14,77	18,59		
Alimentação recalculada	---	100,0	61,90	57,80	14,08	100,0	100,0	78,4	29,3		
Alimentação analisada	164	---	---	57,20	14,30	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem P₉₀ alimentação = 0,053mm; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm; campo magnético: 10.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XVII - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 1 (WHIMS) para amostra de itabirito anfibolítico - continuação.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Cleaner - Ensaio 2.3											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado CL	85	77,6	48,03	62,49	7,02	84,6	39,6	65,73	11,34	2,9	2,9
Rejeito CL	86	22,4	13,87	39,53	37,10	15,4	60,4	12,00	17,30		
Alimentação recalc.	---	100,0	61,9	57,35	13,76	100,0	100,0	77,7	28,6		
Alimentação analisada	165	---	---	59,10	13,21	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem P₉₀ alimentação = 0,053mm; gap das matrizes do WHIMS=2,5mm; campo magnético: 12.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

Rota 1: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Recleaner - Ensaio 3											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado RCL	109	82,5	35,65	64,98	4,50	85,1	56,0	50,72	5,39	2,1	2,1
Rejeito RCL	110	17,5	7,56	53,62	16,64	14,9	44,0	8,88	4,23		
Alimentação recalc.	---	100,0	43,2	62,99	6,62	100,0	100,0	59,6	9,6		
Alimentação analisada	166	---	---	63,50	6,00	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Alimentação=concentrado cleaner obtido no campo de 8.000gauss; gap das matrizes do WHIMS: 2,5mm; Campo magnético: 8.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 500g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XVIII - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 2 (Flotação) para amostra de itabirito anfibolítico.

Rota 2: Deslamagem anterior ao Estágio Rougher - Ensaio 1											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Overflow	9	27,00	27,00	38,50	37,80	25,3	28,1	25,32	28,14	0,9	0,9
Underflow	8	73,00	73,00	42,00	35,70	74,7	71,9	74,68	71,86		
Alimentação recalç.	---	100,0	100,0	41,06	36,27	100,0	100,0	100,0	100,0		
Alimentação analisada	181	---	---	40,50	37,39	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Moagem P₉₀ alimentação = 0,15mm; tempo de decantação: 15min, pH=10,5; número de deslamagem=4; 2500g de amostra por ensaio em batelada.

Rota 2: Flotação Estágio Rougher - Ensaio 2											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado RG	62	70,48	51,5	55,09	16,98	85,1	39,8	69,04	24,09	2,9	2,9
Rejeito RG	63	29,52	21,5	23,00	61,35	14,9	60,2	12,07	36,45		
Alimentação recalç.	---	100,0	73,0	45,62	30,08	100,0	100,0	81,1	60,5		
Alimentação analisada	182	---	---	44,15	31,53	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Alimentação = underflow deslamagem; dosagem de amido=500g/t; dosagem de amina=60g/t %sólidos na alimentação=40; rotação do rotor=1200RPM; vazão de ar=6l/min; pH=10,50; tempo de condicionamento: 5min para o amido e 1min para amina; tempo de flotação: 3min; 1250g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XVIII - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 2 (Flotação) para amostra de itabirito anfibolítico - continuação.

Rota 2: Deslamagem anterior ao Estágio Scavenger - Ensaio 3											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Overflow	183	30,00	6,46	12,11	76,00	17,7	33,7	1,91	13,55	0,7	0,7
Underflow	184	70,00	15,08	24,10	64,15	82,3	66,3	8,85	26,68		
Alimentação recalculada	---	100,0	21,5	20,50	67,71	100,0	100,0	10,8	40,2		
Alimentação analisada	185	---	---	19,43	69,18	---	---	---	---	---	---
Condições operacionais: Moagem P ₉₀ alimentação = 0,15mm; tempo de decantação: 15min, pH=10,5; número de deslamagem=4; 2500g de amostra por ensaio em batelada.											

Rota 2: Flotação Estágio Scavenger - Ensaio 4											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado SVG	73	24,23	3,66	46,04	58,82	44,1	22,7	4,10	5,93	1,6	1,6
Rejeito SVG	74	75,77	11,43	18,66	64,00	55,9	77,3	5,19	20,17		
Alimentação recalculada	---	100,0	15,1	25,29	62,74	100,0	100,0	9,3	26,1		
Alimentação analisada	186	---	---	24,87	61,00	---	---	---	---	---	---
Condições operacionais: Alimentação = underflow deslamagem; dosagem de amido=500g/t; dosagem de amina=80g/t; %sólidos na alimentação=40; rotação do rotor=1200RPM; vazão de ar=6l/min; pH=10,50; tempo de condicionamento: 5min para o amido e 1min para amina; tempo de flotação: 3min; 500g de amostra por ensaio em batelada.											

APÊNDICE XVIII - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 2 (Flotação) para amostra de itabirito anfibolítico - continuação.

Rota 2: Flotação Estágio Cleaner (Conc. Rougher + Scavenger) - Ensaio 5											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado CL	99	88,26	48,64	59,52	9,84	93,8	58,0	70,51	13,20	3,3	3,3
Rejeito CL	100	11,74	6,47	29,64	53,54	6,2	42,0	4,67	9,55		
Alimentação recalculada	---	100,0	55,11	56,01	14,97	100,0	100,0	75,2	22,7		
Alimentação analisada	187	---	---	57,76	14,88	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem do concentrado rougher+scavenger P₉₀=0,053mm; dosagem de amido=500g/t; dosagem de amina=60g/t; %sólidos na alimentação=40; rotação do rotor=1200RPM; vazão de ar=6l/min; pH=10,50; tempo de condicionamento: 5min para o amido e 1min para amina; tempo de flotação: 3min; 990g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XIX - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 3 (WDRE+WHIMS+Flotação) para amostra de itabirito anfibolítico.

Rota 3: Concentração magnética de média intensidade (WDRE) - Estágio Rougher - Ensaio 1											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado RG	130	36,30	36,30	58,85	12,80	50,0	13,7	50,03	13,69	2,5	2,5
Rejeito RG	131	63,70	63,70	33,49	45,98	50,0	86,3	49,97	86,31		
Alimentação recalculada	---	100,0	100,0	42,70	33,94	100,0	100,0	100,0	100,0		
Alimentação analisada	196	---	---	40,67	35,80	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Moagem P₉₀ alimentação = 0,15mm; campo magnético = 7.500 gauss; rotação do tambor: 50RPM %sólidos na alimentação=35; 500g de amostra por ensaio de batelada

**APÊNDICE XIX - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 3
(WDRE+WHIMS+Flotação) para amostra de itabirito anfibolítico - continuação**

Rota 3: Concentração magnética de alta intensidade (WHIMS) - Estágio Scavenger - Ensaio 2											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Concentrado SVG	132	43,40	27,65	49,39	22,26	64,0	21,3	31,98	18,13	2,6	2,6
Rejeito SVG	133	56,60	36,05	21,26	62,90	36,0	78,7	17,95	66,83		
Alimentação recalculada	---	100,0	63,7	33,47	45,26	100,0	100,0	49,93	84,96		
Alimentação analisada	197	---	---	33,11	47,50	---	---	---	---	---	---
Condições operacionais: Moagem P ₉₀ alimentação = 0,15mm; gap das materizes do WHIMS=1,5mm; campo magnético: 13.000gauss; %sólidos na alimentação=40; 1000g de amostra por ensaio de batelada.											

Rota 3: Deslamagem anterior ao Estágio Cleaner - Ensaio 3											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂	Etapa	Global
Overflow	147	15,8	10,10	44,80	28,70	13,0	25,2	10,60	8,54	0,7	0,7
Underflow	198	84,2	53,84	56,18	16,02	87,0	74,8	70,85	25,42		
Alimentação recalculada	---	100,0	63,9	54,38	18,02	100,0	100,0	81,45	33,96		
Alimentação analisada	199	---	---	55,13	16,92	---	---	---	---	---	---
Condições operacionais: Remoagem P ₉₀ alimentação = 0,053mm; tempo de decantação: 15min, pH=10,5; número de deslamagem=3; 1020g de amostra por ensaio em batelada.											

**APÊNDICE XIX - Balanço de massa e metalúrgico das diversas etapas da rota de concentração 3
(WDRE+WHIMS+Flotação) para amostra de itabirito anfíbolítico - continuação**

Rota 3: Flotação Estágio Cleaner (Conc. Rougher + Scavenger) - Ensaio 4											
Produtos	I.D. Amostra	%Massa		Teores (%)		Dist.etapa (%)		Dist. global (%)		I.S.	
		Etapa	Global	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Fe	SiO₂	Etapa	Global
Concentrado CL	141	75,87	40,85	63,77	4,44	85,5	22,5	61,01	5,34	4,5	4,5
Rejeito CL	142	24,13	12,99	33,91	48,05	14,5	77,5	10,32	18,40		
Alimentação recalculada	---	100,0	53,8	56,56	14,96	100,0	100,0	71,33	23,74		
Alimentação analisada	200	---	---	58,00	12,50	---	---	---	---	---	---

Condições operacionais: Remoagem do concentrado rougher+scavenger P₉₀=0,053mm; dosagem de amido=500g/t; dosagem de amina=75g/t; %sólidos na alimentação=40; rotação do rotor=967RPM; vazão de ar=6l/min; pH=10,50; tempo de condicionamento: 5min para o amido e 1min para amina; tempo de flotação: 3min; 790g de amostra por ensaio em batelada.

APÊNDICE XX - Análises químicas dos produtos gerados nos diversos ensaios de concentração para as amostras estudadas.

Amostra n°	Tipologia	Rota de processo	Produto	Fe	SiO ₂	Mn	P	Al ₂ O ₃	PPC
1	Itabirito compacto	1	Alim. RG	31,07	53,55	0,025	0,052	1,69	0,18
2	Itabirito compacto	1	Alim. CL1	57,03	16,65	0,015	0,035	1,57	0,14
3	Itabirito compacto	1	Alim. CL2	57,10	16,40	0,016	0,039	1,53	0,16
4	Itabirito compacto	2	Under.D.RG	39,10	43,60	0,038	0,022	0,40	0,03
5	Itabirito compacto	2	Over.D. RG	19,50	71,10	0,020	0,031	0,83	0,09
6	Itabirito semicompacto	2	Under.D.RG	38,90	44,40	0,030	0,040	0,60	0,25
7	Itabirito semicompacto	2	Over.D. RG	20,00	62,00	0,050	0,060	4,60	4,70
8	Itabirito anfíbolítico	2	Under.D.RG	42,00	35,70	0,050	0,050	1,50	2,50
9	Itabirito anfíbolítico	2	Over.D.RG	38,50	37,80	0,060	0,070	3,00	3,90
10	Itabirito compacto	1	Conc. RG	55,30	20,40	0,032	0,035	0,45	0,04
11	Itabirito compacto	1	Rej. RG	9,30	85,90	0,040	0,040	0,60	0,10
12	Itabirito semicompacto	1	Conc. RG	58,20	16,30	0,100	0,041	0,20	0,06
13	Itabirito semicompacto	1	Rej. RG	7,30	88,80	0,080	0,060	0,32	0,20
14	Itabirito anfíbolítico	1	Conc. RG	55,80	15,60	0,080	0,060	1,85	2,52
15	Itabirito anfíbolítico	1	Rej. RG	29,20	52,70	0,050	0,070	2,10	3,23
52	Itabirito compacto	2	Conc.RG	61,23	10,58	0,059	0,062	0,97	0,17
53	Itabirito compacto	2	Rej. RG	15,94	72,87	0,033	0,042	3,85	0,35
57	Itabirito semicompacto	2	Conc.RG	60,63	11,48	0,045	0,036	1,05	0,20
58	Itabirito semicompacto	2	Rej. RG	12,94	79,29	0,050	0,060	1,78	0,23
62	Itabirito anfíbolítico	2	Conc.RG	55,09	16,98	0,074	0,070	1,03	2,53
63	Itabirito anfíbolítico	2	Rej. RG	23,00	61,35	0,065	0,052	2,88	2,68
67	Itabirito compacto	2	Conc.SVG	50,33	23,00	0,030	0,064	1,57	0,14
68	Itabirito compacto	2	Rej. SVG	14,10	76,26	0,030	0,048	2,50	0,10
70	Itabirito semicompacto	2	Conc.SVG	47,99	28,68	0,040	0,052	1,81	0,17
71	Itabirito semicompacto	2	Rej. SVG	12,85	78,86	0,045	0,053	1,97	0,10
73	Itabirito anfíbolítico	2	Conc.SVG	46,04	58,82	0,072	0,045	0,50	4,19
74	Itabirito anfíbolítico	2	Rej. SVG	18,66	62,14	0,082	0,046	3,97	6,77
75	Itabirito compacto	1	Conc. CL2	63,61	7,80	0,028	0,048	0,48	0,12
76	Itabirito compacto	1	Conc. CL1	62,51	8,19	0,027	0,060	0,55	1,23
77	Itabirito compacto	1	Conc. CL3	63,12	8,56	0,030	0,059	0,40	0,13
78	Itabirito compacto	1	Rej. CL1	33,07	50,42	0,022	0,050	1,55	0,17
79	Itabirito compacto	1	Rej. CL3	28,29	57,84	0,029	0,064	0,74	0,37
80	Itabirito compacto	1	Rej. CL2	32,22	51,84	0,032	0,048	1,05	0,41
81	Itabirito anfíbolítico	1	Conc. CL1	63,59	5,86	0,059	0,044	0,46	2,14
82	Itabirito anfíbolítico	1	Rej. CL1	42,69	32,14	0,088	0,058	0,71	5,44
83	Itabirito anfíbolítico	1	Conc. CL2	62,88	6,90	0,058	0,040	0,42	2,16
84	Itabirito anfíbolítico	1	Rej. CL2	42,89	35,16	0,086	0,054	0,76	2,10

APÊNDICE XX - Análises químicas dos produtos gerados nos diversos ensaios de concentração para as amostras estudadas - continuação.

Amostra nº	Tipologia	Rota de processo	Produto	Fe	SiO ₂	Mn	P	Al ₂ O ₃	PPC
85	Itabirito anfíbolítico	1	Conc.CL3	62,49	7,02	0,049	0,038	0,63	2,36
86	Itabirito anfíbolítico	1	Rej. CL3	39,53	37,10	0,078	0,059	1,11	4,64
87	Itabirito semicompacto	1	Conc.CL1	65,20	5,24	0,080	0,039	0,76	0,12
88	Itabirito semicompacto	1	Rej. CL1	28,99	56,16	0,038	0,042	1,07	0,64
89	Itabirito semicompacto	1	Conc.CL2	65,13	5,00	0,028	0,033	1,09	0,14
90	Itabirito semicompacto	1	Rej. CL2	26,11	59,98	0,033	0,042	1,42	0,65
91	Itabirito semicompacto	1	Conc.CL3	64,82	5,50	0,026	0,030	1,03	0,10
92	Itabirito semicompacto	1	Rej. CL3	22,62	64,60	0,030	0,037	1,91	0,51
94	Itabirito compacto	2	Conc. CL	66,42	3,45	0,036	0,050	0,79	0,13
95	Itabirito compacto	2	Rej. CL	23,05	65,07	0,022	0,035	1,65	0,19
99	Itabirito anfíbolítico	2	Conc. CL	59,52	9,84	0,079	0,059	0,61	3,83
100	Itabirito anfíbolítico	2	Rej. CL	29,64	53,54	0,037	0,034	0,81	2,80
104	Itabirito semicompacto	2	Conc. CL	65,76	4,46	0,049	0,030	0,76	0,11
105	Itabirito semicompacto	2	Rej. CL	22,45	65,98	0,022	0,033	1,56	0,25
109	Itabirito anfíbolítico	1	Conc. RCL	64,98	4,50	0,039	0,047	0,50	1,39
110	Itabirito anfíbolítico	1	Rej. RCL	53,62	16,64	0,079	0,056	0,82	5,22
111	Itabirito compacto	1	Conc. RCL	65,19	5,60	0,025	0,042	0,42	0,12
112	Itabirito compacto	1	Rej. RCL	48,33	29,16	0,029	0,035	0,78	0,36
113	Itabirito semicompacto	1	Conc. RCL	66,87	3,74	0,035	0,030	0,40	0,13
114	Itabirito semicompacto	1	Rej. RCL	52,03	23,58	0,049	0,034	0,84	0,55
115	Itabirito compacto	3	Conc. RG	60,19	12,14	0,035	0,041	1,07	0,10
116	Itabirito compacto	3	Rej. RG	25,12	61,58	0,016	0,037	1,64	0,22
117	Itabirito compacto	3	Conc. SVG	55,56	18,88	0,012	0,040	0,90	0,16
118	Itabirito compacto	3	Rej. SVG	7,86	86,98	0,015	0,032	1,05	0,13
119	Itabirito semicompacto	3	Conc. RG	60,13	12,28	0,022	0,038	0,96	0,15
120	Itabirito semicompacto	3	Rej. RG	16,14	74,48	0,020	0,030	1,58	0,20
121	Itabirito semicompacto	3	Conc. SVG	57,84	14,20	0,082	0,045	1,81	0,61
122	Itabirito semicompacto	3	Rej. SVG	8,99	84,46	0,019	0,034	1,93	0,11
123	Itabirito compacto	3	Conc. CL	67,74	1,84	0,04	0,040	0,48	0,09
124	Itabirito compacto	3	Rej. CL	25,26	62,30	0,020	0,042	1,24	0,22
130	Itabirito anfíbolítico	3	Conc. RG	58,85	12,80	0,033	0,030	0,69	1,70
131	Itabirito anfíbolítico	3	Rej. RG	33,49	45,98	0,080	0,035	0,82	4,69
132	Itabirito anfíbolítico	3	Conc. SVG	49,39	22,26	0,090	0,058	0,65	5,81
133	Itabirito anfíbolítico	3	Rej. SVG	21,26	62,90	0,030	0,039	2,65	3,41
134	Itabirito semicompacto	3	Conc. CL	65,73	4,06	0,040	0,019	1,13	-0,07
135	Itabirito semicompacto	3	Rej. CL	24,20	63,90	0,027	0,031	2,01	0,16
141	Itabirito anfíbolítico	3	Conc. CL	63,77	4,44	0,071	0,059	0,68	2,98

APÊNDICE XX - Análises químicas dos produtos gerados nos diversos ensaios de concentração para as amostras estudadas - continuação.

Amostra nº	Tipologia	Rota de processo	Produto	Fe	SiO ₂	Mn	P	Al ₂ O ₃	PPC
142	Itabirito anfíbolítico	3	Rej. CL	33,91	48,05	0,035	0,028	1,23	2,17
147	Itabirito anfíbolítico	3	Over.D.CL	44,80	28,70	0,070	0,054	1,03	5,53
148	Itabirito semicompacto	3	Over.D.CL	31,59	47,26	0,045	0,051	5,92	1,03
155	Itabirito compacto	1	Alim.CL3	57,00	16,36	0,013	0,033	1,58	0,20
156	Itabirito compacto	1	Alim. RCL	60,23	10,32	0,014	0,032	1,40	0,23
157	Itabirito semicompacto	1	Alim. RG	39,00	41,85	0,020	0,040	2,12	0,15
158	Itabirito semicompacto	1	Alim.CL1	58,00	14,58	0,080	0,050	1,79	0,61
159	Itabirito semicompacto	1	Alim.CL2	60,00	13,10	0,081	0,047	0,96	0,15
160	Itabirito semicompacto	1	Alim.CL3	61,00	11,50	0,079	0,051	0,90	0,14
161	Itabirito semicompacto	1	Alim. RCL	65,60	5,50	0,046	0,029	0,45	0,13
162	Itabirito anfíbolítico	1	Alim. RG	43,79	31,02	0,086	0,060	0,66	5,40
163	Itabirito anfíbolítico	1	Alim.CL1	58,30	13,50	0,078	0,061	0,60	2,12
164	Itabirito anfíbolítico	1	Alim.CL2	57,20	14,30	0,076	0,065	0,63	3,00
165	Itabirito anfíbolítico	1	Alim.CL3	59,10	13,21	0,075	0,062	0,62	1,46
166	Itabirito anfíbolítico	1	Alim. RCL	63,50	6,00	0,070	0,060	0,65	2,35
167	Itabirito compacto	2	Alim.D.RG	34,87	48,20	0,025	0,051	1,57	0,16
168	Itabirito compacto	2	Alim. RG	40,26	39,93	0,020	0,030	2,10	0,35
169	Itabirito compacto	2	Over.D.SVG	13,30	77,21	0,034	0,044	2,98	0,45
170	Itabirito compacto	2	Under.D.SVG	17,10	71,70	0,032	0,038	3,50	0,17
171	Itabirito compacto	2	Alim.D.SVG	15,00	75,10	0,035	0,045	2,95	0,43
172	Itabirito compacto	2	Alim. SVG	25,03	62,95	0,031	0,060	0,73	0,38
173	Itabirito compacto	2	Alim. CL	60,05	12,82	0,053	0,063	0,95	0,18
174	Itabirito semicompacto	2	Alim.D.RG	37,69	43,90	0,042	0,053	1,75	0,23
175	Itabirito semicompacto	2	Alim. RG	40,28	40,35	0,040	0,051	1,72	0,19
176	Itabirito semicompacto	2	Over.D.SVG	5,10	88,01	0,039	0,034	4,00	0,32
177	Itabirito semicompacto	2	Under.D.SVG	20,00	69,49	0,020	0,017	1,51	0,28
178	Itabirito semicompacto	2	Alim.D.SVG	19,60	70,00	0,021	0,016	1,60	0,26
179	Itabirito semicompacto	2	Alim. SVG	22,13	65,20	0,028	0,033	2,83	0,13
180	Itabirito semicompacto	2	Alim. CL	60,03	12,90	0,022	0,038	0,95	0,16
181	Itabirito anfíbolítico	2	Alim.D.RG	40,50	37,39	0,040	0,050	1,03	3,55
182	Itabirito anfíbolítico	2	Alim. RG	44,15	31,53	0,075	0,048	0,55	4,60
183	Itabirito anfíbolítico	2	Over.D.SVG	12,10	76,00	0,069	0,065	2,61	3,80
184	Itabirito anfíbolítico	2	Under.D.SVG	24,10	64,15	0,031	0,066	0,84	0,40
185	Itabirito anfíbolítico	2	Alim.D.SVG	19,43	69,18	0,082	0,046	1,07	1,77
186	Itabirito anfíbolítico	2	Alim. SVG	24,87	61,00	0,025	0,032	1,69	1,60
187	Itabirito anfíbolítico	2	Alim. CL	57,76	14,88	0,033	0,030	0,71	1,73
188	Itabirito compacto	3	Alim. RG	41,50	39,30	0,029	0,035	0,80	0,37
189	Itabirito compacto	3	Alim. SVG	22,43	64,30	0,022	0,036	3,35	0,15

APÊNDICE XX - Análises químicas dos produtos gerados nos diversos ensaios de concentração para as amostras estudadas - continuação.

Amostra n°	Tipologia	Rota de processo	Produto	Fe	SiO ₂	Mn	P	Al ₂ O ₃	PPC
190	Itabirito compacto	3	Alim.CL	58,50	14,40	0,030	0,064	1,57	0,14
191	Itabirito semcompacto	3	Alim.RG	39,20	41,42	0,031	0,039	2,22	0,13
192	Itabirito semcompacto	3	Alim.SVG	17,18	72,40	0,025	0,034	2,83	0,12
193	Itabirito semcompacto	3	Under.D.CL	60,92	12,78	0,040	0,031	0,83	0,15
194	Itabirito semcompacto	3	Alim. D.CL	58,87	13,27	0,080	0,042	1,80	0,56
195	Itabirito semcompacto	3	Alim.CL	61,00	10,19	0,081	0,059	0,60	1,75
196	Itabirito anfíbolítico	3	Alim.RG	40,67	35,80	0,079	0,058	1,15	4,60
197	Itabirito anfíbolítico	3	Alim.SVG	33,11	47,50	0,040	0,049	1,11	3,40
198	Itabirito anfíbolítico	3	Under.D.CL	56,18	16,02	0,036	0,039	0,70	1,78
199	Itabirito anfíbolítico	3	Alim. D.CL	55,13	16,92	0,080	0,058	0,85	3,18
200	Itabirito anfíbolítico	3	Alim.CL	58,00	12,50	0,077	0,061	0,62	3,69

Legenda:

Alim. CL – alimentação do estágio cleaner;

Alim. CL1 – alimentação do estágio cleaner com campo magnético de 8.000gauss;

Alim. CL2 - alimentação do estágio cleaner com campo magnético de 10.000gauss;

Alim. CL3 - alimentação do estágio cleaner com campo magnético de 12.000gauss;

Alim. D. CL – alimentação da etapa de deslamagem anterior ao estágio cleaner;

Alim. D.RG – alimentação da etapa de deslamagem anterior ao estágio rougher;

Alim. D.SVG – alimentação da etapa de deslamagem anterior ao estágio scavenger;

Alim. RCL – alimentação do estágio recleaner;

Alim. RG – alimentação do estágio rougher;

Alim. SVG – alimentação do estágio scavenger;

Conc. CL – concentrado do estágio cleaner;

Conc. CL1 – rejeito do estágio cleaner com campo magnético fixado em 8.000gauss;

Conc. CL2 - rejeito do estágio cleaner com campo magnético fixado em 10.000gauss;

Conc. CL3 - rejeito do estágio cleaner com campo magnético fixado em 12.000gauss;

Conc. RCL – concentrado do estágio recleaner;

Conc. RG – concentrado do estágio rougher;

Conc. SVG – concentrado do estágio scavenger;

Over. D. CL – overflow da etapa de deslamagem anterior ao estágio cleaner;

Over. D.RG – underflow da etapa de deslamagem anterior ao estágio rougher;

Over. D.SVG – underflow da etapa de deslamagem anterior ao estágio scavenger;

Rej. CL – rejeito do estágio cleaner;

Rej. CL1 – rejeito do estágio cleaner com campo magnético ajustado em 8.000gauss;

Rej. CL2 - rejeito do estágio cleaner com campo magnético ajustado em 10.000gauss;

Rej. CL3 - rejeito do estágio cleaner com campo magnético ajustado em 12.000gauss;

Rej. RCL – rejeito do estágio recleaner;

Rej. RG – rejeito do estágio rougher;

Rej. SVG – rejeito do estágio scavenger;

Under. D. CL – underflow da etapa de deslamagem anterior ao estágio cleaner;

Under. D.RG – underflow da etapa de deslamagem anterior ao estágio rougher;

Under. D.SVG – underflow da etapa de deslamagem anterior ao estágio scavenger.