

**CÉLIO VITOR PEREIRA MARQUES**

**CONCENTRAÇÃO PRIMÁRIA DE ITABIRITO COMPACTO**

São Paulo  
2011

**CÉLIO VITOR PEREIRA MARQUES**

**CONCENTRAÇÃO PRIMÁRIA DE ITABIRITO COMPACTO**

Trabalho de Formatura em Engenharia de Minas do  
curso de graduação do Departamento de  
Engenharia de Minas e de Petróleo da Escola  
Politécnica da Universidade de São Paulo.

Orientador: Profº Drº Homero Delboni Jr.

São Paulo  
2011

TF-2011  
M 348c

Lyon 2268665

ДОКУМЕНТЫ ОБРАЗОВАНИЯ И ОБРАЗОВАТЕЛЬНЫЕ

СРЕДИШНІЙ УРОВНІ ВІДПОВІДНОСТЬ  
ДО ПРОГРАМ ДЛЯ ЗАКІНЧЕННЯ СЕРДЕЧНОГО  
СЕВІДІВІЧА ІІІ КЛАСІВ ТА ПІДСЕВІДІЧА  
ІІІ КЛАСІВ МАТЕМАТИКА

M2011a

**DEDALUS - Acervo - EPMI**



31700009044

## FICHA CATALOGRÁFICA

**Marques, Célio Vitor Pereira**  
**Concentração primária de itabirito compacto / C.V.P.**  
**Marques. -- São Paulo, 2011.**  
**37 p.**

**Trabalho de Formatura - Escola Politécnica da Universidade  
de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e de  
Petróleo.**

**1. Concentração de minerais 2. Minério de ferro I. Universi -  
dade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Enge-  
nharia de Minas e de Petróleo II. t.**

*Aos meus pais e irmãs.*

## AGRADECIMENTOS

Agradeço a Deus pela conclusão de mais uma etapa da minha vida e pela forma como a mesma se desenvolveu.

À toda minha família: minha mãe Ana Justina, meu pai Célio Luiz, minhas irmãs Poliana e Fabiana, pelo amor incondicional e apoio constante para que eu pudesse concluir esta graduação. Também incluo aqui meu cunhado Osmar Cioni, com quem convivi durante todo este tempo.

Às amizades simples e verdadeiras que conquistei ao longo destes seis anos. Foram muitas as pessoas que convivi durante este período, e a todos eles sou humildemente grato. Mas devo aqui citar, principalmente, Odair Alves, Renato (Fritz), Wellington Gomes, Lucas Zucchi, Renato (Iwa), Guilherme Cheng e Maurício Carvalho. Aos meus velhos amigos, de Carmo do Rio Claro, que estão sempre presentes em minha vida e sempre acreditaram na minha capacidade: Bruno Barbosa, Thales Augusto, Márcio Antônio e Sílvio Júnior.

Agradeço a todo corpo docente do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo (PMI) da EPUSP por terem me ensinado a arte que é ser engenheiro de minas. Agradeço de forma particular, aos professores Homero Delboni Júnior e Laurindo de Salles Leal Filho, pessoas com quem tive a oportunidade de trabalhar, aprender e muito produzir como estágiário nos respectivos laboratórios.

Meu muito obrigado à toda equipe de Tratamento de Minérios do PMI, técnicos, alunos e pesquisadores, todos batalhadores e com quem mais compartilhei conhecimentos e desafios neste período.

Agradeço, de forma especial, às pessoas que contribuíram para este trabalho e também parceiros no LSC, Bianca Foggiatto, Thiago Jatobá, Gustavo Angeloci, Bruno Frontini, Rogério, Juninho e Marcos. Agradeço à Ciça pela ajuda na correção gramatical.

“Rather than love, than money,  
than fame, than faith, than fairness,  
give me truth.”

*H. D. Thoreau*

## RESUMO

Os novos projetos da indústria brasileira de minério de ferro, concentrados principalmente na região do quadrilátero ferrífero, são essenciais para a manutenção do país como grande exportador desta matéria prima. As reservas a serem explotadas na região são compostas em sua maior parte de itabiritos compactos, minérios com baixo teor de ferro (<40%), alta tenacidade e liberação fina. A combinação destes fatores traz grandes desafios para a comunicação e concentração dos itabiritos. Torna-se fundamental o estudo de etapas de concentração primária após uma moagem primária. O objetivo é a geração de um rejeito final rico em sílica para diminuir o fluxo de material em etapas de moagem fina, diminuindo o investimento em operações industriais, o consumo energético e o custo operacional. O desempenho dos principais métodos utilizados pela indústria na concentração de minerais de ferro, concentração densitária em espirais, separação magnética e flotação foram avaliados nas condições de uma concentração primária. A concentração em espiral apresentou o pior desempenho por não ser compatível com a amostra estudada neste trabalho. Já os processos de separação magnética e flotação apresentaram desempenho adequado para o objetivo proposto, sendo a flotação o que apresentou a maior seletividade sílica/hematita.

**Palavras-chave:** Minério de Ferro, Itabiritos Compactos, Concentração Primária.

## ABSTRACT

New projects in the Brazilian iron ore industries, located mainly in the Quadrilátero Ferrífero region, Minas Gerais state, are essentials for the maintenance of Brazil as a great supplier of this raw material. Most of the mineral reserves to be exploited in this region are composed of the so-called compact itabirites, that is, low grade iron ores (<40% Fe), presenting high tenacity and fine liberation. Such factors in combination bring tremendous challenges for the comminution and concentration of those itabirites. Due to this fact, it is vital the investigation of the primary concentration steps after the primary grinding. The aim of this work is to obtain a final tailing with a high silica content so as to reduce the circulation of material in the fine grinding steps, reducing the investment in industrial operations, the power consumption and the operating costs. The performance of the main methods employed in the iron ore concentration industries, that is, gravimetric and spiral concentrations, magnetic separation and froth flotation was evaluated at the conditions of a primary concentration. The spiral concentration tests presented the worst results, not being compatible with the sample studied in this work. The magnetic separation and flotation processes presented the expected performance for the purpose of this investigation. The highest silica/hematite selectivity was obtained using flotation.

**Keywords:** Iron ore, Compact itabirites, Primary concentration.

## SUMÁRIO

<b>1 INTRODUÇÃO .....</b>	<b>8</b>
<b>2 OBJETIVO .....</b>	<b>8</b>
<b>3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA .....</b>	<b>9</b>
3.1 Minério de Ferro.....	9
3.2 Beneficiamento de Itabiritos Compactos .....	9
3.3 Separação Densitária em Espirais.....	10
3.3.1 Características Construtivas de Espirais .....	11
3.3.2 Mecanismo de Separação .....	11
3.6 Concentração Magnética.....	13
3.6.1 Equipamentos.....	13
3.6.2 Mecanismo de Separação .....	13
3.7 Flotação .....	14
3.7.1 Mecanismo de Separação .....	15
3.8 Índices de quantificação nos processos de concentração.....	15
<b>4 MATERIAIS E MÉTODOS .....</b>	<b>16</b>
4.1 Preparação das amostras .....	16
4.2 Britagem .....	16
4.3 Moagem.....	17
4.4 Deslamagem .....	18
4.5 Concentração em espiral .....	18
4.6 Separação Magnética .....	18
4.7 Flotação .....	19
	21
<b>5 RESULTADOS E DISCUSSÕES .....</b>	<b>23</b>
5.1 Caracterização da amostra.....	23
5.2 Desempenho Metalúrgico. ....	25
<b>6 CONCLUSÃO .....</b>	<b>28</b>
<b>7 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>29</b>

## 1 INTRODUÇÃO

O Brasil se destaca como um dos grandes exportadores mundiais de minério de ferro. Esta matéria prima, utilizada principalmente na produção de aço, adquiriu forte valorização na última década com o grande desenvolvimento econômico global liderado pela China. De maneira geral as usinas de tratamento deste minério no Brasil, nunca enfrentaram grandes desafios devido à alta qualidade das reservas.

A nova fronteira para exploração dos minerais de ferro são os depósitos com formações rochosas de baixo teor (itabiritos compactos), localizadas principalmente na região do quadrilátero ferrífero. Como o concentrado de minério de ferro é um produto de baixo valor agregado, a tendência é o surgimento de usinas de grande porte para produção em grande escala. Outro ponto crítico é a liberação fina ( $0,074 - 0,044$  mm) que estes minérios apresentam, causando uma necessidade de grandes gastos com moagem.

Com a escassez e o aumento do custo de energia em todo o mundo, um beneficiamento que se preocupe com tal ponto é fundamental para a viabilização dos projetos. Kelly e Spottiswood (1982) já antecipavam, em seu tempo, a necessidade futura da realização de operações de pré-concentração na usinas de beneficiamento, com geração de rejeito final e redução de consumo energético nas etapas de moagem fina.

Os itabiritos compactos, compostos majoritariamente por óxidos de ferro e sílica, possuem como propriedades diferenciadoras para as etapas de concentração física a densidade e a susceptibilidade magnética, além da molhabilidade, que pode ser modulada com o uso de coletores, depressores e modificadores. Com isto, as operações de concentração magnética, densitária e flotação devem continuar sendo as mais desenvolvidas nestas novas operações.

Segundo Donda (1998), a energia requerida para uma mesma relação de redução aumenta à medida que diminui o tamanho da partícula.

Torna-se de grande valia uma avaliação da possibilidade do uso de uma etapa de pré-concentração e uma comparação entre diferentes operações de concentração para redução de gastos energéticos no circuito de remoagem, com a possibilidade de se obter um rejeito final adequado ao processo.

## 2 OBJETIVO

O presente trabalho tem por objetivo avaliar o desempenho de uma etapa de concentração primária em itabirito compacto através da realização de ensaios de separação magnética, concentração em espirais e flotação.

### 3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

#### 3.1 Minério de Ferro

Como a indústria do minério de ferro está inserida em um contexto global, seu crescimento e desenvolvimento estão diretamente ligados à atividade econômica mundial. Sua relação com a siderurgia na cadeia de valores implica um aumento na necessidade da matéria prima fornecida por tal segmento em tempos de aceleração econômica (Jesus, 2010).

Brasil e Austrália ocupam, hoje, o posto de maiores exportadores de minério de ferro no mundo. Sustentam, portanto, a necessidade de matéria prima que o setor siderúrgico tem apresentado na última década devido ao forte crescimento da economia chinesa. Detentor da 4<sup>a</sup> maior reserva mundial do minério (DNPM, 2010), o Brasil tem, como principais unidades produtoras da Federação, os estados do Pará e Minas Gerais, que totalizam 83% das reservas (medidas e indicadas).

Segundo Jesus (2009), os principais minerais que contém ferro são hematita ( $Fe_2O_3$ ), magnetita ( $Fe_3O_4$ ), goethita ( $FeO/OH$ ) e Siderita ( $FeCO_3$ ). As formações de itabirito, rocha composta predominantemente de hematita e sílica, constituem os principais depósitos de ferro brasileiros no estado de Minas Gerais. O beneficiamento constitui-se de cominuição (britagem e moagem), lavagem, classificação e concentração.

Os produtos fornecidos pelas mineradoras às siderúrgicas são divididos de acordo com a granulometria e teores de Fe e contaminantes. O material mais grosso, conhecido como granulado, possui tamanho entre 6 e 32 milímetros. Este material é alimentado diretamente nos alto-fornos e é também conhecido como *lump ore*. É o produto mais nobre, apresentando teores de Fe acima de 65%, com teores de sílica de no máximo 5%. O teor de fósforo determina sua subclassificação, podendo ser granulado de redução direta, granulado de alto-forno ou granulado de aciaria.

O produto de granulação intermediária (-6,30 +0,15 mm) é denominado *sinter feed* e o seu uso nos altos fornos é precedido de uma etapa conhecida como sinterização, para agregação das partículas. Já a fração mais fina (-0,15 mm) é denominada *pellet feed* e sua etapa de agregação para uso em alto fornos é conhecida por pelotização.

Historicamente, as reservas exploradas apresentavam alto teor de Fe (maiores que 60%), sendo suficientes apenas operações básicas de beneficiamento. Era predominante a produção de um produto grosso, denominado *lump ore*, utilizado diretamente nos fornos para produção de aço. Com o esgotamento de reservas com altos teores de ferro, têm-se início no país operações mais elaboradas de beneficiamento mineral.

Os depósitos conhecidos no Brasil como itabiritos, rochas bandadas compostas predominantemente por sílica e ferro, cujas reservas apresentavam na década de 1970 teores de ferro da ordem de 50%, já exigiam uma concentração desafiadora, que possibilitasse enriquecimento adequado para produção de sinter (*sinter feed*) ou pelotas (*pellet feed*). Em 1972, a Vale começa a operação de beneficiamento na mina do Cauê, com separação magnética de alta intensidade. Já em 1978, a Samarco inicia a primeira concentração por flotação deste minério no Brasil.

Com a exploração das reservas no país, observa-se uma redução na disponibilidade de minérios com alto teor de ferro. No começo da última década, os projetos para reservas com teores abaixo de 45% começam a ser estudados e a partir de 2005, os denominados itabiritos compactos, rochas competentes e com teores de ferro abaixo de 40%, passam também a ser foco de desenvolvimento das empresas.

Atualmente, observa-se uma gama de projetos mineiros cujo escopo compreende o beneficiamento de minério de ferro em grande escala, sendo os itabiritos compactos uma das principais fontes de exploração das empresas brasileiras. Como reflexo, o estudo e desenvolvimento do beneficiamento destes depósitos tem se tornado algo de grande importância para esta indústria.

### **3.2 Beneficiamento de Itabiritos Compactos**

Em linhas gerais, os itabiritos compactos apresentam como propriedades diferenciadoras dos minérios de ferro hoje beneficiados no Brasil, as seguintes características:

- Baixo Teor de Ferro (<40%);
- Tenacidade elevada da rocha;
- Liberação relativamente grossa (0,300 mm) de parte da sílica;
- Liberação fina (0,044 mm) de hematita;

Os grandes desafios no beneficiamento estão relacionados principalmente à seletividade hematita/sílica nos processos de concentração empregados e no consumo energético da cominuição para se obter uma liberação adequada.

De acordo com Kelly e Spottiswood (1982), o método de concentração selecionado para um minério em particular depende fundamentalmente da natureza do material e das propriedades diferenciadoras dos minerais presentes. O tamanho em que ocorre a liberação e o desempenho do processo em tal faixa granulométrica, também são fatores determinantes na escolha da operação ótima. Quando diferentes operações de concentração apresentam desempenho adequado a todas as condições acima impostas, a seleção baseia-se nos custos envolvidos.

As principais propriedades físicas diferenciadoras dos minerais incluem cor, nível de radioatividade, susceptibilidade magnética, condutividade e densidade. Já as propriedades químicas são amplas, mas no tratamento de minérios apenas as propriedades químicas de superfície são consideradas.

A separação densitária, que explora principalmente a diferença de densidade e tamanho dos minerais vem sendo explorada e desenvolvida por séculos, tendo um desenvolvimento acentuado no final do século XIX, quando se observou, também, o início do uso de equipamentos de separação magnética e eletrostática.

A flotação, desenvolvida no século XX, representou uma forte mudança tecnológica no beneficiamento mineral. Explorando a diferença de molhabilidade das partículas, esta operação se mostrou muito versátil e possibilitou a exploração de reservas com baixos teores dos minerais úteis.

Kelly e Spottiswood (1982) consideram que o aumento no custo da energia estimularia o uso de uma pré-concentração utilizando técnicas baratas de concentração, como catação ou separação densitária para obtenção de um rejeito final.

As principais propriedades físicas dos minerais de ferro e sílica são apresentadas na Tabela 1.

**Tabela 1: Principais propriedades físicas diferenciadoras entre hematita e quartzo.**

Propriedade	Hematita (Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	Quartzo (SiO <sub>2</sub> )
Densidade (g/cm <sup>3</sup> )	4.9-5.3	2.65-2.66
Comportamento Magnético	Paramagnético	Diamagnético
Condutividade	Condutor	Não Condutor
Dureza (Escala Mohs)	5.5-6.5	7.0

As propriedades diferenciadoras citadas na Tabela 1 indicam que diferentes mecanismos de separação, como separação densitária e concentração magnética, além da flotação, são potenciais candidatos na separação hematita/quartzo, principais constituintes nos itabiritos compactos.

Segundo Sampaio et al (2001), as principais operações de concentração utilizadas nas usinas brasileiras de minério de ferro são separação densitária em espirais, separação magnética de alta intensidade e flotação.

### 3.3 Separação Densitária em Espirais

De acordo com Arenare et al (2009), o uso de espirais para concentração de minérios de ferro data da década de 1960, na concentração de hematita espelcular no Canadá. Sua popularidade é alta neste setor por apresentar alta recuperação e operação simples. Deve-se deixar claro, porém, que o mecanismo de separação nestes equipamentos é dos mais complexos entre os métodos densitários.

Tavares e Sampaio (2005) colocam as espirais entre os equipamentos menos eficientes de separação densitária, resultando em baixas razões de enriquecimento em cada estágio. Seu uso é muito comum para ouro, cassiterita e areias pesadas.

#### 3.3.1 Características Construtivas de Espirais

Uma espiral concentradora típica consiste de uma calha em forma de helicóide, de seção circular modificada e suportada por uma coluna central. A polpa é alimentada por bombeamento ou gravidade, na parte superior. À medida que a polpa desce em movimento espiral, a combinação de diferentes forças provocadas pela dinâmica do escoamento determina a segregação radial das partículas de acordo com a densidade, tamanho e forma.

As espirais são caracterizadas por seu diâmetro, bem como perfil da espiral que influenciam de forma significativa a capacidade e a granulometria beneficiada. Diâmetros de equipamentos industriais variam de 580 até 1000 mm, sendo, em alguns casos, encontradas espirais de até 2000 mm de diâmetro. Outro parâmetro importante é o passo, definido como a distância vertical entre pontos similares em voltas sucessivas da hélice. O passo está ligado ao ângulo de inclinação da calha, é determinante na densidade da separação e influi diretamente a velocidade da polpa, porém exerce pouca influência no teor e recuperação do processo.

A Figura 1 mostra a instalação de concentração em espiral utilizada neste trabalho.



**Figura 1. Instalação de teste piloto de concentração em espiral.**

A divisão dos fluxos (densos, mistos e leves) pode ser feita por divisores ajustáveis no fim da última espira ou pode-se realizar a divisão ao longo do fluxo com saídas para o material denso, aumentando a capacidade do equipamento como ocorre nas espirais de Humphreys (Tavares e Sampaio, 2005)

Até a década de 1970, os equipamentos eram feitos de ferro fundido e hoje em dia são fabricados com vibra de vidro e materiais poliméricos recobertos com plástico.

### 3.3.2 Mecanismo de Separação

A separação em espirais se dá pela combinação de cinco forças (Tavares e Sampaio, 2005), quais sejam:

- Força Gravitacional: direciona as partículas para o centro da espiral;
- Força Centrífuga: direciona as partículas para a periferia da espiral;
- Força de Arraste: força provocada pelo atrito entre o fluido e a superfície da partícula, direcionando as partículas para a direção de escoamento do fluido;
- Forças Dispersivas: auxiliam na dilatação e mobilidade do leito e têm origem a partir das taxas altas de cisalhamento do fluido, do rolamento das partículas e influência da superfície da calha;
- Forças de Atrito: causada pela superfície da calha que se opõe ao movimento das partículas;

A influência das cinco forças acima listadas, combinadas com a geometria (diâmetro e passo da espiral), determinam a seletividade no processo. A estratificação do leito formado na calha é determinada pelos mecanismos da sedimentação retardada, consolidação intersticial e forças de cisalhamento.

O escoamento é caracterizado pela divisão em dois fluxos: o escoamento primário, que acontece no sentido descendente devido à ação da força gravitacional, e o escoamento secundário, que ocorre no plano vertical causado pela ação centrífuga.

Segundo Júnior et al (1980) a concentração em espirais pode ser realizada em estágios; em geral um estágio de desbaste seguido de tantos estágios de limpeza quantos forem necessários. Para minerais metálicos normalmente se retira no estágio de desbaste um rejeito final e um pré-concentrado que vai alimentar os estágios de limpeza.

## 3.6 Concentração Magnética

Kelly e Spottiswood (1982) destacam que a separação magnética já é aplicada há mais de duzentos anos para minerais de ferro. Muitas das usinas brasileiras que beneficiam estes minerais, para obtenção de produto ou ganga, fazem uso desta tecnologia.

Com o surgimento de novos equipamentos, com custos operacionais reduzidos, espera-se que seja uma tecnologia muito explorada nos novos projetos de grande escala para tratamento de itabiritos compactos.

### 3.6.1 Equipamentos

De forma geral, os equipamentos de concentração magnética são divididos em dois grupos, de acordo intensidade do campo magnético (alta, média ou baixa intensidade), podendo operar via seca ou via úmida.

Os equipamentos de baixo campo magnético são aplicados para concentrar materiais ferromagnéticos (magnetita, ilmenita), enquanto que os equipamentos de alta intensidade são usados para minerais paramagnéticos de baixa susceptibilidade magnética, como a hematita.

A separação via úmida predomina em operações de baixa intensidade magnética, enquanto o processamento a seco representa maior volume de produção. Recentemente, os equipamentos de alta intensidade via úmida vêm apresentando grande evolução e representam forte tendência para a separação de minerais paramagnéticos, principalmente na indústria do ferro.

Kelly e Spottiswood (1982) destacam como principal uso na indústria do ferro para concentração de hematita, os equipamentos conhecidos como carrossel Whims – *Wet High Intensity Magnetic Separators*, que operam com alta intensidade, via úmida. Consiste de uma caixa com matrizes contendo materiais ferromagnéticos, que podem ser esferas, placas ou palha de aço. O carrossel contendo estas matrizes gira em torno de um campo magnético alto induzido nas matrizes. O gradiente é proporcionado pelas arestas de matrizes ou telas, ou ainda superfícies de outras formas. Com a rotação constante, a alimentação se dá na região de alto campo, quando o material magnético é retido, e a descarga ocorre quando o campo é diminuído e o material lavado.

O grande entrave na aplicação destes equipamentos de alta intensidade é a utilização de eletroímãs para obtenção do campo magnético, o que representa grande consumo energético na operação. Como as usinas de ferro não absorvem custos operacionais elevados, devido ao baixo valor agregado do produto e a escala de produção, uma alternativa é o uso de separadores de baixa intensidade com imãs permanentes. Deve-se considerar a evolução dos imãs de terras-raras, que podem atingir intensidade de campo por volta de 8.000 Gauss, tornando-se uma opção na concentração de hematita.

### **3.6.2 Mecanismo de Separação**

As forças que compõem um sistema de separação magnética são:

- Força Magnética;
- Força Gravitacional, Centrífuga ou Inercial;
- Forças de Atração e Repulsão entre partículas;

A competição das três forças acima determina a seletividade do processo e elas dependem da natureza do minério e características do equipamento. Como principais características do minério consideram-se a distribuição granulométrica, susceptibilidade magnética ou qualquer outro parâmetro que altere alguma das forças citadas acima.

A força magnética aplicada em uma partícula está diretamente relacionada ao campo magnético e ao gradiente do mesmo campo induzido. Estes são produzidos nos equipamentos de diversas formas, variando a geometria e a força do campo magnético.

As demais forças que competem com a força magnética, são principalmente a gravidade, arraste hidrodinâmico e inércia, sendo que as duas primeiras apresentam maior importância na separação.

### 3.7 Flotação

Desde que criada no início do século 20, a tecnologia da flotação, usada primeiramente na concentração de minerais sulfetados, tem sido aplicada para diferentes usos industriais. Isto inclui minerais de óxidos, carbonatos silicatos, sais solúveis e minerais energéticos, como carvão e betume. A utilização da flotação não é restrita à indústria de concentração mineral, sendo também aplicada para tratamento de água, efluentes industriais e reciclagem de papel (Rao, 2004).

Os minérios de ferro que apresentam liberação mais fina são geralmente tratados por separação magnética via úmida, flotação catiônica reversa ou mesmo a combinação dos dois processos. Araújo et al (2006) cita, ainda, duas diferentes rotas de flotação quando o mineral de ganga é o quartzo: flotação aniônica direta de óxidos de ferro e flotação aniônica reversa de quartzo ativado. A flotação vem ganhando espaço a cada dia, por não apresentar restrições ao fluxo de minério.

#### 3.7.1 Mecanismo de Separação

De acordo com Chaves e Leal Filho (2004), a flotação é uma separação feita numa suspensão (polpa). A diferenciação entre as espécies minerais é dada pela capacidade de suas partículas se prenderem a bolhas de gás (geralmente ar). A propriedade de determinadas espécies minerais capturarem bolhas de ar no seio da polpa é designada por hidrofobicidade, e exprime a tendência dessa espécie mineral ter maior afinidade pela fase gasosa que pela fase líquida.

Dos processos consolidados na indústria mineral para concentração, a flotação é um dos mais versáteis, pelo uso de reagentes capazes de modificar o grau de molhabilidade dos minerais. Deve-se atentar também para a faixa granulométrica de concentração na flotação, que varia de décimos de milímetros a poucos micrômetros, possibilitando que minerais com grau de liberação em granulometria fina possam ser tratados por esta tecnologia.

### 3.8 Índices de quantificação nos processos de concentração

Segundo Chaves (1996), apenas dois índices de quantificação de processos são úteis e significativos para qualquer operação, quais sejam, a recuperação e o enriquecimento.

A Equação 1 apresenta o cálculo para a determinação da recuperação no processo.

$$R = 100 \cdot \frac{C}{A} \quad \text{Equação 1}$$

Em que: R é a recuperação, em %;  
 C é a vazão no fluxo concentrado;  
 A é a vazão no fluxo de alimentação do processo;

A recuperação pode representar tanto a vazão mássica de sólidos, quanto a vazão de água ou mesmo polpa. Porém, destaca-se que a recuperação em massa de sólidos representa o fator mais comum no tratamento de minérios. Esta mesma recuperação pode ser definida para os elementos de interesse ou minerais presentes na concentração. Quando esta abordagem é usada, o conceito é conhecido como recuperação metalúrgica.

A Equação 2 apresenta a definição do índice enriquecimento.

$$E = \frac{T_C}{T_A} \quad \text{Equação 2}$$

Em que: E representa o enriquecimento, adimensional;  
 $T_C$  é o teor do elemento útil no fluxo de material concentrado;  
 $T_A$  é o teor do elemento útil no fluxo da alimentação;

Leal Filho (1991) divide os parâmetros utilizados em índices de qualidade e índices de quantidade. Os índices de qualidade se relacionam às especificações almejadas para o concentrado, que definem sua condição para uso posterior. Nos parâmetros de quantidade, o foco é a recuperação mássica de sólidos ou de elementos úteis.

Gaudin (1939) introduz o conceito índice de seletividade, como sendo a média geométrica das recuperações relativas, tanto fluxo de concentrado, quanto no fluxo de rejeito. O cálculo pode ser realizado para dois minerais ou metais, ou grupos de minerais ou metais.

A Equação 3 apresenta a definição do índice de seletividade para o quartzo em relação a hematita.

$$I.S. = \sqrt{\frac{\text{Teor } SiO_2 \text{ no Rejeito}}{\text{Teor } SiO_2 \text{ no Concentrado}} \cdot \frac{\text{Teor de } Fe_2O_3 \text{ no Concentrado}}{\text{Teor de } Fe_2O_3 \text{ no Rejeito}}} \quad \text{Equação 3}$$

Em que: I.S. representa a Seletividade quartzo/hematita;

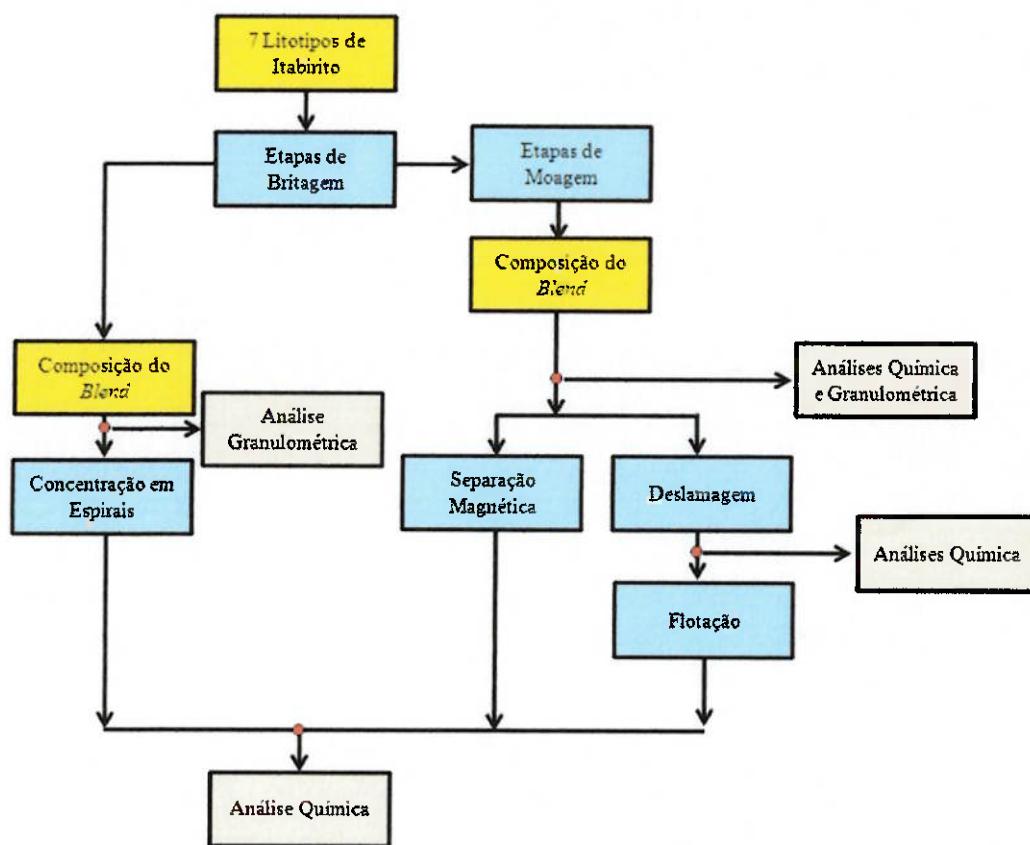
## 4 MATERIAIS E MÉTODOS

Este capítulo apresenta o método empregado na preparação das amostras, as condições de ensaio e os equipamentos utilizados.

### 4.1 Preparação das amostras

A amostra estudada é uma mistura de sete diferentes litotipos de itabirito provenientes da reserva de Serra Azul, MG. Os litotipos são definidos como Itabirito Semi Compactos (Pobre, Rico e Médio), Itabirito Compactos (Pobre, Rico e Médio) e Itabirito Maciço. Esta amostra foi recebida no Laboratório de Tratamento de Minérios (LTM) da Universidade de São Paulo e então preparada para os três diferentes métodos de concentração: concentração em espiral, separação magnética e flotação. De forma geral, a preparação constituiu-se de homogeneizações, cominuição, quarteamento e análises químicas e granulométricas em diferentes etapas.

A Figura 2 apresenta um fluxograma que ilustra as diferentes etapas para realização do trabalho.



**Figura 2. Fluxograma descritivo das etapas adotadas no trabalho.**

#### 4.2 Britagem

Toda amostra foi britada em britador de mandíbulas, fabricante Furlan, modelo MR-2515 e em britador de rolos, fabricante Faço, modelo 1515. Todos estes equipamentos localizados na sala de britagem do LTM.

A britagem em britador de mandíbulas foi conduzida em circuito aberto, com abertura na posição fechada (APF) do equipamento em seu mínimo, ou seja, 2 mm.

Já a britagem no britador de rolos foi feita em circuito fechado com peneira de 1,19 mm e de forma controlada, ou seja, a distância entre os rolos foi reduzida gradualmente, com intuito de evitar geração excessiva de finos. É importante frisar que cada litotipo foi preparado de forma independente e somente após a preparação agrupados segundo a proporção desejada para condução dos ensaios.

#### 4.3 Moagem

Apenas as amostras encaminhadas aos ensaios de separação magnética e flotação foram submetidas à moagem. Para espiral, o *top size* da amostra foi o mesmo do produto da britagem, ou seja, 1,19 mm. A moagem foi realizada individualmente para cada litotipo em tempos determinados previamente a este trabalho para obter um *top size* de 0,21 mm. O Apêndice A apresenta os tempos de moagem de cada litotipo, bem como os diferentes litotipos utilizados na blendagem da amostra processada.

Desta forma, cada litotipo foi moído individualmente em alíquotas de 2 kg. A moagem foi realizada a seco, em moinho de laboratório de aço, com volume interno de 9,5 litros. A carga de bolas, cuja distribuição de tamanhos está apresentada na Tabela 2 a seguir, foi padronizada em 30% do volume da câmara de moagem.

**Tabela 2. Distribuição de tamanhos de bolas da carga do moinho de laboratório.**

Tamanho de bola (mm)	Massa (g)	Retido Simples (%)
40	6174	51
25	3332	28
20	2436	20
15	102	1

Os produtos moídos foram reunidos segundo as proporções estipuladas para formação da amostra a ser ensaiada. Na seqüência, as amostras foram divididas em diferentes alíquotas, encaminhadas para peneiramento a úmido, separação magnética e deslamagem seguida de ensaios de concentração primária por flotação.

#### 4.4 Deslamagem

A etapa de deslamagem foi realizada apenas para as amostras a serem concentradas por flotação, pois partículas muito finas prejudicam o desempenho deste processo. Foi realizada com alíquotas de 2 kg utilizando um microciclone de 25,4 mm de diâmetro.

Os produtos obtidos, *underflow* e *overflow*, foram secados em estufa a 60°C e alíquotas destes produtos foram encaminhadas para análise química. As amostras de *underflow* foram empregadas para ensaios de flotação.

#### 4.5 Concentração em espiral

Os produtos britados com *top size* de 1,19 mm foram encaminhados para ensaios em espiral concentradora numa planta piloto. Esta etapa teve por objetivo a geração de um rejeito final com teor relativamente elevado de silica e baixo teor de ferro.

Os ensaios foram conduzidos com a amostra composta pelos sete litotipos, nas instalações da Akaflex, localizada em São Paulo-SP. Cada amostra foi submetida a ensaios em circuito fechado com estágios *rougher* e *scavenger*. O circuito foi composto por duas pistas espirais *rougher* do modelo AKA WW6 de sete voltas e duas pistas espirais *scavenger* modelo AKA WW6 de sete voltas.

Cada ensaio foi iniciado com a alimentação de 35 kg da respectiva amostra e de água na caixa de bomba que alimenta a espiral *rougher*. Adotou-se 23% de sólidos na polpa para etapa de estabilização do circuito, de forma obter-se um volume total de polpa adequado. Para tanto foram adicionados na caixa de bomba, em cada ensaio, volume de 120 L de água.

Após o ajuste da vazão e o posicionamento dos divisores de polpa (*splitters*), o sistema operou sob modo fechado por 20 minutos para efeito de estabilização. Na seqüência foram retirados os mangotes referentes a cada fluxo e cada um foi posicionado sobre um recipiente para a coleta total do material, sendo o nível da caixa de bomba controlado com adição de água. O ensaio era finalizado após todo o material sólido ser retirado.

Cada amostra foi seca em estufa e posteriormente quarteada e enviada para as análises químicas.

#### 4.6 Separação Magnética

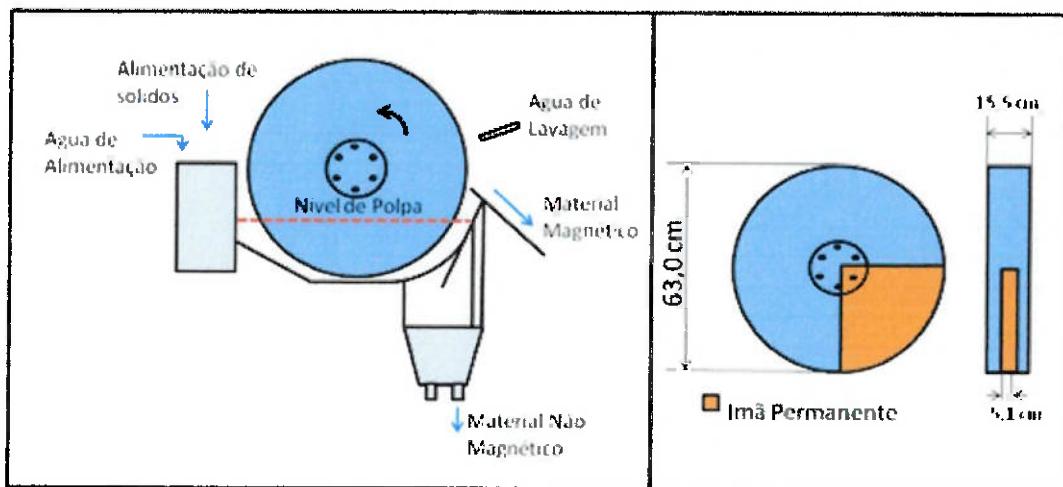
O produto correspondente à moagem na malha 0,21 mm foi encaminhado para as etapas de separação magnética realizados nas instalações da Inbrás-Eriez, localizada na cidade de Diadema, SP, bem como no LTM da USP.

Os ensaios da etapa *rougher* foram conduzidos sob via úmida, em separador de tambor concorrente com intensidade de campo de 7 kG provido por magneto permanente (terrás raras) – WDRE ou *Wet Drum Rare Earth*. Já a etapa *scavenger* foi realizada no Equipamento WHIMS de alta intensidade via úmida com campo de 12 kG.

Nas Figura 3 e Figura 4 são apresentadas uma fotografia e o esquema do funcionamento com as dimensões do separador WDRE.



**Figura 3. Fotografia do separador magnético de magneto permanente WDRE de 7 kG empregado nos testes.**



**Figura 4. Esquema de operação e construção do equipamento WDRE.**

De acordo com o esquema da Figura 4, o imã permanente está instalado em  $\frac{1}{4}$  da seção transversal do tambor, em uma faixa central de cerca de 5 cm. Durante a execução do ensaio, o material que não é atraído pelo campo magnético (denominado fluxo não-magnético) flui por gravidade para a caixa de rejeito, enquanto que o material atraído pelo campo magnético (denominado fluxo magnético) é arrastado e elevado pelo rolo, sendo retirado pela água de lavagem com a ajuda de um raspador manual.

Para efeito do presente trabalho foram utilizadas amostras de 30 kg de cada *blend* para conduzir ensaios em circuito aberto em estágios *rougher* e *scavenger*, ambos sob mesma intensidade de campo magnético de 7 kG.

A alimentação dos sólidos foi feita via seca com sistema vibratório na caixa de alimentação, na qual também foi adicionada a água para formação da polpa. O rolo foi ajustado para girar no mesmo sentido da alimentação (fluxo concorrente).

No início de cada ensaio, a vazão de alimentação dos sólidos foi ajustada de acordo o nível de polpa no interior do equipamento, sendo este nível mantido constante durante todo o ensaio.

Ao final de cada ensaio de separação magnética foram obtidos dois produtos, um magnético e um não-magnético. As polpas foram secas a 70° C, os sólidos resultantes foram quarteados e encaminhados para a análise química.

#### 4.7 Flotação

Conforme descrito anteriormente, os produtos correspondentes aos diferentes litotipos de itabirito foram moidos na malha 0,21 mm, agrupados para formação da amostra, deslamados e finalmente encaminhados para as etapas de flotação. O objetivo desta etapa foi a geração de um rejeito final com teor relativamente elevado de sílica e baixo teor de ferro.

Em todos os ensaios de flotação foram utilizados como coletor o acetato de eteramina (Flotigan EDA-B) produzido pela empresa Clariant e, como depressor, amido de milho industrial. Todos os reagentes foram preparados com água destilada.

Para a preparação do depressor, o procedimento consistiu em adicionar 5 g do reagente em um bêquer junto a 50 ml de água destilada. O amido foi gelatinizado com solução de cloreto de sódio a 10%. A proporção entre amido e hidróxido de sódio foi de 5:1. Posteriormente a solução era diluída a 500 ml, obtendo-se uma solução com concentração de 1% de amido.

Para a preparação de solução de coletor, foi adicionado 1 g do coletor a 100 ml de água destilada em um bêquer, obtendo-se uma solução com concentração de 1% de EDA B.

O pH da flotação foi monitorado e mantido em 10,5 mediante adição de soluções com 1% de hidróxido de sódio ou ácido clorídrico.

Os períodos de condicionamento da polpa com o coletor (amina) e depressor (amido) foram, respectivamente, de dois e cinco minutos. Não foi necessário o uso de espumantes, uma vez que a solução de amina fornece a espuma necessária.

A adição dos reagentes foi volumétrica, com base em dosagens (g/t) de alimentação do ensaio. A máquina da marca Denver apresentada na Figura 5 a seguir foi empregada para condução de todos os ensaios de flotação em bancada.



**Figura 5. Máquina da marca Denver empregada nos ensaios de flotação.**

A rotação do rotor da máquina foi ajustada em 1200 rpm para o condicionamento e a flotação. A porcentagem de sólidos no condicionamento foi ajustada de maneira que o anel da máquina fosse coberto por polpa, garantindo a boa agitação da polpa durante esta etapa. Após o condicionamento, água foi adicionada até preencher o volume adequado para flotação, resultando em polpa com 35% de sólidos.

O pH foi controlado durante todos os ensaios. Para início dos ensaios a válvula de ar era aberta e a flotação conduzida até a exaustão da espuma. O tempo de flotação foi registrado para cada ensaio.

Foram previstas seis condições de flotação sem recirculações, tendo por base uma amostra moída e deslamada referente a cada *blend*. Nesta etapa o objetivo foi gerar rejeito final com etapas *rougher* e *scavenger*.

Os ensaios de flotação foram realizados em ciclo aberto a fim de verificar a melhor condição para obtenção de um rejeito final. O Apêndice B apresenta as diferentes condições utilizadas nos testes exploratórios. Nos ensaios em circuito aberto, o rejeito *rougher* foi empregado na etapa *scavenger*, e, ao final de cada ensaio, amostras de concentrados *rougher*, concentrado e rejeito *scavenger* foram enviadas para análise química.

## 5 RESULTADOS E DISCUSSÕES

### 5.1 Caracterização da amostra

A Tabela 3 apresenta a análise química conduzida para a amostra já agrupada com os diferentes litotipos de itabirito compacto (*blend*).

**Tabela 3. Análise química da amostra estudada.**

Teores (%)					
Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	MgO	PF
39,0	43,5	0,17	0,03	<0,10	0,79

A seguir são mostradas as distribuições granulométricas e as análises químicas para cada faixa de tamanho. É importante observar que a análise química não foi realizada para o material britado abaixo de 1,19 mm, alimentação da espiral, em que somente o peneiramento a úmido foi utilizado para caracterização. A Tabela 4 apresenta a distribuição granulométrica deste material. A caracterização granulométrica e química para o material moído abaixo de 0,21 mm usado na alimentação da separação magnética e o material moído abaixo de 0,21 mm e deslamado para alimentação da flotação) são apresentados na Tabela 5 e Tabela 6, respectivamente.

**Tabela 4. Distribuição granulométrica e análise química por fração para o produto britado abaixo de 1,19 mm (alimentação da concentração espiral).**

Malha, mm	%		
	Retida Simles	Retida Acumulada	Passante Acumulada
1,19	0	0	100
0,85	22,4	22,4	77,6
0,42	30,3	52,7	47,2
0,21	12,3	65,0	34,9
0,15	5,0	70,0	30,0
-0,15	30,0	100	0
Total	100		

**Tabela 5. Distribuição granulométrica e análise química por fração para o produto moído abaixo de 0,21 mm (alimentação da separação magnética).**

Malha mm	(%)				Teores (%)						Distribuição (%)					
	Retida Simples	Retida Acumulada	Passante Acumulada	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	MgO	PF	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	MgO	PF	
0,21	0	0	100													
0,15	1,1	1,1	98,9	51,5	25,8	<0,10	0,03	<0,10	0,87	1,5	0,7	-	1,0	-	0,7	
0,105	4,8	5,9	94,1	50,1	28,2	<0,10	0,03	<0,10	0,67	6,3	3,1	-	4,6	-	2,5	
0,074	7,5	13,5	86,5	46,0	32,1	<0,10	0,03	<0,10	0,69	9,1	5,6	-	6,3	-	4,0	
0,053	13,2	26,7	73,3	40,8	41,1	<0,10	0,03	<0,10	0,57	14,1	12,5	-	10,3	-	5,7	
0,044	9,2	35,9	64,1	38,1	45,1	<0,10	0,02	<0,10	0,73	9,2	9,6	-	6,4	-	5,1	
-0,044	64,1	100	0	35,6	46,4	0,46	0,04	<0,10	1,68	59,8	68,5	-	71,3	-	82,0	
Cabeça Calculada	100			38,2	43,4	-	0,03	<0,10	1,31	100	100	-	100	-	100	

**Tabela 6. Distribuição granulométrica e análise química por fração para o produto moído abaixo de 0,21 mm e deslamado (alimentação da flotação).**

Malha mm	(%)				Teores (%)						Distribuição (%)					
	Retida Simples	Retida Acumulada	Passante Acumulada	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	MgO	PF	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	MgO	PF	
0,21	0	0	100													
0,15	1,2	1,2	98,8	51,5	25,8	<0,10	0,03	<0,10	0,87	1,6	0,7	-	1,2	-	0,9	
0,105	5,3	6,5	93,5	50,1	28,2	<0,10	0,03	<0,10	0,67	6,9	3,4	-	5,7	-	3,2	
0,074	8,3	14,8	85,2	46,0	32,1	<0,10	0,03	<0,10	0,69	9,9	6,1	-	7,8	-	5,1	
0,053	14,5	29,3	70,7	40,8	41,1	<0,10	0,03	<0,10	0,57	15,4	13,7	-	12,7	-	7,4	
0,044	10,1	39,5	60,5	38,1	45,1	<0,10	0,02	<0,10	0,73	10,0	10,5	-	7,9	-	6,6	
-0,044	60,5	100	0	35,7	47,0	0,23	0,03	<0,10	1,43	56,1	65,5	-	64,7	-	76,9	
Cabeça Calculada	100			38,5	43,4	-	0,03	-	1,13	100	100	-	100	-	100	

A análise da Tabela 4 indica que 70% do material se apresenta na faixa granulométrica entre 1,19 e 0,15 mm, faixa aqui considerada ideal para concentração em espiral. A britagem em circuito fechado com malha de 1,19 foi utilizada para obter a maior liberação possível dentro da faixa de tamanhos adequada para a espiral. Ainda assim, pode-se observar que 30% do material (-0,15 mm) está fino para a separação densitária.

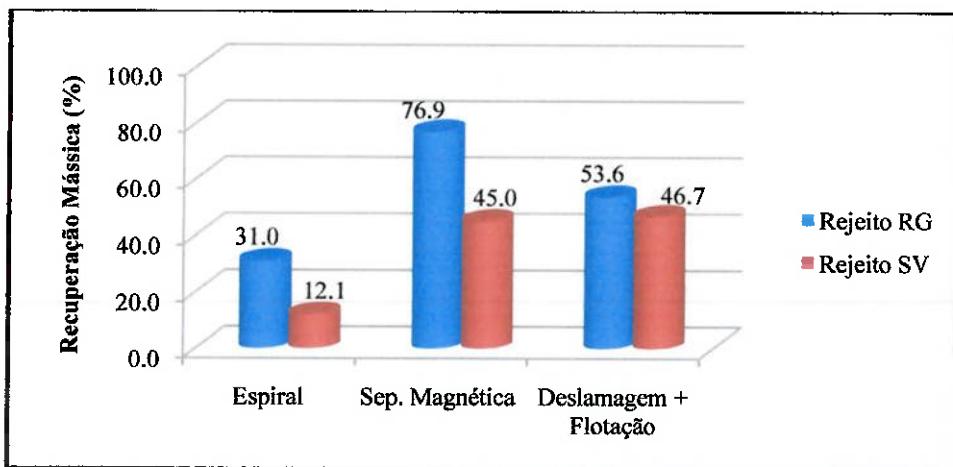
Na Tabela 5, observa-se uma distribuição granulométrica com 64,4 % do material passante em 0,044 mm. Esta grande quantidade de finos se deve a moagem feita em batelada, que ao buscar um *top size* de 0,21 mm resultou em grande quantidade de material abaixo dessa malha. Na Tabela 6, a distribuição granulométrica da alimentação da flotação apresenta 60,5 % abaixo de 0,44 mm, sendo que o material ultrafino foi retirado na etapa de deslamagem. É importante observar que esta lama já é o rejeito final da usina e isto é levado em consideração na análise do processo integrado.

## 5.2 Desempenho Metalúrgico.

O Apêndice C apresenta os balanços e índices de desempenho para cada um dos processos de concentração empregados. No presente capítulo são discutidos apenas valores para comparação entre os processos utilizados. No Apêndice D é apresentado o desempenho metalúrgico da etapa de deslamagem.

É importante observar que o objetivo deste trabalho é a obtenção de rejeito final em etapa de concentração primária. Portanto, o foco da análise será o rejeito do processo, qual seja, o fluxo de leves na concentração em espiral, o fluxo não-magnético na separação magnética e o material flutuado na flotação reversa do ferro.

A Figura 6 apresenta as recuperações mássicas para os fluxos acima citados em cada uma das operações unitárias utilizadas.

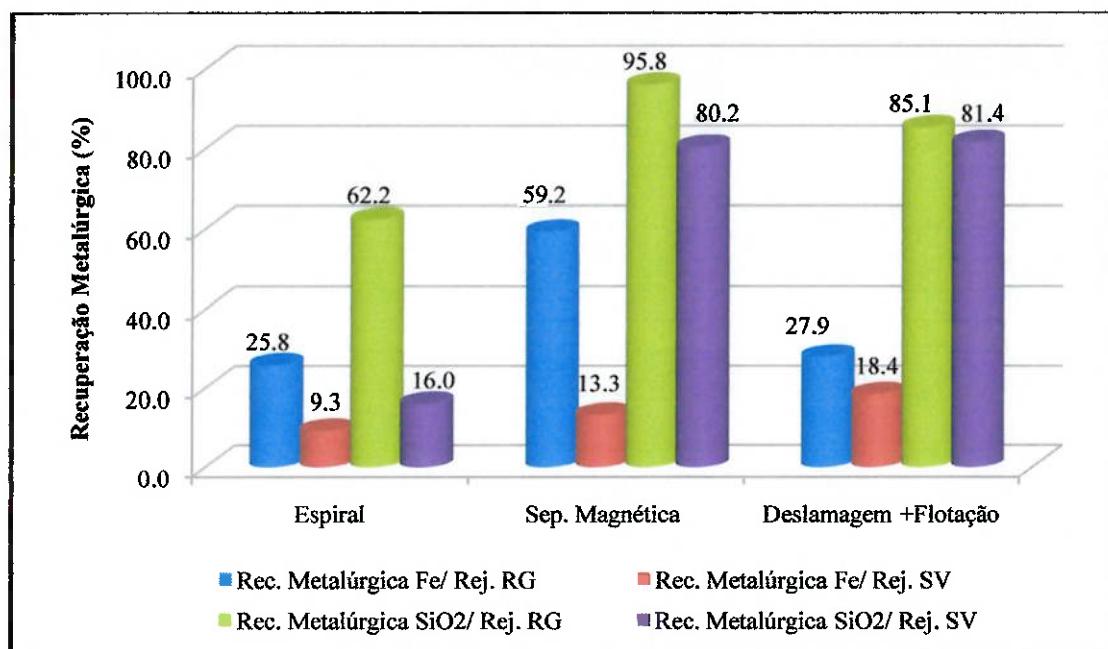


**Figura 6. Recuperações mássicas dos fluxos rejeito *rougher* e rejeito *scavenger* para as concentrações realizadas.**

Pela análise da Figura 6, observa-se uma recuperação mássica para o rejeito *scavenger* de 12,1%, 36,9% e 45,0% para espiral, flotação e separação magnética, respectivamente. Esta é uma característica importante no processamento de minério de ferro, uma vez que o produto possui baixo valor agregado, exigindo a produção em escala e alta recuperação mássica global. Por outro lado, uma recuperação mássica muito baixa no rejeito final pode não justificar a presença da concentração primária.

A separação magnética apresentou a maior recuperação mássica, principalmente na etapa *rougher*, que foi realizada sob campo magnético de 7 kG, com 76,9 % do material conduzido ao fluxo não magnético. Quando aplicada a etapa *Scavenger* sob campo de 12 kG, o valor foi 45%.

A Figura 7 mostra os valores de recuperação metalúrgica de Fe e SiO<sub>2</sub> para os rejeitos *rougher* e *scavenger* de cada processo.

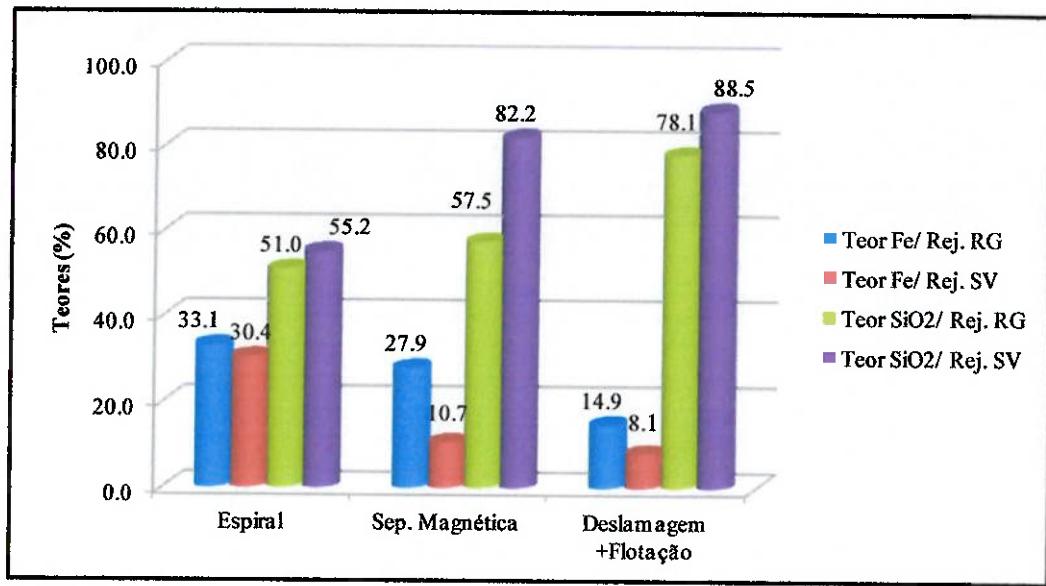


**Figura 7. Recuperação metalúrgica de Fe e SiO<sub>2</sub> para os fluxos rejeito *rougher* e rejeito *scavenger* para as três diferentes rotas de processo.**

Fica evidente, pela análise da Figura 7, que a espiral apresentou um desempenho inferior aos da separação magnética e flotação. A recuperação metalúrgica de ferro é considerada ideal, com apenas 9,3 % no rejeito *scavenger*. Porém, a recuperação metalúrgica de sílica foi de apenas 16%, indicando baixa recuperação mássica e seletividade sílica/ferro. Já separação magnética e flotação apresentaram recuperação metalúrgica de sílica de 80,2% e 81,4%, respectivamente .

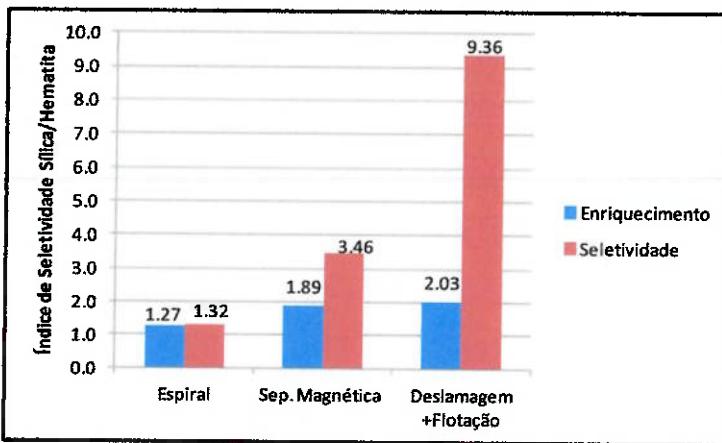
Os desempenhos metalúrgicos da separação magnética e da flotação podem ser comparados no mesmo patamar. Os dois processos apresentaram recuperações mássica e metalúrgica de  $\text{SiO}_2$  adequadas para o objetivo da concentração. Porém a separação magnética se destaca pela menor recuperação metalúrgica de Fe, sendo ela 13,3% contra 18,4% para a flotação.

A título de informação, uma vez que a análise de desempenho está baseada nos parâmetros quantitativos, a Figura 8 apresenta os teores de Fe e  $\text{SiO}_2$  para rejeito *rougher* e *scavenger*.



**Figura 8. Teores de Fe e  $\text{SiO}_2$  para os fluxos rejeito *rougher* e rejeito *scavenger* nos processos empregados.**

Apresentados as recuperações e teores, a Figura 9 mostra os valores de enriquecimento e seletividade de  $\text{SiO}_2$  para o rejeito *scavenger* em relação aos outros fluxos.



**Figura 9. Enriquecimento e Seletividade  $\text{SiO}_2/\text{Fe}$  para o rejeito *scavenger* de cada processo.**

A Figura 9 indica a baixa eficiência da concentração em espiral para as condições utilizadas neste projeto. Esta disparidade da concentração densitária, frente às outras formas de concentração pode ser explicada pela diferença de granulometria da alimentação. Na concentração em espiral, o *top size* do material foi de 1,19 mm, enquanto na flotação e separação magnética de 0,21 mm. A idéia de comparar processos diferentes se torna muito complexa quando se utiliza partículas de tamanhos diferentes. No caso deste trabalho, a aplicação de tal procedimento foi baseada na fração granulométrica mais adequada para cada processo. Graus de liberação diferentes certamente influenciaram a seletividade dos processos de concentração.

Já no caso da flotação e da separação Magnética, o desempenho foi considerado adequado para concentração primária. Aqui é importante destacar a alta seletividade  $\text{SiO}_2/\text{Fe}$  que a flotação apresentou, de 9,36, ante a 3,46 para a separação magnética. Mais uma vez, esta comparação deve ser cuidadosa, uma vez que apenas uma rota de separação magnética foi avaliada, em dois equipamentos diferentes, o RE-ROLL e WHIMS. Já a flotação, pode ser avaliada para diferentes dosagens de coletores e ser ajustada de acordo com o objetivo do processo.

Assim posto, os resultados obtidos devem sempre estar relacionados à granulometria da alimentação, às características dos equipamentos utilizados, ao número de testes e às diferentes condições exploradas.

## 6 CONCLUSÃO

O objetivo do presente trabalho, de avaliar três diferentes operações de concentração para uma concentração primária de itabirito compacto, foi alcançado. É importante frisar, que tal comparação se deu no âmbito dos processos disponíveis para tratamento, sendo importante não caracterizar cada operação unitária de forma genérica.

Devido a limitações de quantidade de amostra e disponibilidade de equipamento, a separação densitária em espiral foi a menos explorada em relação às variações das condições de concentração. Este processo apresentou o pior desempenho metalúrgico entre todos analisados. Já a separação magnética e a flotação apresentaram desempenho adequado ao objetivo final do trabalho, qual seja, geração de rejeito final relativamente grosso e rico em sílica. Neste caso haveria redução de vazão em etapas de cominuição mais fina, o que resultaria em menor custo de operação e investimentos em processos industriais.

A flotação se destacou pela alta seletividade sílica/ferro e a separação magnética pela menor recuperação metalúrgica de ferro no rejeito final. Estas diferenças, porém, são bastante sensíveis e a indicação da melhor opção deve se balizar em questões econômicas.

Conclui-se, portanto, que a avaliação apresentada neste trabalho está adequada com o que foi primeiramente proposto. Recomenda-se, no entanto, avaliações mais detalhadas que visem consolidar as conclusões obtidas, principalmente no que se refere à separação densitária e magnética.

## 7 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- A. C. de Araújo, A. E. C. Peres, P. R. de Magalhães, J. Farias de Oliveira. Flotação de Minérios de Ferro. In: Arthur Pinto Chaves. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: flotação – o estado da arte no Brasil.** São Paulo: Signus Editora, 2006, v. 4, p. 317-329. Livro.
- A. M. Gaudin, **Principle of Mineral Dressing.** New York and London: McGraw-Hill Book Company, 1939. 554 p. Livro (Texto em Inglês).
- A. P. Chaves, A. E. C. Peres, **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios,** 3<sup>a</sup> Edição, São Paulo, Signus, 2006-2010, 4 v.
- A. P. Chaves, L. de S. Leal Filho. Flotação. In: A. B. da Luz, J. A. Sampaio, S. L. M. de Almeida. **Tratamento de Minérios.** Rio de Janeiro: Cetem: MCT, 2004. cap. 11, p. 411-455. Livro.
- A. Viana Júnior, G. Magalhães, J. A. F. de Campos, L. F. G. D'Assumpção, M. A. T. Furtado, M. R. Fiúza, T. J. da Silva, V. L. de L. Andrade. Métodos Físicos de Concentração de Minérios. In: **Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia: in memoriam professor Paulo Abib Andery.** Recife: Itep, 1980. cap. 2. Livro.
- C. A. G. de Jesus, Boletim-Ferro. Minas Gerais. 2010. **Produção e Projeto de Ferro no Brasil.** DNPM/MG. Disponível em <http://sistemas.dnpm.gov.br/publicacao/mostra-imagem.asp?IDBancoArquivoArquivo=5471>. Acesso em 29/08/2011.
- C. H. Sampaio, L. M. M. Tavares, **Beneficiamento Gravimétrico: um introdução aos processos de concentração mineral e reciclagem de materiais por densidade,** 1<sup>a</sup>. ed., Porto Alegre, Editora da UFRGS, 2005, 603 p. Livro
- D. S. Arenare, O. M. S. Rodrigues, A. C. Araujo, P. R. M. Viana, **Espirais Concentradoras no Tratamento de Minérios de Ferro: Uma Breve Revisão,** São Paulo, Tecnologia em Metalurgia, Materiais e Mineração, v. 5, n. 4, p. 224-228, 2009. Revista.
- E. G. Kelly, D. J. Spottiswood, **Introduction to Mineral Processing,** 3<sup>rd</sup> Edition, New York, Wiley, 1982, 491 p. Livro (Texto em Inglês).
- J. A. Sampaio, A. B. da Luz, F. F. Lins. **Usinas de Beneficiamento de Minérios do Brasil.** Rio de Janeiro, Cetem: MCT, 2001. 398 p. Livro.
- J. D. Donda, **Estudo do comportamento de um itabirito do quadrilátero ferrífero quanto à superfície,** São Paulo, 1998, 180 p. TESE DE MESTRADO.

L. S. Leal Filho, **Aspectos relevantes na separação apatita/mineiras de ganga via processo serrana.** São Paulo, 1991. 266 p. Tese de Doutorado.

S. R. Rao, J. Leja, **Froth Flotation**, 2<sup>a</sup> edição, New York: Kluwer Academic/Plenum Publishers, 2004, v. 2, 744 p. Livro (Texto em Inglês).

**APÊNDICE A - Litotipos utilizados na blendagem da amostra e tempos de moagem para obter *top size* de 0,21 mm.**

Litotipo	Classificação quanto ao Teor de Fe	Tempo de moagem (min)
ISCP	POBRE	30
ISC	MÉDIO	40
ISCR	RICO	40
ICP	POBRE	40
IC	MÉDIO	36
ICR	RICO	46
IM	MÉDIO	48

**APÊNDICE B - Ensaios de flotação realizados para determinação da condição ótima para este processo.**

**Ensaios de Flotação em Circuito Aberto – Partições em Massa**

<b>Dosagem de Reagentes</b>	<b>Produto</b>	<b>Recuperação em Massa (%)</b>	
		<b>no estágio</b>	<b>no ensaio</b>
600 g/t de amido + 75 g/t de amina	Concentrado RG	54,2	54,2
	Rejeito RG	45,8	45,8
	Concentrado SV	18,0	8,3
	Rejeito SV	82,0	37,5
	Alimentação	100	100
600 g/t de amido + 100 g/t de amina	Concentrado RG	51,4	51,4
	Rejeito RG	48,6	48,6
	Concentrado SV	15,9	7,7
	Rejeito SV	84,1	40,9
	Alimentação	100	100
600 g/t de amido + 125 g/t de amina	Concentrado RG	45,9	45,9
	Rejeito RG	54,1	54,1
	Concentrado SV	14,0	7,6
	Rejeito SV	86,0	46,5
	Alimentação	100	100
800 g/t de amido + 75 g/t de amina	Concentrado RG	53,7	53,7
	Rejeito RG	46,3	46,3
	Concentrado SV	21,8	10,1
	Rejeito SV	78,2	36,2
	Alimentação	100	100
800 g/t de amido + 100 g/t de amina	Concentrado RG	50,4	50,4
	Rejeito RG	49,6	49,6
	Concentrado SV	17,7	8,8
	Rejeito SV	82,3	40,8
	Alimentação	100	100
800 g/t de amido + 125 g/t de amina	Concentrado RG	48,6	48,6
	Rejeito RG	51,4	51,4
	Concentrado SV	14,8	7,6
	Rejeito SV	85,2	43,8
	Alimentação	100	100

## Ensaios de Flotação em Circuito Aberto - Teores

Dosagem de Reagentes	Produto	Teores (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	MgO	PF
600 g/t de amido + 75 g/t de amina	Concentrado RG	58,7	16,8	0,10	0,04	0,11	Gf
	Rejeito RG	15,9	76,4	0,31	0,03	-	-
	Concentrado SV	49,9	26,7	0,36	0,05	0,14	1,69
	Rejeito SV	8,5	87,3	0,30	0,02	<0,10	<0,10
	Alimentação	39,1	44,1	0,20	0,04	-	-
	Concentrado RG	58,5	14,1	0,69	0,04	0,12	Gf
600 g/t de amido + 100 g/t de amina	Rejeito RG	16,2	75,6	0,39	0,02	-	-
	Concentrado SV	51,8	23,0	0,98	0,06	0,14	Gf
	Rejeito SV	9,5	85,5	0,28	0,02	<0,10	<0,10
	Alimentação	37,9	43,9	0,54	0,03	-	-
	Concentrado RG	63,0	10,1	0,15	0,05	0,13	Gf
	Rejeito RG	18,3	73,4	0,31	0,03	-	-
125 g/t de amina	Concentrado SV	60,2	11,6	0,75	0,06	0,15	Gf
	Rejeito SV	11,5	83,5	0,24	0,02	<0,10	<0,10
	Alimentação	38,8	44,3	0,24	0,04	-	-
	Concentrado RG	58,3	16,3	<0,10	0,04	0,12	1,18
	Rejeito RG	16,8	74,8	0,30	0,03	-	0,85
	Concentrado SV	46,3	31,0	0,24	0,05	0,13	2,71
75 g/t de amina	Rejeito SV	8,5	87,0	0,32	0,02	<0,10	0,33
	Alimentação	39,1	43,4	-	0,03	-	1,03
	Concentrado RG	59,5	11,6	0,45	0,04	0,12	1,24
	Rejeito RG	19,4	71,9	0,23	0,02	0,03	0,98
	Concentrado SV	58,1	13,8	0,37	0,06	0,15	1,86
	Rejeito SV	11,0	84,4	0,20	0,02	<0,10	0,79
800 g/t de amido + 100 g/t de amina	Alimentação	39,6	41,5	0,34	0,03	0,07	1,11
	Concentrado RG	58,7	15,0	0,20	0,04	<0,10	Gf
	Rejeito RG	14,4	78,5	0,16	0,02	-	-
	Concentrado SV	50,2	24,8	0,32	0,05	0,22	1,61
	Rejeito SV	8,2	87,8	0,13	0,02	<0,10	<0,10
	Alimentação	36,0	47,6	0,18	0,03	-	-

Ensaios de Flotação em Circuito Aberto – Recuperações Metalúrgicas

Dosagem de Reagentes	Produto	Recuperação metalúrgica (%)			
		no estágio		no ensaio	
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Fe	SiO <sub>2</sub>
600 g/t de amido + 75 g/t de amina	Concentrado RG	81,4	20,7	81,4	20,7
	Rejeito RG	18,6	79,3	18,6	79,3
	Concentrado SV	56,5	6,3	10,5	5,0
	Rejeito SV	43,5	93,7	8,1	74,3
600 g/t de amido + 100 g/t de amina	Concentrado RG	79,3	16,5	79,3	16,5
	Rejeito RG.	20,7	83,5	20,7	83,5
	Concentrado SV	50,8	4,8	10,5	4,0
	Rejeito SV	49,2	95,2	10,2	79,5
600 g/t de amido + 125 g/t de amina	Concentrado RG	74,5	10,5	74,5	10,5
	Rejeito RG.	25,5	89,5	25,5	89,5
	Concentrado SV	46,1	2,2	11,8	2,0
	Rejeito SV	53,9	97,8	13,7	87,5
800 g/t de amido + 75 g/t de amina	Concentrado RG	80,1	20,2	80,1	20,2
	Rejeito RG	19,9	79,8	19,9	79,8
	Concentrado SV	60,3	9,1	12,0	7,2
	Rejeito SV	39,7	90,9	7,9	72,6
800 g/t de amido + 100 g/t de amina	Concentrado RG	75,7	14,1	75,7	14,1
	Rejeito RG	24,3	85,9	24,3	85,9
	Concentrado SV	53,2	3,4	12,9	2,9
	Rejeito SV	46,8	96,6	11,4	83,0
800 g/t de amido + 125 g/t de amina	Concentrado RG	79,4	15,3	79,4	15,3
	Rejeito RG	20,6	84,7	20,6	84,7
	Concentrado SV	51,3	4,7	10,6	4,0
	Rejeito SV	48,7	95,3	10,0	80,8

**APÊNDICE C – Resultados metalúrgicos detalhados dos processos de concentração.**

**Concentração em espiral – Etapas *rougher e scavenger***

**Concentração Primária em Espiral – Partições em Massa**

<b>Produto</b>	<b>Recuperação em massa (%)</b>	
	<b>no estágio</b>	<b>no ensaio</b>
Concentrado RG	69,0	69,0
Rejeito RG	31,0	31,0
Concentrado SC	31,3	9,7
Misto SC	29,5	9,2
Rejeito SC	39,2	12,1
Alimentação	100	100

**Concentração Primária em Espiral - Teores**

<b>Produto</b>	<b>Teores (%)</b>							
	<b>Fe</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>P</b>	<b>Mn</b>	<b>CaO</b>	<b>MgO</b>	<b>PF</b>
Concentrado RG	42,6	37,7	0,16	0,03	0,15	0,17	<0,10	1,36
Rejeito RG	33,1	51,0	0,23	0,03	0,14	0,18	<0,10	1,03
Concentrado SC	40,6	40,7	0,12	0,03	0,12	0,16	<0,10	0,76
Misto SC	28,8	56,2	0,23	0,03	0,15	0,19	<0,10	1,17
Rejeito SC	30,4	55,2	0,31	0,04	0,15	0,20	<0,10	1,14
Alimentação	39,6	41,9	0,18	0,03	0,15	0,17	<0,10	1,26

**Concentração Primária em Espiral – Recuperações Metalúrgicas**

<b>Produto</b>	<b>Recuperação Metalúrgica (%)</b>			
	<b>Na etapa</b>		<b>No ensaio</b>	
	<b>Fe</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Fe</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>
Concentrado RG	74,2	62,2	74,2	62,2
Rejeito RG	25,8	37,8	25,8	37,8
Concentrado SC	38,3	25,0	9,9	9,4
Misto SC	25,7	32,6	6,7	12,3
Rejeito SC	35,9	42,5	9,3	16,0

**Separação Magnética – Etapas *rougher e scavenger***

**Concentração Primária por Separação Magnética – Partições em Massa**

<b>Produto</b>	<b>Recuperação em Massa (%)</b>	
	<b>no estágio</b>	<b>no ensaio</b>
Concentrado RG	23,1	23,1
Rejeito RG	76,9	76,9
Concentrado SC	41,5	31,9
Rejeito SC	58,5	45,0
Alimentação	100	100

**Concentração Primária por Separação Magnética – Teores**

<b>Produto</b>	<b>Teores (%)</b>							
	<b>Fe</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>P</b>	<b>Mn</b>	<b>CaO</b>	<b>MgO</b>	<b>PF</b>
Concentrado RG	64,1	8,4	<0,10	0,02	<0,10	0,10	<0,10	0,10
Rejeito RG	27,9	57,5	0,42	0,04	-	0,25	0,15	1,31
Concentrado SC	52,2	22,5	0,24	0,05	0,15	0,26	0,10	1,51
Rejeito SC	10,7	82,2	0,54	0,04	<0,10	0,25	0,18	1,16
Alimentação	36,3	46,1	-	0,04	-	0,22	-	1,03

**Concentração Primária por Separação Magnética – Recuperações Metalúrgicas**

<b>Produto</b>	<b>Recuperação Metalúrgica (%)</b>			
	<b>no estágio</b>		<b>no ensaio</b>	
	<b>Fe</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Fe</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>
Concentrado RG	40,8	4,2	40,8	4,2
Rejeito RG	59,2	95,8	59,2	95,8
Concentrado SC	77,6	16,3	45,9	15,6
Rejeito SC	22,4	83,7	13,3	80,2

**Flotação – Etapas *rougher e scavenger***

Vide Apêndice B – Ensaio de Flotação em Circuito Aberto para a condição 600 g/t de amido como depressor e 100 g/t de amína como coletor, ensaio este, empregado na comparação de desempenho metaúrgico com os outros processos de concentração.

**APÊNDICE D – Resultados metalúrgicos do processo de deslamagem.**

**Resultados Metalúrgicos do processo de deslamagem**

Produto	Recuperação em massa (%)	Teores (%)						Recuperação metalúrgica para o <i>Underflow</i> (%)	
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	MgO	PF	Fe	SiO <sub>2</sub>
<i>Overflow</i>	9,8	35,4	42,7	1,84	0,09	-	3,20	9,1	9,7
<i>Underflow</i>	90,2	38,6	43,1	-	0,03	<0,10	0,81	90,9	90,3
Alimentação	100	38,3	43,1	0,18	0,04	-	1,05	100	100