



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO ESPORTE
Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto
Departamento de Engenharia de Minas
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGE M



CONCENTRAÇÃO DO ITABIRITO SILICOSO BRANDO, DA MINA CASA DE PEDRA, VISANDO À PRODUÇÃO DE PELLET FEED

Autor: DOUGLAS GERALDO MAGALHÃES

Orientador: Prof. Dr. CARLOS ALBERTO PEREIRA

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, como parte integrante dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral.

Área de concentração:

Tratamento de Minérios

Ouro Preto/MG

Dezembro de 2013.

M188c Magalhães, Douglas Geraldo.

Concentração do itabirito silicoso brando, da Mina Casa de Pedra, visando à produção de *pellet feed* [manuscrito] / Douglas Geraldo Magalhães – 2013.
69f.: il. grafs.; tabs.

Orientador: Prof. Dr. Carlos Alberto Pereira.

Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral.

Área de concentração: Tratamento de Minérios.

Catálogo: sisbin@sisbin.ufop.br

**“CONCENTRAÇÃO DO ITABIRITO SILICOSO BRANDO, DA MINA
CASA DE PEDRA, VISANDO À PRODUÇÃO DE *PELLET FEED*”**

AUTOR: DOUGLAS GERALDO MAGALHÃES

Esta dissertação foi apresentada em sessão pública e aprovada em 19 de dezembro de 2013, pela Banca Examinadora composta pelos seguintes membros:



-
- Prof. Dr. Carlos Alberto Pereira (Orientador) – UFOP



-
- Prof. Dr. Mário Luiz Cabello Russo (Membro) – IFMG



-
- Prof.^a Dr.^a Otávia Martins Rodrigues Silva (Membro) – UFOP

*Esta dissertação de mestrado é dedicada aos meus queridos pais,
Paulo e Matilde, por todo amor, companheirismo, apoio e ensinamentos.*

AGRADECIMENTOS

À Deus, pela vida, saúde, por ter me dado forças seguir adiante e nunca desistir dos meus ideais.

A meus pais, Paulo e Matilde, minha irmã Daiane e minha noiva Pollyane por todo amor, apoio, companheirismo e constantes incentivos.

Ao prof. Dr. Carlos Alberto Pereira pela orientação e amizade;

Ao Programa de Pós Graduação em Engenharia Mineral e aos professores pelos ensinamentos.

Aos professores Dra. Otávia Martins Silva Rodrigues e Dr. Mário Luis Cabello Russo, pelas sugestões e disponibilidade;

Aos técnicos do laboratório do DEMIN, Luiz, Mariana e Toninho, pela contribuição com as análises e experimentos necessários;

Aos bolsistas, Luiz Henrique Milagres de Oliveira e Pedro Henrique Neuppmann por todo apoio e dedicação nos experimentos realizados;

Aos colegas de mestrado Elaine Moreira Imbelloni, Michael Juno Pereira, Felipe de Orquiza Milhomem, Diogo Prado, Fábio São José, Franciele Nogueira e Daniel Cruz pela amizade, troca de experiências e companheirismo;

Ao Engenheiro e amigo José Pedro da Silva por todo apoio, amizade, constantes ensinamentos e valiosa orientação profissional.

À Fundação Gorceix, especialmente Renato e Elídio pelo apoio e troca de experiência durante o desenvolvimento deste trabalho.

Aos Engenheiros Adriano Totou, Wesley Paulino, Douglas Figueiredo de Souza e Deyse Grazielle Fernandes Souza pelo apoio junto à CSN.

À CAPES pela bolsa de estudos;

À CSN pela concessão das amostras utilizadas nos ensaios e análises químicas;

A todos aqueles que torceram pelo sucesso do trabalho e me apoiaram nos momentos de dificuldades.

RESUMO

O objetivo do trabalho foi o estudo de rotas de processo para o possível aproveitamento econômico do itabirito pobre brando, hoje considerado estéril na Mina Casa de Pedra, visando à produção de um *pellet feed* dentro das especificações químicas para a indústria siderúrgica. Inicialmente foi realizada a caracterização tecnológica das amostras a fim de obter a distribuição granulométrica, mineralogia e composição química. Os resultados desta etapa mostraram que a ocorrência, apesar de se tratar de um ROM, possui parcela significativa de passante em 150 μm , 43%, e 11 % abaixo e 10 μm , o que o caracteriza como brando. A análise química mostrou que a amostra possui 55,07% Fe, 16,68% SiO_2 , 1,85% Al_2O_3 , 0,64% Mn, 0,046% P e 1,75% PPC. A difração de raios-x da amostra global identificou os minerais: hematita, quartzo, gibbsita, caulinita e goethita. Foram estudadas em escala de bancada quatro rotas de processo. A primeira, uma rota convencional, clássica para a produção de *pellet feed*, compreendendo as etapas de moagem, deslamagem e flotação catiônica com amostra global, objetivando a produção de um concentrado comercial. Já a segunda, é uma rota alternativa que tem como base a rota 01, porém, adicionando a etapa de concentração magnética de alta intensidade para recuperar o rejeito da flotação a fim de reduzir os teores de Fe dos rejeitos finais na planta, proporcionando assim aumento da produção e da recuperação mássica/metalúrgica. A terceira rota compreende as etapas de moagem, deslamagem com auxílio de hidróxido de sódio e flotação reversa com as frações i ($> 44\mu\text{m}$) e ii ($< 44\mu\text{m}$). Por fim a quarta rota que tem como base parte da rota 03, porém a fração ii por concentração magnética de alta intensidade. As principais variáveis dos ensaios, tanto globais quanto fracionados, foram: dosagens de depressor, coletor e dispersante na flotação e campo magnético na concentração magnética. A partir de todas as análises pode-se concluir que o melhor resultado, considerando apenas etapa *rougher*, foi alcançado a partir da rota 01 com produção de um concentrado com 68,18% Fe e 1,60% SiO_2 , 74,2% de recuperação mássica e 87,7% de recuperação metalúrgica.

Palavras-chave: Aproveitamento Econômico, Itabirito Pobre Brando, Rotas de Processo.

ABSTRACT

The objective of this work was the study of process routes for possible concentration of the ItabiritoPobre Brando today considered waste in Mina Casa de Pedra, aimed at producing a pellet feed into the chemical specifications for the steel industry. Initially technological characterization of the samples was performed to obtain the particle size distribution, mineralogy and chemical composition. The results of this phase showed that the sample although it is a ROM, a significant portion has a through at 150 μm 43 % and 11 % below and 10 μm , which is characterized as mild. Chemical analysis showed that the sample had 55.07 % Fe, 16.68% SiO_2 , 1.85% Al_2O_3 , 0.64 % Mn, 0.046 % P and 1.75% PPC. The X - ray diffraction of the bulk sample identified minerals: hematite, quartz, gibbsite, kaolinite and goethite. Bench scale, were studied four process routes. The first, a conventional, classic route for the production of pellet feed, comprising the steps of grinding, desliming and cationic flotation with bulk sample, aiming at the production of a commercial concentrate . The second is that an alternative route is based on the route 01, but adding the step of high intensity magnetic concentration to recover the flotation tailings to reduce the Fe in the final plant waste, thus providing increased production and mass / metallurgical recovery . The third route comprises the steps of grinding, desliming with the aid of sodium hydroxide and reverse flotation with fractions I (> 44 μm) and ii (< 44 μm) . Already the fourth route that is based on part of Route 03, but the fraction fraction ii magnetic concentration of high intensity. The main variables of both global and fractionated trials included doses of depressant, dispersant and collector in flotation and magnetic field in the magnetic concentration. From all analyzes it can be concluded that the best results, considering only rougher stage was reached from the route 01 to produce a concentrate with 68.18% Fe and 1.60% SiO_2 , 74.2% of mass recovery and 87.7 % metallurgical recovery.

Keywords: Economic Exploitation, ItabiritoPobre Brando, Process Routes

SUMÁRIO

LISTA DE FIGURAS.....	x
LISTA DE TABELAS.....	xi
1 INTRODUÇÃO.....	1
2 JUSTIFICATIVA E RELEVÂNCIA.....	2
3 OBJETIVOS.....	3
4 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	4
4.1 Deslamagem.....	4
4.2 Concentração por Flotação.....	6
4.2.1 Efeito da granulometria na flotação.....	10
4.2.2 Reagentes Utilizados na Flotação de Minério de Ferro.....	14
4.3 Concentração Magnética.....	17
4.4 Concentração de Fino e Ultrafinos.....	21
4.4.1 Concentração de Rejeitos.....	21
4.4.2 Concentração de Lamas.....	24
4.5 Mineração Casa de Pedra.....	26
4.5.1 Geologia.....	26
5 MATERIAIS E MÉTODOS.....	29
5.1 Preparação das Amostras.....	29
5.2 Estudos Granuloquímicos.....	31
5.3 Estudos Mineralógicos.....	31
5.4 Ensaios Tecnológicos.....	32
5.4.1 Deslamagem.....	34
5.4.2 Flotação.....	35
5.4.3 Concentração Magnética.....	38

6	RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	40
6.1	Caracterização e Preparação das Amostras.....	40
6.1.1	Análise Granulométrica e Química do ROM.....	40
6.1.2	Análise Mineralógica do ROM.....	41
6.1.3	Ensaio de Moagem.....	42
6.1.4	Ensaio de deslamagem.....	42
6.1.5	Fracionamento Granulométrico.....	43
6.2	Ensaio de Concentração.....	44
6.2.1	Flotação.....	44
6.2.2	Concentração Magnética.....	47
7	CONCLUSÃO.....	50
8	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	51
9	REFERÊNCIAS.....	52

LISTA DE FIGURAS

Figura 4.1: Caminhos percorridos pela partícula nas linhas de fluxo. (Sutherland, 1948).	8
Figura 4.2: Relação entre tamanho das partículas com a estabilidade da espuma. (Feng e Aldrich, 1999).....	11
Figura 4.3: Recuperação de calcopirita e calcocita (com e sem recobrimento por bentonita) como função do tempo de flotação. (Peng e Zhao, 2001).	11
Figura 4.4: Adsorção da amina sobre óxi-minerais, de acordo com a teoria da hemicela.	40
Figura 4.5: Campo magnético uniforme (A) e convergente (B), apresentando o gradiente de campo. (Sampaio <i>et al.</i> , 2010).....	18
Figura 4.6: Diagrama dos tipos de separadores magnéticos (Sampaio <i>et al.</i> , 2010).....	19
Figura 4.7: Mapa Geológico de Casa de Pedra (Relatório interno CSN, 2001).....	27
Figura 5.1: Fluxograma de preparação das amostras	30
Figura 5.2: Fluxograma da rota 01	32
Figura 5.3: Fluxograma da rota 02	33
Figura 5.4: Fluxograma da rota 03	33
Figura 5.5: Fluxograma da rota 04	34
Figura 6.1: Distribuição granulométrica do ROM.....	40
Figura 6.2: Difratograma de raios-x do ROM.....	41
Figura 6.3: Distribuição granulométrica do produto da moagem.....	42
Figura 6.4: Distribuição granulométrica da deslamagem.....	43

LISTA DE TABELAS

Tabela 4.1:Resultado testes flotação (Souza e Araújo 1999).....	12
Tabela 4.2:Resultado teste de separação magnética (Uliana <i>et.al.</i> , 2013).....	23
Tabela 4.3Resultado teste de flotação (Uliana <i>et.al.</i> , 2013).....	24
Tabela 5.1: Dosagens de reagentes para a fração global	37
Tabela 5.2: Dosagens de reagentes para a fração.	38
Tabela 5.4: Parâmetros definidos para o ensaio de flotação.....	38
Tabela 5.5: Parâmetros utilizados para ensaios de concentração magnética de alta intensidade.	39
Tabela 6.1 – Análise química ROM – Global_.....	41
Tabela 6.2 – Análise química dos produtos da deslamagem_.....	43
Tabela 6.3 – Análise química do fracionamento granulométrico.....	44
Tabela 6.4 – Resultado da flotação da fração global_.....	44
Tabela 6.5 – Resultado da flotação da fração i_.....	46
Tabela 6.6 – Resultado da flotação da fração ii_.....	47
Tabela 6.7 – Resultado da concentração magnética da fração ii_.....	48
Tabela 6.8 – Resultado da concentração magnética do rejeito da fração global_.....	48

1 INTRODUÇÃO

O Brasil é um dos maiores produtores de minério de ferro do mundo, não só em quantidade como também em qualidade. Embora os minérios de ferro brasileiros contenham alto teor de ferro, as reservas não poderão suprir a demanda de produção existente. Devido a isso, as grandes mineradoras estão sempre buscando alternativas a fim de suprir esta demanda.

Segundo IBRAM (2012) em 2011, o minério de ferro ocupou o primeiro lugar na lista de produtos que geram as maiores rendas nas exportações brasileiras. O Instituto ainda previa atingir uma produção de 697 milhões de toneladas em 2015, 300 milhões a mais que 2011, porém no 2º trimestre de 2012 o mercado entrou em recessão. Estudos do Banco CreditSuisse mostram que mesmo assim há um déficit mundial de mais de 90 milhões de toneladas de Minério de Ferro (IBRAM, 2012).

Segundo Carvalho (2012) um requisito indispensável para a economicidade e a produtividade dos processos siderúrgicos é a homogeneidade das características físicas, químicas e metalúrgicas das matérias-primas utilizadas nos reatores metalúrgicos. Desta forma, há uma crescente demanda em todo o mundo por matérias-primas que apresentem tais características.

No Brasil, os minérios mais pobres e finos eram, e ainda são em muitos casos, tratados como estéreis por não apresentarem viabilidade econômica. Entretanto, a qualidade do minério, de forma global, vem se deteriorando ao longo do tempo e o volume de materiais, antes considerados não comercializáveis, passa cada vez mais a representar parte significativa das jazidas (UNCTAD, 2011).

Com a recuperação do mercado a partir do terceiro trimestre de 2013, a atividade mineral poderá ser responsável pelo maior investimento do setor privado no país com aportes de US\$ 75 bilhões até 2016. Destes, US\$ 40 bilhões serão destinados ao minério de ferro. Para dar suporte a essa expansão da siderurgia nacional, assim como atender ao crescente mercado externo, as mineradoras brasileiras têm retomado ambiciosos planos de investimentos (Revista ABM, 2012).

Nos últimos anos a Companhia Siderúrgica Nacional - CSN vem investindo fortemente em pesquisa e desenvolvimento visando o suporte do aumento da produção previsto com a expansão da mineração. Foram então concebidas ideias de novas plantas de beneficiamento de minérios itabiríticos pobres para produção de *pellet feed* via moagem e flotação.

Dentro deste contexto, o trabalho proposto envolve estudos de concentração para o aproveitamento econômico do itabirito pobre brando, ou itabirito silicoso brando, que hoje compõe a maior parte dos itabiritos na mina Casa de Pedra e corresponde a um minério com 53% de ferro com característica mecânica friável.

As rotas foram escolhidas seguindo uma diretriz da empresa, uma vez que já existe uma planta de flotação para concentração de finos e estudos de aproveitamento econômico tanto do rejeito quanto da lama gerados no processo.

2 JUSTIFICATIVA E RELEVÂNCIA

Com as mudanças nas características minerais já mencionadas e as exigências do mercado siderúrgico, a necessidade de investimentos em pesquisa e o consequente desenvolvimentotecnológico mostram-se fundamentais para assegurar a competitividade dasempresas mineradoras dedicadas à extração de minérios de ferro,abrindo novos mercados e desenvolvendo produtos a partirmateriais antes considerados estéreis.

A relevância deste estudo está relacionada com o possível aproveitamento econômico do itabirito pobre brando, que juntamente com outros estudosproporcionará à CSN obter importantes informaçõesque irão auxiliar na decisão de beneficiarmilhares de toneladas de itabiritos pobres, estocados em pilhas de estéril.

3 OBJETIVOS

O trabalho tem como objetivo geral o estudo de duas rotas de processo visando à produção de um *pellet feed*, dentro das especificações químicas para a indústria siderúrgica, a partir de um itabirito pobre brando, hoje considerado estérilna Mineração Casa de Pedra,

Objetivos específicos:

- a) Caracterização granulométrica, mineralógica e química das amostras para melhor compreensão do minério e embasamento do estudo;
- b) Avaliação de rotas de processo a partir de ensaios em bancada de deslamagem, flotação e concentração magnética de forma combinada.

4 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é apresentada uma breve revisão bibliográfica sobre deslamagem, concentração por flotação e concentração magnética, assim como alternativas para concentração de finos e ultrafinos aplicados ao minério de ferro. Ainda foram relatados estudos referentes à deslamagem e aos processos de concentração revisados.

4.1 Deslamagem

Antes de qualquer discussão, faz-se necessário uma padronização quanto à definição de tamanho de partículas. Neste trabalho foi utilizada a classificação proposta por Somasundaran (1980) que classificou as partículas com base em seu tamanho e comportamento em meio aquoso, da seguinte forma:

- i. Finos - partículas que não são facilmente separáveis por processos físicos de concentração e cujo tamanho médio está compreendido entre 10 μm e 100 μm ;
- ii. Ultrafinos - partículas que não são facilmente separadas por processos convencionais de concentração, inclusive a flotação, e cujo tamanho médio está compreendido entre 01 μm e 10 μm ;
- iii. Colóides - partículas cujo tamanho médio é inferior a 01 μm ;
- iv. Lamas - misturas de colóides e ultrafinos naturais e aqueles gerados em processos de cominuição. Uma característica das lamas é ter uma sedimentação bastante lenta.

O termo deslamagem se refere à eliminação das lamas visando contornar alguns efeitos indesejáveis que essas causam nos processos de concentração. Na concentração por flotação a influencia das lamas interferem na ação efetiva dos coletores, devido ao recobrimento das partículas liberadas e flotáveis, *slimescoating*, afetando assim na qualidade dos rejeitos e conseqüentemente na recuperação metálica do processo. Apesar dos efeitos nocivos das lamas em todos os sistemas de flotação, geralmente a flotação de sulfetos é processada sem deslamagem prévia, enquanto na de outros minérios essa se torna fundamental.

Na tentativa de eliminar o efeito citado acima e buscando uma operação de deslamagem eficiente, é comum a adição de dispersantes, como exemplo o hidróxido de sódio, para elevar o grau de dispersão das partículas, ou seja, o aumentada repulsão eletrostática entre elas (Totouet *et al.*, 2011).

A dispersão ou agregação de partículas finas suspensas em meio aquoso é determinada pela interação entre as partículas, quando estas colidem devido o efeito do movimento browniano, sedimentação e/ou movimentos induzidos na polpa (Svarovsky, 1981).

A teoria clássica que determina a estabilidade de partículas coloidais em suspensão é conhecida como DLVO e se baseia no balanço entre as forças repulsivas e forças atrativas. A interação London-van der Waals são as principais forças responsáveis pela atração das partículas, enquanto as forças repulsivas são atribuídas ao efeito de superposição das duplas camadas elétricas das partículas (Luz *et al.*, 2007).

Segundo Oliveira (2006) as perdas de minérios nas frações de lamas podem variar de 5% a 30% do ferro contido na alimentação. No mundo, estima-se que as operações de deslamagem e concentração de minério de ferro produzam dezenas de milhões de toneladas de rejeitos por ano. No Brasil atingem cerca de 10 milhões de toneladas ano.

Em estudo desenvolvido com diversos litotipos da mina de Brucutu, Marques e Paula (2008) mostraram que os minerais que influenciam na elevação do percentual de lama são a goethita terrosa (limonita), gibbsita e caulinita. Além disso, aqueles litotipos mais contaminados quando adicionados (mesmo em pequenas proporções) na usina influenciam negativamente no desempenho da flotação. O fósforo se encontra intimamente associado aos minerais hidratados de ferro, principalmente a goethita, de tamanhos superiores a lamas (SouzaJr,1994).

Araújo (1982) observou que a composição mineralógica das lamas também tem grande influencia na flotação.Lamas constituídas exclusivamente por caulinita afetamem menor grau a flotabilidade do quartzo do que lamas naturaisde minérios de ferro, constituídas por uma mistura de minerais, tais como:goethita, hematita, caulinita e gibbsita.

Silva (1999) e TurrereRabelo (1999) em estudos semelhantes verificaram que a origem da alumina no concentrado da flotação de minérios de ferro deve-se à presença dos minerais goethita, gibbsita e caulinita, que ocorrem como partículas individuais ou cimentando partículas de hematita. Para os autores um bom desempenho da deslamagem é fundamental para a redução da alumina no concentrado.

Souza Jr (2004) em seus estudos mostrou que o grau de dispersão das partículas varia com o pH. Para valores de pH na faixa de 8,2 a 8,7 notou-se um aumento súbito no grau de dispersão e a partir desse valor de pH, o grau de dispersão manteve-se praticamente estável. Carvalho (2003) estudando a interferência de cátions Ca^{2+} nas etapas de deslamagem e flotação de minério de ferro, observou que acima de pH 10,5 esses cátions atuam como coagulantes, prejudicando o desempenho da flotação.

Totou(2010) avaliou o efeito da dispersão em polpas de minério itabirítico. Segundo o autor o emprego da dispersão na deslamagem, na condição de maior dispersão da polpa, permitiu o aumento na recuperação em massa na flotação e redução dos teores de SiO_2 , Al_2O_3 e P no concentrado. Os reagentes propostos para o estudo, tais como a soda caustica e o hexametáfosfato de sódio levaram a maior grau de dispersão da polpa.

4.2 Concentração por Flotação

A flotação é a método de concentração com maior versatilidade e aplicação para o beneficiamento de minérios na atualidade. A técnica explora diferenças nas características de superfície entre as várias espécies presentes no sistema(Wills 2007).

A concentração de minerais por flotação requer três condições básicas (Peres, 2002):

- i. Liberabilidade: a liberação dos grãos dos diferentes minerais é obtida através de operações de fragmentação, intercaladas com etapas de separação por tamanho;
- ii. Diferenciabilidade: a diferenciabilidade é a base da seletividade do método. A seletividade do processo de flotação baseia-se no fato de que a superfície de

diferentes espécies minerais pode apresentar distintos graus de hidrofobicidade;

- iii. Separabilidade dinâmica: está diretamente ligada aos equipamentos empregados. As máquinas de flotação caracterizam-se por possuírem mecanismos capazes de manter as partículas em suspensão e possibilitarem a aeração da polpa.

Segundo Peres *et al.* (2007) nos sistemas de flotação a fase líquida é quase sempre a água, uma espécie polar, e a fase gasosa é quase sempre o ar, constituído basicamente por moléculas apolares. Minerais com forte ligação covalente ou iônica são conhecidos como polares exibindo elevados valores de energia livre de superfície, reagindo fortemente com moléculas de água, portanto hidrofílicos. (Wills, 1997). Uma substância hidrofóbica é aquela cuja superfície é essencialmente polar, tendo maior afinidade com o ar que com a água.

Para que ocorra a probabilidade de flotação, é preciso que os critérios de termodinâmica e cinética sejam favoráveis. É necessária que haja colisão e adesão entre partícula hidrofóbica e bolha, atendendo ao critério de termodinâmica explicado pela equação de Young-Dupré (Habockai, 1979).

$$\Delta G = \gamma_{GA} (1 - \cos \theta_c) \quad (4.1)$$

Onde a flotação só é possível se a variação da energia livre, ΔG , for negativa, ou seja, quanto o maior ângulo de contato maior a hidrofobicidade. Para Shaw (1975) o sólido se mostrará completamente umedecido se o ângulo de contato for nulo e somente parcialmente umedecido se o ângulo de contato tiver um valor finito.

Sutherland (1948) assume a existência de um raio de colisão, que seria o raio máximo, perpendicular ao movimento da bolha, no qual o centro da partícula deve passar para que a mesma colida junto à bolha (Figura 4.1). Esta distância máxima é dada pela equação:

$$D = \sqrt{3 * r_p * r_b} \quad (4.2)$$

Sendo D o raio de colisão da bolha

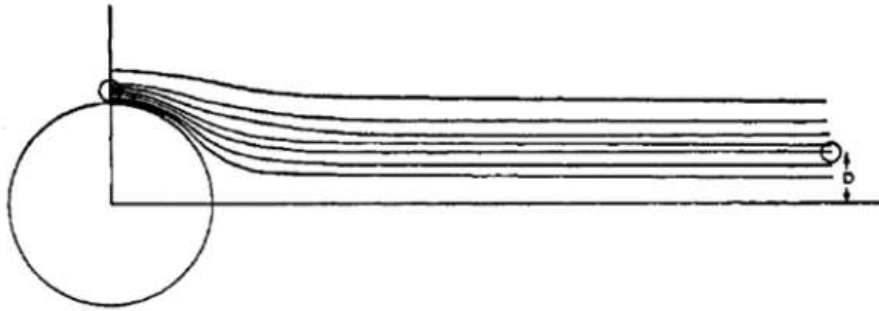


Figura 4.1: Caminhos percorridos pela partícula nas linhas de fluxo.

Fonte: Sutherland, 1948

Ainda segundo o autor nem todos os contatos entre bolha e partícula resultarão em adesão, já que existe um tempo finito de contato necessário para assegurar a adesão bolha-partícula. Este tempo de indução é o tempo em que ocorre o afinamento e a ruptura do filme líquido, que separa a partícula da superfície da bolha.

Já obedecendo ao critério de cinética, as bolhas devem ser resistentes o suficiente para permitir o transporte das partículas hidrofóbicas nelas aderidas, devendo se romper somente no final da etapa de transporte, na zona de espuma. Quando o contato das três fases é formado, a partícula só pode ser separada por algum fator externo (Schulze, 1982). Uma partícula poderá ser destacada de uma bolha se sua energia cinética for maior que a soma do trabalho de adesão e a energia de separação (Yoon e Mao, 1996).

Segundo Vieira (2005) o tamanho da partícula é de considerável importância no processo hidrodinâmico. A menor recuperação de partículas finas é atribuída a uma menor probabilidade de colisão dessas partículas com as bolhas de ar, enquanto que, para as partículas grossas, o decréscimo na recuperação é explicado pela ruptura do agregado partícula-bolha, devido ao tamanho e peso da partícula e à insuficiente cobertura hidrofóbica das superfícies das partículas grossas. Para Peres *et al.* (2007), de uma forma geral, a faixa granulométrica das partículas aceitáveis para a flotação varia entre 1 mm e 5 μm . No caso específico do minério de ferro, a faixa granulométrica tem seu limite em 10 μm (Houot, 1983).

A perda de seletividade no processo de flotação, segundo Peres *et al.* (2007) é decorrente principalmente do fenômeno denominado “*slimescoating*”, no qual a atuação de forças intermoleculares de longo alcance, similares às forças que determinam a interação partícula/bolha, promovem a aderência de partículas de lamas a outras partículas, mudando suas características superficiais

A otimização da flotação tem sido alvo de várias pesquisas que buscam estudar, principalmente, a influência dos reagentes em cada sistema de minerais. A eficiência da flotação depende de variáveis como distribuição de tamanho das partículas, carga superficial, hidrofobicidade, a hidrodinâmica do sistema, o condicionamento, pH e aeração da polpa.

A flotação de minérios de ferro pode ser realizada de forma direta ou reversa, de acordo com os minerais a se flotar, respectivamente os oxi-hidróxidos de ferro ou o quartzo. A flotação é dita aniônica ou catiônica, sendo a classificação em função da natureza da parte polar dos coletores utilizados.

A flotação de minério de ferro pode ser realizada três formas distintas (Araújo *et al.*, 2006):

- i. Flotação aniônica de minerais oxi-hidróxidos de ferro, utilizando ácidos carboxílicos e alquilsulfatos, em pH na faixa neutra a básica;
- ii. Flotação aniônica de sílica, utilizando ácidos carboxílicos em pH alcalino, ativada por cálcio;
- iii. Flotação catiônica de sílica, utilizando aminas, em pH na faixa neutra e alcalina.

A flotação catiônica reversa é sem dúvida o método mais utilizado para a produção de *pellet feed*. Sua qualidade química deve conter o maior teor de ferro e os menores teores de contaminantes (SiO₂, Al₂O₃, P, Mn) possível, como forma a se atender adequadamente os processos de pelotização e redução, subsequentes. (SALES, 2012)

4.2.1 Efeito da granulometria na flotação

A Flotação foi um processo introduzido na indústria mineral no século passado, tornando-se um grande avanço no processamento de partículas de granulometria mais fina e de teor reduzido. Entretanto, mesmo esta técnica encontra suas limitações de tamanho de processamento. Segundo Jowett(1980) citado por Fuerstenau, (2007), existem duas regiões de difícil flotabilidade, os ultrafinos ($< 20\mu\text{m}$) e os grossos ($> 70\mu\text{m}$).

Segundo Lange *et al.* (1997), dentre os fatores que dificultam a flotação dos finos, estão: pequena massa e pequeno tamanho. A primeira resulta em pequena quantidade de movimento, que faz as partículas finas seguirem as linhas de fluxo do líquido, não colidindo, portanto, com a bolha. (o que reduz a probabilidade de colisão bolha-partícula) e a segunda resulta em alta área específica, que reduz a seletividade do processo (causam problemas na flotação das partículas mais grossas). Esta elevada área específica pode propiciar maior consumo de reagentes, muitas vezes estes sendo completamente consumidos pelas partículas finas, inexistindo, portanto, a ação do surfactante na superfície das partículas grossas e impossibilitando as mesmas de serem flotasadas. No trabalho de Torem *et al.* (2004), é mostrado que apesar do aumento da concentração do coletor melhorar a recuperação das partículas grosseiras para as partículas mais finas ($P_{80} = 68\mu\text{m}$), esse efeito não é significativo, evidenciando que as partículas mais finas não necessitam de uma quantidade excessiva de reagentes.

Além do excessivo consumo de reagentes, as partículas finas aumentam o peso da espuma (Aktas, *et al.* 2008) e a sua estabilidade, que ao atingirem valores muito elevados, dificultam a descarga do concentrado. Feng e Aldrich (1999) realizaram estudos mostrando a relação entre a estabilidade da espuma com o tamanho das partículas. A Figura 4.2 mostra claramente como o tamanho das partículas influencia na estabilidade da espuma. Quanto menor o tamanho maior a estabilidade, até passar por um ponto intermediário (entre 20 e 90 μm) até reduzir drasticamente ao aumentar a granulometria das partículas (ou seja, partículas grossas e mais pesadas desestabilizam a espuma).

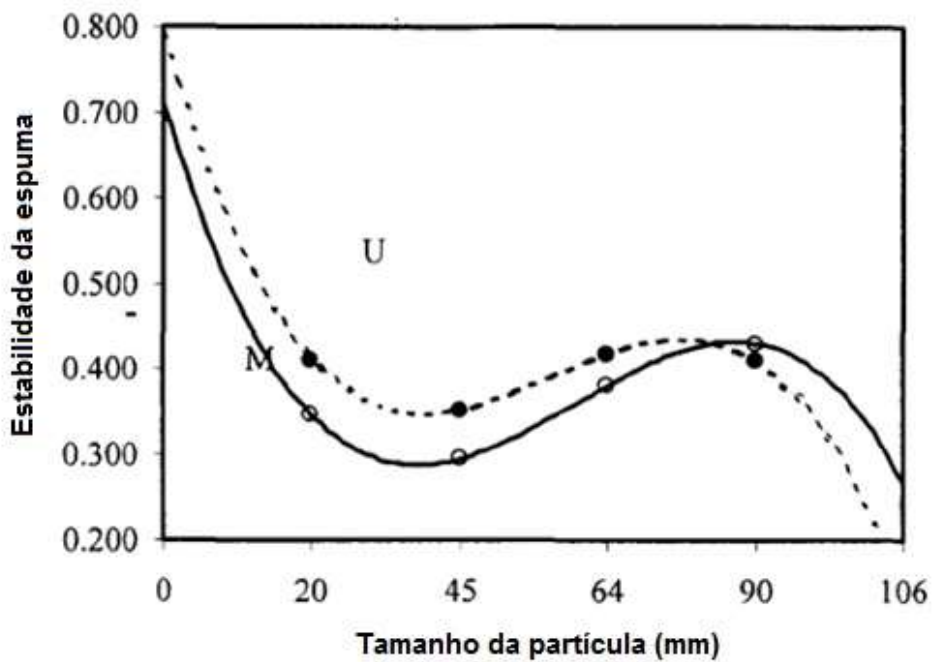


Figura 4.2: Relação entre tamanho das partículas com a estabilidade da espuma (M = minério de Merensky; U, minério de UG2, África do Sul). Fonte: Feng e Aldrich, 1999.

Uma característica importante no que concerne à influência das partículas finas nas grossas é o recobrimento destas pelas primeiras. Peng e Zhao (2001) estudaram o comportamento da flotação de minerais sulfetados de cobre a serem recobertos por bentonita, figura 4.3.

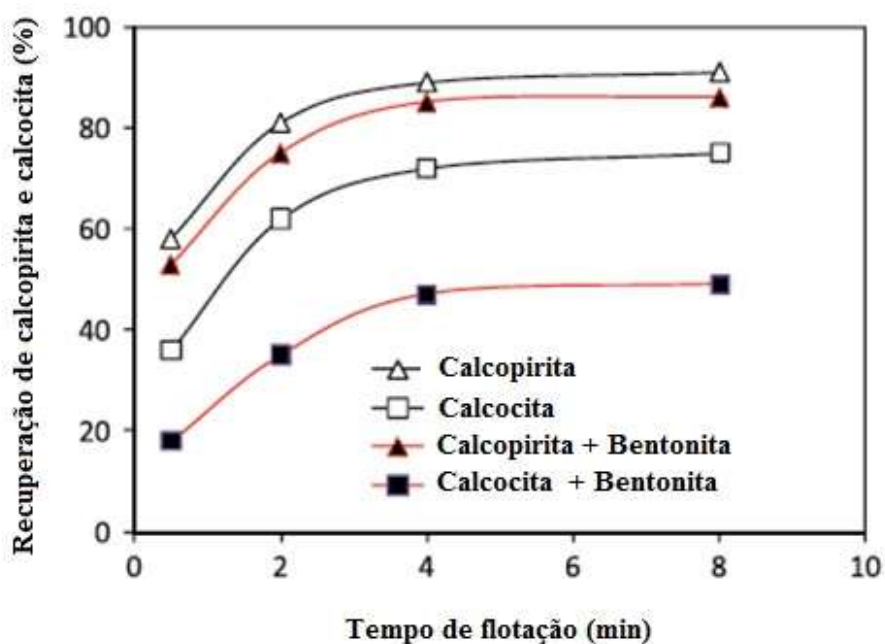


Figura 4.3: Recuperação de calcopirita e calcocita (com e sem recobrimento por bentonita) como função do tempo de flotação. Fonte: Peng e Zhao, 2001.

Os autores chegaram à conclusão de que há redução na recuperação do minério devido ao *slimecoating*, bem pequena no caso da calcopirita, e muito elevada para a calcocita.

Sun *et.al*(1943) citado por Totou (2010), observaram que a cobertura de partículas por lamas é mais intensa quando essa possui carga elétrica neutra ou oposta à da superfície do mineral objeto da flotação. Concentrações muito pequenas de lamas de óxidos de ferro podem afetar consideravelmente a flotação catiônica.

Estudos de flotação em bancada propostos por Souza e Araújo (1999) com alimentação constituída de quartzo, hematita e lama hemtatítica, mostram o efeito citado acima. Através da tabela 4.1 verifica-se a perda de seletividade do processo, bem como a redução da recuperação mássica e conseqüentemente o aumento da SiO₂ no concentrado na presença de lama hemtatítica.

Tabela 4.1:Resultado testes flotação

Ensaio	Recuperação Mássica (%)	Fe concentrado (%)	SiO ₂ concentrado (%)
Sem lama	91,5	66,80	3,34
Com lama	90,4	61,80	8,41

Fonte: Souza e Araújo (1999)

Os grossos, por sua vez, são difíceis de serem flotados, pois o agregado bolha-partícula não é forte o suficiente, podendo ocorrer sua separação devido ao peso das partículas e aturbulência causada durante a ascensão do agregado (NGUYEN, 2003).Para Cruz (2010) o grande problema com a flotação de grossos não é a capacidade de adesão à bolha e sim a dificuldade da partícula permanecer aderida à bolha ao longo da zona de coleta.

Segundo Vieira (2005) as razões exatas que explicam as baixas recuperações de partículas grossas em flotação ainda não estão claras. A autora relata que existem várias hipóteses sobre o comportamento delas e que fatores como densidade dos sólidos, turbulência, estabilidade e altura da camada de espuma, estabilidade do agregado partícula-bolha determinam a flotabilidade de partículas grossas.

Hall (1996) observou que a recuperação de partículas grossas pode ser melhorada com o controle da taxa de fluxo de ar, taxa de água de lavagem entre outros que apresentam relação com a estabilidade das bolhas, já a recuperação tende a diminuir à medida que a camada de espuma se torna mais espessa (SOTO, 1992).

Fica claro que para uma recuperação efetiva de grossos é necessário aplicar condições específicas, e essas podem não ser adequadas para a flotação de partículas finas (CRUZ et al., 2003). Pease et al. (2005) afirmam que partículas ultrafinas respondem diferentemente aos processos de concentração de minérios tradicionais. Em suma, faz-se necessário a individualização das partículas para obtenção de melhores resultados na flotação. Segundo (SALES, 2012) atualmente existe uma tendência das usinas de concentração de separar e tratar a alimentação da flotação em faixas granulométricas distintas.

Em seu trabalho, Lima (2010) avaliou o comportamento de partículas grossas (+45 μ m) e finas (-45 μ m) de um minério itabirítico com baixo teor de ferro, separadamente, no processo de flotação através de ensaios em escala de bancada com célula mecânica. As variáveis principais foram a dosagem de reagentes, pH da polpa, rotação durante o condicionamento, porcentagem de sólidos e tempo de residência em todos os estágios (*rougher*, *cleaner* e *scavenger*). Lima (2010) obteve os seguintes resultados e conclusões mais relevantes: A dosagem de amina mais adequada para a fração -45 μ m, buscando-se teores de SiO₂ no concentrado próximos de 1,0%, foi de 200g/tSiO₂. Para as frações +45 μ m e -0,15mm foram menores, respectivamente: 150g/tSiO₂ e 100g/tSiO₂. A porcentagem de sólidos ideal é em torno de 40,0%, contra 50,0% da fração global. O aumento da rotação durante o condicionamento foi prejudicial para a qualidade do concentrado em ambas as frações. Os testes piloto evidenciaram ganhos de recuperação metalúrgica na ordem de 3,0%, ao se tratar em separado as frações mencionadas. Porém, a flotação em separado das frações grossa e fina indicou a necessidade de maiores dosagens de amina e maiores tempos de residência nos reatores de flotação em relação à flotação em conjunto destas frações.

Cruz (2010) também avaliou as diferenças no processo de flotação de minério de ferro tratando-se a alimentação deslamada global e fracionada em duas faixas de tamanho, sendo o corte realizado em 38 μ m. As variáveis estudadas foram pH da polpa e dosagens de reagentes.

A dosagem de amina/amido mais adequada para a fração $-45\mu\text{m}$ foi $70/700\text{ g/t}$, já as frações $+45\mu\text{m}$ e $-0,15\text{mm}$ foram maiores, $140/450\text{ g/t}$ e $140/700\text{ g/t}$, respectivamente. Da mesma forma que Lima (2010), o trabalho de Cruz (2010) também apresentou ganhos em recuperações mássica e metalúrgica na condição fracionada, além de diminuição no teor de sílica concentrado e aumento do índice de seletividade de *Gaudin*. Porém ao contrário de Lima (2010), o consumo de reagentes nos testes com as amostras fracionadas é menor. O consumo de amido é da ordem de $17,0\%$ menor se comparado à melhor condição de teste com a amostra global, enquanto para o consumo de amina esta redução chega a $26,0\%$.

Carvalho e Martins (2005) estudaram o efeito da granulometria do quartzo na flotação convencional de minério de ferro buscando possíveis mudanças no processo de beneficiamento. Foram analisados os efeitos da percentagem de sólidos (40% e 50%), da dosagem de coletor (50g/t e 70g/t) além da granulometria do quartzo (Global, $<75\mu\text{m}$ e $>75\mu\text{m}$). Os autores concluíram que a utilização do quartzo com granulometria acima de $75\mu\text{m}$ compromete os resultados do processo de flotação, uma vez que os valores de rejeição da sílica são inferiores aos demais ensaios. Nos ensaios nos quais a percentagem de sólidos em polpa foi de 40% a recuperação de sílica foram superiores se comparados aos com 50% . Nota-se também que para a fração grosseira a dosagem de 70g/t se mostrou mais eficiente.

4.2.2 Reagentes Utilizados na Flotação de Minério de Ferro

Reagentes de flotação são compostos orgânicos e inorgânicos adicionados com o objetivo de controlar as características das interfaces envolvidas no processo. De acordo com sua função específica em um sistema de flotação, os reagentes podem ser divididos em coletores, espumantes e modificadores ou reguladores (Peres, 2002).

Os coletores são reagentes heteropolares que se adsorvem seletivamente na superfície de determinadas partículas formando uma monocamada e criando um filme de hidrocarbonetos aumentam o ângulo de contato e assim tornando as partículas artificialmente hidrofóbicas.

De acordo com Bulatovic (2007), espumantes são compostos tensoativos, capazes de adsorver-se na interface ar-água. Possui como função principal na flotação a redução da tensão superficial aumentando a resistência das bolhas, tornando-as mais dispersas e estáveis

melhorando assim as condições para coleta das partículas de mineral hidrofobizado.

Modificadores são reagentes orgânicos ou inorgânicos que tem por finalidade melhorar a seletividade e/ou recuperação durante a flotação. As principais funções dos modificadores incluem: o favorecimento ou inibição da ação de um coletor sobre a superfície de um mineral, a regulagem do pH da polpa mineral, a dispersão de partículas. (CHAVES *et al.*, 2010).

Segundo Moreira (2012) a flotação de minério de ferro, na atualidade, só é possível devido à adição de dois tipos de reagentes que atuam diretamente nas principais fases cristalinas: a hematita (Fe_2O_3) e o quartzo (SiO_2). A concentração de minérios de ferro mediante a flotação catiônica reversa da ganga quartzosa é realizada com o emprego de aminas neutralizadas com a função de coletor/espumante e o amido de milho, gelatinizado, como agente depressor dos óxidos de ferro.

O mecanismo atuante na adsorção de aminas nas superfícies de quartzo é predominantemente eletrostático. O desenvolvimento de ligações hidrofóbicas entre as cadeias hidrocarbônicas das aminas, e a consequente formação de hemi-micelas em superfície, figura 4.4, também é fundamental para atingir-se o grau de hidrofobicidade necessário à flotação (Leja, 1982).

Já o amido, se adsorve na hematita através de ligações de hidrogênio entre os grupos alcoólicos COH do anel glicose e do grupo metanol ligado ao anel com os grupos FeOH da superfície da hematita (BALAJEE & IWASAKI, 1969). Turrer (2007) baseado em novos estudos e diz que a adsorção do amido na superfície da hematita acontece através da formação de uma ligação química entre esses dois componentes. Tal ligação poderia ser explicada a partir da formação de complexos na superfície do mineral, entre a amilopectina e cátions Fe^{3+} .

Lima (1997) em estudos de adsorção de amina e amido sobre a superfície de quartzo e hematita, concluiu que a flotação seletiva entre estes minerais em pH 10,5, usando amido como depressor da hematita e amina como coletor do quartzo é possível devido: ao amido ser altamente eficiente na depressão da hematita, a densidade de adsorção da amina sobre o quartzo ser maior que a densidade de adsorção deste reagente sobre a hematita, a quantidade de amina que se adsorveu na superfície da hematita, contendo amido previamente adsorvido é

insuficiente para torna-la hidrofóbica e a quantidade de amido adsorvido sobre o quartzo é insuficiente para manter o caráter hidrofílico do mineral após a adsorção da amina.

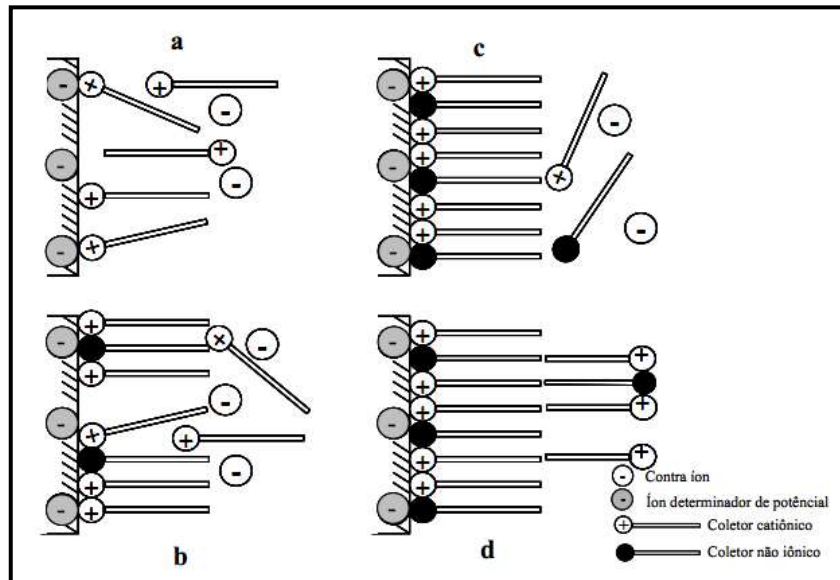


Figura 4.4: Adsorção da amina sobre óxi-minerais, de acordo com a teoria da hemimicela. (Neder e Leal Filho, 2006).

Papini *et al.* (2001) realizaram inúmeros ensaios de flotação “rougher”, em escala de bancada, com um minério de ferro do quadrilátero ferrífero. Diferentes coletores catiônicos foram selecionados: monoamina graxa, diamina graxa, éter monoamina, éter diamina, condensado e querosene combinado com aminas. Aminas graxas e condensados produziram concentrados com altos teores de sílica. Para o minério sob investigação, éter monoaminas foram coletores mais eficientes que éter diaminas, contrariando a expectativa de que a presença do segundo grupo polar reforçaria o poder de coleta. Por outro lado, di-aminas foram mais efetivas que monoaminas, quando utilizados em conjunção com querosene. A mistura de diaminas com monoaminas é pratica usual em um grande concentrador visando à produção de concentrados com baixo teor de sílica. A proporção de diamina é maior na geração de concentrados com especificação para redução direta.

Lima *et al.*, (2008), realizaram ensaios de flotação reversa, em escala de bancada, com amostras de minério de ferro da Mina de Fábrica Nova. Foram fixados o pH em 10,5, porcentagem de sólidos em 45% em peso e rotação da célula de flotação em 1200RPM. As variáveis estudadas foram dosagem amina EDA e de amido de milho, 75 e 150 g/t e de 200 e

400g/t para os respectivos reagentes. Para estudar a influência das variáveis citadas e seus respectivos níveis nas variáveis respostas: recuperação metalúrgica de Fe e teores de Fe e SiO₂ no concentrado utilizou como ferramenta estatística o Algoritmo de Yates. Observou-se, então, que a variável dosagem de amido teve efeito significativo sobre a recuperação metalúrgica de Fe, teor de Fe e de SiO₂ no concentrado. Segundo os estudos, o maior teor de Fe obtido foi de 63,99%, quando utilizados 150 g/t de amina e 200 g/t de amido. Nestas mesmas dosagens de reagentes o menor teor de SiO₂ obtido foi de 3,4 % e a recuperação metalúrgica de 57,02 %.

4.3 Concentração Magnética

Embora seja um método consagrado na área de processamento mineral para a concentração de muitas substâncias minerais, é comum, na indústria em geral, a distinção entre “separação magnética” e “concentração magnética”. O primeiro termo é associado às aplicações de retirada do rejeito magnético, sendo de interesse o fluxo não magnético. Já o termo “concentração magnética” é utilizado nas situações, em que o produto útil é constituído pelo fluxo de minerais ferromagnéticos e/ou paramagnéticos. No entanto, essa distinção é desnecessária, sob o ponto de vista dos princípios do método (LAGE, 2010).

Quando submetida à ação de um campo magnético, qualquer substância responderá de alguma maneira a esta ação e seu comportamento será determinado por sua susceptibilidade magnética. Com base nesta propriedade os materiais ou minerais são classificados em duas categorias: aqueles que são atraídos pelo campo magnético e os que são repelidos por ele. No primeiro caso têm-se os minerais ferromagnéticos, os quais são atraídos fortemente pelo campo, e os paramagnéticos, que são atraídos fracamente. Aqueles que são repelidos pelo campo são denominados de diamagnéticos (SAMPAIO *et al.*, 2010).

Segundo Santos (2009) as partículas dentro de um campo magnético, inicialmente adquirem o campo magnético induzido. O fluxo magnético que atravessa a partícula é a soma dos fluxos devido ao campo induzido e indutor. Como nas substâncias diamagnéticas o campo induzido é oposto ao campo indutor, a densidade de fluxo diminui, assim as linhas de força são dispersadas. Nas substâncias paramagnéticas ocorre o contrário, pois os dois campos se

somam e as linhas de força se concentram. O ferromagnetismo consiste numa concentração intensa das linhas de força.

Segundo Sampaio *et al.* (2010) tanto a intensidade quanto o gradiente do campo são os principais responsáveis pelo processo de separação. A intensidade de campo refere-se ao número de linhas de fluxo que passa por uma determinada área, enquanto que o gradiente de campo descreve a convergência ou divergência das linhas de fluxo. Portanto para haver movimento das partículas, o equipamento de separação magnética deve prover um campo convergente, ou seja, deve criar um gradiente de intensidade de campo, figura 4.5.

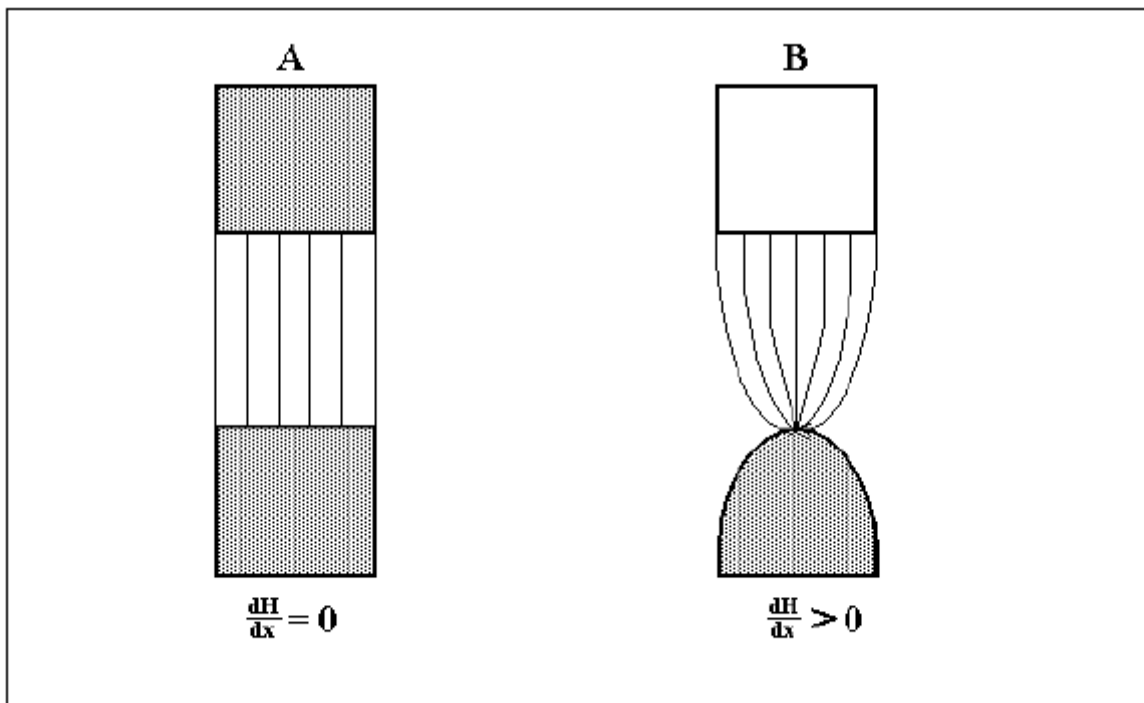


Figura 4.5: Campo magnético uniforme (A) e convergente (B), apresentando o gradiente de campo. Fonte: Sampaio *et al.* (2010).

O ajuste adequado da intensidade de campo permite a separação seletiva das partículas com diferentes valores na susceptibilidade magnética. Com baixa intensidade de campo, separam-se os minerais com elevadas susceptibilidade, e os que exibem valores mais baixos dessa propriedade são separados em campos de alta intensidade. Em geral, o controle da intensidade de campo magnético é feito com o emprego de eletroímãs, variando a corrente elétrica (OLIVEIRA, 2010).

Ha duas formas de se produzir um gradiente. A primeira, e, mais simples consiste na construção de um pólo de eletroímã com a área bem menor que a do pólo oposto. A segunda forma consiste na utilização de matrizes entre os pólos do eletroímã. A finalidade dessas matrizes consiste em aumentar o gradiente produzindo sítios dentro das mesmas com campo de alta intensidade. Vários modelos foram propostos e/ou utilizados, dentre os quais se destacam: esferas, hastes, placas sulcadas, grades, lâ de aço, etc. A matriz deve ser escolhida de tal modo que melhor se ajuste as características do minério.

Os separadores magnéticos podem ser classificados dependendo do meio utilizado e da intensidade de campo indução, conforme ilustrado na figura 4.6:

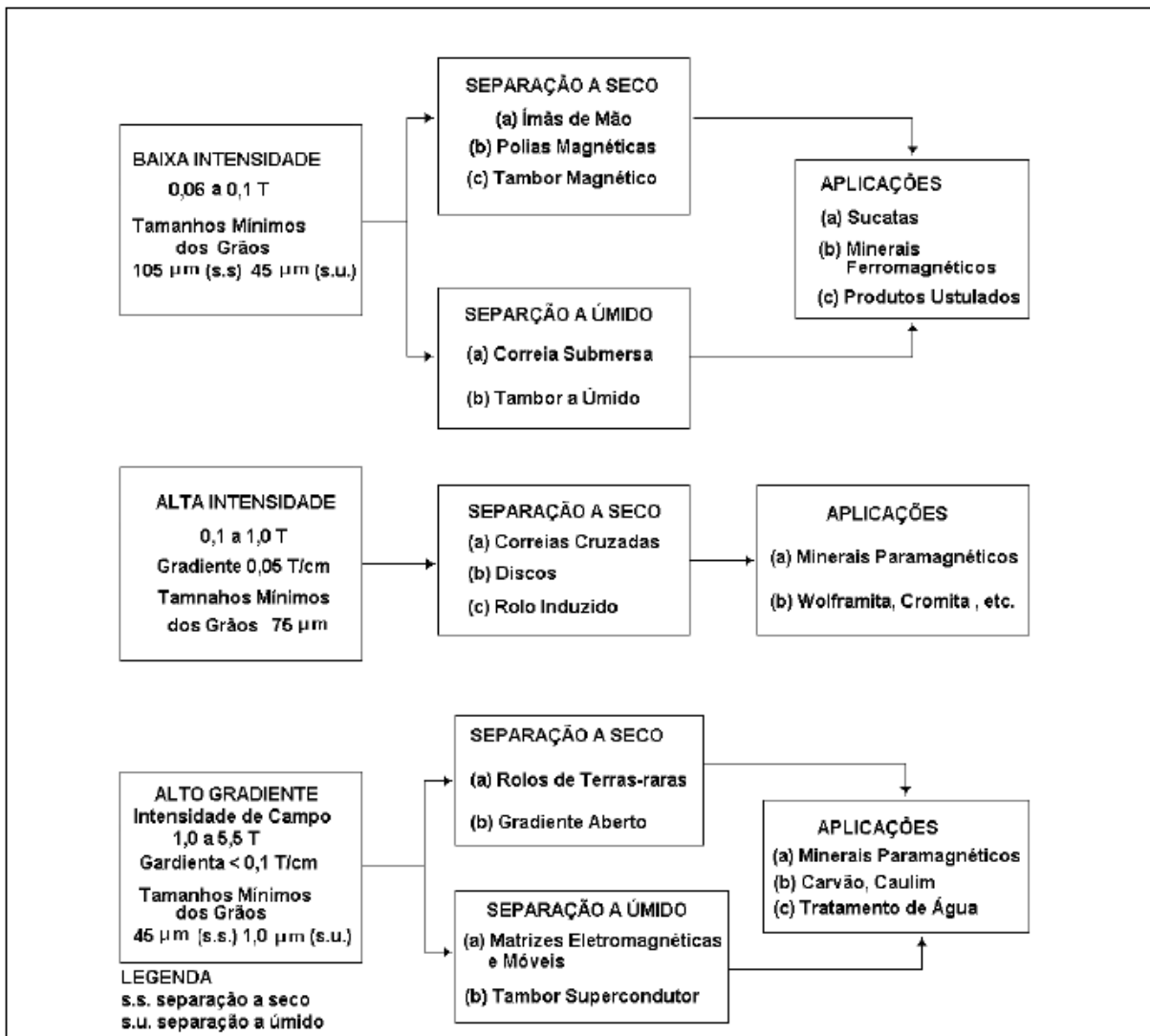


Figura 4.6: Diagrama dos tipos de separadores magnéticos
 Fonte:(Sampaio *et al.*, 2010).

Por ser um método de baixo custo e alta eficiência, a concentração magnética é um método de concentração aplicado com sucesso para taconitos, minérios de ferro e de baixo teor.

Oliveira (2010) em seu trabalho avaliou a aplicação da separação magnética nos rejeitos das espirais concentradoras da Mina de Agua Limpa. Variando o campo magnético e a água de lavagem, o autor conseguiu ganhos consideráveis, recuperação metálica de 87% com teor de ferro de 60%, possibilitando o tratamento do rejeito.

Rotas de processo para concentração de três tipologias de itabiritos pobres, que atualmente integram as pilhas de estéril da Mina de Lagoa das Flores, visando a obtenção de concentrados dentro das especificações, foram estudadas por Vasconcelos (2011). O melhor resultado é obtido pelas etapas de concentração magnética de médio (7.500 G) e alto campo (13.000 G), respectivamente nos estágios *rougher scavenger*, seguido de flotação catiônica reversa no estágio *cleaner*. Por meio dessa rota é possível obter uma recuperação metálica de ferro igual a 83%, gerando um concentrado final com os seguintes teores: 67,74% Fe, 1,84% SiO₂; 0,04% Mn; 0,04% P; 0,48% Al₂O₃ e 0,09% PPC. Ressalta-se que mesmo não tendo sido possível produzir um *pellet feed* de redução direta, a qualidade do concentrado final poderá ser melhorada via otimização das variáveis operacionais de flotação e remoagem do pré-concentrado para obter um maior grau de liberação mineral. Portanto, os resultados apresentados mostram-se bastante promissores para o aproveitamento da tipologia de itabirito compacto da Mina Lagoa das Flores.

A influência do pH na separação magnética de alta intensidade de partículas ultrafinas de hematita e quartzo foi estudada por Wang *et al.* (1992). Os autores concluíram que o desempenho metalúrgico da separação magnética de alta intensidade para partículas ultrafinas de hematita e quartzo é fortemente afetado pela carga superficial sobre as partículas. O estudo mostrou que a eficácia do processo de separação pode ser melhorada com o ajuste do pH para um valor de 6,5 que é cerca de uma unidade de pH acima do pH_{PZC} de hematita. Interpretação teórica em termos de energias de interação entre partícula-partícula e partícula-matriz sugere que a referida melhoria no processo de separação pode ser explicada pela retenção de partículas de hematita na matriz, e por hemocoagulação dos ultrafinos de hematita.

4.4 Concentração de Finos e Ultrafinos

O tratamento de partículas minerais finas e ultrafinas constitui um dos principais problemas da mineração atual. As alternativas para o aumento da recuperação destas partículas são diversas e apresentam um grau diferenciado de eficiência (CAPPONI *et al.* 2005).

4.4.1 Concentração de Rejeitos de Minério de Ferro

O aumento da demanda de minérios incentiva o desenvolvimento de tecnologias para otimizar os processos existentes ou de novos processos para aproveitamento de minérios de baixo teor, antes tidos como rejeitos (OLIVEIRA, 2006). O estudo do tratamento de rejeito tem sido alvo de muitas pesquisas atualmente e segundo Santos (2003), estas têm despertado grande interesse por parte das empresas, pois além de possibilitar a maximização do aproveitamento da jazida, propicia um ganho ambiental reduzindo a disposição de efluentes na natureza prolongando assim a vida útil das barragens.

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 μm e 63 μm , 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%. 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.

Santos (2003) estudou a concentração de rejeitos a partir de uma amostra representativa proveniente da barragem de Germano. Esta amostra possuía um F_{80} de 100 μm e composição

química de 24,97% de Fe, 62,70% de SiO₂, 0,61% de Al₂O₃, 0,0016% de P e 0,94% de PPC. As rotas propostas para o estudo foram:

1. Classificação em 37µm e concentração magnética em um estágio(*Ferrous Wheel* com matriz TQ8);
2. Classificação em 37µm e concentração magnética em dois estágios,*rougher cleaner*(*Ferrous Wheel* com matriz TQ14);
3. Classificação em 74µm, deslamagem e flotação;
4. Classificação em 74µm concentração magnética (*Ferrous Wheel* com matriz TQ8) e flotação;
5. Concentração magnética em dois estágios, *rougher cleaner*(*Ferrous Wheel* com matriz TQ14) e flotação.

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 02, com 66,54% de Fe, 3,72% de SiO₂, 0,36% de Al₂O₃, 0,023% de P e 1,00 % de PPC, devido às maiores recuperações, 25,43% em massa e metalúrgica de 67,74% elevado teor de hematita especular, 79,3%, e um baixo teor de fósforo. Essas características tornam este concentrado muito útil, mesmo com um maior teor de sílica, tendo em vista a importância da hematita especular no processo de pelletização e o diferencial competitivo exercido por baixos teores de fósforo na comercialização dos produtos no mercado siderúrgico.

Foram realizados vários testes de concentração do rejeito da flotação convencional utilizando o concentrador eletromagnético de carrossel WHC-05S, conforme descrito em Vieira (2008) apud Vieira e Queiroz (2006). As condições operacionais que propiciaram um pré-concentrado mais rico com maior recuperação de ferro foram: rotação do carrossel entre 2,5 rpm a 3,0 rpm, campo magnético de 12500G a 14830G e matriz de 1,5mm. O teor de ferro médio no pré-concentrado e as recuperações mássicas e de ferro foram, respectivamente, 48%, 17% e 78%. Também segundo Vieira (2008), testes de concentração magnética dos “rejeitos finos” (rejeito das células de grande volume, rejeito do circuito de colunas e rejeito da coluna da planta de recuperação de finos da Samarco) foram realizados utilizando concentrador eletromagnético de carrossel piloto. As condições operacionais que conduziram aos melhores

resultados foram idênticas às utilizadas com o rejeito da flotação convencional, citado acima. A alimentação do concentrador eletromagnético de carrossel tinha em torno de 15% de ferro. Pelos testes realizados, o pré-concentrado produzido tinha em torno de 50% de ferro e as recuperações mássica e metálica foram de 21% e 70%, respectivamente. Utilizando a combinação concentração magnética e flotação em coluna, foi possível produzir um concentrado com 0,98% de sílica, com recuperações globais, mássica e de ferro de 9,0% e 42,5%, respectivamente.

Gomes(2009)citado porCaixeta e Borges (2006) apresentaram como proposta a concentração de rejeito, existentes numa barragem da Mina de Mutuca, a rota de deslamagem seguida de concentração magnética (*Ferrous Wheel*). O rejeito possuía a seguinte composição química: Fe (58,2%) SiO₂ (6,57%), Al₂O₃ (4,3%), P (0,118%). Obtendo um concentrado com recuperação em massa 41,0% e com teores de Fe (64,97%) SiO₂ (1,54%), Al₂O₃ (1,09%), P (0,045%).

Ulianaet.al (2013)em estudos de reaproveitamento de rejeitos de flotação de minério de ferro visando a redução da perda metálica, que atualmente é 10%, para as barragens e também o aumento da capacidade produtiva, investigaram diferentes tecnologias e rotas de processo. Tinha-se, por meta, a obtenção de concentrados finais com teor de sílica inferior a 1,7% e a redução dos percentuais de ferro no rejeito global para níveis inferiores a 5,0%. A separação magnética, atualmente utilizada em larga escala para o reaproveitamento de rejeitos, associada à etapa de flotação, mostrou-se como a melhor rota de processo a ser utilizada. Os resultados são mostrados nas tabelas 4.2 e 4.3.

Tabela 4.2:Resultado teste de separação magnética

Etapa	Produto	Fe (%)	Rec. Mas. (%)	Rec. Metal (%)
Sep. Magnética	Alim.	9,30	100,00	100,00
	Conc.	30,20	18,70	60,70
	Rej.	4,50	81,30	39,30

Fonte: Ulianaet.al (2013)

Tabela 4.3 Resultado teste de flotação

Etapa	Produto	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Rec. Mas. (%)	Rec. Metal (%)
Flotação	Alim.	30,20	-	100,00	100,00
	Conc.	66,9	3,1	27,20	60,20
	Rej.	16,50	-	72,80	39,80

Fonte: Uliana *et al.* (2013)

4.4.2 Concentração de Lamas de Minério de Ferro

Estima-se que 1/3 da produção mundial de fosfatos, 1/6 da de cobre, 1/5 da de tungstênio, 1/2 da produção boliviana de estanho, 1/10 da produção americana de ferro, junto com milhões de toneladas de outros minerais são perdidas nas frações ultrafinas (<38 µm) (ROSA, 1997).

A concentração de lamas de minério de ferro não é simples e as técnicas a serem utilizadas devem corresponder à qualidade do minério e aos requisitos do produto final (Srivastava *et al.*, 2001). As iniciativas de desenvolver novas rotas de concentração têm sido em menor proporção, com relação aos metais nobres, devido à abundância das reservas no mundo e pelo baixo valor de mercado do minério de ferro (Santos 2003).

O estudo proposto por Oliveira (2006) aborda a possibilidade de se produzir um concentrado de minério de ferro a partir de material ultrafino, proveniente do *underflow* de um espessador de rejeitos da Usina de Conceição. O pesquisador averiguou a recuperação de lamas através da deslamagem, concentração magnética e flotação. O material apresentava-se liberado e com teor de ferro da ordem de 41% nas frações abaixo de 75µm. O autor concluiu que em nenhum dos testes de separação magnética realizados foi obtido teores de SiO₂ dentro das especificações desejadas, porém o concentrado obtido apresentou redução significativa nos teores de Al₂O₃ e P. A melhor opção foi através da utilização de um circuito de deslamagem em hidrociclones e concentração por flotação catiônica reversa. O concentrado obtido apresentou elevado teor de hematita granular e baixo teor de fósforo.

Rocha (2008) estudou o possível aproveitamento econômico de lamas de minério de ferro, descartadas nas barragens da Mineração Casa de Pedra. Foram realizados ensaios de flotação catiônica reversa, em célula mecânica e coluna, precedida por uma etapa de deslamagem em hidrociclone. Foi constatado que, com o processo de flotação catiônica reversa em colunas,

utilizando-se dosagens mais elevadas de depressor, conseguem-se boas recuperações de ferro, da ordem de 60% de recuperação mássica e 80% de recuperação metálica na flotação. Ótimos teores no concentrado (abaixo de 1% de sílica) e de rejeito (cerca de 12% de ferro), além de alta seletividade no processo. A recuperação mássica global atingiu valores de 20%.

Santos (2010) também realizou pesquisas para o tratamento de ultrafinos de minério de ferro. Foram estudadas amostras de overflow de dois estágios de deslamagem, provenientes da Mina do Pico. O autor propôs ensaios de flotação reversa e direta, utilizando as técnicas de condicionamento em alta intensidade (CAI) e flotação extensora (EXT). Os melhores resultados mostraram que, na flotação direta, utilizando as técnicas citadas acima, é possível obter um concentrado com 62% de Fe, 2% de SiO₂ e 3,7% Al₂O₃ com 35,7% de recuperação metalúrgica. Já para a flotação reversa, também utilizando as técnicas citadas, foi possível obter um concentrado com 64% de Fe, 1,8% de SiO₂ e 1,9% Al₂O₃ com 42,7% de recuperação metalúrgica. Em função dos resultados obtidos, o autor conclui que tanto para o rota de flotação direta, quanto a flotação reversa, apesar de não atingirem os teores de pellet feed, foram capazes de enriquecer consideravelmente os ultrafinos de minério de ferro.

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 WHIMSambos 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* para redução direta.

Sales (2012) investigou rotas de concentração para os minerais portadores de ferro contidos no espessador de lamas da usina de Brucutu visando à produção de *pellet feed* para redução direta e à minimização de geração de rejeitos. Foram propostas três rotas de concentração, sendo a primeira rota baseada na realização de testes piloto de concentração magnética como etapa *rougher* e flotação em célula convencional como etapa *cleaner*. A segunda utilizou-se apenas de testes de flotação em bancada (*rougher cleaner*). A terceira foi realizada

exclusivamente com o concentrador gravítico “Falcon”. Uma quarta rota de concentração magnética também foi testada de forma exploratória. Os estágios definidos foram *rougher*, *cleaner*, *scavenger I* e *cleaner do scavenger*. A partir de todas as análises o autor concluiu que o melhor resultado global foi alcançado a partir da quarta rota. Considerando o projeto implantado, poderia ser recuperado em torno de 12,7% de toda a massa gerada no underflow do espessador de lamas de Brucutu. Para tal foram utilizados os seguintes parâmetros: GAP de 1,5mm, 14500 Gauss, 22 Ampère de corrente e 30% de sólidos.

Buscando também uma produção de *pellet feed* com especificações de qualidade, Castro (2012) através de microdeslamagem em tambor e flotação mostrou que foi possível obter 1,21% de sílica no concentrado com recuperação metálica de 50,19%. Foram estudadas cinco proporções de eteraminas, dosagens de amido de mandioca (750 g/t e 1250g/t) e amina (150 g/t e 450g/t) além do pH da polpa (10,5 e 11,5). Os melhores resultados foram obtidos com 1250g/t de amido de mandioca, 450g/t de eteramina, pH 10,5 e a proporção de 100% de eterdiamina.

4.5 Mineração Casa de Pedra

A Mina Casa de Pedra está localizada no município de Congonhas, a 80 km de Belo Horizonte. Iniciou suas operações no ano de 1913 com processos manuais e a partir de 1946 pertence à Companhia Siderúrgica Nacional - CSN. Segundo Rocha (2008) a CSN é autossuficiente em minério de ferro, calcário e dolomito. Todo o minério de ferro consumido pela Usina Siderúrgica Presidente Vargas é oriundo da Mineração Casa de Pedra e o calcário e dolomito são extraídos na Mineração da Bocaina, localizada no município de Arcos – MG.

4.5.1 Geologia

A Mina Casa de Pedra é composta pelos seguintes litotipos de minério de ferro: hematitas brandas e compactas, itabiritos silicosos brandos e compactos, e itabiritos carbonáticos predominantemente compactos (Alkminetal., 1999). De acordo com a litoestratigrafia regional os corpos mineralizados estão situados no Quadrilátero Ferrífero, pertencem ao Supergrupo Minas e estão inseridos no Grupo Itabira, mais precisamente na Formação Cauê.

De acordo com Figura 4.7, na porção oeste, a Formação Cauê recobre em contato gradacional os filitos da Formação Batatal em uma faixa orientada aproximadamente NS, contínua desde o extremo sul até a região imediatamente a norte. Na Serra do Mascate se acunha tectonicamente, seccionada pela Falha de Empurrão da Serra do Mascate. Nesta faixa estão encaixados os Corpos Leste, Entre Corpos e Mascate. No Corpo Norte, o contato com a Formação Cauê se dá na capa da falha de empurrão da Serra do Mascate, onde ocupa uma larga faixa também orientada segundo NS. Nesta ocorrência, a Formação Cauê faz contato gradacional com a Formação Batatal no extremo norte, se justapõe a um *sill* de rocha máfica a oeste e a um dique a sul e é recoberta por carbonatos da Formação Gandarela a leste. No Corpo Principal a formação ferrífera está limitada por falhas, exibindo grande complexidade estrutural. Fica na porção central da mina e engloba o Corpo Principal da Mina Casa de Pedra. (RELATÓRIO INTERNO CSN, 2001)

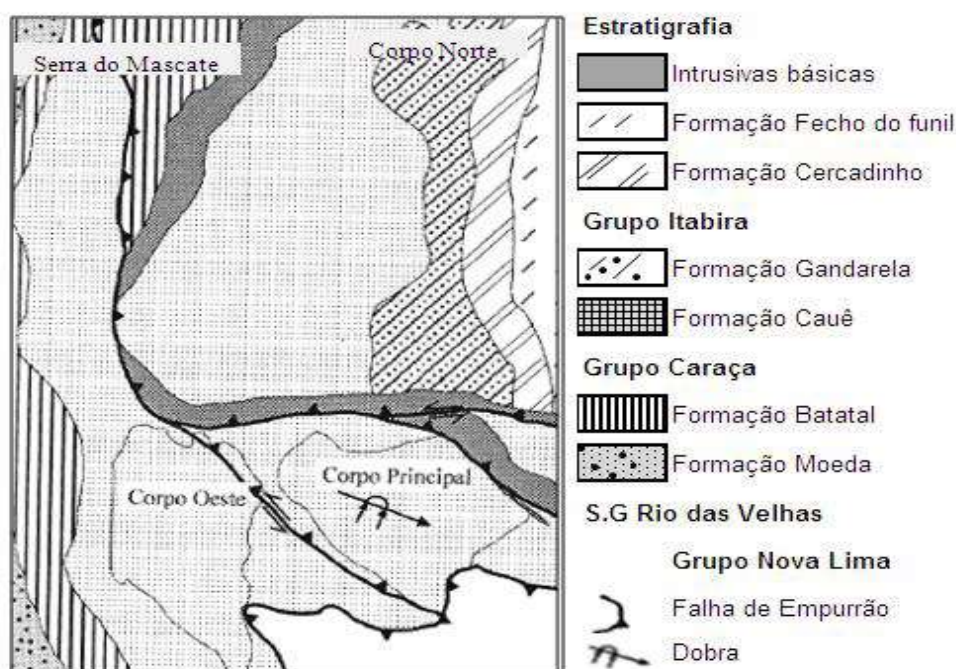


Figura 4.7: Mapa Geológico de Casa de Pedra

Fonte: Relatório interno CSN, 2001.

A Formação Cauê é constituída essencialmente por itabiritos e minérios hematífticos. Dentre os itabiritos, observaram-se os seguintes tipos composicionais: itabirito silicoso, itabirito manganesífero, itabirito dolomítico, itabirito anfibolítico alterado, relacionados nesta ordem decrescente em termos de sua ocorrência na Mina Casa de Pedra.

Em suma, os minérios são constituídos pelas fases minerais: hematita granular e especular, martita, magnetita e hidróxidos de ferro goethita e limonita, além do quartzo, óxidos de manganês e gibsita. Como minerais acessórios e raros tem-se o rutilo e a caolinita. No que tange à sua distribuição, duas situações são observadas: i) poros aproximadamente de mesmo tamanho disseminados por toda a massa rochosa; ii) poros de granulometria distintas, concentrados em níveis. Tais categorias foram designadas, respectivamente, de porosidades homogêneas e heterogêneas. Os minérios de ferro apresentam no geral a granulometria fina, onde as fases de óxidos variam de 0,002 a 0,3mm, com tamanho médio em torno de 0,06mm. Ribeiro (2011)

Ainda segundo Ribeiro (2011) o itabirito silicoso brando ou itabirito pobre brando compõem a maior parte dos itabiritos na mina Casa de Pedra e corresponde em média a um minério com 53% de ferro com característica mecânica friável. Apresenta em sua composição mineralógica: martita, hematita granular, hematita especular, magnetita, além limonita e goethita e quartzo. Este tipo de itabirito apresenta maiores porcentagens de goethita para os corpos Mascate, Oeste e Entre Corpos, com valores na ordem de 12%. A porosidade média para este tipo de minério é da ordem de 25% para todos os corpos da mina.

5 MATERIAIS E MÉTODOS

Os procedimentos experimentais incluem preparação e caracterização das amostras, ensaios de deslamagem, flotação e concentração magnética de alta intensidade em escala de bancada. Os ensaios de deslamagem e flotação foram realizados no laboratório de tratamento de minérios da UFOP e os ensaios de concentração magnética no CT³ da Fundação Gorceix. As análises químicas foram realizadas pelo laboratório químico de Casa de Pedra.

5.1 Preparação das amostras

O estudo partiu de uma amostra primária, seca, de aproximadamente 200 kg, que foi inicialmente, homogeneizada e quarteada em quarteador tipo carrossela a fim de obter alíquotas representativas para ensaios granulométricos e mineralógicos do ROM. Depois da retirada das alíquotas, o restante da amostra foi peneirado na malha de 1 mm e o *oversize* foi britado em britador de mandíbulas e de rolos.

Após a etapa de britagem, toda a amostra foi homogeneizada e quarteada em quarteador tipo carrossel, onde 50% foi reservado e o restante destinado aos ensaios tecnológicos e de caracterização propostos. A amostra de aproximadamente 100 kg foi classificada na malha de 0,150 mm, a fim de evitar a geração de ultrafinos na etapa moagem. O *oversize* foi homogeneizado e quarteado até obtenção de alíquotas representativas para moagem. Foram realizados testes experimentais para confecção da curva de moagem que determinou o tempo necessário para alcançar um $P_{90} = 0,150$ mm. Determinado o tempo, toda amostra acima de 0,150 mm foi moída nas condições estabelecidas. Depois de seco o produto da moagem, promoveu-se a blindagem e homogeneização do material moído com o *undersize* do peneiramento de proteção e o posterior quarteamento para obtenção de alíquotas necessárias para os ensaios de deslamagem.

Após a etapa de deslamagem, o *overflow* foi secado e arquivado. As amostras provenientes do *underflow* foram secadas e em seguida classificadas em três frações granulométricas:

- a) $-0,150$ mm + $0,010$ mm, denominado de global;
- b) $-0,150$ mm + $0,044$ mm, denominada de fração i;

c) $-0,044\text{mm} + 0,010\text{mm}$, denominada de fração ii.

O material proveniente de cada fração foi homogeneizado e quarterado para obtenção de alíquotas representativas para os ensaios de flotação em bancada. As etapas de preparação são mostradas na figura 5.1.

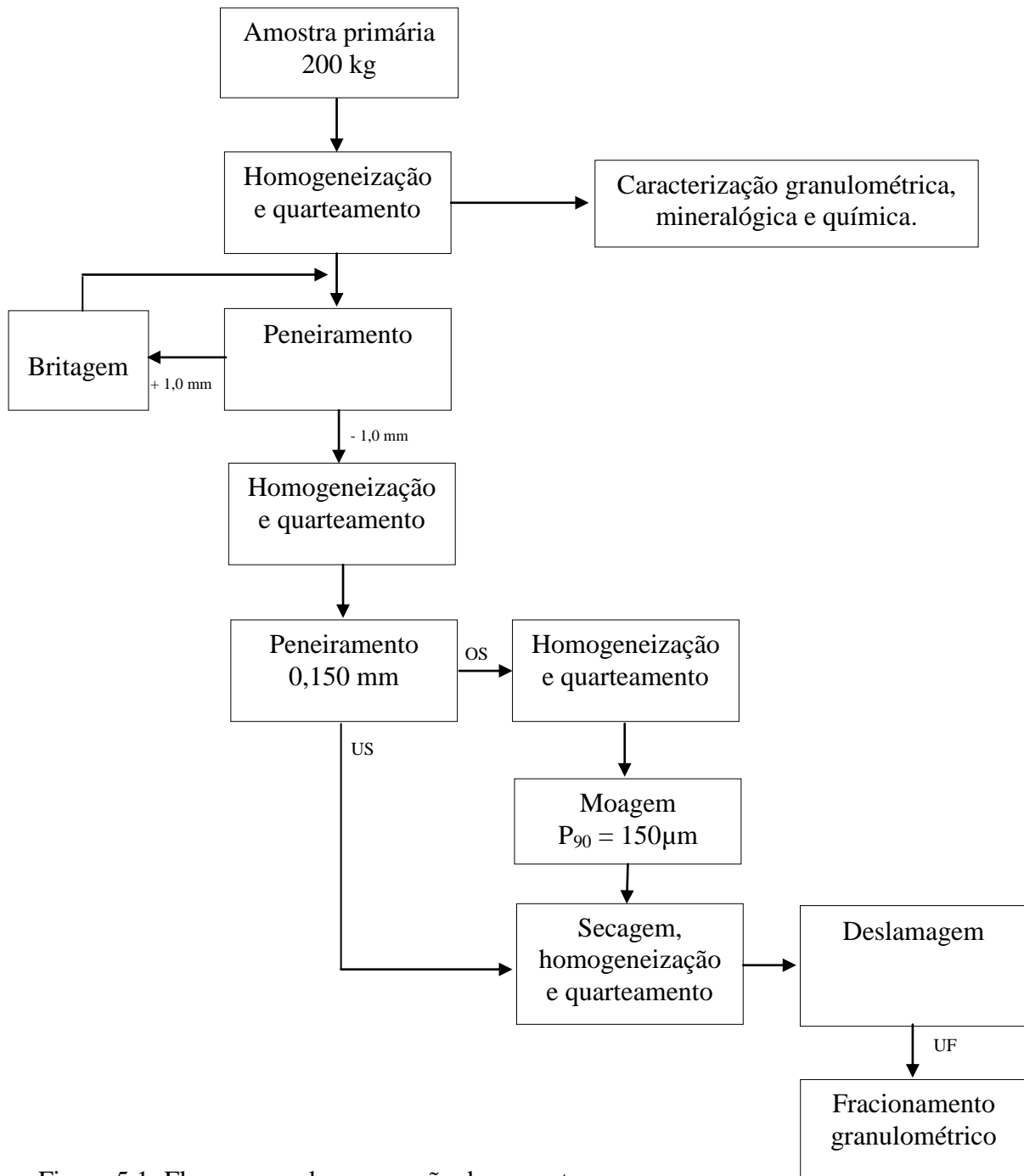


Figura 5.1: Fluxograma de preparação das amostras

5.2 Caracterização tecnológica da amostra

5.2.1 Estudos granuloquímicos

Foi determinada a distribuição granulométrica utilizando as técnicas de peneiramento e difração a *laser* de forma combinada. Inicialmente foi realizada análise granulométrica do ROM efetuando peneiramento combinado, seguindo a série Tyler, na faixa de tamanho compreendida entre 50.000 μm e 37 μm . Na fração abaixo de 37 μm foi realizado análise no granulômetro a *laser* Cilas 1064.

As análises químicas do ROM foram realizadas por faixa de produto, referentes ao minério de ferro, sendo: granulado (+6,3 mm), *sinterfeed* grosso (-6,3 mm + 1,00 mm), *sinterfeed* fino (-1,00 mm +0,15 mm), *pellet feed* (-0,15 mm) e uma alíquota global.

Também foram realizados ensaios granulométricos com a alimentação e produto da moagem, a fim de identificar F_{80} e P_{80} , com o *overflow* e *underflow* da deslamagem.

Foram realizadas análises químicas em todos os produtos: rejeito, concentrado, *overflow* e *underflow* dos ensaios propostos. As análises foram realizadas, no laboratório químico da CSN, utilizando a técnica instrumental de Fluorescência de Raios-X.

5.2.2 Estudos mineralógicos

Os minerais constituintes da amostra global do ROM foram identificados via Difração de Raios X utilizando o método do pó total.

5.3 Ensaio Tecnológicos

As rotas para os ensaios de concentração foram determinadas com base nos resultados da caracterização. Após preparação das amostras, foram investigadas quatro rotas de processo, duas com a amostra global e duas com as amostras fracionadas, conforme ilustrado nas figuras 5.2, 5.3, 5.4 e 5.5, buscando obter um *pellet feed* comercial. Os ensaios propostos foram realizados apenas em etapa *rougher* em duplicata.

A primeira rota é denominada convencional clássica para a produção de *pellet feed* compreendendo as etapas de moagem, com $P_{90} = 0,150$ mm, deslamagem com auxílio de hidróxido de sódio e flotação reversa com o *underflow* da deslamagem.

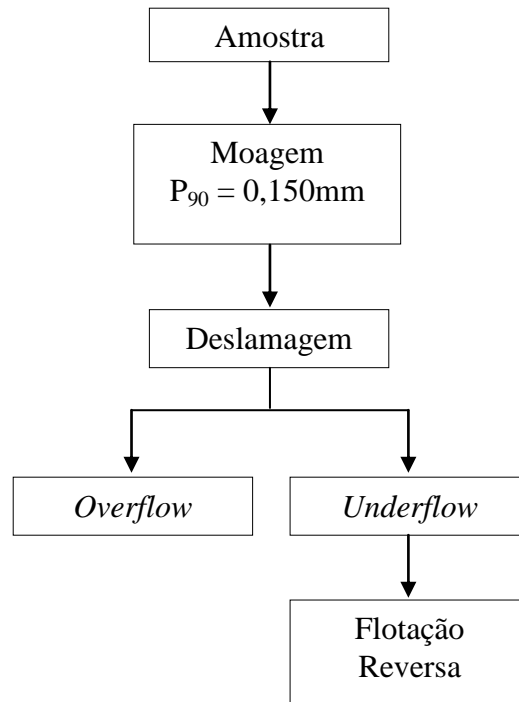


Figura 5.2: Fluxograma da rota 01.

A segunda rota, mostrada na figura 5.3, é uma rota alternativa que tem como base a rota 01, porém, adicionando a etapa de concentração magnética de alta intensidade para recuperação do rejeito da flotação a fim de reduzir os teores de Fe dos rejeitos finais na planta, buscando proporcionar assim o aumento da produção e da recuperação mássica/metalúrgica.

A terceira rota, figura 5.4, compreende as etapas de moagem, deslamagem com auxílio de hidróxido de sódio e flotação reversa com as frações i e ii.

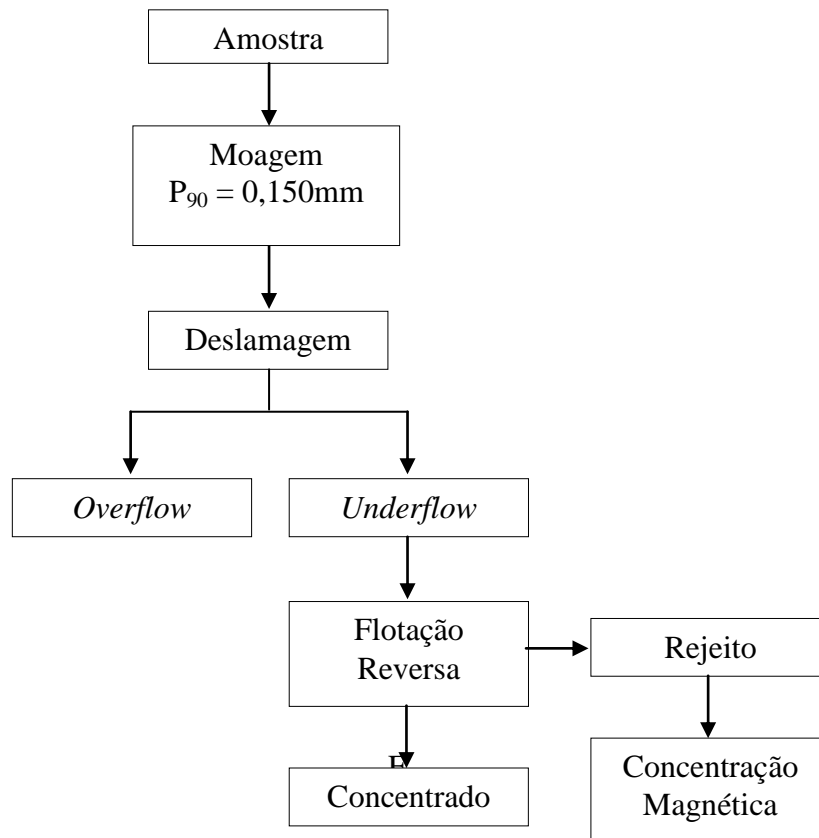


Figura 5.3: Fluxograma da rota 02.

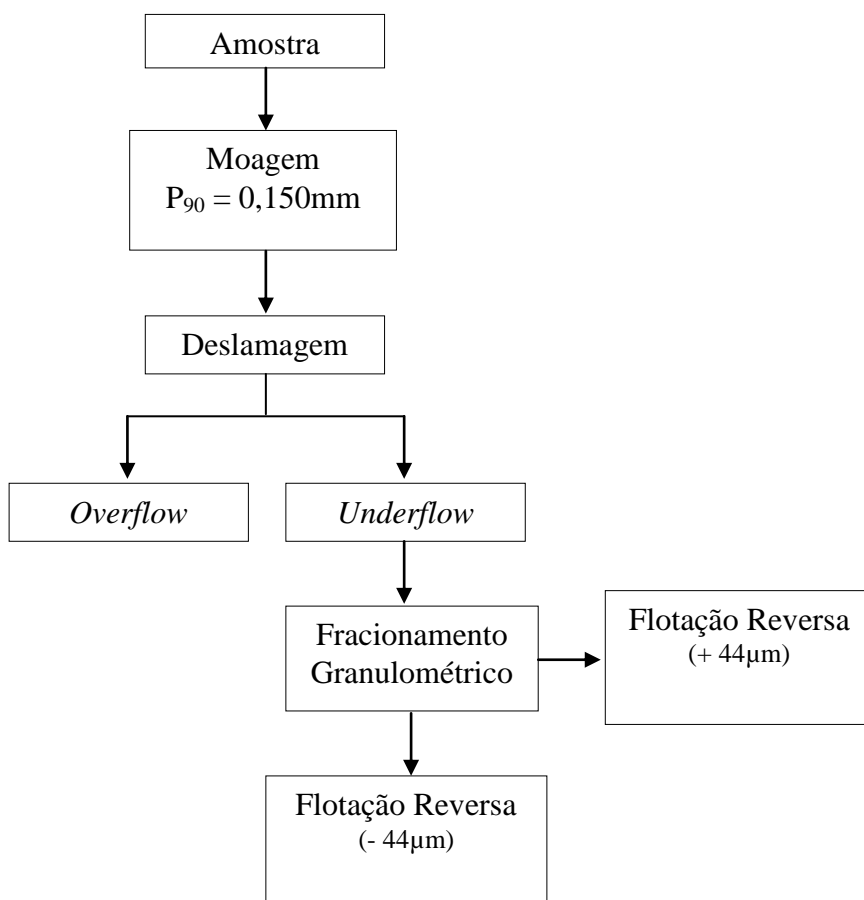


Figura 5.4: Fluxograma da rota 03.

Já a quarta é uma rota que tem como base parte da rota 03, porém a fração i foi concentrada via flotação reversa e a fração ii por concentração magnética de alta intensidade, conforme ilustrado abaixo.

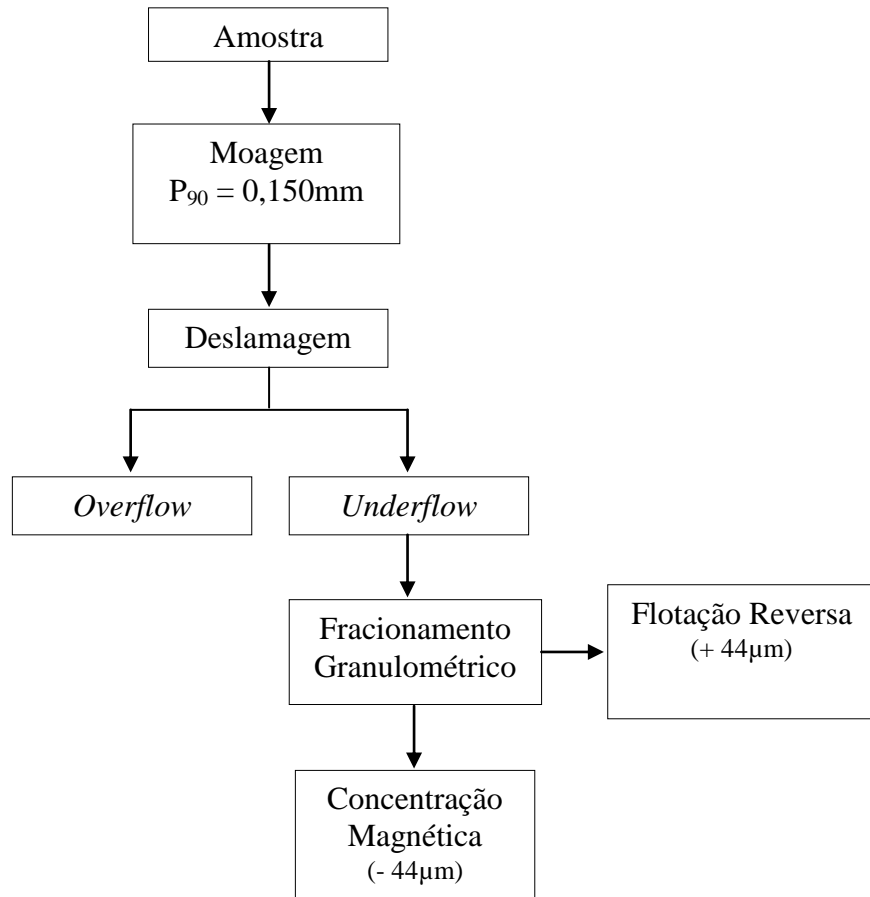


Figura 5.5: Fluxograma da rota 04.

Para as rotas propostas foram avaliados: recuperação em massa, recuperação metalúrgica, teores de Fe e SiO₂, nos produtos e índice de seletividade de Gaudin.

5.3.1 Deslamagem

Após a obtenção de um produto com P₉₀=0,150 mm, foram realizadas 03 etapas de deslamagem de bancada, anterior a etapa de flotação. Para cada uma das quatro rotas foi usado como dispersante hidróxido de sódio (NaOH) a fim de regular o pH em 10,5 no qual a polpa tem alto grau de dispersão.

Os ensaios de deslamagem em bancada foram feitos de acordo com o seguinte procedimento:

- i. Coletar amostra de 1,250 kg;
- ii. Colocar a amostra em uma cuba de 4 litros;
- iii. Acrescentar água até completar os 4 litros, obtendo uma polpa de aproximadamente 30% de sólidos
- iv. Agitar a polpa por 5 min, a fim de promover a suspensão do material;
- v. Adicionar hidróxido de sódio a 5% p/v até atingir o pH ;
- vi. Concluído o item v, cessar agitação e aguardar 05 minutos para decantação;
- vii. Após o tempo de decantação, sifonar a lama mantendo a extremidade do sifão de próximo à interfase com material sedimentado;
- viii. Repetir os procedimentos iii a vii até o término da terceira etapa de deslamagem.
- ix. Após cessar a terceira etapa de deslamagem, a lama sifonada e o material decantado foram filtrados em filtro de pressão e secados em estufa.

Após secagem, o *overflow* e *underflow* foram homogeneizados, quarteados, separando duas alíquotas de cada, uma para análise granulométrica e a outra pulverizada e enviada para análise química.

5.3.3 Flotação reversa em escala de bancada

Foi utilizada a célula de flotação CDC, modelo GFB-1000 EEPN, com uma cuba de volume 2.000mL. A velocidade do impelidor foi ajustada em 1200 RPM. As medidas de pH foram feitas usando o pHmetro - DM22 do fabricante Digimed .

Para os ensaios de flotação foram utilizados, amido de mandioca como depressor dos minerais de ferro, gelatinizados com hidróxido de sódio, na proporção mássica 5:1, o coletor do quartzo foi amina (combinação de diamina + monoamina). Para a fração ii e global também foi usado silicato de sódio como dispersante. As soluções de depressor, hidróxido de sódio, coletor e dispersante foram preparadas respectivamente nas seguintes concentrações: 1% p/v, 3% p/v, 1% p/v e 2% p/v.

Os ensaios de flotação em bancada para a fração i foram feitos de acordo com o seguinte procedimento:

- i. Adicionar a cuba de flotação a massa de 1.000g de amostra seca e em seguida completar o nível de água para formar uma polpa com 40% de sólidos;
- ii. Agitar a polpa por 2 minutos e medir o pH inicial;
- iii. Adicionar na sequência o volume de amido correspondente à dosagem desejada e condiciona-se por 5 minutos;
- iv. Ajustar o pH, com a solução de hidróxido de sódio, em torno de 10,5.
- v. Acrescentar o volume de amina correspondente à dosagem do ensaio e condiciona-se por 1 minuto;
- vi. Abrir o ar da célula e iniciara flotação, removendo a espuma da cuba até a exaustão.

Os ensaios de flotação em bancada para a fração ii e global foram feitos de acordo com o seguinte procedimento:

- i. Adicionar a cuba de flotação a massa de 1.000g de amostra seca e em seguida completar o nível de água para formar uma polpa com 40% de sólidos;
- ii. Agitar a polpa por 2 minutos e medir o pH inicial;
- iii. Adicionar na sequência o volume de dispersante correspondente à dosagem e condiciona-se por 2 minutos;
- iv. Adicionar na sequência o volume de amido correspondente à dosagem desejada, e condiciona-se por 5 minutos;
- v. Ajustar o pH, com a solução de hidróxido de sódio, em torno de 10,5.
- vi. Acrescentar o volume de amina correspondente à dosagem do ensaio e condiciona-se por 1 minuto;
- vii. Abrir o ar da célula e iniciara flotação, removendo a espuma da cuba até a exaustão.

Os parâmetros utilizados no ensaio, assim como os reagentes e dosagens são mostrados nas tabelas 5.1, 5.2, 5.3 e 5.4.

Tabela 5.1: Dosagens de reagentes para a fração global

Teste	Dosagem amido (g/t)	Dosagem amina (g/t)	Dosagem dispersante (g/t)
01	550	25	Sem dispersante
			50
02	1000	25	Sem dispersante
			50
03	550	50	Sem dispersante
			50
04	1000	50	Sem dispersante
			50

Tabela 5.2: Dosagens de reagentes para a fração i

Teste	Dosagem amido (g/t)	Dosagem amina (g/t)
01	450	40
02	700	40
03	450	70
04	700	70

Tabela 5.3: Dosagens de reagentes para a fração ii

Teste	Dosagem amido (g/t)	Dosagem amina (g/t)	Dosagem dispersante (g/t)
01	1000	20	Sem dispersante
			50
02	2000	20	Sem dispersante
			50
03	1000	30	Sem dispersante
			50
04	2000	30	Sem dispersante
			50

Tabela 5.4: Parâmetros definidos para o ensaio de flotação

% de sólidos em peso na polpa	40 %	Coleta de espuma	Exaustão
Condicionamento de amido	5 min	Rotação do rotor	1200 RPM
Condicionamento de amina	1 min	pH da flotação	10,5
Condicionamento de dispersante	2 min		

Os produtos gerados, concentrado e rejeito, foram secados, homogeneizados, quarteados e pulverizados e enviados para análise química.

5.3.4 Concentração magnética em escala de bancada

Foram realizados ensaios de separação magnética de alta intensidade com a fração ii e o rejeito da flotação. Foram adotados os seguintes parâmetros:

Tabela 5.5: Parâmetros utilizados para ensaios de concentração magnética de alta intensidade.

Produto	Campo (G)	Espaçamento de Matriz (mm)
Fração ii	10.000	1,5
	15.000	1,5
Rejeito da flotação reversa	10.000	1,5
	15.000	1,5

Os ensaios de concentração magnética de alto campo, em escala de bancada, foram realizados nos laboratórios do CT³, Fundação Gorceix. Para os ensaios foi adotado o seguinte procedimento:

- i. Colocar 500g de amostra no béquer de 4 litros com água e promover a agitação com agitador mecânico;
- ii. Escolher uma matriz de acordo com as características do material, que foi instalada no separador magnético L4 da InbrásEriez;
- iii. Identificar os baldes de concentrado magnético e rejeito não-magnético;

- iv. Colocar o balde de rejeito debaixo da matriz do separador magnético paracoleta de amostra;
- v. Ligar o separador magnético e ajustar a corrente elétrica conforme o campo magnético desejado;
- vi. Transferir a amostra para a matriz por gravidade através de um sifão;
- vii. Lavar a matriz com 3 litros de água até ausência de materiais não magnéticos;
- viii. Trocar o balde contendo materiais não magnéticos por um outro para coletar o concentrado magnético;
- ix. Desligar o campo magnético;
- x. Lavar a matriz até remover todo o material magnético;
- xi. Repetir os passos iii a ix quantas vezes fosse necessário, até terminar o processamento de toda a amostra.

Os produtos gerados, concentrado e rejeito, foram secados, homogeneizados, quarteados, pulverizados e enviados para análise química.

6 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Neste capítulo serão abordados os principais resultados das análises de caracterização e ensaios de concentração descritos no capítulo anterior.

6.1 Caracterização e preparação da amostra

A partir dos ensaios realizados foram obtidos os resultados apresentados e discutidos a seguir.

6.1.1 Análise granulométrica e química do ROM

A figura 6.1 apresenta a distribuição granulométrica do ROM obtida a partir da análise combinada utilizando as técnicas de peneiramento e de difração a *laser*

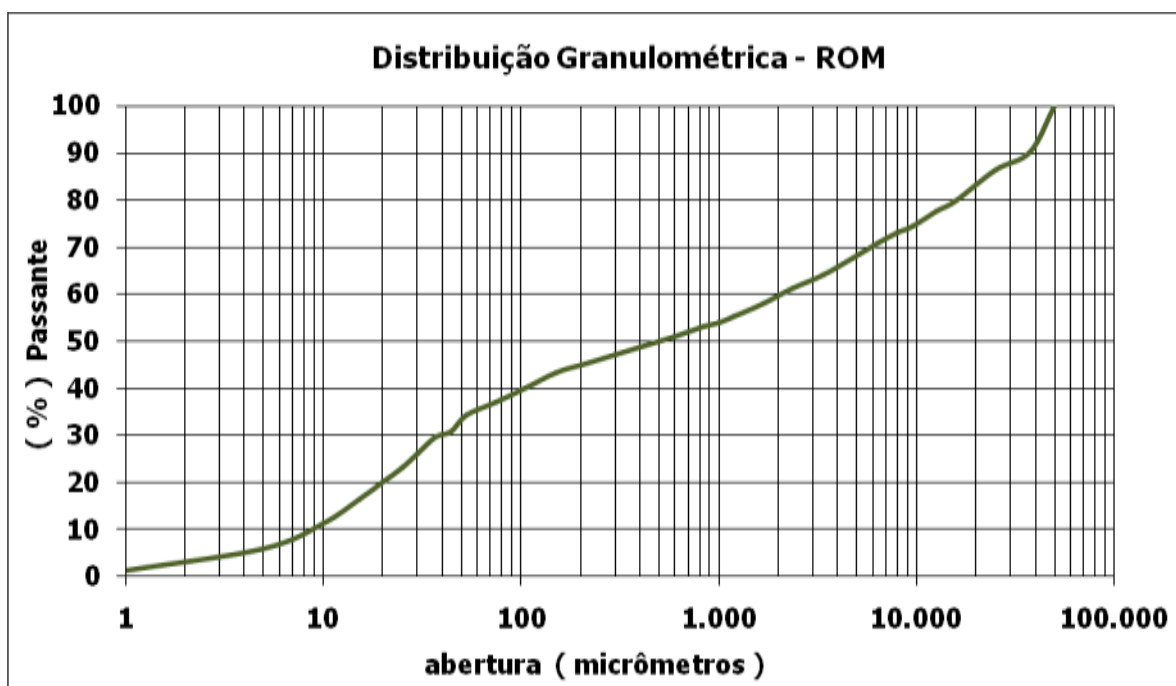


Figura 6.1: Distribuição granulométrica do ROM

Observa-se de imediato, que a amostra está distribuída em uma ampla faixa granulométrica revelando um d_{80} de aproximadamente 15.875 μm . Apesar de se tratar de um ROM, a amostra tem uma parcela significativa de passante em 150 μm , 43% e 11 % abaixo e 10 μm , o que o caracteriza como brando.

Devido a essas características, optou-se por dividir o ROM em frações granulométricas, conforme descrito no item 5.1.

A qualidade do ROM, global, pode ser observada através da tabela 6.1.

Tabela 6.1 – Análise química ROM - Global

ROM (Global)	Análise Química (%)								
	Fe _t	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	P	CaO	MgO	TiO ₂	PPC
	55,07	16,68	1,85	0,648	0,046	0,034	0,01	0,098	1,74

O ROM é ligeiramente mais rico que a especificação descrita por Ribeiro (2010) para os itabiritos pobres brandos. Apesar de ser considerado pobre, apresenta 55% de ferro e 16,68% de sílica.

6.1.2 Análise mineralógica do ROM

A análise por difratometria de raios-X da amostra global em estudo revelou, além da presença do mineralminério, neste caso a hematita, a presença dos minerais: quartzo, gibbsita, caulinita e goethita, como podem ser visto no difratograma de raios-X mostrado na figura 6.2.

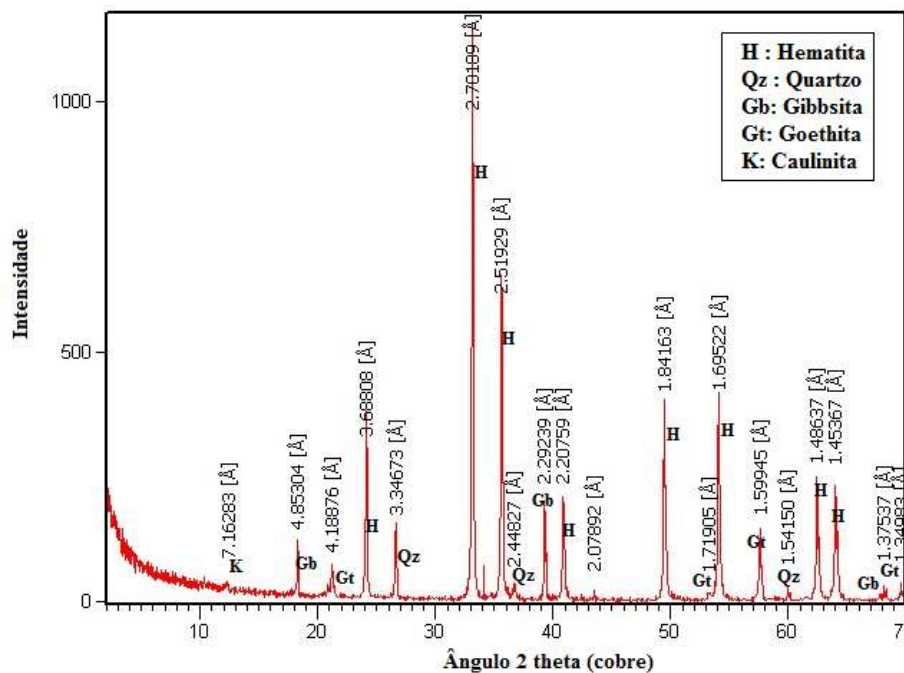


Figura 6.2: Difratograma de raios-x do ROM

6.1.3 Ensaios de moagem

Após determinado os parâmetros e o tempo de moagem, a amostra global com granulometria acima de 0,150 mm foi moída. A figura 6.3 apresenta a distribuição granulométrica do produto obtido.

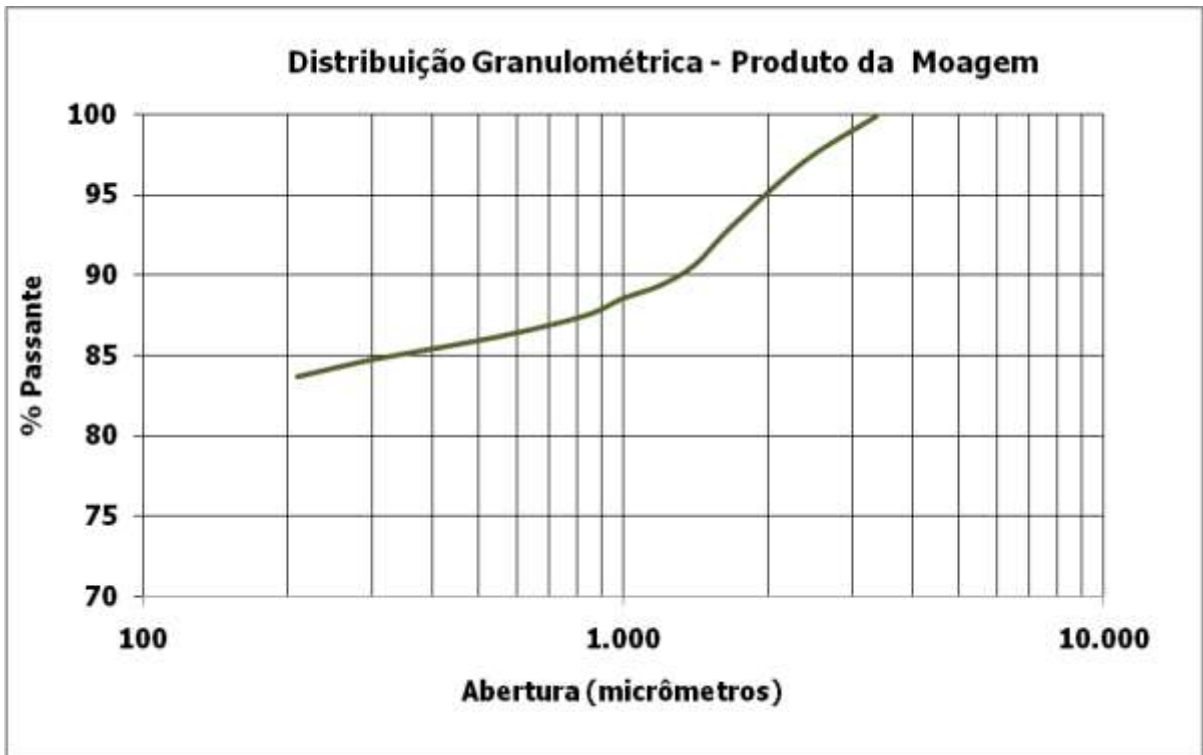


Figura 6.3: Distribuição granulométrica do produto da moagem

A análise revelou que aproximadamente 83% é passante na malha de 0,150mm. Inicialmente foi proposto alcançar P_{90} , porém para alcançá-lo seria necessário um tempo maior e conseqüentemente haveria geração excessiva de ultrafinos.

6.1.4 Ensaios de deslamagem

São apresentados na figura 6.4 e na tabela 6.2 os resultados da deslamagem em bancada.

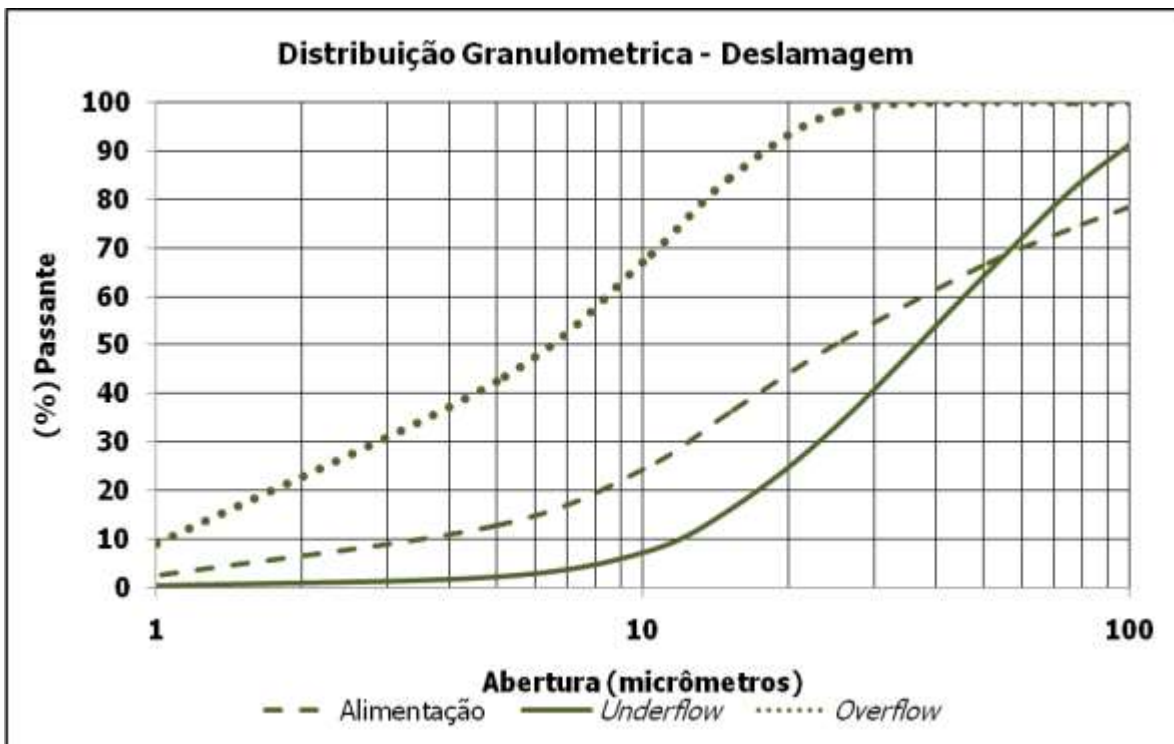


Figura 6.4: Distribuição granulométrica da deslamagem

Tabela 6.2 – Análise química dos produtos da deslamagem

Fluxo	Massa (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	P	PPC
Alimentação	100	55,88	16,35	2,02	0,086	0,046	1,82
<i>Underflow</i>	88	57,71	16,12	0,65	0,037	0,029	0,98
<i>Overflow</i>	12	41,39	17,35	13,3	0,609	0,211	8,98

A deslamagem em bancada se mostrou bastante efetiva, observa-se a redução nos teores de alumina, fósforo, manganês e PPC, um leve enriquecimento do teor de ferro para o *underflow*, além da redução de 24% para 7% de partículas abaixo de 10µm. Deve-se destacar a partição em massa de 12,0% para *overflow* com teor de ferro de 41,39%.

6.1.5 Fracionamento granulométrico

Devido à fração FR2 não ter gerado, de imediato, um produto com qualidades exigidas pelo mercado, como descrito na tabela 6.3, decidiu-se então por concentrar as frações (i e ii) e compará-las à fração Global.

Tabela 6.3 – Análise química do fracionamento granulométrico

Fluxo	Massa (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	P	PPC
Global	100	57,71	16,12	0,65	0,038	0,029	0,98
Fração i	37	48,49	28,79	0,63	0,048	0,033	1,07
Fração ii	63	62,97	8,76	0,61	0,035	0,026	0,82

6.2 Ensaios de concentração

Foram investigadas rotas envolvendo flotação e concentração magnética de alta intensidade para as frações i, ii, e global.

6.2.1 Flotação

Os testes de flotação até exaustão serão mostrados e discutidos neste item.

6.2.1.1 Fração global

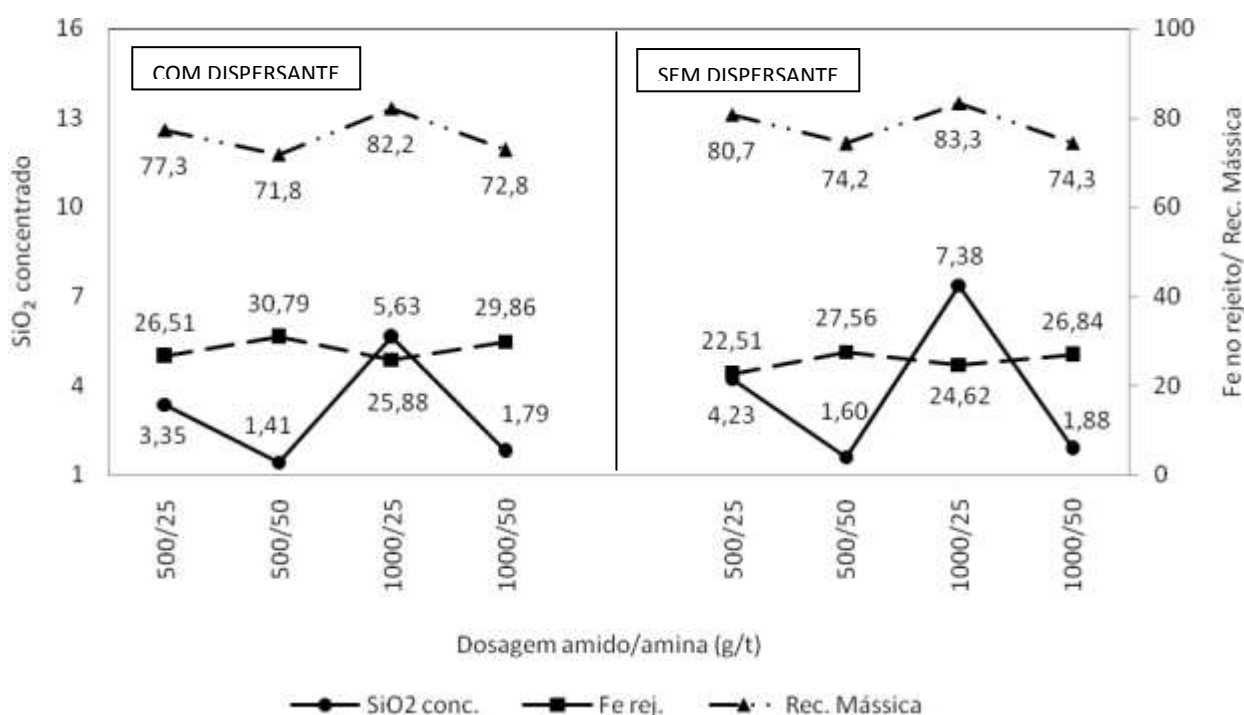
Na tabela 6.4 e no gráfico 6.1 é apresentado e discutido o resultado da flotação da fração global, -0,150mm + 0,0010 mm, para duas dosagens de coletor e depressor na presença ou não de dispersante.

Tabela 6.4 – Resultado da flotação da fração global

Teste	Fluxo	Rec. Mas. (%)	Rec. Metal (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	I.S	Amido (g/t)	Amina (g/t)	Dispersante (g/t)
1	Alimentação	100,0	100,0	57,71	16,12	6,70	550	25	50
	Concentrado	77,3	89,6	66,85	3,35				
	Rejeito	22,7	10,4	26,51	59,72				
2	Alimentação	100,0	100,0	57,68	16,16	9,19	550	50	50
	Concentrado	71,8	85,0	68,23	1,41				
	Rejeito	28,2	15,0	30,79	53,77				
3	Alimentação	100,0	100,0	57,88	15,88	5,31	1000	25	50
	Concentrado	82,2	92,8	64,80	5,63				
	Rejeito	17,8	7,2	25,88	63,28				
4	Alimentação	100,0	100,0	57,00	16,18	8,28	1000	50	50
	Concentrado	72,8	85,8	67,17	1,79				
	Rejeito	27,2	14,2	29,86	54,61				

5	Alimentação	100,0	100,0	57,31	15,94	6,69	550	25	-
	Concentrado	80,7	92,5	65,63	4,23				
	Rejeito	19,3	7,5	22,51	64,96				
6	Alimentação	100,0	100,0	57,69	16,15	9,48	550	50	-
	Concentrado	74,2	87,7	68,18	1,60				
	Rejeito	25,8	12,3	27,56	57,95				
7	Alimentação	100,0	100,0	57,03	17,10	4,79	1000	25	-
	Concentrado	83,3	93,6	63,51	7,38				
	Rejeito	16,7	6,4	24,62	65,71				
8	Alimentação	100,0	100,0	56,85	17,35	9,10	1000	50	-
	Concentrado	74,3	87,5	67,22	1,88				
	Rejeito	25,7	12,5	26,84	62,11				

Gráfico 6.1 – Resultado da flotação da fração global



Nota-se claramente que com o aumento da dosagem da amina, o teor de sílica no concentrado e as recuperações mássica e metalúrgica diminuíram. Conseqüentemente houve aumento do teor de ferro no rejeito, possivelmente devido ao arraste hidráulico de ultrafinose/ou pelo fenômeno de *slimescoating*. O aumento da dosagem de amido teve pouca influencia na qualidade do concentrado. O melhor resultado foi obtido com 550 g/t e 50g/t, de depressor e coletor respectivamente. Assim como descrito por Marques (2013) a quantidade de partículas finas presentes nas amostras foi suficiente para promover uma espuma estável e consistente.

A adição de 50g/t de hexametáfosfato de sódio também proporcionou redução no teor de sílica no concentrado e na recuperação metalúrgica. Comparando o melhor resultado com dosagens de amido e amina fixadas na presença do dispersante, a sílica reduziu de 1,6 para 1,41%. Entretanto, apesar da redução no teor de sílica no concentrado, o melhor índice de seletividade se manteve no teste sem a adição de dispersante. Isso se deve à baixa perda metálica no rejeito e maiores índices de recuperação, se comparado com os outros testes.

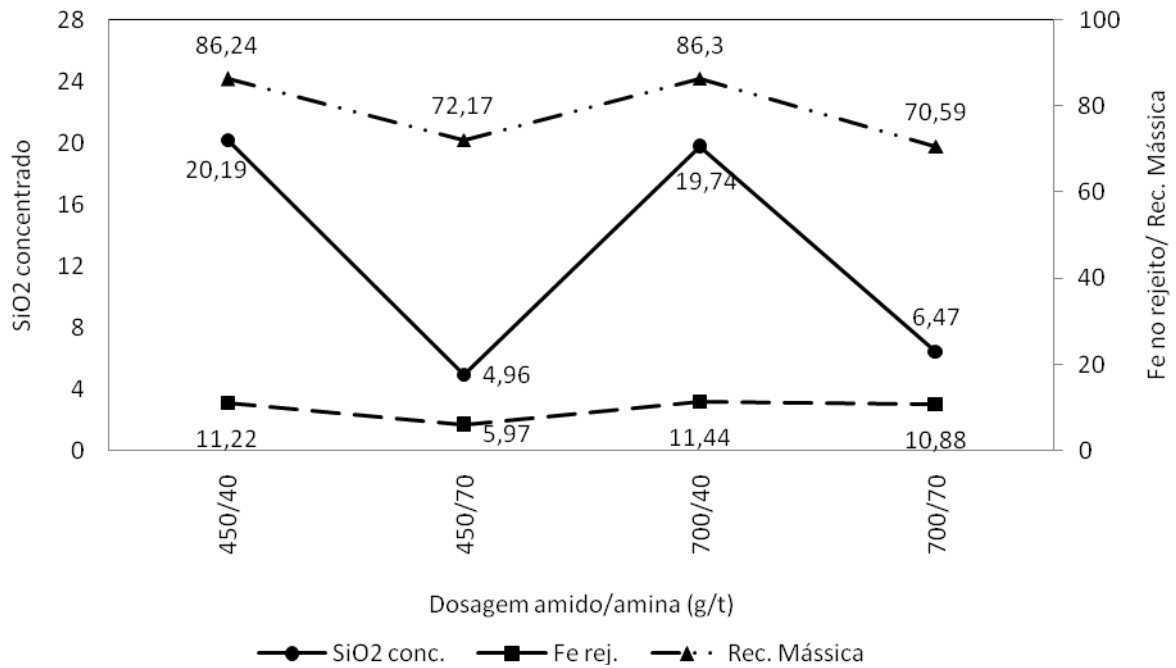
6.2.1.2 Fração i

Na tabela 6.5 e no gráfico 6.2 é apresentado e discutido o resultado da flotação da fração global, -0,150mm + 0,044 mm, para duas dosagens de coletor e depressor.

Tabela 6.5 – Resultado da flotação da fração i

Teste	Fluxo	Rec. Mas. (%)	Rec. Metal (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	I.S	Amido(g/t)	Amina(g/t)
1	Alimentação	100,00	100,00	48,36	28,83	4,46	450	40
	Concentrado	86,24	96,81	54,29	20,19			
	Rejeito	13,76	3,19	11,22	82,98			
2	Alimentação	100,00	100,00	48,53	28,67	14,06	450	70
	Concentrado	72,17	96,58	64,94	4,96			
	Rejeito	27,83	3,42	5,97	90,15			
3	Alimentação	100,00	100,00	48,73	28,31	4,46	700	40
	Concentrado	86,30	96,78	54,65	19,74			
	Rejeito	13,70	3,22	11,44	82,32			
4	Alimentação	100,00	100,00	48,28	29,12	8,70	700	70
	Concentrado	70,59	93,37	63,86	6,47			
	Rejeito	29,41	6,63	10,88	83,48			

Gráfico 6.2 – Resultado da flotação da fração i



Para a fração isenta de partículas abaixo de $44\mu\text{m}$ aumento da dosagem de coletor, assim como a fração global, proporcionou aumento no índice de seletividade e redução no teor de sílica do concentrado. O melhor resultado foi obtido com 450 e 70g/t de depressor e coletor, respectivamente. Apesar de não ter alcançado teor de sílica próximo a 1% no concentrado, o teste se mostrou bastante promissor visto que houve recuperação metálica de 96,58% e teor de ferro no rejeito satisfatório, se comparado às outras frações. Para alcançar a qualidade desejada para um *pellet feed* comercial talvez seja necessário a adição de uma etapa *cleaner* e/ou testar novas dosagens de coletor.

Segundo Lima (2010) a ausência de partículas finas reduz a estabilidade das bolhas, facilitando com isto a descoleta das partículas grossas. Vieira (2005) verificou que a presença de partículas finas de quartzo num sistema de flotação por células mecânicas promoveu aumento da recuperação de partículas grossas. O trabalho realizado pela autora mostrou maior recuperação de quartzo (grosso, fino e médio) em para dosagens de amina variando de 20 a 80g/t.

Já Cruz (2010) em testes com a mesma fração granulométrica obteve valores de sílica próximos a 1%, porém com dosagem mais alta de amina, 140g/t e mantendo a mesma dosagem de amido, 450g/t.

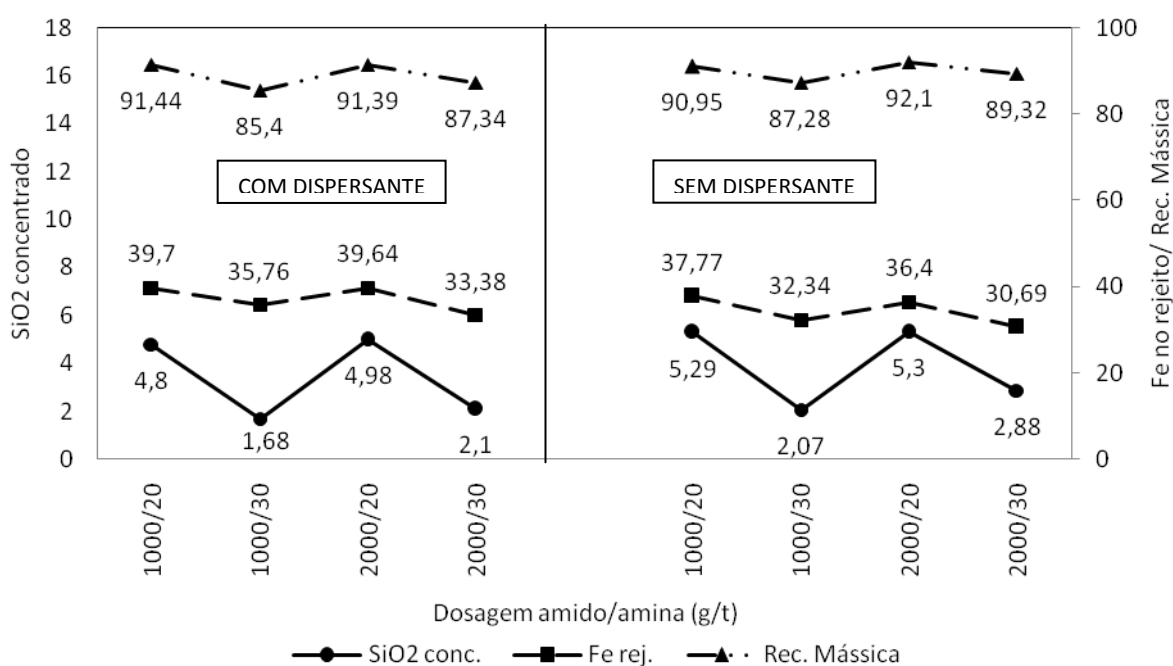
6.2.1.3 Fração ii

Na tabela 6.6 e no gráfico 6.3 é apresentado e discutido o resultado da flotação da fração ii, - 0,044mm + 0,010 mm, para duas dosagens de coletor e depressor na presença ou não de dispersante.

Tabela 6.6 – Resultado da flotação da fração ii

Teste	Fluxo	Rec. Mas. (%)	Rec. Metal(%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	I.S	Amido (g/t)	Amina (g/t)	Dispersante (g/t)
1	Alimentação	100,00	100,00	63,30	8,28	3,95	1000	20	50
	Concentrado	91,44	94,63	65,51	4,80				
	Rejeito	8,56	5,37	39,70	45,44				
2	Alimentação	100,00	100,00	63,01	8,70	7,49	1000	30	50
	Concentrado	85,40	91,71	67,67	1,68				
	Rejeito	14,60	8,29	35,76	49,75				
3	Alimentação	100,00	100,00	62,88	8,88	4,07	2000	20	50
	Concentrado	91,39	94,57	65,07	4,98				
	Rejeito	8,61	5,43	39,64	50,27				
4	Alimentação	100,00	100,00	62,84	8,94	7,33	2000	30	50
	Concentrado	87,34	93,28	67,11	2,10				
	Rejeito	12,66	6,72	33,38	56,13				
5	Alimentação	100,00	100,00	62,89	8,87	3,83	1000	20	-
	Concentrado	90,95	94,57	65,39	5,29				
	Rejeito	9,05	5,43	37,77	44,85				
6	Alimentação	100,00	100,00	62,95	8,78	7,43	1000	30	-
	Concentrado	87,28	93,47	67,41	2,07				
	Rejeito	12,72	6,53	32,34	54,84				
7	Alimentação	100,00	100,00	62,85	8,93	4,16	2000	20	-
	Concentrado	92,10	95,42	65,12	5,30				
	Rejeito	7,90	4,58	36,40	51,22				
8	Alimentação	100,00	100,00	62,97	8,76	6,62	2000	30	-
	Concentrado	89,32	94,80	66,83	2,88				
	Rejeito	10,68	5,20	30,69	57,94				

Gráfico 6.3– Resultado da flotação da fração ii



A melhor qualidade química do concentrado e o maior índice de seletividade foram obtidos com as dosagens de 1000g/t e 30g/t de depressor e coletor respectivamente. Assim como na fração global e também mostrado por Marques e Peres (2013), a adição de 50g/t de dispersante promoveu redução nos teores de sílica no concentrado. Apesar da elevada perda de ferro para o rejeito, a perda metálica para o mesmo foi de apenas 7%.

6.2.2 Concentração magnética

Foram realizados ensaios de concentração magnética na fração ii e também no rejeito da flotação da fração global. Os resultados são apresentados nas tabelas 6.7 e 6.8.

6.2.2.1 Fração ii

Tabela 6.7 – Resultado da concentração magnética da fração ii

Fluxo	Rec. Mas. (%)	Rec. Metal (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	I.S	Campo (G)
Alimentação	100,00	100,00	61,33	8,32	2,42	15.000
Concentrado	88,37	90,71	62,96	5,88		
Rejeito	11,63	9,29	48,99	26,86		

A concentração magnética para a fração FR2 apresentou resultado muito abaixo do esperado. A qualidade do concentrado está muito próxima à qualidade da alimentação, apesar dos altos índices de recuperação. A perda metálica para o rejeito foi muito elevada, logo o índice de seletividade não atingiu resultado relevante.

6.2.2.2 Rejeito da fração global

Tabela 6.8 – Resultado da concentração magnética do rejeito da fração global

Teste	Fluxo	Rec. Mas. (%)	Rec. Metal (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	I.S	Campo (G)
1	Alimentação	100,00	100,00	27,15	59,16	10,66	10.000
	Concentrado	25,14	61,62	66,56	3,28		
	Rejeito	74,86	38,38	13,92	77,92		
2	Alimentação	100,00	100,00	27,14	59,44	12,44	15.000
	Concentrado	36,45	86,30	64,26	6,38		
	Rejeito	63,55	13,70	5,85	89,87		

A concentração magnética como etapa *scavenger* indicou que é possível reduzir o teor de ferro no rejeito final. Num campo magnético mais alto, foi possível recuperar 86,3% do ferro reduzindo a perda metálica para 5,85%. Talvez uma nova etapa de concentração magnética *cleaner* possa produzir um produto que atenda às especificações de mercado.

Uliana *et.al* (2013) em estudos de (re)aproveitamento de rejeitos da flotação, também não alcançaram um concentrado final apenas com a etapa *rougher* de concentração magnética. Para tentar atingir tal especificação os autores empregaram uma etapa *cleaner* de flotação reversa.

7 CONCLUSÃO

Apesar de se tratar de um ROM, o itabirito estudado possui parcela significativa de passante em 150 μm , 43% e 11 % abaixo e 10 μm , o que o caracteriza como brando. A análise química mostrou que a amostra possuía 55,07% Fe, 16,68% SiO_2 , 1,85% Al_2O_3 , 0,64% Mn, 0,046% P e 1,75% PPC. A difração de raios-x da amostra global identificou os minerais: hematita, quartzo, gibbsita, caulinita e goethita.

A deslamagem em bancada se mostrou bastante efetiva, reduzindo os teores para 0,65% alumina, 0,029%, fósforo, 0,037% manganês e 0,98%, PPC. A porcentagem passante em 10 μm passou de 24% para 7%.

Considerando que os ensaios foram realizados em etapa *rougher*, a rota que se mostrou mais promissora foi a rota 01, com flotação da fração global. Foi possível produzir um *pellet feed* comercial com 68,18% Fe e 1,60% SiO_2 , apesar do elevado percentual de ferro seguindo o fluxo do rejeito. Na tentativa de recuperar o ferro perdido via concentração magnética, como proposto na rota 02, não apresentou resultado satisfatório apenas com a etapa *rougher*.

A rota 03, que consistia em flotar as duas frações, mostrou resultados bastante atrativos e indicam um aumento nas recuperações mássica e metalúrgica, apesar da fração FR1 não ter produzido um concentrado final somente com etapa *rougher*. Entretanto para atingir índices maiores é necessário o aumento nas dosagens de coletor e depressor, além da adição de dispersante, o que pode se tornar bastante oneroso. Já a rota 04, que substituíu a flotação na fração FR2 por concentração magnética também apresentou um resultado abaixo do esperado, não produzindo um *pellet feed* comercial.

8 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Realizar testes em escalas *cleaner* e *scavanger* tanto para a fração i, buscando obtenção de um concentrado com especificações de mercado, quanto para o rejeito gerado na flotação global, a fim de reduzir a perda metálica no circuito.

Avaliar novas dosagens de reagentes com o objetivo de aumentar a eficiência do processo de flotação.

Realizar testes em escala piloto para as rotas de flotação global e flotação fracionada.

Caracterizar a lama gerada no processo, visto que a mesma possui alto teor de ferro.

Investigar outras rotas de processo empregando flotação convencional por colunas e flotação pneumática.

9 REFERÊNCIAS

- AKTAS, Z., CILLIERS, J. J. & BANFORD, A. W. Dynamic Froth Stability: Particle Size, Airflow Rate and Conditioning Time Effects. *International Journal of Mineral Processing*, v. 87, p. 65-71, 2008.
- ALKMIN, F.F; TRZASKOS, B.; ZAVAGLIA, G. 1999. Geologia estrutural, mineralogia e texturas dos minérios de ferro da Mina de Casa de Pedra – CSN: Resultados Preliminares. In: *Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro*. 1999.
- ARAUJO, A. C. Influência de Íons de Alumínio e Caulinita na Flotação Catiônica do Quartzo e Hematita. Dissertação de Mestrado Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 1982.
- ARAUJO, A. C.; PERES, A. E. C.; VIANA, P. R. M.; OLIVEIRA, J. F. Flotação de minérios de ferro. In: CHAVES, A. P. Teoria e Prática do Tratamento de Minérios; Flotação: O Estado da Arte no Brasil. 1ª edição. São Paulo: Signus Editora, Vol.4, Cap.1, p.317-331. 2006.
- BALAJEE, S. R., IWASAKI, I. Adsorption mechanism of starches in flotation and flocculation of iron ores, *Transactions AIME*, v. 244, p. 401-406, 1969.
- BULATOVIC, S. M. Handbook of flotation reagents – Chemistry, theory and practice: flotation of sulfide ores. 1. ed. Amsterdam: Elsevier, 2007. 446p.
- CAIXETA, N.; BORGES, A. A.; Aproveitamento de barragens de contenção de rejeitos, barragem 5 – Mutuca, Projeto conceitual – revisão 1. MBR/GETEC, 2006.
- CAPPONI, F., MATIOLO, E., RUBIO, J., Flotação Extensora de Finos de Minérios de Cobre e Molibdênio. In: XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Nata, 2005.
- CARVALHO, M.R. Interferência de cátions Ca^{2+} nas etapas de deslamagem e flotação de minério de ferro. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Mineral. Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, MG, 2003.
- CARVALHO, R. L. N. As novas fronteiras da exploração mineral: os desafios na comercialização de minérios antes tratados como estéreis. Dissertação de Mestrado Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2012.
- CARVALHO, R.W. MARTINS. J. Análise do efeito da granulometria da sílica na flotação convencional reversa de minério de ferro. *Revista Escola de Minas* 2005, vol. 58
- CASTRO, E. F. Produção de *pellet feed* a partir de lamas. Dissertação de Mestrado Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2012.

CHAVES, A. P., LEAL FILHO, L. S., BRAGA, P. F. A. Flotação. In: LUZ, A. B., SAMPAIO, J. A., FRANÇA, S. C. A. Tratamento de minérios. 5. ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. Capítulo 11, p. 463-513.

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, Natal, vol. 1, 2005. p.55-59.

CRUZ, M. R. Flotação Fracionada: Aumento do Rendimento da Flotação Através da Divisão da Alimentação em Duas Frações Granulométricas. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2010.

CRUZ, M.R.; PERES, A.E.C.; CASTRO, E.B.; TURRER, H.D.G. Modificação do circuito de Flotação da planta de beneficiamento de Vargem Grande. IV Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro e XXXIII Seminário de redução de minério de Ferro e Matérias Primas; Ouro Preto-MG, 2003.

FENG, D. & ALDRICH, C. Effect of Particle Size on Flotation Performance of Complex Sulphide Ores. Minerals Engineering, v. 12, n. 7, p. 721-731, 1999.

FUERSTENAU, M. C.; JAMESON, G. & YOON; R. H. Froth Flotation: A Century of Innovation. Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc. 2007, 891 p.

GOMES, M. A., Caracterização do Rejeito de Minério de Ferro da Mina de Córrego do Feijão. Dissertação de Mestrado do Curso Pós Graduação em Engenharia Mineral. Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, MG, 2009.

HABOCKAI, T. Físico-Química de Superfícies. Instituto de química da Universidade de São Paulo. São Paulo, 1979. 128p.

HALL, S. Froth flotation – the importance of the froth. Mining Magazine, p. 16 e 17, 1996.

HOUOT, R. Beneficiation of iron ore by flotation: review of industrial and potential applications. International Journal of Mineral Processing, 1983, v.10, p.183-204.

IBRAM – Instituto Brasileiro de Mineração. Produção mineral brasileira – 2011. Disponível em: <http://www.ibram.org.br/sites/1300/1382/00001669.pdf>. Acessado em 15/10/2013

LAGE, E. A. Separadores Magnéticos: Experiência em Minério de Ferro na Herculano Mineração. Monografia Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Departamento de Engenharia Mineral – DEMIN, Universidade Federal de Ouro Preto – UFOP. Ouro Preto, MG. Janeiro, 2010.

LANGE, A. G., SKINNER, W. M. & SMART, R. St. C. Fine: Coarse Particle Interactions and Aggregation in Spheralite Flotation. Minerals Engineering, v. 10, n. 7, p. 681-693, 1997.

LEJA, J. Surface Chemistry of Froth Flotation. University of British Columbia. Vancouver, British Columbia, Canadá. 1982, Plenum Press, New York. p. 228-261.

LIMA, R. M. F. Adsorção de amido e amina na superfície da hematita e quartzo, e sua influência na flotação. Tese de Doutorado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 1997.

LIMA, N. P. Avaliação do Processo de Flotação Para Diferentes Frações Granulométricas. Tese de doutorado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2010.

LIMA, R.M.F., Lopes, G. M., Franco, G. P. e Coelho P. A. Flotação de minérios de ferro de baixos teores. Relatório parcial. Laboratório de Propriedades Interfaciais. DEMIN. Universidade Federal de Ouro Preto. 2008. 73 p.

LUZ, J. A. M. E OLIVEIRA, L.M E LACERDA, C. M. M.. Apostila de espessamento e filtragem. Ouro Preto-MG. Departamento de Engenharia de Minas. Universidade Federal de Ouro Preto. 2007, p. 16 – 46

MARQUES, M. L. S. e PAULA, C. Suporte usina de Brucutu. Relatório interno GADMF – Centro de Pesquisas Tecnológicas, 2008.

MARQUES, M. L. S. Comportamento de minério de ferro na concentração por flotação na presença de lamas. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2013.

MARQUES, M.L.S., PERES, A.E.C. influências de lamas distintas na concentração de minério hematítico por flotação. In: XXV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Goiânia, 2013.

MOREIRA, W. R. Fontes de amido aplicáveis à flotação de minério de ferro. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2012.

NEDER, E. E., LEAL FILHO, L. S. O uso de aminas graxas e seus derivados na flotação de minérios brasileiros. Holos. EPUSP, 2006.

NGUYEN, A. V. New Method and Equations for Determining Attachment Tenacity and Particle Size Limit in Flotation. International Journal of Mineral Processing, v. 68, p. 167-182, 2003.

OLIVEIRA, V. M. Estudo da porosidade de pelotas de minério de ferro para altos-fornos através de adsorção física. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2010.

OLIVEIRA, P. S. Rotas para recuperação de ferro fino contido no underflow do espessador de lama da usina de Conceição. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em

Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2006.

OLIVEIRA, C. G. Avaliação da Separação Magnética com Rejeito Final das Espirais de Água Limpa. Monografia Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, Departamento de Engenharia Mineral – DEMIN, Universidade Federal de Ouro Preto – UFOP. Ouro Preto, MG. Janeiro, 2010.

PAPINI, R. M., BRANDÃO, P. R. G., PERES, A. E. C. Cationic flotation of iron ores: amines characterization and performance, *Minerals and Metallurgical Processing*, v.18, n. 1, p. 5-10, 2001.

PEASE, J. D., CURRY, D. C., YOUNG, M. F. Designing Flotation Circuits for High Fines Recovery, *Minerals Engineering*, Vol. 19, p. 831-840. 2005.

PENG, Y. & ZHAO, S. The Effect of Surface Oxidation of Copper Sulfide Minerals on Clay Slime Coating in Flotation. *Minerals Engineering*, 2011.

PERES, A. E. C. Flotação: Notas de Aula. Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais, 2002. 303p.

PERES, A. E. C., SALUM, MJG., VALADÃO, GE S., ARAÚJO, AC. Métodos de Concentração. In: Valadão, A., Araújo, GES. Introdução ao tratamento de minérios. UFMG, Belo Horizonte, MG. 2007. p105-139

REVISTA ABM – Metalurgia, Materiais e Mineração. São Paulo, 2012. v 68. Bimestral. ISSN 2238-1163

RELATÓRIO INTERNO CSN: síntese da mineralogia Casa da Mina Casa de Pedra, Congonhas, CSN, 2001.

RIBEIRO, E.Q. Caracterização Tecnológica do Itabirito Pobre Compacto – “IPC” da Mina Casa de Pedra. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2005.

ROCHA, L. Estudo de aproveitamento econômico das lamas de uma mineração de ferro, através de concentração por flotação catiônica reversa. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2008.

ROSA, J. J. O condicionamento em alta intensidade e a recuperação de finos de minérios por flotação. Dissertação de Mestrado. Pós Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais. Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 1997.

SALES, C. G. (2012) Rotas de beneficiamento para recuperação de minerais portadores de ferro do *underflow* do espessador de lamas da usina de Brucutu. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2012.

SAMPAIO, J. A., LUZ, A. B., L. S., FRANÇA, S. C. A.. Separação Magnética e Eletrostática. In: LUZ, A. B., SAMPAIO, J. A., FRANÇA, S. C. A. Tratamento de minérios. 5. ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. Capítulo 09, p. 367-397.

SANTOS, I. J., Estudo da Produção de Concentrados de Minério de Ferro a Partir dos Rejeitos da Barragem de Germano. Ouro Preto. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Mineral. Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2003.

SANTOS, E P. Alternativas para o tratamento de ultrafinos de minério de ferro da Mina do Pico/MG por flotação em coluna. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais. Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre 2010.

SANTOS, W. K.. Rotas de processo para concentração de minérios itabirítico e hematíticos da Mina de Fábrica. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2009.

SILVA, R. V. G. Efeito da alumina na flotação de um minério misto hematítico/itabirítico da Mina do Pico. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 1999.

SHAW, D. J. Interfaces com cargas elétricas. Introdução à Química dos Colóides e de Superfícies. São Paulo. 2 ed.: Editora Edgard Blücher Ltda, 1975. p. 102-127.

SOMASUNDARAM, P. (1980) Principles of Flocculation, Dispersion, and Selective Flocculation. In: SOMASUNDARAN, P. Fine particles processing, v. II, c. 48, p. 947-976.

SOUZA JÚNIOR, M. Caracterização mineralógica e tecnológica do minério de ferro itabirítico-anfibolítico da jazida de Alegria, Mariana, MG. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 1994.

SOUZA, C.C.; ARAUJO, A.C. (1999) A Influência do Tamanho da Partícula de Lama Flotação de Minério de Ferro. In: II Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Pelotização, Ouro Preto, p. 73-88

SOTO, H.S. (1992) Development of novel flotation-elutriation method for coarse phosphate beneficiation. *FIPR publication*, n. 02-070-098, Laval University.

SRIVASTAVA, M. P., PAN, S.K., PRASAD, N. e MISHRA, B.K. Characterization of ultrafines tailings of iron ores. In: 3rd International Meeting on Iron making and 2nd International Symposium on Iron Ore, 2008, São Luís, Maranhão

SUTHERLAND, K. L. Physical Chemistry of Flotation XI: Kinetics of the Flotation Process. Division of Industrial Chemistry, Melbourne, Austrália. Agosto, 1948.

SCHULZE, H.J. Dimensionless number and approximate calculation of the upper particle size of floatability in flotation machines. *International Journal of Mineral Processing*, v. 9, p. 321 – 328, 1982.

SUN, S.C. (1943), Trans. AIME, VOL 153 p479.

SVAROVSKY, L. Solid-liquid separation. Capítulo 05: Gravity Thickening (D. G. Osborne). Second edition. 1981 p. 121 - 155.

TOREM, M, L.; MONTE, M, B, M.; DUTRA, A, J, B.; TONDO, L, A. Estudo do beneficiamento de um minério sulfetado de ouro de baixo teor. CETEM: Rio de Janeiro, 2004.

TOTOU, A.R; PEREIRA, C.A.; MACHADO, P.G. F; BALTAR, C.M.A. Efeito da dispersão em polpas de minérios itabiríticos. Rem: Revista Escola de Minas 2011, vol. 64.

TOTOU, A.R. Efeito da dispersão na deslamagem e flotação de polpas de minérios hematíticos itabiríticos. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Mineral. Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, MG, 2010.

TURRER, A. D., RABELO, P. J. B. (1999) O uso de fatorial para avaliar os efeitos da Al_2O_3 na água de flotação dos minérios de ferro da Samarco Mineração S.A. In: II Simpósio Brasileiro de Minérios de Ferro. Ouro Preto, p.209-221.

UNCTAD - United nation's conference on trade and development. Trust fund on iron ore information iron ore market 2010-2012. Genebra: United Nations Publication, 2011. 126p.

ULIANA, A., SILVA, J.P.M., GUEDES, T.S.(Re) aproveitamento de rejeitos da flotação de minério de ferro visando à obtenção de concentrado final. In: XXV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Goiânia, 2013.

VASCONCELOS, J.A. Rotas de processo para concentração de rejeitos itabiríticos da Mina Lagoa das Flores, Itatiaiuçu, MG. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2011.

VIEIRA, A.M. Efeito da Granulometria na Flotação de Quartzo. Tese de Doutorado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2005.

VIEIRA, M. G. Produção de um pellet feed a partir da concentração do rejeito da flotação mecânica da Samarco. Dissertação de Mestrado do Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, MG, 2008.

VIEIRA, M. G.; QUEIROZ, D. S. B. (2006) Concentração magnética de rejeitos utilizando WHC. SAMARCO (Relatório Interno)

WANG, Y. FORSSBERG, E. PUGH, R.J. The influence of pH on the high gradient magnetic separation of $< 10 \mu\text{m}$ particles of hematite and quartz. International Journal of Mineral Processing, n.36, 1992. p.93-105.

WILLS, B.A. Froth Flotation In: Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral. Elsevier Science & Technology Books. Sétima Edição. 2006. p. 267- 353.

WOLFF, A. P.; COSTA, G. M.; DUTRA, F. C. Anais do 38o Seminário de Redução de Minério e Matérias- Primas e 9o Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, São Paulo: Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, set. 2008, p.31-39, 1 CD-ROM.

YOON, R.H.; MAO, L. Application of extended DLVO theory IV. Journal of Colloid and Interface Science, v. 181, p. 613 – 626, 1996.