



CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS
UNIDADE ARAXÁ
DEPARTAMENTO DE MINAS E CONSTRUÇÃO CIVIL
GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS

CONCENTRAÇÃO VIA FLOTAÇÃO REVERSA DO MINÉRIO DE FERRO DO
DEPÓSITO JAMBREIRO, GUANHÃES-MG

RAFAELA GONÇALO SANTOS

ORIENTADOR

PROF. Me. LEANDRO HENRIQUE SANTOS

ARAXÁ
2016

S237c Santos, Rafaela Gonçalo

Concentração via flotação reversa do minério de ferro do depósito Jambreiro, Guanhães-MG / Rafaela Gonçalo Santos. -- 2016.

96 f.: il.

Orientador: Prof. Leandro Henrique Santos

Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação em Engenharia de Minas) -- Centro Federal de Educação tecnológica de Minas Gerais, 2016

1. Flotação. 2. Beneficiamento de minérios. I. Santos, Leandro Henrique. II. Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais. III. Título.

CDU: 622.7

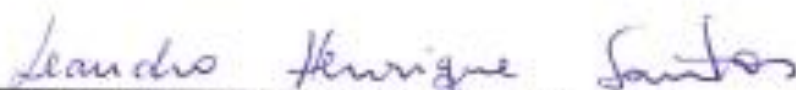
RAFAELA GONÇALO SANTOS

CONCENTRAÇÃO VIA FLOTAÇÃO DO MINÉRIO DE FERRO DO DEPÓSITO
JAMBREIRO, GUANHÃES-MG

Trabalho de conclusão de curso apresentado
ao Centro de Educação Tecnológica de
Minas Gerais, Unidade Araxá, como requisito
parcial para obtenção do título de Engenheiro
de Minas.

Data de aprovação: 10 / 08 / 2016

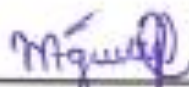
Banca Examinadora:



Prof. Me. Leandro Henrique Santos – CEFET-MG
Presidente da Banca Examinadora – Orientador



Prof. Me. Douglas Geraldo Magalhães,
Examinador – CEFET-MG



Profª. Me. Maria Auxiliadora Mendes Aguiar,
Examinadora – CEFET-MG

Dedico esse trabalho à minha família pelo apoio incondicional e também a todos que diretamente ou indiretamente contribuíram para realização do mesmo.

AGRADECIMENTOS

Gostaria de agradecer aos mestres pela dedicação e conhecimento compartilhado no decorrer desse curso de graduação, que permitiram que eu pudesse concluí-lo no prazo estabelecido e com bastante aprendizado.

À minha família, pelo carinho, confiança e apoio incondicional desde o princípio da minha trajetória.

Ao meu orientador Leandro Henrique Santos, pelo estímulo, dedicação e pelas orientações em geral.

Ao professor Maurício Carneiro pelas correções e orientações durante as disciplinas TCC 1 e TCC 2.

Ao professor Douglas Geraldo Magalhães, pela ajuda e apoio durante a realização da prática.

Aos colegas de turma, em especial, Bianca, Mariana e Valéria pelo convívio e amizade durante o curso.

Ao técnico João Victor Alves, pelo auxílio e total disponibilidade durante a realização dos testes no laboratório de tratamento de minérios do CEFET-MG.

À empresa *Centaurus Metals* pela amostra, incentivo ao desenvolvimento, apoio e oportunidade.

Muito obrigado a todos...

“Que os vossos esforços desafiem as impossibilidades, lembrai-vos de que as grandes coisas do homem foram conquistadas do que parecia impossível.” Charles Chaplin

RESUMO

O Brasil possui grandes reservas de minérios ferríferos, sendo também um dos principais exploradores desse minério. Entretanto, como os minérios são recursos não renováveis e as reservas de alto teor estão se exaurindo, surge então a necessidade de desenvolvimento tecnológico que viabilize a exploração de reservas minerais contendo minérios de composição mais complexa, apresentando teores menos expressivos. O principal objetivo deste trabalho consiste em avaliar a viabilidade da concentração de minério de ferro proveniente do Projeto Jambreiro, de responsabilidade da empresa *Centaurus Metals*, situado em Guanhães – MG via flotação reversa. Os experimentos foram realizados no laboratório de tratamento de minérios do CEFET-MG, unidade Araxá, e estudou-se as variáveis operacionais, dosagem de coletor e dosagem de depressor, sendo estes: Flotigam EDA e Amidex, respectivamente. O melhor resultado encontrado em relação ao teor de ferro contido no concentrado afundado foi utilizando-se a dosagem de coletor igual a 200 g/t e de depressor igual a 400 g/t, em que o teor de ferro foi de 47,44%. A variação da dosagem do depressor teve pouca influência nos resultados. A recuperação mássica diminuiu à medida que se aumentou a dosagem de coletor. Para a recuperação metalúrgica o melhor resultado encontrado foi utilizando-se a dosagem de coletor igual a 100 g/t e de depressor igual a 800 g/t, em que se obteve uma recuperação igual a 90,42%.

Palavras-chave: Flotação reversa; Reagentes; Minério de ferro.

ABSTRACT

Brazil has large iron ore reserves and also one of the main exploiters of this kind of ore. However, as the minerals are non-renewable resources and high-grade reserves are being depleted, then comes the need for technological development that enables the exploitation of mineral reserves containing more complex composition of minerals, with less expressive content. The main objective of this study is to evaluate the feasibility of iron ore concentration from the Jambreiro Project, the company responsible for Centaurus Metals, located in Guanhães - MG via reverse flotation. The experiments were performed in the ore treatment laboratory situated at CEFET-MG, Araxá unit, and studied the collector dosage, operating variables and dosage depressor, which are: Flotigam EDA and Amidex respectively. The best results found in relation to the iron content in the sunk concentrate was using the collector dosage of 200 g/t and 400 g/t for the depressant dosage, in which the iron percentage was 47.44%. The depressant dosage variation had little influence on the results. The mass recovery was decreased as the collector dosage increased. For metallurgical recovery the best result was found using 100 g/t for the collector dosage and 800 g/t for the depressant dosage, resulting in a recovery equal to 90.42%.

Keywords: Reverse Flotation; Reagents; Iron ore.

ILUSTRAÇÕES

Figura 2.1 - Distribuição das reservas mundiais de minério de ferro, de acordo com Jesus (2014), adaptado de USGS - <i>Mineral Commodity Summaries</i> (2014).	6
Figura 2.2 - Produção mundial de minério de ferro, de acordo com Jesus (2014), adaptado de USGS - <i>Mineral Commodity Summaries</i> (2014).	7
Figura 2.3 - Produção mundial de minério de ferro, de acordo com Jesus (2014), adaptado de USGS - <i>Mineral Commodity Summaries</i> (2014).	7
Figura 2.4 - Preço médio de exportação de minério de ferro (Jesus 2014).	8
Figura 2.5 - Principais compradores de minério de ferro brasileiro (Jesus 2014).	8
Figura 2.6 - Produção de minério de ferro por estado (Jesus 2014).	10
Figura 2.7 - Distribuição dos principais depósitos de minério de ferro do Brasil*, de acordo com Bizzi <i>et al.</i> (2001) e Roberto (2010).	10
Figura 2.8 - Localização do depósito Jambreiro, de acordo com Silva <i>et al.</i> (2014).	13
Figura 2.9 - Ilustração das interações moleculares, de acordo com Baltar (2008).	15
Figura 2.10 - Ilustração dos tipos de superfícies e relação com as moléculas de água, de acordo com Baltar (2008).	15
Figura 2.11 - Classificação geral dos coletores segundo Chaves <i>et al.</i> (2010).	18
Figura 2.12 - Ilustração de uma célula mecânica e suas peças segundo Chaves <i>et al.</i> (2010).	22
Figura 2.13 - Principais tipos de células e rotores utilizados em células mecânicas* segundo Leal-filho (2000).	23
Figura 2.14 - Ilustração de uma célula pneumática do tipo Flotaire desenvolvida pela Deister, de acordo com Chaves <i>et al.</i> (2010).	24
Figura 2.15 - Desenho esquemático de uma coluna de flotação, de acordo com Aquino <i>et al.</i> (2010).	26
Figura 3.1 - Fluxograma geral da parte prática do presente trabalho.	32
Figura 3.2 - Moinho de bolas utilizado na moagem do minério de ferro.	34
Figura 3.3 - Peneiramento utilizando peneirador vibratório de bancada.	34
Figura 3.4 - Formação de pilha cônica e quarteamento.	35
Figura 3.5 - Quarteador Jones.	35
Figura 3.6 - Pilha alongada.	36
Figura 3.7 - Etapa de deslamagem.	37
Figura 3.8 - Pilha alongada para quarteamento em alíquotas.	38
Figura 3.9 - Peneirador suspenso.	39

Figura 3.10 - Picnômetros vazios.	42
Figura 3.11 - Picnômetros com amostra do minério.	42
Figura 3.12 - Picnômetros com a amostra e preenchidos com água.	42
Figura 3.13 - Picnômetros limpos preenchidos com água.	42
Figura 3.14 - Preparação do reagente coletor.	45
Figura 3.15 - Preparação do reagente depressor.	45
Figura 3.16 - Condicionamento dos reagentes.	48
Figura 3.17 - Célula de flotação tipo Denver utilizada nos testes.	48
Figura 3.18 - Início do teste de flotação.	49
Figura 4.1 - Comparação entre as curvas granulométricas geradas.	56
Figura 4.2 - Comparação de teor de ferro entre as duplicatas.	59
Figura 4.3 - Comparação de recuperação mássica entre as duplicatas.	60
Figura 4.4 - Comparação de recuperação metalúrgica entre as duplicatas.	60
Figura 4.5 - Gráfico de teor médio de ferro em relação as dosagens de reagentes. .	61
Figura 4.6 - Recuperação mássica em função da dosagem de reagentes.	62
Figura 4.7 - Recuperação metalúrgica em função da dosagem de reagentes.	63

TABELAS

Tabela 2.1 - Elementos químicos mais comuns na crosta terrestre, de acordo com Araujo <i>et al.</i> (2008).....	3
Tabela 2.2 - Fórmula química e conteúdo teórico de ferro (%) dos principais minerais portadores de ferro segundo Carvalho <i>et al.</i> (2014).....	4
Tabela 2.3 - Reserva e produção mundial de minério de ferro, de acordo com Jesus (2014), adaptado de USGS - <i>Mineral Commodity Summaries</i> (2014).....	5
Tabela 2.4 - Composição mineralógica dos principais tipos de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero segundo Rosière <i>et al.</i> (1993).....	12
Tabela 2.5 - Principais coletores catiônicos usados na flotação de minério de ferro, de acordo com Lopes (2009).....	28
Tabela 3.1 - Especificações da moagem.	33
Tabela 3.2 - Parâmetros aproximados utilizados na etapa de deslamagem.	36
Tabela 3.3 - Série de peneiras utilizadas na análise granulométrica do minério referente à alimentação e ao <i>underflow</i> da deslamagem.....	38
Tabela 3.4 - Matriz de planejamento experimental.....	43
Tabela 3.5 - Parâmetros mantidos constantes nos testes.....	46
Tabela 3.6 - Dosagem de reagentes.	47
Tabela 4.1 - Caracterização química do minério de ferro do depósito Jambreiro, segundo Torres (2015) e Soares (2015).	51
Tabela 4.2 - Resultado do peneiramento com amostra da alimentação da deslamagem.....	53
Tabela 4.3 - Resultado do peneiramento com amostra do <i>underflow</i> da deslamagem.	54
Tabela 4.4 - Resultado da análise granulométrica da amostra do overflow da deslamagem.....	55
Tabela 4.5 - Resultados de massa dos concentrados e rejeitos, recuperação mássica e perda de massa.....	57
Tabela 4.6 - Resultados de densidade, porcentagem de mineral minério, teor de ferro e recuperação metalúrgica.	58
Tabela 4.7 - Dados de dosagem de reagente, teor médio e média das recuperações.	58

ABREVIATURAS E SIGLAS

CEFET – Centro Federal de Educação Tecnológica

TCC – Trabalho de Conclusão de Curso

LTM – Laboratório de Tratamento de Minérios

MG – Minas Gerais

USGS – United States Geological Survey

IBRAM – Instituto Brasileiro de Mineração

FOB – *Free On Board*

DNPM – Departamento Nacional de Produção Mineral

DIPLAN – Diretoria de Planejamento e Desenvolvimento da Mineração

IPM – Índice de Produção Mineral

PA – Pará

MS – Mato Grosso do Sul

AP – Amapá

CSN – Companhia Siderúrgica Nacional

BIF – *Banded Iron Formation*

FFB – Formações Ferríferas Bandadas

MIBC – Metilisobutilcarbinol

EDA – Éter-diamina

UFOP – Universidade de Ouro Preto

ABNT – Associação Brasileira de Normas Técnicas

NBR – Norma Brasileira

ISO – *International Organization of Standardization*

IEC – *International Electrotechnical Commission*

SÍMBOLOS

– Mesh

pH – Potencial hidrogeniônico

Fe – Ferro

% – Porcentagem

Fe⁺² – Estados de valência ferroso

Fe⁺³ – Estados de valência férrico

G – Giga

M – Mega

Mn – Manganês

Km – Quilômetros

SW – Sudoeste

g – Grama

t – Tonelada

mg – Miligrama

L – Litros

Kg – Quilograma

mm – Milímetro

rpm – Rotações por minuto

min – Minuto

cm – Centímetro

µm – Micrômetro

°C – Grau Celsius

d₈₀ – Diâmetro em que 80% das partículas são passantes

d₅₀ – Diâmetro em que 50% das partículas são passantes

SUMÁRIO

1.	INTRODUÇÃO	1
1.1.	Apresentação	1
1.2.	Justificativa	2
1.3.	Objetivos	2
1.3.1.	<i>Objetivo Geral</i>	2
1.3.2.	<i>Objetivo Específico</i>	2
2.	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	3
2.1.	Minério de ferro	3
2.1.1.	<i>Aspectos gerais</i>	3
2.1.2.	<i>Cenário mundial</i>	4
2.1.3.	<i>Cenário nacional</i>	9
2.1.4.	<i>Cenário regional</i>	12
2.2.	Flotação	13
2.2.1.	<i>Química de interface</i>	13
2.2.2.	<i>Reagentes</i>	16
2.2.3.	<i>Equipamentos</i>	20
2.3.	Flotação de ferro	27
2.3.1.	<i>Flotação reversa</i>	27
2.3.2.	<i>Flotação direta</i>	30
3.	METODOLOGIA	32
3.1.	Origem e preparo das amostras.....	32
3.2.	Análises granulométricas	38
3.3.	Picnometria	39
3.4.	Planejamento dos experimentos	43
3.5.	Preparação dos reagentes	44
3.6.	Testes de flotação reversa	47
3.7.	Análises de teor.....	49
4.	RESULTADOS E DISCUSSÃO	51
4.1.	Caracterização química.....	51
4.2.	Distribuição granulométrica	52
4.3.	Testes de flotação reversa	56
5.	CONCLUSÃO	65
6.	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	66
7.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	67
ANEXOS	71

1. INTRODUÇÃO

1.1. Apresentação

O Brasil possui grandes reservas de minérios ferríferos, sendo um dos principais exploradores desse recurso. O estado de Minas Gerais, mais especificamente a região do Quadrilátero Ferrífero, possui grande destaque no cenário nacional, tanto em termos de reservas quanto de produção. Além disso, sabe-se que o ferro é uma commodity que impulsiona, de forma significativa, a economia brasileira. Entretanto, como os minérios são recursos não renováveis, o consumo se mostra notoriamente crescente e as reservas de alto teor estão se exaurindo, surge a necessidade de desenvolvimento tecnológico que viabilize a exploração de reservas minerais contendo minérios de composição mais complexa, apresentando teores menos expressivos.

Assim, o estudo de parâmetros que influenciam diretamente no melhor aproveitamento dessa riqueza mineral se mostra primordial no ramo de tratamento de minérios, que tem a concentração como uma das etapas mais relevantes. Nesse contexto, este trabalho de conclusão de curso (TCC) busca avaliar as variáveis dosagem de reagentes coletor e depressor que possam interferir nos ganhos de recuperação e seletividade do processo de concentração via flotação, utilizando para tal o minério de ferro do depósito de Jambreiro em Guanhães-MG.

Para atingir esse objetivo o trabalho foi dividido em etapas. Inicialmente, no capítulo dois, encontra-se uma breve revisão bibliográfica sobre minério de ferro e seus cenários, flotação, reagentes e equipamentos. Nesse capítulo também foram mencionados alguns estudos sobre as variações dos processos de flotação de minério de ferro e suas contribuições. Já no capítulo seguinte foi exposta a metodologia utilizada na realização dos testes laboratoriais em escala de bancada, definindo a amostra, os materiais e a sequência de todos os procedimentos.

Após a execução dos ensaios, foi realizada a análise dos mesmos, comparando os resultados obtidos com os autores estudados. Por fim, nas considerações finais, são apresentadas aquelas que, na opinião desses autores,

podem ser consideradas as principais conclusões do trabalho, tendo em vista os objetivos inicialmente propostos.

1.2. Justificativa

O processo de flotação é um dos métodos de concentração de minérios mais utilizados na indústria mineral, possibilitando um melhor aproveitamento das jazidas nacionais, sendo impulsionado pelo constante desenvolvimento de pesquisas visando adequar essa tecnologia aos processos brasileiros.

O custo de instalação e de operação para um processo de flotação é um fator determinante na análise da viabilidade econômica de exploração de um determinado bem mineral. Dessa forma, o seu desempenho deve atingir elevados níveis de recuperações e seletividade, obtendo altos patamares de otimização e eficiência. Esta otimização do processo de flotação se tornou alvo de várias pesquisas que buscam avaliar a influência das diversas variáveis neste processo (Nascimento 2010). Sendo a dosagem de reagentes, foco do presente trabalho, uma das principais variáveis investigadas.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo Geral

Avaliar a viabilidade da concentração de minério de ferro proveniente do Projeto Jambreiro, de responsabilidade da empresa *Centaurus Metals*, situado em Guanhães – MG via flotação reversa, visando a obtenção de produtos que atendam as especificações do mercado.

1.3.2. Objetivo Específico

- Avaliar o efeito das variáveis dosagens do reagente coletor e reagente depressor empregados na recuperação do mineral de interesse;
- Contribuir com dados experimentais e informações técnicas para o desenvolvimento de tecnologias para a rota de concentração de minério de ferro da região em questão via flotação reversa.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1. Minério de ferro

2.1.1. Aspectos gerais

O ferro é o quarto elemento químico mais abundante da crosta terrestre, depois do oxigênio, silício e alumínio. Este metal corresponde ao segundo elemento metálico mais abundante, depois do alumínio. Trata-se de um metal de transição, tendo como símbolo de elemento químico Fe e massa atômica 56. À temperatura ambiente encontra-se no estado sólido e apresenta característica ferromagnética (Nascimento 2010). A Tabela 2.1 mostra a distribuição dos principais elementos químicos na crosta terrestre.

Tabela 2.1 - Elementos químicos mais comuns na crosta terrestre, de acordo com Araujo *et al.* (2008).

Elementos	% peso	% atômica	% volume
O	46,60	62,55	93,8
Si	27,72	2,22	0,9
Al	8,13	6,47	0,5
Fe	5,00	1,92	0,4
RCa	3,63	1,94	1,0
Na	2,83	2,64	1,3
K	2,59	1,42	1,8
Mg	2,09	1,84	0,3
Total	98,59	100,00	100,00

Segundo Roberto (2010) tanto os elementos mais abundantes quanto os elementos traços, são raramente encontrados na natureza em sua forma elementar (nativa). A grande maioria ocorre na forma de compostos químicos, resultantes de processos inorgânicos, os chamados minerais. Estes são sólidos homogêneos que ocorrem naturalmente, com uma composição química definida (mas não necessariamente fixa) e com um arranjo atômico altamente ordenado.

O ferro existe em dois estados de valência na crosta terrestre, o ferroso (Fe^{+2}) e o férrico (Fe^{+3}). Embora faça parte da composição de vários minerais, uma pequena parcela destes podem ser economicamente explorados para a obtenção do ferro, quer pela quantidade deste elemento nesses minerais, quer pela concentração ou distribuição desses minerais nas rochas que constituem os corpos de minério. Os minérios de ferro economicamente explorados podem ser classificados de acordo com a composição química do mineral fornecedor do elemento metálico. Assim, classificam-se em: óxidos, carbonatos, sulfetos e silicatos. Apenas a exploração dos óxidos tem expressão econômica para a obtenção do ferro (Carvalho *et al.* 2014). Os principais minerais portadores e seus respectivos teores de ferro são mostrados na Tabela 2.2.

Tabela 2.2 - Fórmula química e conteúdo teórico de ferro (%) dos principais minerais portadores de ferro segundo Carvalho *et al.* (2014).

Mineral	Fórmula Química	Conteúdo teórico de Ferro (%)
Magnetita	Fe_3O_4	72,4
Hematita	Fe_2O_3	69,9
Goethita	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$	62,9
Limonita	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$	59,8
Ilmenita	FeTiO_3	36,8
Siderita	FeCO_3	48,2
Pirita	FeS_2	46,5
Pirrotita	$\text{Fe}_{(1-x)}\text{S}$	61,0

O ferro apresenta utilização extensiva na produção de aço, sendo este uma liga metálica fundamental na produção de ferramentas, máquinas, veículos de transporte (automóveis, navios, etc.). Este produto pode também ser empregado como elemento estrutural de pontes, edifícios, entre outros, além de uma infinidade de outras aplicações (Nascimento 2010).

2.1.2. Cenário mundial

O minério de ferro apresenta grande abundância no mundo e as reservas mundiais totalizam 170 bilhões de toneladas (Jesus 2014). Entretanto, as principais

jazidas concentram-se em poucos países, nos quais se destacam Austrália, Rússia, Brasil e China. A Tabela 2.3 expõe as reservas e produção de minério de ferro destes países.

Tabela 2.3 - Reserva e produção mundial de minério de ferro, de acordo com Jesus (2014), adaptado de USGS - *Mineral Commodity Summaries* (2014).

Discriminação	Reservas (10 ⁶ t)		Produção (10 ³ t)		
	2013 ^(e)	(%)	2012 ^(e)	2013 ^(e)	(%)
Brasil ⁽¹⁾	23.126	13,6	400.627	386.270	13,1
China ⁽²⁾	23.000	13,5	1.310.000	1.320.000	44,7
Austrália	35.000	20,6	521.000	530.000	18
Índia	8.100	4,8	144.000	150.000	5,1
Rússia	25.000	14,7	105.000	102.000	3,5
Ucrânia	6.500	3,8	82.000	80.000	2,7
Outros países	49.274	29,0	376.373	381.730	12,9
Total	170.000	100,0	2.930.000	2.950.000	100,0

(1) Reserva lavrável; (2) Estimativa de produção da china baseada em minério bruto; (e) Dados estimados, exceto Brasil.

As reservas medidas e indicadas de minério de ferro no Brasil alcançam 23,1 bilhões de toneladas, situando o país em terceiro lugar em relação às reservas mundiais (Figura 2.1). Estas reservas lavráveis possuem um teor médio de 49,0% de ferro e representam 13,6% das reservas mundiais. Porém, considerando-se as reservas em termos de ferro contido no minério, o Brasil assume lugar de destaque no cenário internacional. Esse fato ocorre devido ao alto teor encontrado no minério hematítico (60% de ferro), predominante no Pará, e no minério itabirítico (50% de ferro), predominante em Minas Gerais (IBRAM 2011).

O Brasil é o terceiro maior produtor de minério de ferro, conforme afirma Jesus (2014). Sua produção em 2013 foi de aproximadamente 386,3 milhões de toneladas (Figura 2.2), com um teor médio de 63,6% de ferro, o que equivale a 13,1% do total mundial (Figura 2.3), ficando atrás apenas da China e da Austrália.

Em 2013, o Brasil exportou 329,6 Mt de minério e pelotas, com um valor de US\$-FOB¹ 32,5 bilhões. Em relação ao ano anterior houve um aumento de 1,0% na quantidade e de 3,9% no valor. O preço médio de exportação de minério (US\$-FOB 92,14/t) foi 6,6% maior que o registrado em 2012, enquanto o preço médio de exportação de pelotas (US\$-FOB 136,78/t) diminuiu 2,6% (Jesus 2014). A Figura 2.4 evidencia o histórico da variação de preço médio de exportação de minério de ferro.

Os principais países de destino foram: China (51,0%), Japão (10,0%), Coréia do Sul e Países Baixos (5,0% cada) e Alemanha (3,0%), conforme Figura 2.5 (Jesus 2014).

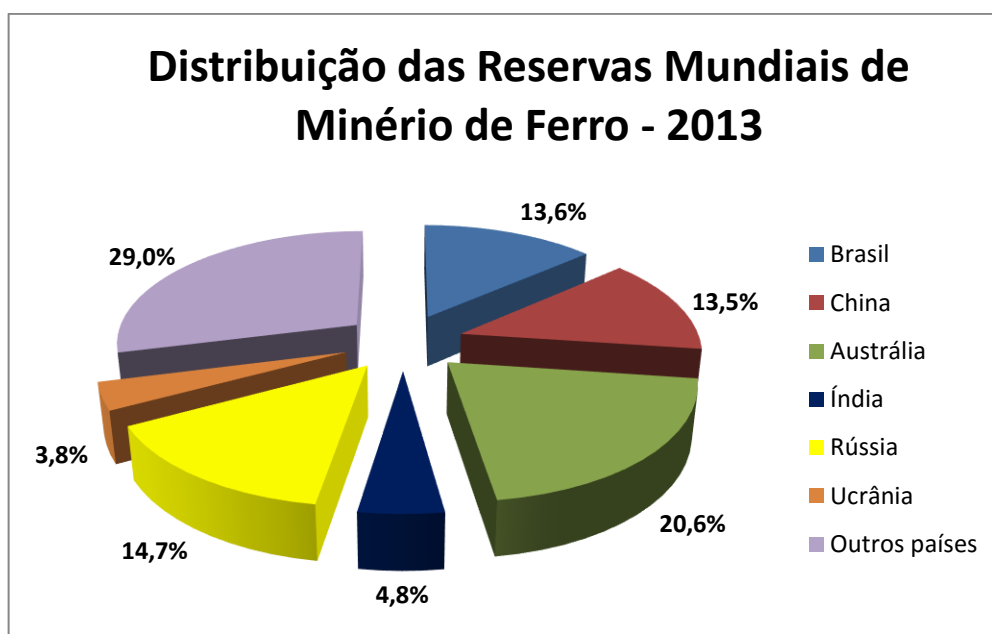


Figura 2.1 - Distribuição das reservas mundiais de minério de ferro, de acordo com Jesus (2014), adaptado de USGS - *Mineral Commodity Summaries* (2014).

¹FOB – *Free On Board*

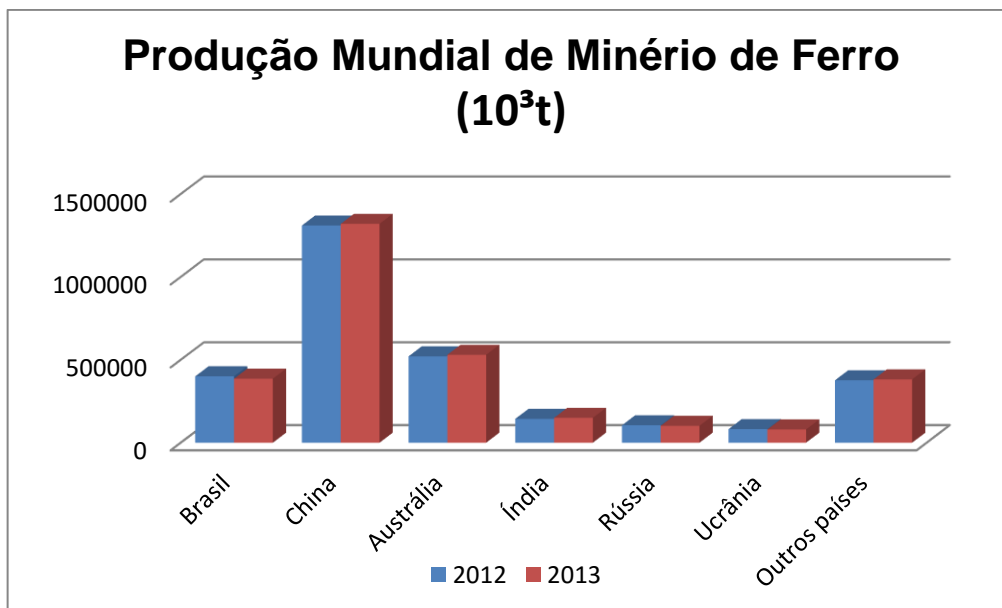


Figura 2.2 - Produção mundial de minério de ferro, de acordo com Jesus (2014), adaptado de USGS - *Mineral Commodity Summaries* (2014).

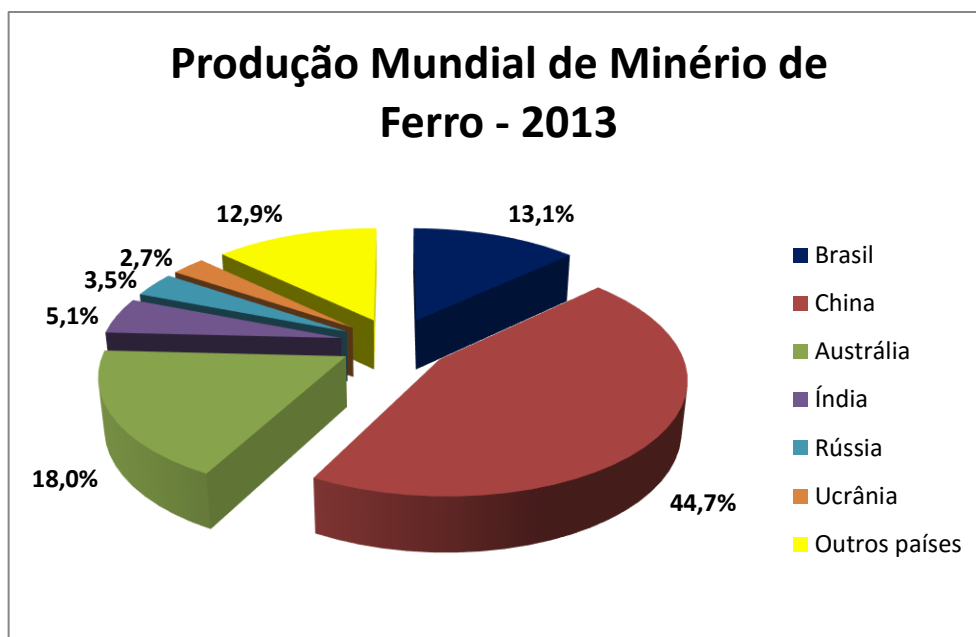


Figura 2.3 - Produção mundial de minério de ferro, de acordo com Jesus (2014), adaptado de USGS - *Mineral Commodity Summaries* (2014).

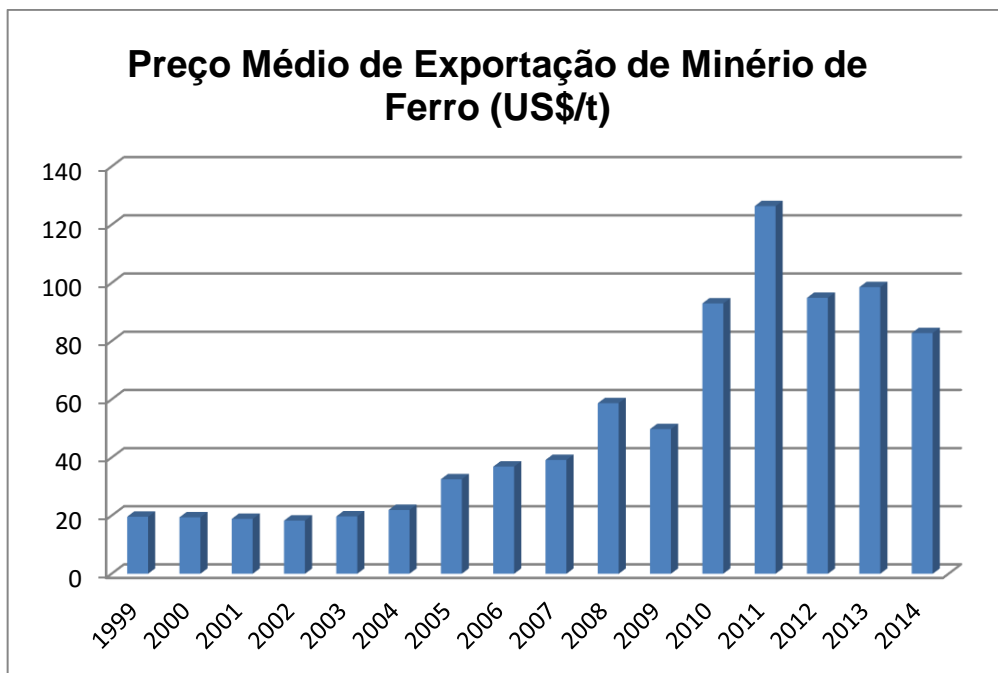


Figura 2.4 - Preço médio de exportação de minério de ferro (Jesus 2014).

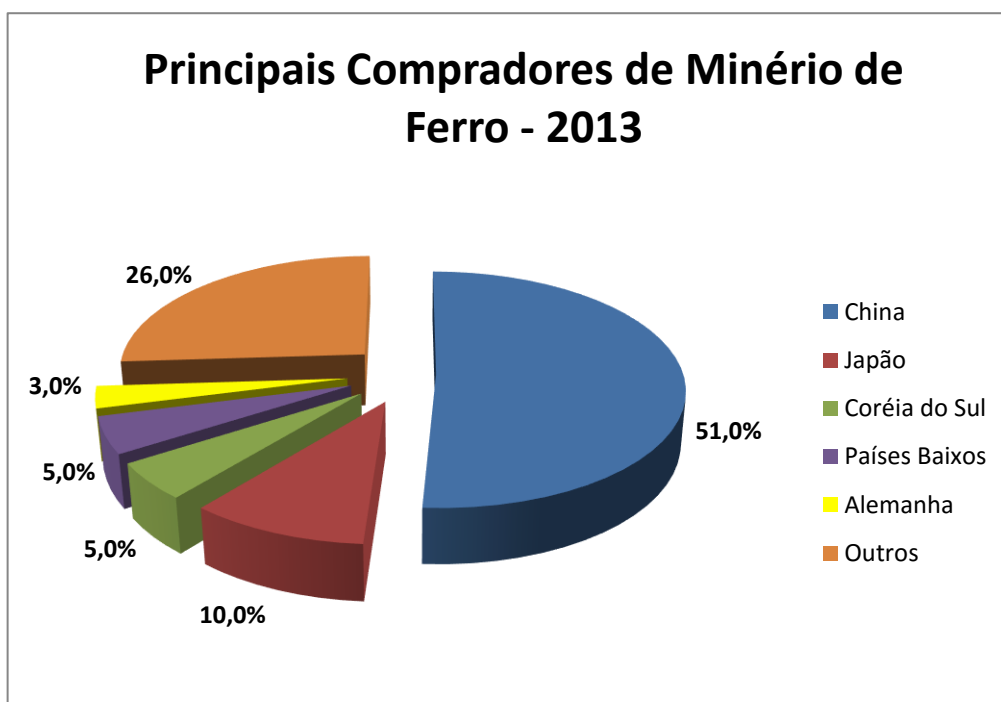


Figura 2.5 - Principais compradores de minério de ferro brasileiro (Jesus 2014).

2.1.3. Cenário nacional

A indústria de minério de ferro brasileiro é, sem dúvida, uma das mais competitivas do mundo, devido a fatores como a abundância de recursos e reservas de minério de ferro de média a alta qualidade, a atual infraestrutura industrial e de logística, a tecnologia inovadora de produção, os recursos humanos qualificados, características de uma indústria de mineração tradicional e bem estabelecida (Maia 2011).

Segundo DNPM/DIPLAN (2014), a produção da indústria extrativa mineral, medida pelo Índice de Produção Mineral (IPM), em 2014 apresentou crescimento de 7,9% quando comparada a 2013. Esse comportamento positivo ocorreu principalmente em função da produção de minério de ferro, que consiste na substância de maior representatividade dentro da cesta de produtos do IPM. A produção do minério de ferro apresentou aumento de 9,1% no ano.

Jesus (2014) afirma ainda que os principais estados brasileiros detentores de reservas de minério de ferro são: Minas Gerais (72,5% das reservas e teor médio de 46,3% de Fe), Mato Grosso do Sul (13,1% e teor médio de 55,3%) e Pará (10,7% e teor médio de 64,8%). Em relação à produção em 2013, esta apresentou a seguinte distribuição: Minas Gerais (68,8%), Pará (27,3%), Mato Grosso do Sul (2,0%) e Amapá (1,6%), conforme Figura 2.6.

O valor da produção somou R\$ 63,3 bilhões e representou 59,3% do valor da produção mineral brasileira. Por tipo de produto, a produção se dividiu em: granulados (10,7%) e finos (89,3%), estes distribuídos em *sínter feed* (64,2%) e *pellet feed* (25,1%) (Jesus 2014).

Bizzi *et al.* (2003) afirmam que, além do Quadrilátero Ferrífero em Minas Gerais, há grandes reservas de minério de ferro com teores elevados na Serra dos Carajás (PA), em Urucum (MS), Morro do Pilar, Conceição do Mato Dentro e Região de Porteirinha (MG). A Figura 2.7 exhibe a localização destes principais depósitos.

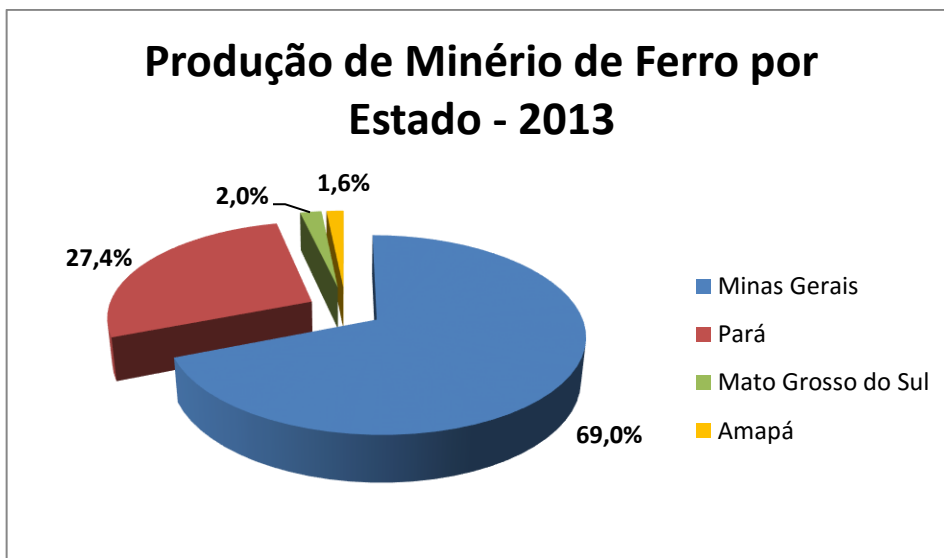


Figura 2.6 - Produção de minério de ferro por estado (Jesus 2014).



Figura 2.7 - Distribuição dos principais depósitos de minério de ferro do Brasil*, de acordo com Bizzi *et al.* (2001) e Roberto (2010). *Simbologia: 1 – Serra dos Carajás (PA); 2 – Quadrilátero Ferrífero, MG; 3 – Urucum (MT); 4 – Morro do Pilar e Conceição do Mato Dentro (MG); 5 – Região de Porteirinha (MG).

As principais empresas produtoras no ano de 2013 foram: Vale S/A (MG, MS e PA), Samarco Mineração S/A (MG), Companhia Siderúrgica Nacional-CSN (MG), Mineração Usiminas (MG), Itaminas Comércio de Minérios (MG), MMX Sudeste Mineração (MG) e Anglo *Ferrous* Amapá Mineração (AP) que, juntas, foram responsáveis por 89,9% da produção (Jesus 2014).

Em Minas Gerais, destaca-se o Quadrilátero Ferrífero, situado na parte central do estado, como uma região de grande concentração das reservas de minério de ferro. Nessa região, os depósitos de minério de ferro são do tipo Lago Superior, e apresentam rochas quartzosas contendo óxido de ferro com alguns carbonatos e silicatos (Alecrim 1982).

Lopes (2009) afirma que os depósitos do tipo Lago Superior são de idades que datam do Proterozóico Inferior (2,5 - 1,8 Ga). Eles foram constituídos através da formação de grandes bacias marginais rasas que receberam grandes quantidades de sedimentos de natureza clástica e de natureza vulcânica. Os sedimentos precipitaram-se em duas fácies principais, que deram origem às formações ferríferas bandadas (BIF: *banded iron formation*) conhecidas no Brasil como itabiritos.

A Tabela 2.4 apresenta a composição mineralógica dos principais tipos de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero. Dentre estes, a hematita corresponde ao mineral-minério mais abundante, sendo que a magnetita aparece subordinadamente. Fosfatos de ferro podem ocorrer em todos os tipos de minério. Sulfetos estão ocasionalmente presentes (Nascimento 2010).

Tabela 2.4 - Composição mineralógica dos principais tipos de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero segundo Rosière *et al.* (1993).

Tipos de Minério	Componentes Principais		Acessórios**
Itabirito	Bandas claras	Quartzo	Hematita, Clorita, Sericita, Dolomita, Pirofilita, Óxido de Mn
	Bandas escuras	Óxidos de Fe*	Sericita, Quartzo, Pirofilita
Itabirito dolomítico	Bandas claras	Dolomita	Quartzo, Óxido de Fe*, Pirofilita, Talco, Óxido de Mn
	Bandas escuras	Óxidos de Fe*	Quartzo, Dolomita, Óxido de Mn
Itabirito anfibolítico	Bandas claras	Tremolita/Actinolita, Hornblenda, Grunerita	Quartzo, Dolomita, Óxido de Fe*
	Bandas escuras	Óxidos de Fe*	Quartzo, Dolomita, Anfibólio
Minério de alto teor	Hematita		Magnetita, Quartzo, Pirofilita

*Hematita é o mineral-minério dominante. Magnetita aparece subordinadamente.

**Fosfatos de ferro podem ocorrer em todos os tipos. Sulfetos estão ocasionalmente presentes.

2.1.4. Cenário regional

O depósito de Jambreiro, cujas amostras do presente trabalho são provenientes, está situado na localidade de São João Evangelista, distante cerca de 20 km do município de Guanhães – MG (Figura 2.8). Seus recursos minerais foram estimados em cerca de 128 milhões de toneladas de minério de ferro com teor médio de 27,2% de ferro, com reservas provada e provável somando 48,5 Mt de minério com teor médio de 28,1% de Ferro (Silva *et al.* 2014).

Ainda segundo Silva *et al.* (2014), este depósito é composto por formações ferríferas bandadas (FFB) relativamente homogêneas, com teores de ferro que variam de 25 a 35% em rocha gnáissica, constituídos por grãos médios e grossos, composto por bandas milimétricas de hematita alternadas com bandas de espessura mais finas de quartzo.



Figura 2.8 - Localização do depósito Jambreiro, de acordo com Silva *et al.* (2014).

A formação ferrífera bandada se dá em um enorme dobramento reclinado, na formação média do grupo Guanhões, com plano axial e mergulho para a direção SW. Ocorrem corpos enriquecidos de anfibólio e dolomita, além de algumas partes xistosas ricas em muscovita. Sua porção superficial foi alterada de forma significativa pelo intemperismo, até profundidades aproximadas de 60 a 80 metros, enriquecendo supergenicamente o minério superficial e tornando-o friável (Silva *et al.* 2014).

2.2. Flotação

2.2.1. Química de interface

Flotação em espuma, ou simplesmente flotação, é um processo de separação aplicado a partículas sólidas que explora diferenças nas características de superfície entre as várias espécies presentes. O método trata misturas heterogêneas de

partículas suspensas em fase aquosa (polpas). Os fundamentos das técnicas que exploram características de superfície estão em um campo da ciência conhecido como "Físico-química das interfaces", "Química de superfície", "Química das interfaces" ou "Propriedades das interfaces" (Peres & Araujo 2006).

Oliveira (2006) afirma que a seletividade do processo de flotação se baseia no fato de que a superfície de diferentes espécies minerais pode apresentar diferentes graus de hidrofobicidade. O conceito de hidrofobicidade de uma partícula está associado à "molhabilidade" da partícula pela água. O conceito oposto a hidrofobicidade é designado como hidrofiliabilidade.

Deve-se ressaltar que os compostos químicos são divididos em dois grupos distintos, de acordo com suas características químicas: polares e apolares. A polaridade dos compostos químicos deriva da presença ou não de dipolos permanentes em sua molécula. No caso de dipolos permanentes são chamados polares, enquanto os que não apresentam são chamados apolares. No sistema de flotação a fase líquida é sempre a água, uma espécie polar, e a fase gasosa é quase sempre o ar, constituído basicamente por moléculas apolares (Costa 2009).

Baltar (2008) afirma que moléculas ambas polares, desde que possuam cargas contrárias, ou ambas apolares se atraem entre si. A afinidade não ocorre no caso de uma molécula polar e outra apolar (Figura 2.9). Portanto, minerais que apresentam superfície polar demonstram afinidade pela água. Enquanto isso, outros, com superfície apolar, preferem a fase gasosa. Sendo assim, minerais com superfície polar são hidrofílicos e com superfície apolar são hidrofóbicos (Figura 2.10).

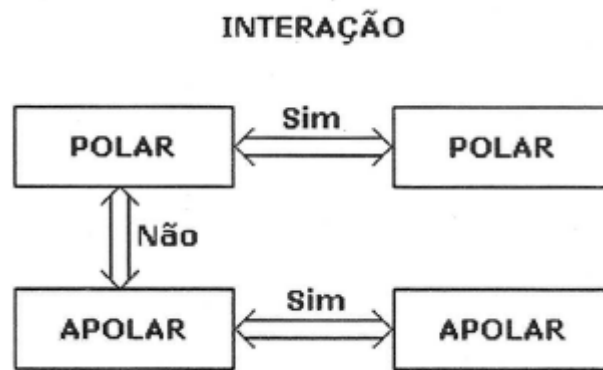


Figura 2.9 - Ilustração das interações moleculares, de acordo com Baltar (2008).

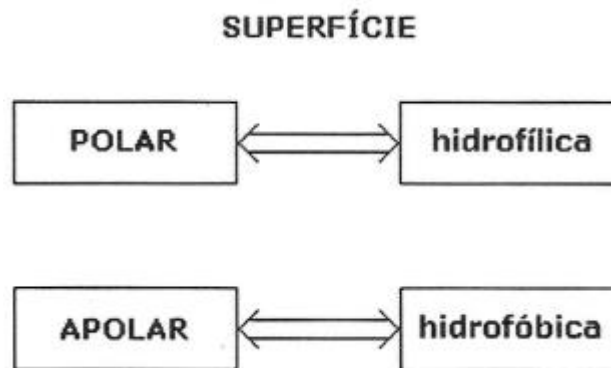


Figura 2.10 - Ilustração dos tipos de superfícies e relação com as moléculas de água, de acordo com Baltar (2008).

Segundo Peres & Araujo (2006), a separação entre partículas naturalmente hidrofóbicas e partículas naturalmente hidrofílicas se mostra teoricamente possível fazendo-se passar um fluxo de ar através de uma suspensão aquosa contendo as duas espécies. As partículas hidrofóbicas seriam carregadas pelo ar e aquelas hidrofílicas permaneceriam em suspensão. Em geral, a mera passagem de um fluxo de ar não é suficiente para carrear as partículas hidrofóbicas. Faz-se necessária a formação de uma espuma estável, que é obtida através da ação de reagentes conhecidos como espumantes, os quais abaixam a tensão superficial na interface líquido/ar e possuem ainda a importante função de atuar na cinética da interação partícula-bolha, fazendo com que o afinamento e a ruptura do filme líquido ocorram dentro do tempo de colisão.

A maioria das espécies minerais imersas em água tendem a molhar sua superfície (hidrofílica). No entanto, esta hidrofiliabilidade natural das espécies minerais pode ser alterada através da adsorção de substâncias adequadas, em sua superfície, conhecidas como coletores, conferindo-lhe caráter hidrofóbico. O contrário também é verdadeiro, há reagentes (depressores) que adsorvem na superfície mineral, conferindo-lhes caráter hidrofílico, impedindo a coleta de minerais indesejáveis (Silveira 2013).

2.2.2. Reagentes

O uso de reagentes em um processo de flotação tem como objetivo geral viabilizar a operação, atuando no sentido de aumentar as diferenças entre as características originais das superfícies das espécies minerais presentes. Os reagentes são compostos orgânicos ou inorgânicos e costumam ser classificados conforme a sua função específica no processo. Dessa forma, podem ser classificados como: coletor, espumante, depressor, ativador, regulador de pH e dispersante, entre outros (Baltar 2008).

Peres & Araujo (2006) afirmam que coletores são aqueles reagentes que atuam na interface sólido-líquido, alterando a superfície mineral, que passa de caráter hidrofílico para hidrofóbico. Já Baltar (2008) diz que os coletores são surfactantes que se caracterizam por ter uma molécula heteropolar, ou seja, uma parte da molécula apresenta caráter polar (inorgânica) e a outra, apolar (orgânica). A parte polar, solidofílica (afinidade por sólidos) e hidrofílica, tem a função de interagir com a superfície do mineral promovendo a adsorção. Por sua vez, a parte apolar da molécula, aerofílica (afinidade pelo ar) e hidrofóbica, é constituída por uma cadeia hidrocarbônica cuja função é a de promover a necessária hidrofobicidade da superfície.

De acordo com Chaves *et al.* (2010), os coletores são distinguidos em função da sua carga iônica, podendo ser aniônicos ou catiônicos, conforme a carga elétrica do grupo polar, resultante da ionização da molécula. Os coletores aniônicos se

subdividem, de acordo com a função química correspondente, em oxidrílicos e sulfidrílicos.

Os coletores aniônicos oxidrílicos representam a grande maioria dos coletores, mas, apenas poucos reagentes são utilizados na indústria. Isto se deve principalmente à falta de uma pesquisa aplicada. Ácidos graxos e seus sabões e sulfatos e sulfonatos de alquila ou arila são os principais coletores deste grupo (Chaves *et al.* 2010).

Os coletores aniônicos sulfidrílicos, também conhecidos como tióis ou mercaptans, são compostos que contém o grupamento $-SH$, associado a uma molécula orgânica. Esses grupos de coletores são utilizados, principalmente, na flotação de minerais sulfetados. Ditiocarbonatos ou xantatos, tióis (álcoois de enxofre) ou mercaptans, tiouréias, ditiofosfatos e tiocarbamatos são os principais coletores deste grupo (Chaves *et al.* 2010).

Os coletores catiônicos correspondem às aminas e seus acetatos. São coletados eletrostaticamente por um mecanismo de primeira espécie e, em consequência, são adsorvidos e dessorvidos fácil e rapidamente. Em decorrência disso, são menos seletivos que os coletores aniônicos e mais afetados por modificadores de coleta. Sua aplicação típica está relacionada à flotação de não-metálicos, tais como o quartzo (no beneficiamento do itabirito), silicatos, aluminossilicatos e vários óxidos, talcos, micas etc. (Chaves *et al.* 2010). A Figura 2.11 expõe um esquema para classificação geral dos coletores mencionados.

Os fabricantes mais importantes de produtos coletores são a Sherex e a Clariant. Esta última oferece as marcas Phosokresol® e Hostaflot®, além da série Flotigam® (aminas de coco, sebo, estearilamina e oleilamina). Oferece ainda aminas graxas etoxiladas que servem como emulsificantes de aminas livres (Silva 2005).

Os reagentes considerados espumantes são surfatantes, ou seja, possuem uma cadeia hidrocarbônica e um grupo polar que pode ser iônico ou não iônico (neutro). Os espumantes atuam, principalmente, no sentido de reduzir a tensão superficial na interface líquido-gás, propiciando maior estabilidade à bolha, além de evitar a coalescência e de interagir com a cadeia hidrocarbônica do coletor (Baltar 2008).

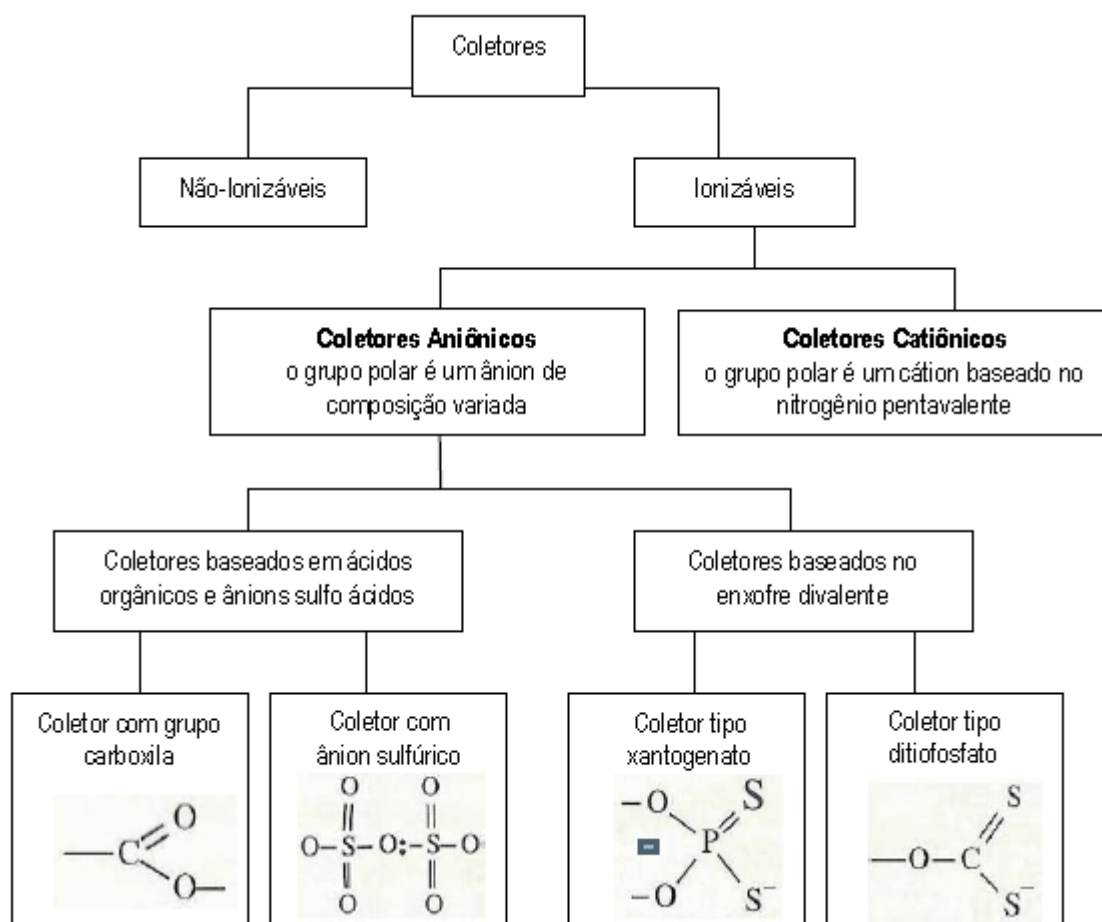


Figura 2.11 - Classificação geral dos coletores segundo Chaves *et al.* (2010).

Os espumantes mais utilizados em plantas industriais de flotação são o metilisobutilcarbinol (MIBC) e os éteres poliglicólicos. Entre os espumantes naturais, merecem destaque o óleo de pinho, o óleo de eucalipto e o ácido cresílico.

Baltar (2008) enumera os requisitos aos quais um bom espumante deve atender:

- Não se adsorver na superfície mineral, ou seja, não apresentar atividade de coletor;
- Proporcionar bolhas suficientemente estáveis para completar o transporte das partículas hidrofóbicas;
- Produzir espumas que permitam a drenagem da água retida entre as bolhas;

- A espuma produzida deve sofrer colapso na descarga do flotado;
- Ser o tanto quanto possível, insensível à variação de pH e à presença de sais dissolvidos na polpa;
- Ser ativo em pequenas concentrações;
- Atender ao requisito da disponibilidade;
- Ter baixo custo.

Os depressores são compostos, orgânicos ou inorgânicos, que melhoram a interação entre a superfície do mineral e moléculas de água, além de evitar a adsorção do coletor sobre o mesmo (Nascimento 2010). Entre os inorgânicos mais conhecidos estão o silicato de sódio, sulfeto de sódio, cromato e dicromato de potássio, cianeto de sódio, e outros sais. Por sua vez, os depressores orgânicos mais usados são os polissacarídeos (amido, carboximetilcelulose, goma, etc.) e os polifenóis, entre os quais os derivados do ácido tânico (quebracho).

O amido pode ser obtido a partir de diversas fontes vegetais (milho, batata, trigo, arroz, mandioca, etc.). A sua composição varia de acordo com a fonte. Em geral, tem entre 20 e 30% de moléculas de amilose (cadeia linear), e entre 70 e 80% de moléculas de amilopectina (cadeia ramificada) (Baltar 2008). Ferreira (2011) afirma que o depressor mais utilizado na flotação de minério de ferro corresponde ao amido de milho ou mandioca.

Os ativadores são reagentes adicionados com o objetivo de intensificar a adsorção do coletor sobre o mineral (ou minerais) que se deseja flotar. Estes devem ser utilizados em situações onde há necessidade de aumentar a recuperação do processo. Os ativadores mais usados na indústria mineral são o sulfato de cobre (CuSO_4), sulfeto de sódio (Na_2S), eletrólitos, além de ácidos e bases, naqueles casos em que a mudança de pH favorece a adsorção do coletor (Baltar 2008)

Segundo Chaves *et al.* (2010), os reguladores de pH, como o próprio nome diz, são reagentes inorgânicos utilizados para o controle do pH do sistema, visando a maior eficiência do processo. Estes atuam sobre o potencial zeta dos minerais, dissociação de coletores e outros reagentes modificadores, adsorção de cátions e

ânions em diversos minerais, adsorção de coletores e sobre o estado de floculação da polpa. O critério econômico se mostra preponderante na escolha desse reagente e os mais utilizados são barrilha, soda cáustica, cal, ácido sulfúrico e, raramente, ácido clorídrico.

Por fim, os dispersantes são reagentes, inorgânicos ou orgânicos, capazes de individualizar as partículas minerais agregadas, para posterior separação. Geralmente, os dispersantes são utilizados em processos em que existe uma quantidade significativa de finos e/ou lamas. Os principais compostos utilizados como dispersantes de lamas em processos minerais são: o metassilicato de sódio, o metafosfato de sódio, poliacrilato de sódio e a carboximetilcelulose (Chaves *et al.* 2010).

2.2.3. Equipamentos

Em mais de 100 anos de existência da flotação, a indústria mineral desenvolveu e utilizou muitos equipamentos de diferentes concepções. Entretanto, para se obter sucesso no processo de concentração por flotação torna-se necessário a utilização de um equipamento que apresente desempenho metalúrgico satisfatório e capacidade volumétrica adequada à realidade industrial (Peres & Araujo 2006).

Silveira (2013) afirma que, nos conceitos mais atuais, uma máquina de flotação corresponde a um equipamento capaz de realizar uma separação sólido/sólido em dois produtos, um flotado e um deprimido, através de um meio trifásico. São divididos em três classes principais: células mecânicas, células pneumáticas e coluna de flotação.

As células mecânicas foram as primeiras a serem desenvolvidas para utilização no processo de concentração de minérios por flotação (Silveira 2013). São equipamentos constituídos de dois componentes básicos: a célula e a máquina de flotação.

A célula corresponde a um tanque projetado para receber continuamente a polpa a ser flotada por uma das suas faces laterais, descarregar a espuma pela sua

parte superior e descarregar o restante da polpa com o deprimido pela face oposta. A regra na indústria mineral é utilizar conjuntos de células, de modo a garantir que todas as partículas que podem ser flotadas o sejam. As células podem ser fechadas ou abertas lateralmente. Nestas, o fluxo de material deprimido se apresenta contínuo, de uma célula para outra. Numa extremidade do conjunto é instalada uma caixa de alimentação e na extremidade oposta, uma caixa de descarga (Chaves 2006).

Já a máquina de flotação é instalada dentro da célula e consiste de um rotor, no fundo da célula, sendo acionado e suspenso por um eixo. O conjunto tem um acionamento externo e, via de regra, o eixo gira dentro de um tubo que ultrapassa o nível da polpa e sai para atmosfera. O rotor tem uma função inicial que é a de manter a polpa agitada e, portanto, em suspensão. O movimento rotacional do rotor gera pressão negativa dentro da polpa. O ar é aspirado e passa pelo tubo dentro do qual gira o eixo. Em muitos casos, esta aspiração é suficiente para a flotação. Porém, em outros casos, prefere-se injetar ar (ou outro gás) comprimido para dentro da célula e ter também controle sobre esta variável. Outra peça constituinte corresponde ao estator, sendo este uma coroa fixada no fundo da célula cuja função é fragmentar as bolhas geradas pelo rotor (Chaves *et al.* 2010). A Figura 2.12 ilustra uma célula mecânica e suas peças.

Silva (2005) classifica as células mecânicas quanto ao fluxo da polpa em *cell-to-cell* e *open-flow*. As máquinas *cell-to-cell* possuem vertedouro entre cada compartimento, enquanto as *open-flow* apresentam passagem livre do fluxo de polpa. Entretanto, Lima (2009) as classifica quanto ao tipo de aeração utilizada: células denominadas *supercharged*, onde o ar é fornecido de compressores e injetado sob pressão, e *self-aerating*, que usa a pressão negativa criada pelo impelidor para sucção do ar e aeração da polpa.

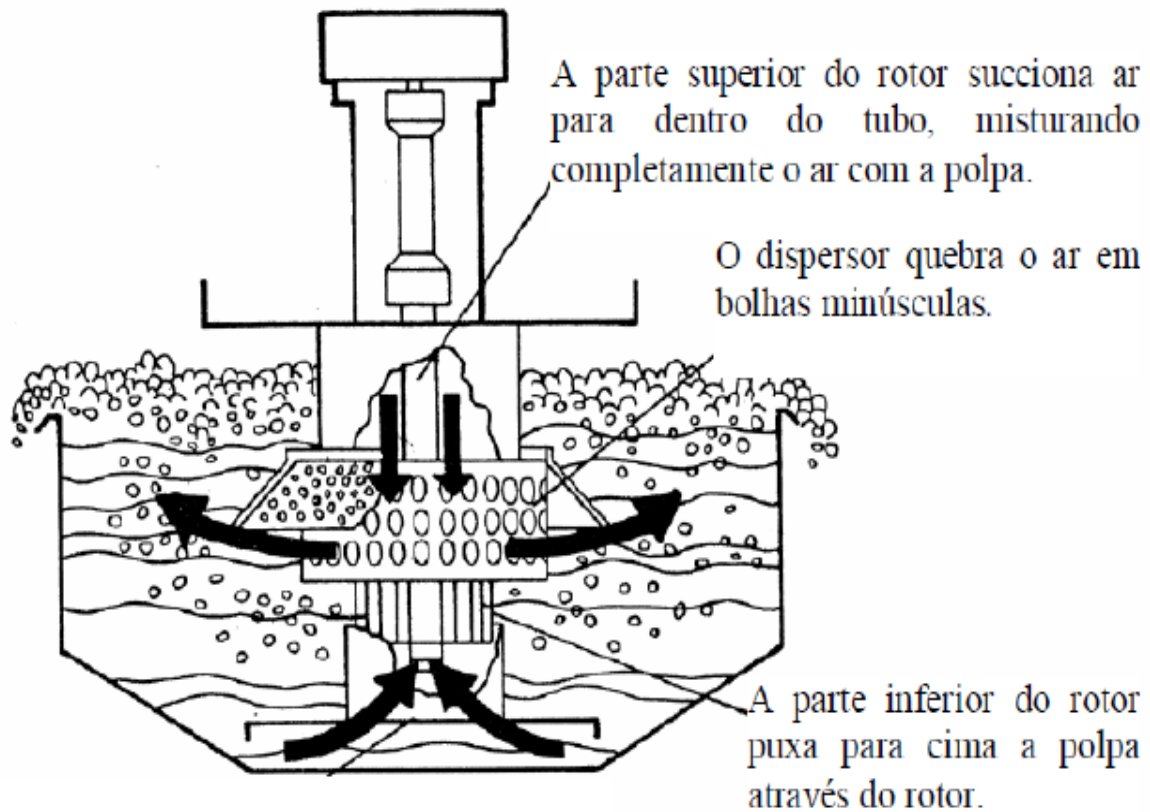


Figura 2.12 - Ilustração de uma célula mecânica e suas peças segundo Chaves *et al.* (2010).

Vale ressaltar que existem diferentes concepções para a geometria da célula e, de forma análoga, existem diferentes projetos para o conjunto rotor-estator (Figura 2.13).

De acordo com Chaves *et al.* (2010), a célula pneumática (Figura 2.14) corresponde a outro tipo de equipamento utilizado na flotação e se desenvolveu em meio as carências apresentadas pelas células mecânicas. Esses equipamentos têm uma vantagem muito grande, que é o fato de não disporem de peças móveis. O ar é injetado para dentro da célula através de uma peça chamada aerador. Trata-se de um tubo ou placa porosa feita de bronze, vidro ou plástico sinterizado, de modo a resultarem em canais de diâmetros controlados.

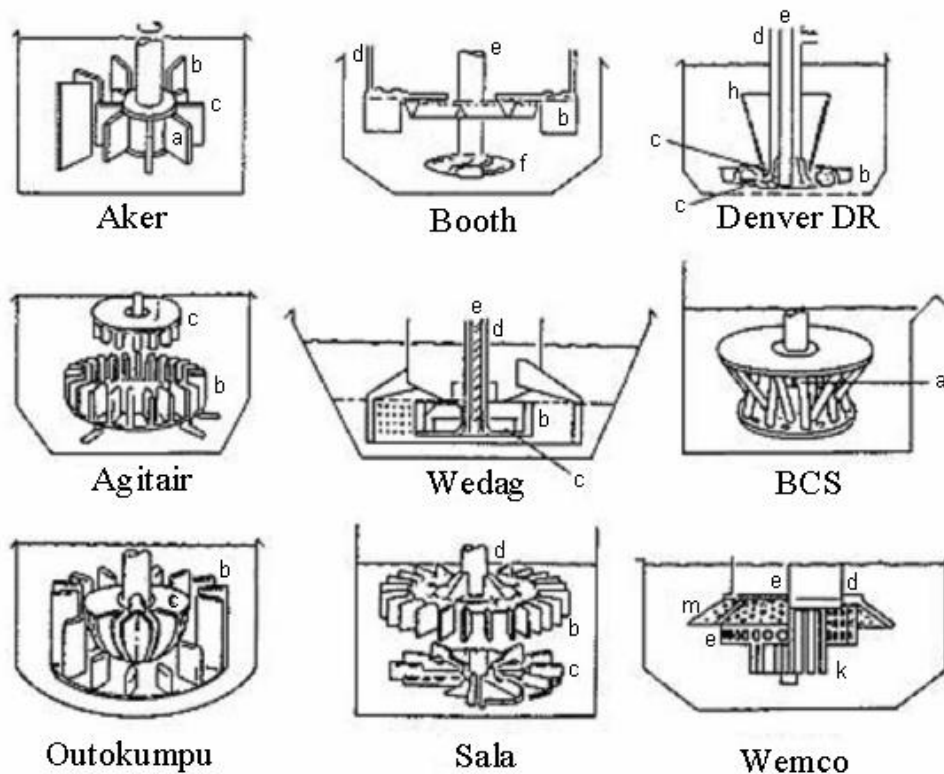


Figura 2.13 - Principais tipos de células e rotores utilizados em células mecânicas* segundo Leal-filho (2000). *Simbologia: (a), (c), (f), (g), (k) Impelidor; (b) Difusores de ar; (d) (e) Estatores; (h) Poço de recirculação; (j) Dispositivo para entrada de polpa; (m) Dispensor de bolhas de ar.

A célula corresponde a um tanque cilíndrico ou de seção quadrada, onde é feita a separação. Toda a agitação deve ser feita pela ação do ar injetado. Em consequência, estima-se maior consumo energético. Em contrapartida, as funções de aeração da polpa e separação de espuma não são afetadas pela agitação mecânica, havendo, portanto, condições mais favoráveis. A literatura aponta vantagens para a flotação de minérios com distribuição granulométrica muito ampla, minerais de elevada densidade e minerais frágeis (Chaves *et al.* 2010).

Por último, foi desenvolvida no início da década de 60 por Boutin e Tremblay, no Canadá, a concepção básica da coluna de flotação. No entanto apenas em 1981, ocorreu a primeira implantação industrial na *Les Mines Gaspé*, Canadá.

Silveira (2013) afirma que o desenvolvimento da flotação em coluna surge devido à necessidade de equipamentos que potencializassem a probabilidade de

colisão entre as partículas e as bolhas, além de proporcionar um ambiente menos turbulento para o agregado formado, melhorando a recuperação e fazendo a coleta de faixas granulométricas mais finas.

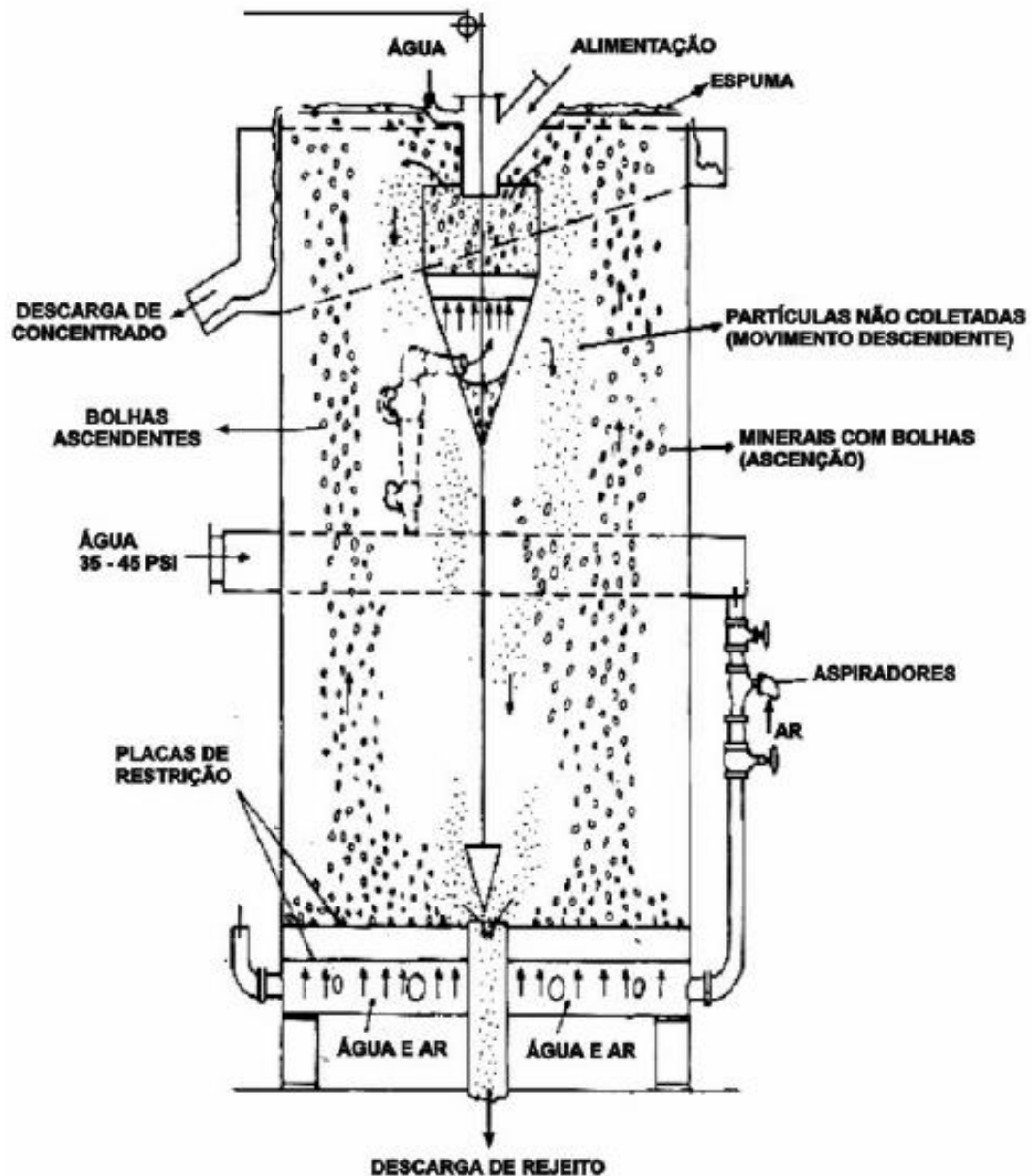


Figura 2.14 - Ilustração de uma célula pneumática do tipo Flotaire desenvolvida pela Deister, de acordo com Chaves *et al.* (2010).

Embora tenham sido desenvolvidas diferentes concepções para as colunas de flotação, os modelos utilizados em unidades industriais apresentam as características básicas da coluna canadense (Aquino *et al.* 2010). A Figura 2.15 apresenta uma

representação esquemática da coluna de flotação, com ênfase nos seus aspectos mais importantes para o processo.

Segundo Takata (2006), uma coluna de flotação é dividida em duas zonas distintas:

- Zona de coleta, também chamada de zona de recuperação, situada entre a interface polpa/espuma e o sistema de aeração;
- Zona de limpeza, também chamada de zona de espuma, localizada entre a interface polpa/espuma e o transbordo.

Takata (2006) ainda afirma que a coluna de flotação difere da célula mecânica convencional em quatro aspectos básicos: geometria (relação altura e diâmetro efetivo), água de lavagem, ausência de agitação mecânica e sistema de geração de bolhas.

O diâmetro efetivo da seção transversal das colunas industriais varia de 0,3 a 5,0 metros. A seção transversal pode ser quadrada, retangular ou circular. A altura total das colunas pode variar em função das características operacionais requeridas, notadamente, dos tempos de residência exigidos. A altura da maioria das colunas industriais varia de 10 a 15 metros (Aquino *et al.* 2010).

De acordo com Baltar (2008), as principais vantagens atribuídas às colunas de flotação são:

- Maior tempo de permanência das bolhas, proporcionando repetidas oportunidades de colisão bolha-partícula (melhores condições para a recuperação dos finos);
- Ausência de arraste hidrodinâmico (menor contaminação no concentrado);
- Ausência de turbulência (favorável à etapa de transporte, já que minimiza a destruição do agregado bolha-partícula);
- Diferentemente do que ocorre nas células mecânicas convencionais, no caso de ocorrer a rompimento da ligação bolha-partícula na zona de

limpeza, a partícula retorna ao ponto de alimentação, portanto, volta a ter a mesma possibilidade inicial de adesão a uma nova bolha;

- Menor aeração (aumento do volume útil da célula);
- Ausência de partes mecânicas no interior da coluna (aumento do volume útil da célula e menor custo com energia e manutenção);
- Menor ocupação de espaço horizontal.

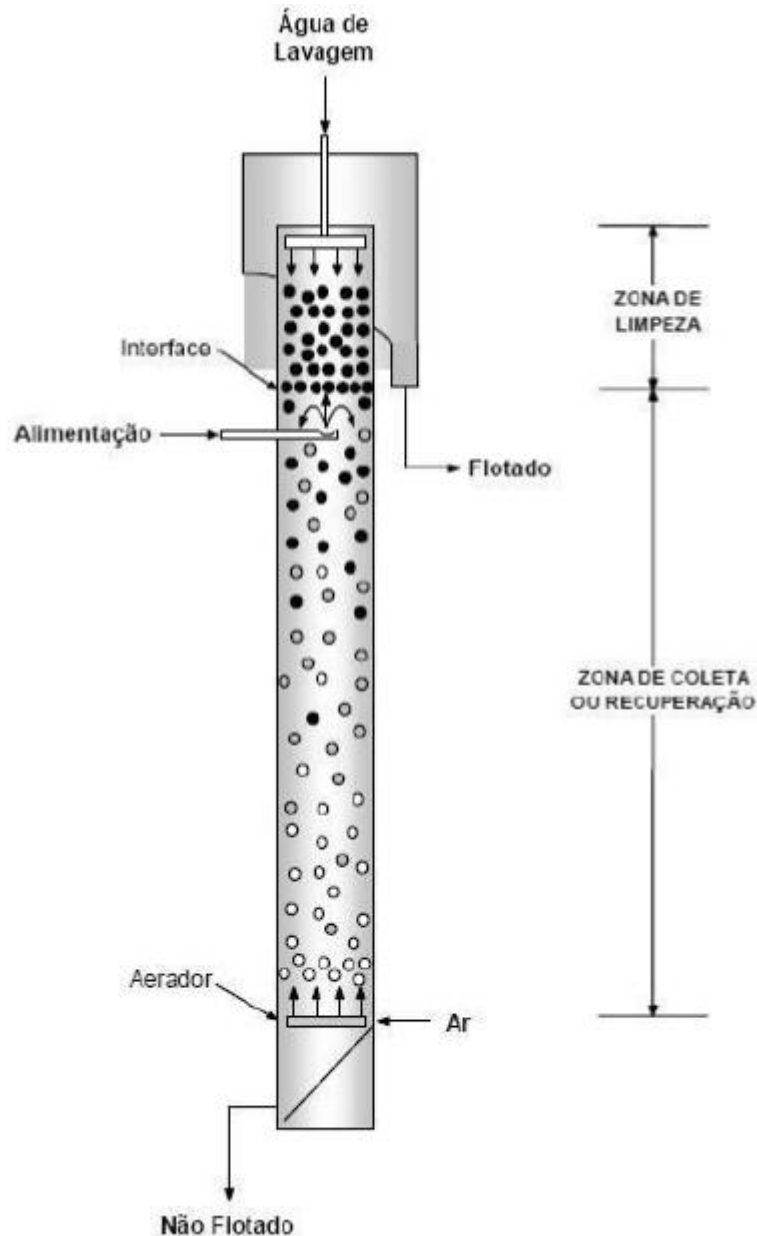


Figura 2.15 - Desenho esquemático de uma coluna de flotação, de acordo com Aquino *et al.* (2010).

2.3. Flotação de ferro

Segundo Oliveira (2006), a flotação de minérios de ferro pode ser realizada segundo o procedimento direto ou reverso, se os minerais flotados forem, respectivamente, os minerais oxidados de ferro ou o quartzo. A flotação é dita aniônica ou catiônica, de acordo com a natureza da parte polar dos coletores utilizados.

Na flotação direta são empregados reagentes aniônicos como sulfonato de petróleo ou ácidos graxos. Já na flotação reversa, utilizam-se reagentes catiônicos (aminas) e depressores (amido).

A flotação de minério de ferro pode ser realizada basicamente de quatro formas distintas (Cabral 2010):

- Flotação de minerais oxidados de ferro, utilizando coletores aniônicos (ácidos carboxílicos e sulfatos), em pH na faixa neutra a ácida;
- Flotação de quartzo/silicatos, utilizando coletores aniônicos (ácidos carboxílicos) em pH alcalino, ativado por cálcio;
- Flotação catiônica de minerais oxidados de ferro, utilizando aminas como coletores e ativação por flúor, em pH ácido;
- Flotação catiônica de quartzo, utilizando aminas, em pH na faixa neutra e alcalina.

2.3.1. Flotação reversa

Para Silva (2004), a forma de beneficiamento mais empregada no Brasil para a concentração de minérios de ferro de baixo teor, destacando os itabiritos, corresponde à flotação catiônica reversa. Nesta, o quartzo, considerado mineral de ganga, trata-se do flotado, e a hematita, o afundado.

Os reagentes empregados raramente variam muito, sendo a combinação amido/amina a mais comum, desempenhando respectivamente os papéis de depressor dos óxidos de ferro e coletor de quartzo e espumante (Oliveira 2006).

Monte & Peres (2010) afirmam que, na flotação catiônica reversa de minérios de ferro, as aminas exercem tanto a função de coletor quanto a de espumante, visto que o pH entre 10 e 10,6 se mostra suficientemente elevado para que as aminas desempenhem também este papel.

Atualmente, há uma grande diversidade no tipo de amina a ser utilizada na indústria mineral, especificamente quando se trata de flotação de minério de ferro. A Tabela 2.5 mostra os principais coletores catiônicos usados na flotação de minério de ferro, dentre eles os pertencentes ao grande grupo das aminas. As aminas primárias (RNH₂) são altamente insolúveis. A transformação da amina primária em eteramina primária R-O-(CH₂)₃-NH₂, confere maior solubilidade ao reagente. A solubilidade também pode ser favorecida pela neutralização parcial da eteramina, geralmente feita com ácido acético. A neutralização torna-se necessária em termos da solubilidade do coletor, porém graus de neutralização elevados podem reduzir o índice de remoção de quartzo na espuma. Existe uma tendência ao emprego de decileteraminas, de cadeia linear, com 30% ou um pouco menos de neutralização (Monte & Peres 2010).

Tabela 2.5 - Principais coletores catiônicos usados na flotação de minério de ferro, de acordo com Lopes (2009).

Coletor	Fórmula Estrutural
Sal de amina graxa primária	RNH ₃ ⁺ Cl ⁻
Sal de amina graxa secundária	RR'NH ₂ ⁺ Cl ⁻
Sal de amina graxa terciária	R(R') ₂ NH ⁺ Cl ⁻
Diamina graxa	R-NH-(CH ₂) ₃ -NH ₂
Éter-diamina	R-O-(CH ₂) ₃ -NH-(CH ₂) ₃ -NH ₂
Eteramina	R-O-(CH ₂) ₃ -NH ₂
Sal de eteramina	[R-O(CH ₂) ₃ -NH ⁺][CH ₂ COO ⁻]
Sal de amônio quaternário	R(R') ₃ NCl
Sal de sulfônico	RS(R') ₂ Cl
R= cadeia hidrocarbônica com 10 átomos de carbono; R'= cadeia alquílica curta, geralmente metil.	

Os minerais de ferro são deprimidos por amidos não modificados. Amidos de milho são de longe as espécies mais empregadas devido à alta disponibilidade. Todos

os tipos de amido de milho não modificados de elevado peso molecular precisam ser solubilizados em um processo conhecido como gelatinização, que pode ser efetuado por água quente ou adição de NaOH, sendo este o método mais prático (Araujo *et al.* 2006).

Para Oliveira (2006), os maiores problemas encontrados estão geralmente associados à não flotação do quartzo grosso, a flotação inadvertida de finos de minério de ferro (por arraste), à presença de argilominerais, hidróxido de ferro e alumínio na alimentação causando perdas na seletividade do processo.

Lopes & Lima (2009) realizaram um estudo, através de ensaios de flotação em escala de bancada com uma amostra de minérios de ferro (teores de Fe e SiO₂ de 35,4 e 48,02%, respectivamente), fornecida pela Vale. Nos ensaios de flotação reversa foi aplicada a condição padrão: polpa com 45% sólidos, pH igual a 10,5, amido de milho como depressor dos minerais de ferro e acetato de eteramina a 50% de grau de neutralização como coletor da ganga silicosa. O melhor resultado foi aquele no qual foram usados 200 g/t de amido de milho, 150 g/t de amina, fornecendo um concentrado com 66,4% de Fe e recuperação metalúrgica de Fe de 75,8%. Neste estudo também foram realizados ensaios de flotação direta usando ácido oleico saponificado com NaOH, silicato de sódio como dispersante/depressor dos minerais de ganga em pH 7. Porém, o desempenho da flotação inversa foi melhor do que o desempenho da flotação direta na concentração desse minério.

Enquanto isso, Nascimento (2010) estudou a flotação aniônica inversa dos minerais de ganga pela prévia ativação dos silicatos presentes usando oleato de sódio como coletor. Verificou-se que a ativação prévia dos minerais com MnCl₂ (dosagem de 5 mg/L) e o posterior condicionamento com metassilicato de sódio (dosagem de 100 mg/L) e oleato de sódio (dosagem de 50 mg/L), resultou em flotabilidade de 73% do quartzo e 15% da hematita. Em pH 7, as espécies predominantes do Mn em solução são Mn²⁺ e o MnOH⁺, que se adsorveram sobre a superfície do quartzo tornando-a positiva, o que propiciou a adsorção do oleato sobre a superfície do mesmo. Esse efeito não foi observado para a hematita. Entretanto, segundo Araujo *et al.* (2006), a flotação aniônica reversa de quartzo ativado foi uma rota empregada no

passado, quando aminas ainda não estavam à disposição dos processos de tratamento de minérios.

2.3.2. Flotação direta

A flotação aniônica direta de óxidos de ferro parece ser uma rota atraente para a concentração de minérios de baixo teor, minérios marginais que seriam estocados, e também na recuperação de material estocado em bacias de rejeitos. Entretanto, a maior parte das investigações de laboratório indicou que a flotação de óxidos de ferro com coletores aniônicos (ácidos graxos e anfotéricos, sarcossinatos e sulfossucinamatos) leva a concentrados com altos valores de sílica (Araujo *et al.* 2006).

Lopes (2009) realizou um trabalho cujo objetivo era estudar a possibilidade de concentração do minério Serra da Serpentina, considerado de baixo teor de ferro por flotação direta. Foram investigados três coletores: oleato de sódio P.A., hidroxamato comercial (AERO 6493) e sulfonato comercial (AERO 825) e como depressor foi usado o metassilicato de sódio P.A. Comparando-se os três sistemas de reagentes testados, o AERO 6493 (hidroxamato) foi o reagente que forneceu um concentrado com maior teor de Fe (61,5%) e menor teor de SiO₂ (9,8%) quando comparado ao oleato de sódio (teor de Fe 58,1% e teor de SiO₂ 14,4%) e AERO 825 (sulfonato) (teor de Fe 57,9% e teor de SiO₂ 13,3%).

Foi observado, no mesmo estudo, que na flotação direta foram obtidas recuperações metalúrgicas de Fe (variando de 77,9% a 89,9%) maiores do que na flotação reversa (75,8%). Contudo, os teores de Fe (variando de 57,9% a 61,5%) no concentrado da flotação direta foram menores do que o teor de Fe do concentrado da flotação reversa (66,4%). Os teores de SiO₂ no concentrado da flotação direta (9,8% a 14,4%) foram muito maiores do que o teor de SiO₂ do concentrado da flotação reversa (3,8%).

Nascimento *et al.* (2014) investigaram a influência das variáveis porcentagem de sólidos, dosagem de coletor (oleato de sódio), dosagem de depressor (silicato de sódio) e deslamagem prévia do minério em pH 9 sobre a flotação direta de uma

amostra de minério de ferro com teores de Fe e de SiO₂ iguais a 35,5 e 52,4%, respectivamente. Verificou-se que a porcentagem de sólidos, a deslamagem prévia do minério, a interação entre deslamagem do minério e dosagem de metassilicato de sódio foram os fatores que se mostraram significativos estatisticamente para recuperação de ferro. Para os teores de Fe e de SiO₂ nos concentrados o único fator que mostrou ser significativo foi a porcentagem de sólidos.

Por fim, torna-se necessário o estudo de outros sistemas de reagentes, na busca por depressores mais efetivos que conduzam à maior seletividade na flotação direta.

3. METODOLOGIA

3.1. Origem e preparo das amostras

O presente trabalho foi desenvolvido no Laboratório de Tratamento de Minérios (LTM) do Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais (CEFET-MG), unidade Araxá. As amostras utilizadas foram fornecidas pela empresa *Centaurus Metals*, sendo correspondentes ao minério de ferro do depósito de Jambreiro, situado na localidade de São João Evangelista, no município de Guanhães (MG). Entretanto, utilizou-se apenas uma fração do lote inicial doado pela empresa, intitulada de amostra inicial, cuja massa correspondeu a 17,5 kg. A Figura 3.1 apresenta o fluxograma geral dos procedimentos da parte prática, desde a preparação das amostras até a análise de teor.

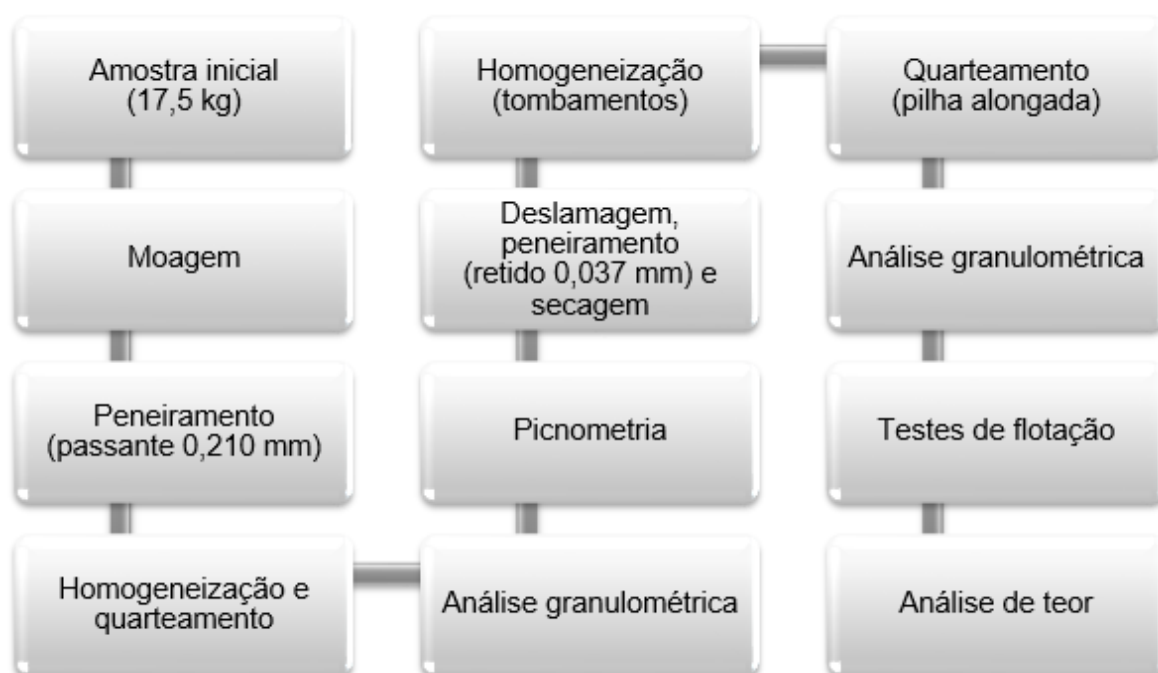


Figura 3.1 - Fluxograma geral da parte prática do presente trabalho.

Esta amostra inicial foi estudada em trabalhos anteriores, realizados também pelos alunos da graduação em Engenharia de Minas pelo CEFET-MG, unidade Araxá. Nestes trabalhos realizaram-se todas as etapas necessárias para obtenção de uma amostra representativa. Ou seja, foram executadas etapas de homogeneização e

quarteamento do lote inicial composto por aproximadamente 100 kg de minério de ferro (Torres 2015, Soares 2015). A amostra inicial utilizada no presente trabalho (17,5 kg) corresponde à fração *oversize* (retida em 0,210 mm), obtida após a moagem e peneiramento na respectiva malha a partir dos estudos desenvolvidos por Torres (2015) e Soares (2015), cujos trabalhos também abordavam a concentração deste material via flotação.

O preparo das amostras iniciou-se com a fragmentação do minério, através da moagem, já que a amostra inicial se encontrava com uma granulometria grosseira, fora do padrão exigido para testes de flotação (abaixo de 0,210 mm).

A moagem foi realizada a seco, no moinho de bolas de dimensões de 590 x 570 mm, volume de 151 litros e velocidade crítica de 33 rpm (Figura 3.2). O moinho foi alimentado com 17,5 kg de minério de ferro, sendo necessárias quatro etapas para atingir a granulometria adequada (Tabela 3.1). Esta segmentação da moagem foi importante para evitar o fenômeno de sobre moagem, possibilitando maior controle pela verificação, após cada etapa, da eficiência da operação de fragmentação. Essa avaliação se deu após o término da etapa, retirando-se uma amostra do moinho, sendo realizado um peneiramento manual com auxílio de uma peneira de 0,210 mm.

Tabela 3.1 - Especificações da moagem.

Moagem	Tempo de moagem (min)	Velocidade de rotação (rpm)
1	10	26
2	20	26
3	20	26
4	50	26



Figura 3.2 - Moinho de bolas utilizado na moagem do minério de ferro.

Após a moagem, retirou-se todo o material do moinho e submeteu-se o mesmo ao peneiramento a seco manual e através do peneirador vibratório de bancada (Figura 3.3), com o auxílio novamente de uma peneira de 0,210 mm.



Figura 3.3 - Peneiramento utilizando peneirador vibratório de bancada.

Através desta etapa, obteve-se 9,375 kg de minério passante em 0,210 mm e 7,695 kg retidos nessa mesma abertura. Apenas a fração passante foi utilizada para as etapas posteriores. A fração retida foi armazenada devidamente etiquetada.

Em seguida, através de sucessivos tombamentos (total de 32) em lona plástica e formação de pilha cônica (Figura 3.4), o material foi homogeneizado e quarteado. Através do quarteador Jones (Figura 3.5) foram obtidas frações apresentando menor massa. Para finalizar o quarteamento, construiu-se uma pilha alongada (Figura 3.6), obtendo uma fração de 281,7 g para primeira análise granulométrica e realização da picnometria. Todas as análises granulométricas serão especificadas no tópico 3.2 deste capítulo, bem como a picnometria no tópico 3.3.



Figura 3.4 - Formação de pilha cônica e quarteamento.



Figura 3.5 - Quarteador Jones.



Figura 3.6 - Pilha alongada.

Logo após, submeteu-se o material à deslamagem, visto que a presença de finos pode ser prejudicial ao processo de flotação, influenciando na eficiência dos reagentes. O procedimento foi realizado três vezes para cada amostra, em um recipiente plástico, obedecendo aos parâmetros aproximados expostos na Tabela 3.2.

Tabela 3.2 - Parâmetros aproximados utilizados na etapa de deslamagem.

Variáveis da deslamagem	Valor
pH	Entre 9,5 e 10
% de sólidos	30%
Densidade de polpa	1,27 g/cm ³
Densidade dos sólidos	3,39 g/cm ³
Volume de polpa	4 litros
Massa de polpa	5,07 kg
Massa de sólidos	1,52 kg
Massa de água	3,55 kg
Tempo de decantação	5 min

Durante o procedimento, o minério e a água foram adicionados no recipiente até atingir o volume de polpa igual a 4 litros, obtendo uma polpa de aproximadamente 30% de sólidos (Figura 3.7). Após agitação para promover a suspensão do material, o pH da polpa gerada foi ajustado através da adição de hidróxido de sódio (solução a 1% e 5%), atuando também como dispersante. Ao atingir o valor do pH desejado, a agitação foi encerrada, sendo aguardado o tempo de decantação. A aferição do pH foi executada a partir de um pHmetro (Analyser, modelo ph300), equipado com

eletrodo e devidamente calibrado. Após, decorrido o tempo de decantação, a lama foi sifonada mantendo a extremidade do sifão próxima à interface com o material sedimentado. Em seguida, a água foi adicionada no recipiente até a marcação indicando 4 litros de polpa, sendo repetido todo o procedimento descrito. A metodologia descrita foi executada novamente, totalizando três etapas para cada 1,52 kg de amostra. Após essa etapa, a lama (*overflow*) foi decantada e seca em estufa à 100°C, já o material decantado (*underflow*) foi submetido ao peneiramento manual a úmido em uma peneira de 0,037 mm, com o intuito de limitar inferiormente o tamanho das partículas constituintes da alimentação da flotação. Com isso, foi obtido um produto 100% compreendido na faixa granulométrica entre 0,210 e 0,037 mm.



Figura 3.7 - Etapa de deslamagem.

Finalizando-se a preparação das amostras, após a total secagem do material retido em 0,037 mm, realizou-se a homogeneização do material por tombamentos, seguido de quarteamento em pilha alongada (Figura 3.8). Foram obtidas as alíquotas necessárias para os testes de flotação (incluindo as duplicatas), além da fração para análise granulométrica e análise de teor da alimentação (*underflow* da deslamagem retido em 0,037 mm). Para o material considerado lama (*overflow* da deslamagem), também se realizou a homogeneização, quarteamento e análise granulométrica.



Figura 3.8 - Pilha alongada para quarteamento em alíquotas.

3.2. Análises granulométricas

As análises granulométricas da alimentação e *underflow* da deslamagem foram realizadas através do método de peneiramento a úmido no peneirador suspenso (Figura 3.9). A série de peneiras utilizada nos ensaios e as respectivas aberturas estão apresentadas na Tabela 3.3.

Tabela 3.3 - Série de peneiras utilizadas na análise granulométrica do minério referente à alimentação e ao *underflow* da deslamagem.

Abertura (mm)	Abertura (#)	Marca
0,210	65	Granutest
0,180	80	Bronzinox
0,150	100	
0,125	120	
0,106	140	
0,090	170	
0,075	200	
0,063	230	
0,053	270	
0,045	325	
0,037	400	

Após a verificação da clarificação da água encerrou-se o peneiramento. O material retido em cada peneira foi colocado na estufa por aproximadamente 12 horas

sendo, em seguida, pesado em balança semi-analítica da marca Gehaka modelo BG2000. O material passante na última peneira foi decantado e seco, sendo posteriormente pesado. O peneiramento da alimentação da deslamagem foi dividido em duas etapas para abranger uma maior faixa de tamanho, uma vez que o limite do peneirador utilizado corresponde à sete peneiras.

A análise granulométrica da lama (*overflow* da deslamagem) foi realizada na Universidade de Ouro Preto (UFOP), através do granulômetro a laser Cilas modelo 1064.



Figura 3.9 - Peneirador suspenso.

3.3. Picnometria

O método mais prático de se determinar, com precisão razoável, a densidade de um minério composto por dois minerais corresponde à picnometria. O picnômetro pode ser classificado como uma vidraria especial, sendo um pequeno frasco de vidro construído cuidadosamente de forma que o seu volume seja invariável. Os picnômetros utilizados (Gay-Lussac) possuem volume de 50 ml, e exigem balança com precisão de duas casas decimais. Para assegurar sua eficiência, os picnômetros foram calibrados de acordo com a ABNT NBR ISO/IEC 17025.

De acordo com o método da picnometria, primeiramente torna-se necessário determinar a densidade da água, através da Equação (1):

$$d_a = \frac{M_4 - M_1}{V_p} \quad (1)$$

Sendo: d_a = densidade da água;

M_1 = massa do picnômetro;

M_4 = massa do picnômetro + massa da água;

V_p = volume do picnômetro.

Posteriormente, é necessário calcular o volume ocupado pela água, após a alimentação do picnômetro com a amostra de minério, de acordo com a Equação (2):

$$V_a = \frac{M_3 - M_2}{d_a} \quad (2)$$

Sendo: V_a = volume da água;

M_2 = massa do picnômetro + massa da amostra;

M_3 = massa do picnômetro + massa da amostra + massa da água.

Assim, torna-se possível calcular o volume da amostra, de acordo com a Equação (3), além da densidade da amostra, de acordo com a Equação (4):

$$V_s = V_p - V_a \quad (3)$$

$$d_s = \frac{M_s}{V_s} = \frac{M_2 - M_1}{(M_4 + M_2) - (M_1 + M_3)} \quad (4)$$

Sendo: d_s = densidade da amostra;

M_s = massa da amostra;

V_s = volume da amostra.

Para definir a densidade do minério para os cálculos de massa das etapas seguintes realizou-se cinco medições, os extremos foram descartados e com os

outros três valores encontrados efetuou-se a média. O procedimento foi composto pelas seguintes etapas:

- A)** Inicialmente pesou-se o picnômetro vazio (M_1), previamente limpo e seco (Figura 3.10);
- B)** Adicionou-se uma pequena massa de amostra no picnômetro (Figura 3.11), o conjunto foi pesado e o valor do conjunto amostra e picnômetro (M_2) foi anotado. A massa da amostra (M_s) pôde ser obtida ao subtrair M_1 de M_2 ;
- C)** Em seguida, o picnômetro foi completamente preenchido com água (Figura 3.12). Pesou-se o conjunto água, picnômetro e amostra (M_3) e anotou-se o valor indicado pela balança;
- D)** Posteriormente o picnômetro foi totalmente esvaziado e limpo. Em seguida, adicionou-se água preenchendo-se totalmente o recipiente (Figura 3.13). O conjunto foi pesado e o valor de sua massa (M_4) anotado. Subtraindo M_1 de M_4 obteve-se a massa de água (M_a);
- E)** A densidade da água foi calculada através do quociente da massa da água ($M_4 - M_1$) e volume do picnômetro (50 ml) conforme Equação (1);
- F)** Para encontrar o volume de água adicionado (V_a) no picnômetro com a amostra subtraiu-se M_2 de M_3 e dividiu-se o resultado pela densidade da água (d_a);
- G)** O volume de sólidos (V_s) pôde ser obtido ao subtrair o volume de água (V_a) dos 50 ml do picnômetro;
- H)** Por último foi calculada a densidade dos sólidos, sendo tal valor o quociente de M_s por V_s .



Figura 3.10 - Pícnômetros vazios.



Figura 3.11 - Pícnômetros com amostra do minério.



Figura 3.12 - Pícnômetros com a amostra e preenchidos com água.



Figura 3.13 - Pícnômetros limpos preenchidos com água.

3.4. Planejamento dos experimentos

Baseando-se nos trabalhos realizados por Lopes & Lima (2009) e Torres (2015), foram determinados os níveis com resultados satisfatórios para as variáveis operacionais a serem utilizadas neste trabalho (dosagem de coletor e dosagem de depressor). Assim, a Tabela 3.4 apresenta a matriz de planejamento empregada no presente trabalho, durante os testes de flotação. Para verificação da reprodutibilidade foram realizadas duplicatas de cada teste.

Tabela 3.4 - Matriz de planejamento experimental.

Teste	Matriz de planejamento		Dosagens	
	Coletor	Depressor	Coletor	Depressor
1	-1	-1	50 g/t	400 g/t
2	0	-1	100 g/t	400 g/t
3	+1	-1	200 g/t	400 g/t
4	-1	+1	50 g/t	800 g/t
5	0	+1	100 g/t	800 g/t
6	+1	+1	200 g/t	800 g/t

A partir da definição do volume da cuba da célula de flotação disponível (790 ml) e da porcentagem de sólidos para os testes (40%), foi calculada a massa de sólidos necessária à sua realização.

Calculou-se, primeiramente, a densidade da polpa através da Equação (5), sabendo-se que a densidade da amostra é igual a 3,39 g/cm³:

$$\%sol = \frac{ds (dp - da)}{dp (ds - da)} \times 100 \quad (5)$$

Sendo: $\%sol$ = porcentagem de sólidos igual a 40%;

ds = densidade do sólido igual à 3,39 g/cm³;

da = densidade da água igual a 1 g/cm³;

dp = densidade da polpa.

A partir deste resultado, foi obtida a massa de polpa, através da Equação (6):

$$Mp = V_{\text{útil}} \times dp \quad (6)$$

Sendo: Mp = massa da polpa;

$V_{\text{útil}}$ = volume útil da cuba correspondente ao volume de polpa igual a 790 ml;

dp = densidade da polpa.

Enfim, foi possível a determinação da massa de sólidos de cada teste, através da Equação (7):

$$Ms = \%sol \times Mp \quad (7)$$

Sendo: Ms = massa de sólidos;

$\%sol$ = porcentagem de sólidos igual a 40%;

Mp = massa da polpa;

Os valores encontrados nos cálculos descritos e alguns parâmetros mantidos constantes nos testes de flotação reversa estão expostos na Tabela 3.5. Vale ressaltar que estes parâmetros utilizados também foram baseados em Lopes & Lima (2009).

3.5 Preparação dos reagentes

Os reagentes utilizados foram o coletor Flotigam EDA, fabricado pela empresa Clariant, e o depressor Amidex (amido modificado com elevado percentual de amilopectina). Ambos os reagentes foram diluídos a 1%.

Para a preparação do coletor foi pesado 0,5 g do mesmo e 49,5 g de água destilada. Misturou-se, obtendo-se uma solução de 50 g. A solução foi agitada com o auxílio de um agitador magnético, por aproximadamente 10 minutos (Figura 3.14).

Para a preparação do depressor foi necessário realizar o processo conhecido como gelatinização. Foram pesados separadamente 1 g de Amidex e 0,2 g de hidróxido de sódio sólido, em micro pérola (proporção de 5:1). Foi adicionada pequena quantidade de água destilada ao Amidex, agitando-se com um bastão de vidro.

Acrescentou-se gradativamente os grãos de hidróxido de sódio e água destilada, mantendo sempre a agitação, até total homogeneização. Após, em um balão volumétrico de 100 ml, adicionou-se o Amidex gelatinizado, completando o volume do balão com água destilada. A solução obtida foi agitada com o auxílio de um agitador magnético, por aproximadamente 10 minutos (Figura 3.15).

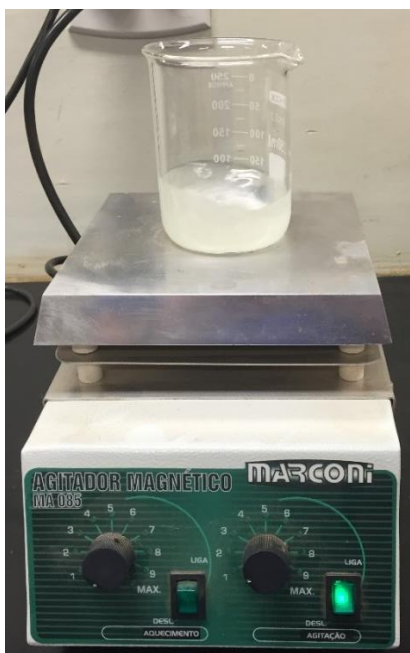


Figura 3.14 - Preparação do reagente coletor.



Figura 3.15 - Preparação do reagente depressor.

Tabela 3.5 - Parâmetros mantidos constantes nos testes.

Variáveis da flotação	Valor
Densidade dos sólidos (amostra)	3,39 g/cm ³
Densidade de polpa	1,39 g/cm ³
% sólidos na flotação	40%
Volume da célula (polpa)	790 ml
Massa de polpa	1098,1 g
Massa de sólidos (amostra)	438,3 g
Massa de água	659,8 g
pH	10,2
Regulador de pH	NaOH
% sólidos no condicionamento	50%
Água de diluição	220 ml
Tempo de condicionamento do depressor	5 min
Tempo de condicionamento do coletor	2 min
Vazão de gás	constante
Rotação do agitador	1200 rpm

Após a preparação, com base na massa de sólidos previamente calculada e nas dosagens de cada teste, calculou-se a massa de reagentes utilizada, de acordo com a Equação (8).

$$Mr = \frac{(D \times Ms)}{(10^4 \times C)} \quad (8)$$

Sendo: Mr = massa de reagente;

Ms = massa de sólidos;

D = dosagem dos reagentes segundo planejamento experimental;

C = concentração do reagente empregada, considerando 1% para ambos reagentes.

As dosagens obtidas estão expostas na Tabela 3.6.

Tabela 3.6 - Dosagem de reagentes.

Teste	Dosagem coletor (g/t)	Dosagem depressor (g/t)	Massa sólidos (g)	Massa coletor (g)	Massa depressor (g)
1	50	400	438,3	2,19	17,53
2	100	400	438,3	4,38	17,53
3	200	400	438,3	8,77	17,53
4	50	800	438,3	2,19	35,06
5	100	800	438,3	4,38	35,06
6	200	800	438,3	8,77	35,06

3.6. Testes de flotação reversa

Antes do início do teste de flotação propriamente dito, torna-se necessário realizar o condicionamento dos reagentes (Figura 3.16). Para tal, inseriu-se a massa de minério previamente pesada na cuba metálica encaixada na célula de flotação tipo Denver (Figura 3.17), além da água, para obtenção de uma polpa a 50% de sólidos. Ligou-se o rotor, a uma rotação aproximada de 1200 rpm, de modo a homogeneizar a polpa, e iniciando o monitoramento do pH com o auxílio de um pHmetro (Analyser, modelo ph300), equipado com um eletrodo e devidamente calibrado.

Foi adicionado, primeiramente, o depressor, sendo monitorado o pH da polpa. Como o depressor foi preparado utilizando hidróxido de sódio, o pH da polpa não precisou ser ajustado no início do condicionamento. O valor do pH foi mantido a 10,2, aproximadamente. O tempo de condicionamento do depressor foi de 5 minutos e ao término deste tempo, com o pH ajustado com adição de solução de NaOH (hidróxido de sódio) a 5%, sendo adicionado o coletor. O condicionamento deste reagente foi de 2 minutos.

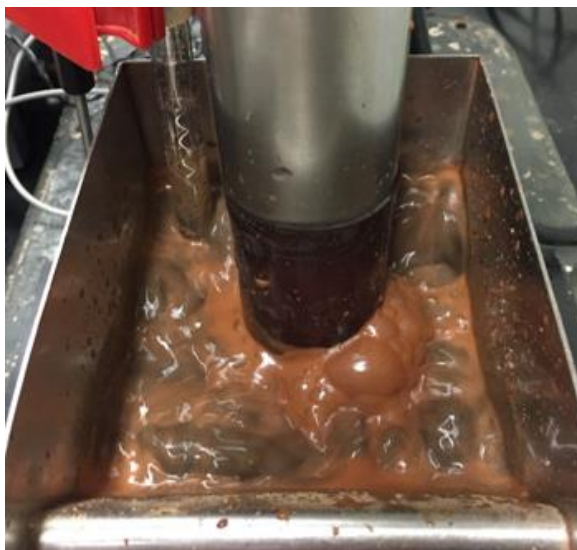


Figura 3.16 - Condicionamento dos reagentes.



Figura 3.17 - Célula de flotação tipo Denver utilizada nos testes.

Ao fim do condicionamento, a água de diluição foi adicionada para ajuste da porcentagem de sólidos (40%), sendo, em seguida, acionado o sistema de injeção de ar, dando início ao teste de flotação (Figura 3.18). A espuma mineralizada, contendo o material flotado (rejeito), foi recolhida até completa exaustão da mesma, além de uma espuma clarificada isenta de sólidos. O material flotado, assim como o afundado, foram secados em estufa a 100°C. Logo após, estes produtos tiveram a respectiva

massa quantificada em uma balança semi-analítica da marca Gehaka modelo BG2000.



Figura 3.18 - Início do teste de flotação.

Após a pesagem, utilizando a Equação (9), foi determinada a recuperação mássica de cada teste.

$$Rec_{mássica} = \frac{C}{(C + R)} \times 100 \quad (9)$$

Onde: $Rec_{mássica}$ = recuperação mássica em porcentagem;

C= massa do concentrado em gramas;

R= massa do rejeito em gramas;

O procedimento citado foi realizado para todos os testes e suas duplicatas, variando-se as dosagens de coletor e de depressor conforme o planejamento experimental.

3.7. Análises de teor

Os materiais referentes à alimentação e concentrados dos testes de flotação reversa foram analisados através do método de picnometria para obtenção do teor médio de ferro. Esta técnica, descrita do tópico 3.3 deste capítulo, determina a

densidade da amostra, sendo possível, através de cálculos, a obtenção do teor de ferro contido na amostra. Foram realizadas três análises para cada amostra, sendo utilizada a média dos valores encontrados na quantificação do desempenho da operação.

Após a obtenção da densidade, calcula-se a porcentagem de mineral minério da amostra através da Equação (10).

$$\%MM = \frac{d_{mm}(d_m - d_g)}{d_m(d_{mm} - d_g)} \times 100 \quad (10)$$

Onde: $\%MM$ = porcentagem de mineral minério;

d_{mm} = densidade do mineral minério (hematita), considerada como 5,2 g/cm³;

d_m = densidade do minério;

d_g = densidade da ganga (quartzo), considerada como 2,65 g/cm³.

De posse do valor do teor de hematita presente na amostra de minério de ferro, considerando que hematita é constituída de 69,96% de ferro, é torna-se possível calcular o teor de ferro ($\%Fe$) na alimentação e no concentrado de cada teste, a partir da Equação (11).

$$\%Fe = 0,699 \times \%MM \quad (11)$$

Logo após, há necessidade do cálculo da recuperação metalúrgica apresentada na Equação (12).

$$Rec_{met} = \frac{(C * \%Fe)}{((C + R) * a)} \quad (12)$$

Sendo: Rec_{met} = recuperação metalúrgica em porcentagem;

C = massa do concentrado em gramas;

R = massa do rejeito em gramas;

a = teor da alimentação, considerado com 28,35%;

$\%Fe$ = porcentagem de ferro.

4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

4.1. Caracterização química

A caracterização química do minério de ferro proveniente do depósito Jambreiro, objeto de estudo do presente trabalho, foi realizada por Torres (2015) e Soares (2015). Tal caracterização foi obtida utilizando a técnica de Fluorescência de Raios-x, no Laboratório de Engenharia de Materiais do CEFET-MG, Unidade de Belo Horizonte.

A Tabela 4.1 apresenta os valores de percentual médio dos principais minerais que compõem o minério de ferro proveniente do depósito Jambreiro. A amostra analisada correspondia à alimentação dos testes de flotação realizados nos trabalhos de Torres (2015) e Soares (2015).

Tabela 4.1 - Caracterização química do minério de ferro do depósito Jambreiro, segundo Torres (2015) e Soares (2015).

Mineral	(%)
SiO ₂	52,330
Fe ₂ O ₃	46,461
SO ₃	0,607
K ₂ O	0,309
CaO	0,223
MnO	0,061

Pela análise da Tabela 4.1, pode ser observado que o percentual de hematita (46,46%) e quartzo (52,33%) correspondem à quase totalidade da composição da amostra. O somatório dos percentuais das outras substâncias (SO₃, K₂O, CaO e MnO) representou apenas 1,2% do valor total do minério. Portanto, por se tratar de um valor muito baixo, estes minerais foram desconsiderados durante a análise por picnometria, cuja técnica considera que a amostra seja constituída apenas por hematita e quartzo.

Utilizando-se essa técnica de picnometria, exposta no tópico 3.7, o percentual alcançado por Torres (2015) e Soares (2015) foi de 45,53% de hematita (Fe_2O_3) e 54,47% de quartzo (SiO_2). Nota-se que os valores encontrados por ambos os métodos apresentaram resultados similares, com um desvio baixíssimo. Tal cenário valida o emprego da técnica de picnometria para obtenção dos teores de ferro nas amostras. Entretanto, vale ressaltar que o emprego desta técnica na execução do presente trabalho se fez necessário devido à inviabilidade de realização de análises químicas por fluorescência de raios-x para todos os concentrados.

Para a amostra do presente estudo, utilizando o método de picnometria, obteve-se um percentual médio de hematita, a partir da Equação (10) igual a 40,55% e, conseqüentemente, de quartzo igual a 59,45%. Com isso, o teor médio de ferro, a partir da Equação (11) foi igual a 28,35%.

4.2. Distribuição granulométrica

A Tabela 4.2 apresenta a distribuição granulométrica obtida através do método de peneiramento, realizado com amostra representativa da alimentação da deslamagem, etapa posterior à moagem e que antecede a flotação.

Considerando a análise granulométrica da amostra composta pela alimentação da deslamagem, a partir da massa da amostra inicial (202,43 g) e a massa recalculada (200,69 g), pode ser constatado que houve uma perda de massa de 1,74 g (0,86%). Essa perda está dentro dos limites aceitáveis e se deve, principalmente, a erros operacionais na transferência do material da peneira para o recipiente na balança, em que pequenas partículas de amostra ficaram retidas nas malhas das peneiras.

A primeira peneira escolhida com abertura de 0,210 mm não reteve nenhuma fração do material no ensaio. Com isso, pode ser observado que toda massa apresentava granulometria menor que a abertura desta peneira em questão.

Tabela 4.2 - Resultado do peneiramento com amostra da alimentação da deslamagem.

Abertura (mm)	Abertura (#)	Massa retida (g)	Retido simples (%)	Retido acumulado (%)	Passante acumulado (%)
0,210	65	0,00	0,00	0,00	100,00
0,180	80	41,62	20,74	20,74	79,26
0,150	100	25,59	12,75	33,49	66,51
0,125	120	25,32	12,62	46,11	53,89
0,106	140	19,73	9,83	55,94	44,06
0,090	170	13,27	6,61	62,55	37,45
0,075	200	9,58	4,77	67,32	32,68
0,063	230	9,40	4,68	72,01	27,99
0,053	270	4,10	2,04	74,05	25,95
0,045	325	11,12	5,54	79,59	20,41
0,037	400	7,13	3,55	83,14	16,86
-0,037	-400	33,83	16,86	100,00	0,00
Total		200,69	100,00		

A Tabela 4.3 apresenta a distribuição granulométrica obtida através do método de peneiramento, realizado com amostra representativa do *underflow* da deslamagem, fração correspondente à alimentação da flotação.

Considerando a análise granulométrica da amostra composta pelo *underflow* da deslamagem, partir da massa da amostra inicial (151,88 g) e a massa recalculada (150,49 g), pode ser constatado que houve uma perda de massa de 1,39 g (0,91%). Essa perda está dentro dos limites aceitáveis e se deve, principalmente, a erros similares aos mencionados anteriormente.

Tabela 4.3 - Resultado do peneiramento com amostra do *underflow* da deslamagem.

Abertura (mm)	Abertura (#)	Massa retida (g)	Retido simples (%)	Retido acumulado (%)	Passante acumulado (%)
0,210	65	0,00	0,00	0,00	100,00
0,150	100	59,92	39,82	39,82	60,18
0,090	170	50,71	33,70	73,51	26,49
0,063	230	16,13	10,72	84,23	15,77
0,053	270	3,29	2,19	86,42	13,58
0,045	325	8,42	5,60	92,01	7,99
0,037	400	6,51	4,33	96,34	3,66
-0,037	-400	5,51	3,66	100,00	0,00
Total		150,49	100,00		

Novamente, a primeira peneira escolhida com abertura de 0,210 mm não reteve nenhuma fração do material no ensaio. Com isso, pode ser observado que toda massa apresentava granulometria menor que a abertura desta peneira em questão.

A Tabela 4.4 apresenta a distribuição granulométrica da amostra do *overflow* da deslamagem, obtida através do granulômetro a laser Cilas, modelo 1064.

Com os dados obtidos, foi possível construir a curva granulométrica das três amostras em questão (Figura 4.1).

A partir da análise das curvas granulométricas, podem ser determinados o d_{50} e d_{80} da alimentação da deslamagem e também do *underflow* e *overflow* desta etapa.

$$d_{50} \text{ AL. desl.} = 0,12 \text{ mm} \quad \text{e} \quad d_{80} \text{ AL. desl.} = 0,18 \text{ mm}$$

$$d_{50} \text{ UF. desl.} = 0,15 \text{ mm} \quad \text{e} \quad d_{80} \text{ UF. desl.} = 0,18 \text{ mm}$$

$$d_{50} \text{ OF. desl.} = 0,0058 \text{ mm} \quad \text{e} \quad d_{80} \text{ OF. desl.} = 0,014 \text{ mm}$$

Observa-se que o d_{80} da alimentação da deslamagem e do *underflow* são similares, ou seja, não há diferenciação dessas amostras na fração mais grossa,

apenas na fração mais fina. Já para o *overflow*, este é composto praticamente por partículas passantes em 0,036 mm.

Tabela 4.4 - Resultado da análise granulométrica da amostra do *overflow* da deslamagem.

Abertura (mm)	Abertura (µm)	Passante acumulado (%)	Abertura (mm)	Abertura (µm)	Passante acumulado (%)
0,00004	0,04	0,11	0,0050	5	44,98
0,00007	0,07	0,45	0,0053	5,3	46,96
0,0001	0,1	0,72	0,0056	5,6	48,84
0,0002	0,2	2,09	0,0060	6	51,22
0,0003	0,3	3,84	0,0065	6,5	54,01
0,0004	0,4	4,68	0,0070	7	56,64
0,0005	0,5	4,82	0,0075	7,5	59,16
0,0006	0,6	4,91	0,0080	8	61,57
0,0007	0,7	5,08	0,0085	8,5	63,92
0,0008	0,8	5,52	0,0090	9	66,17
0,0009	0,9	6,09	0,010	10	70,39
0,0010	1	6,76	0,011	11	74,24
0,0011	1,1	7,51	0,012	12	77,72
0,0012	1,2	8,34	0,013	13	80,85
0,0013	1,3	9,22	0,014	14	83,64
0,0014	1,4	10,16	0,015	15	86,11
0,0016	1,6	12,19	0,016	16	88,26
0,0018	1,8	14,37	0,017	17	90,13
0,0020	2	16,63	0,018	18	91,77
0,0022	2,2	18,94	0,019	19	93,19
0,0024	2,4	21,25	0,020	20	94,42
0,0026	2,6	23,53	0,021	21	95,47
0,0028	2,8	25,76	0,022	22	96,37
0,0030	3	27,91	0,023	23	97,13
0,0032	3,2	29,99	0,025	25	98,25
0,0034	3,4	31,98	0,028	28	99,27
0,0036	3,6	33,89	0,030	30	99,64
0,0038	3,8	35,71	0,032	32	99,84
0,0040	4	37,44	0,034	34	99,95
0,0043	4,3	39,88	0,036	36	100
0,0046	4,6	42,16			

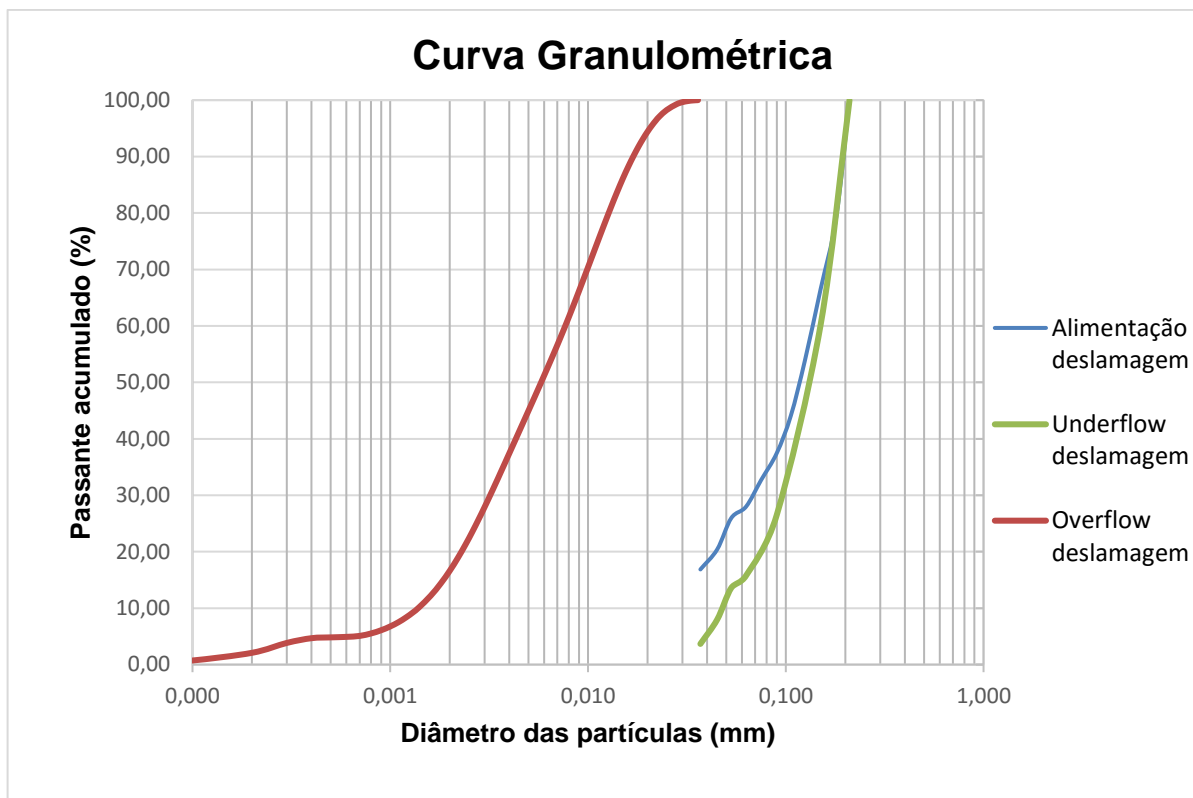


Figura 4.1 - Comparação entre as curvas granulométricas geradas.

Foi possível, também, concluir que a deslamagem foi eficiente, já que a alimentação da flotação (*underflow* da deslamagem) possui menos que 4% de partículas menores que 0,036 mm.

4.3. Testes de flotação reversa

Os testes de flotação reversa foram avaliados através das análises de massa e de teor de ferro contido no concentrado (afundado). Logo, foram avaliados os parâmetros recuperação mássica e metalúrgica dos seis testes e suas duplicatas.

Conforme apresentado no item 3.7, foi realizada a picnometria como técnica indireta para análise de teor. Além deste, foi empregado o procedimento de pesagem dos concentrados para obtenção da massa destes. A Tabela 4.5 apresenta os resultados de massa dos concentrados e rejeitos, a recuperação mássica de cada teste e a perda de massa em relação à alimentação e a soma do concentrado e rejeito. Nesta Tabela, os dados se referem aos testes, identificando-os com normal (N) e

duplicata (D). Para cada teste foram calculadas as perdas em massa, sendo admissível uma perda máxima de 5%.

Tabela 4.5 - Resultados de massa dos concentrados e rejeitos, recuperação mássica e perda de massa.

Testes		Massa alimentação (g)	Massa concentrado (g)	Massa rejeito (g)	Rec. mássica (%)	Perda (g)	Perda (%)
1	N	438,3	388,23	49,58	88,68	0,49	0,11
	D		391,29	46,67	89,34	0,34	0,08
2	N		307,70	129,57	70,37	1,03	0,23
	D		307,46	129,77	70,32	1,07	0,24
3	N		208,48	228,10	47,75	1,72	0,39
	D		201,95	235,73	46,14	0,62	0,14
4	N		401,01	36,57	91,64	0,72	0,16
	D		398,23	38,65	91,15	1,42	0,32
5	N		302,98	134,36	69,28	0,96	0,22
	D		320,99	116,52	73,37	0,79	0,18
6	N		183,42	253,98	41,93	0,90	0,21
	D		225,15	212,19	51,48	0,96	0,22

Pela análise da Tabela 4.5, pode ser destacado o cenário em que nenhum dos testes obteve-se uma perda de massa maior que 0,5%, atribuindo assim confiabilidade aos resultados obtidos.

A Tabela 4.6 apresenta resultados de densidade, porcentagem de mineral minério, teor de ferro dos concentrados e recuperação metalúrgica.

Por último, a Tabela 4.7 apresenta os dados de dosagem de coletor e depressor, além dos valores médios de teor de ferro, recuperação mássica e metalúrgica de cada teste.

Tabela 4.6 - Resultados de densidade, porcentagem de mineral minério, teor de ferro e recuperação metalúrgica.

Testes		Densidade (g/cm ³)	%MM	%Fe	Recuperação Metalúrgica (%)
Alimentação		3,31	40,55	28,35	-----
1	N	3,01	24,41	17,06	53,38
	D	3,27	38,63	27,00	85,11
2	N	3,47	47,97	33,53	83,24
	D	3,57	52,60	36,77	91,22
3	N	3,81	62,00	43,34	73,01
	D	4,15	73,72	51,53	83,88
4	N	3,09	29,14	20,37	65,86
	D	3,20	35,16	24,58	79,04
5	N	3,57	52,31	36,57	89,37
	D	3,52	50,55	35,33	91,46
6	N	4,13	72,79	50,88	75,28
	D	3,73	58,94	41,20	74,83

Tabela 4.7 - Dados de dosagem de reagente, teor médio e média das recuperações.

Testes	Dosagem coletor (g/t)	Dosagem depressor (g/t)	% Fe	Recuperação Metalúrgica (%)	Recuperação Mássica (%)
1	50	400	22,03	69,25	89,01
2	100	400	35,15	87,23	70,35
3	200	400	47,44	78,45	46,95
4	50	800	22,48	72,45	91,40
5	100	800	35,95	90,42	71,33
6	200	800	46,04	75,06	46,71

Com o intuito de avaliar a reprodutibilidade das duplicatas, foram produzidos três gráficos comparativos, apresentados a seguir. O primeiro (Figura 4.2) compara as duplicatas em relação ao teor de ferro contido no concentrado (afundado). O segundo (Figura 4.3) relaciona-se com a recuperação mássica obtida nos testes. Já o terceiro (Figura 4.4), enfatiza a recuperação metalúrgica.

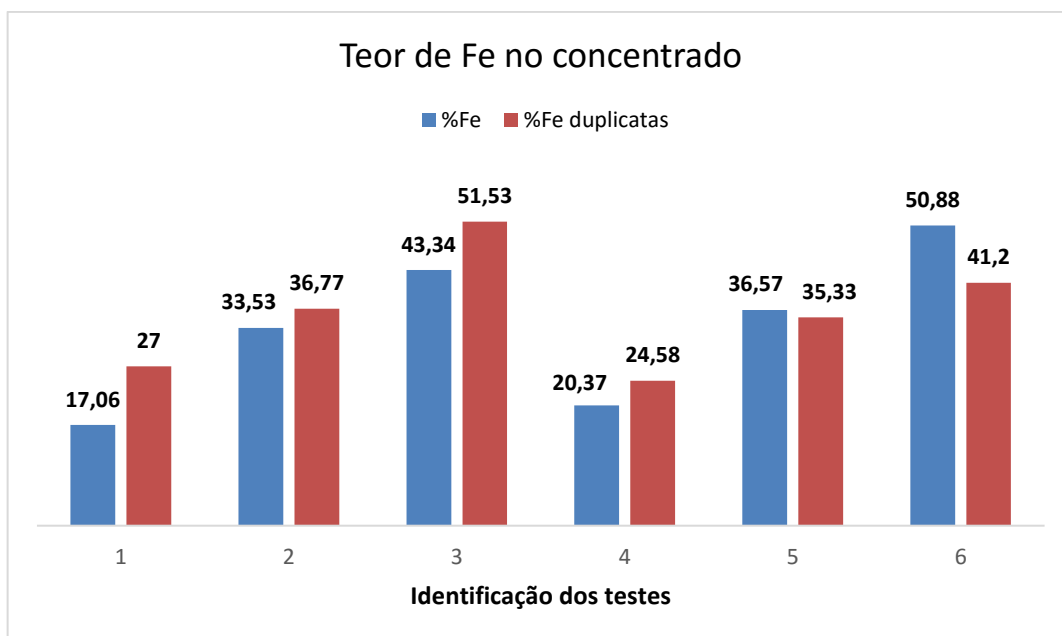


Figura 4.2 - Comparação de teor de ferro entre as duplicatas.

A partir da análise do gráfico, é possível verificar que ocorreu um desvio significativo de teor de ferro entre as duplicatas dos Testes 1, 3 e 6. Já os desvios encontrados nos Testes 2 e 4 foram menores e considera-se valores aceitáveis. O Teste 5 foi o que apresentou melhor reprodutibilidade em relação ao teor de ferro contido no concentrado, visto que a diferença entre os teores das duplicatas foi mínima.

Comparando-se as duplicatas em relação à recuperação mássica, que não é influenciada pelo teor, observa-se uma reprodutibilidade satisfatória. Apenas o Teste 6 apresentou uma diferença maior que 5 pontos percentuais. Vale ressaltar que, devido a essa boa representatividade, foram empregados os valores de massa da alimentação e do concentrado para obtenção da recuperação metalúrgica. Este parâmetro calculado utilizando apenas os teores apresentou menor precisão, com alta variabilidade entre as duplicatas.

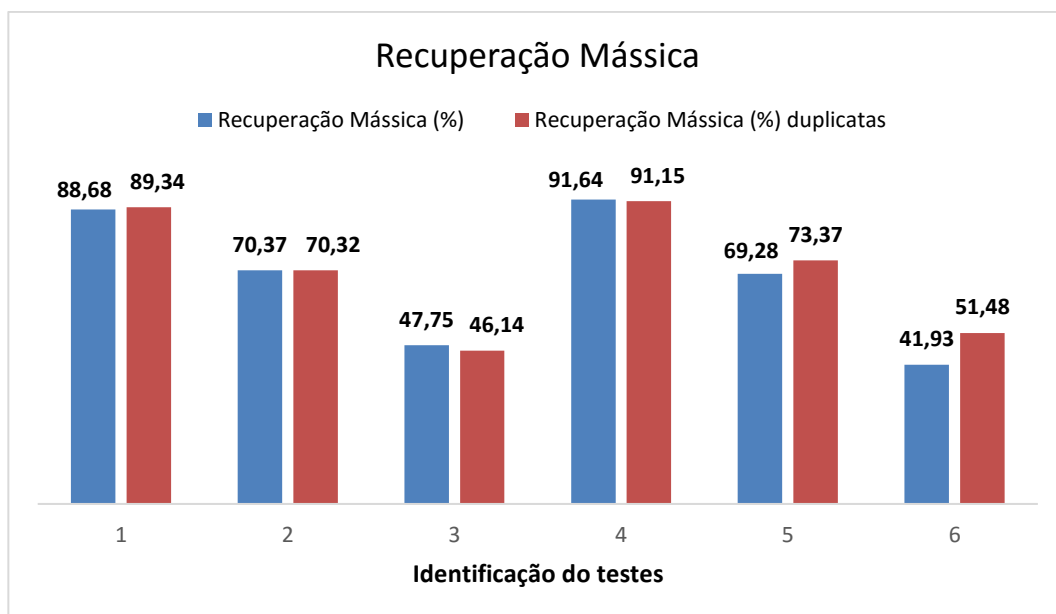


Figura 4.3 - Comparação de recuperação mássica entre as duplicatas.

Já em relação à recuperação metalúrgica (Figura 4.4), encontrou-se desvios significativos, novamente nos Testes 1 e 3. Porém, o Teste 4 também apresentou alto desvio, influenciando na reprodutibilidade dos testes.

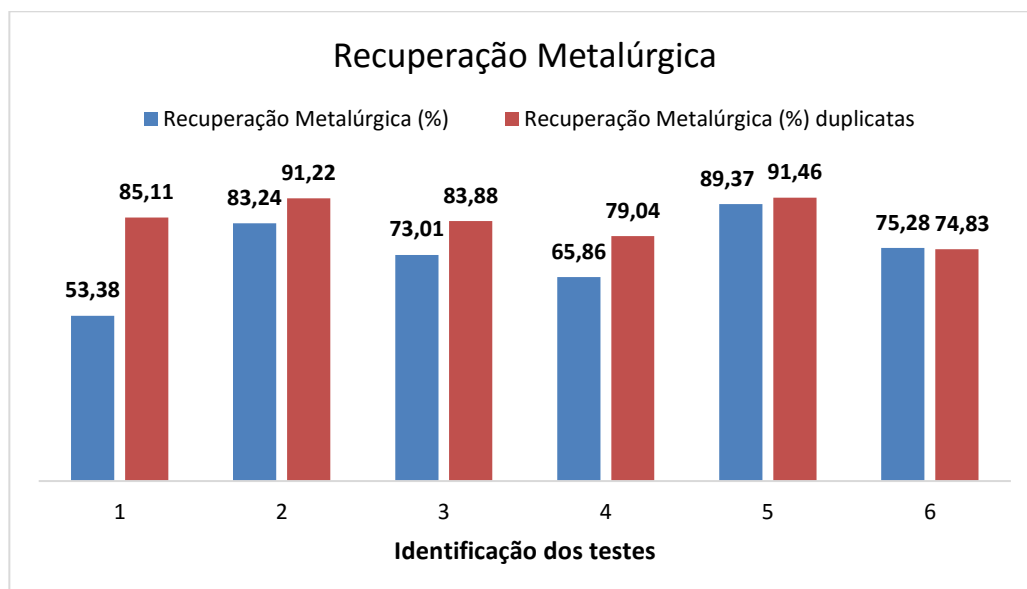


Figura 4.4 - Comparação de recuperação metalúrgica entre as duplicatas.

Nos testes 5 e 6 verificou-se pequenos desvios e, conseqüentemente, apresentaram resultados satisfatórios relacionados à recuperação metalúrgica.

Logo, pode ser constatado que os Testes 2 e 5 apresentaram boa reprodutibilidade, já que os desvios encontrados nas três variáveis analisadas são pouco discrepantes.

Para a análise dos resultados obtidos em relação às variáveis investigadas (dosagens de reagentes), foram produzidos outros três gráficos. A Figura 4.5 evidencia o comportamento do teor médio de ferro em relação às dosagens de coletor e depressor.

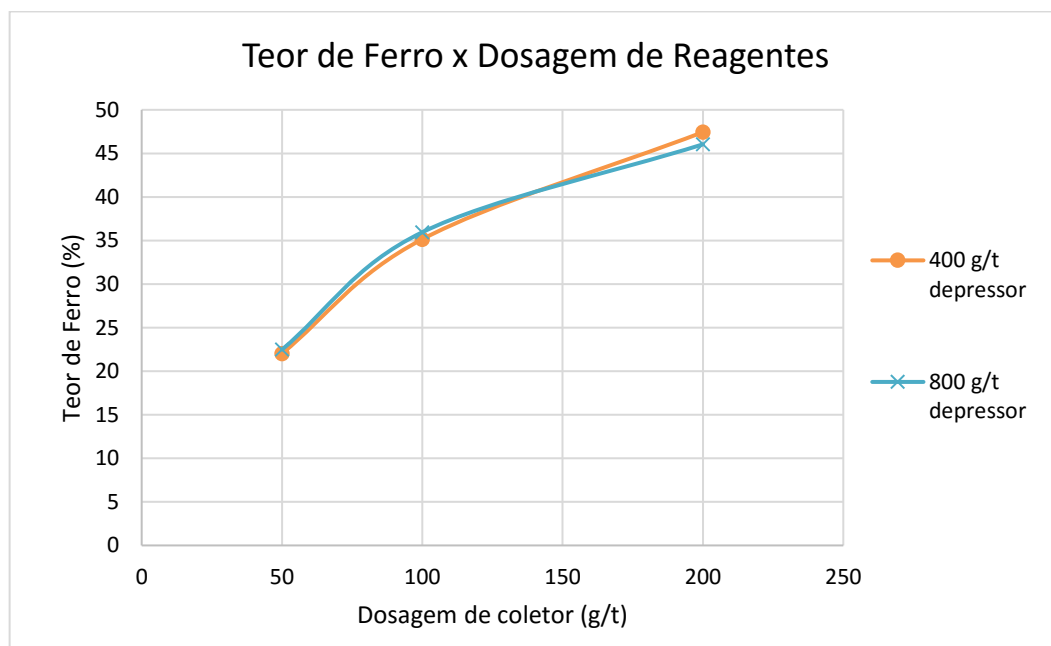


Figura 4.5 - Gráfico de teor médio de ferro em relação as dosagens de reagentes.

Observa-se que quanto maior a dosagem de coletor, maior foi o teor médio de ferro obtido, ou seja, mais partículas de quartzo foram flotadas, enriquecendo o concentrado (afundado). Entretanto, verificou-se que nos testes utilizando a menor dosagem de coletor (50 g/t), o teor do concentrado foi menor do que o da alimentação (28,35%). Conclui-se então que houve perda de seletividade para essa dosagem e que a hematita foi flotada, empobrecendo o concentrado (afundado). É provável que a dosagem de coletor não foi suficiente para tornar hidrofóbica as partículas de quartzo.

Já em relação ao reagente depressor, nota-se que teve pouca influência nos resultados. É provável que o ponto ótimo de dosagem desse reagente não tenha sido atingido, devido à pequena faixa abrangida nos testes, o que dificultou a identificação de variações influenciadas pelo depressor.

Para os testes em que a dosagem de coletor foi igual a 200 g/t atingiu-se teores acima de 45%, que são relevantes em se tratando de um minério de baixo teor e com realização de apenas uma etapa de flotação (*rougher*). Avaliando-se os resultados individuais de teor, estes se mostram ainda mais expressivos, já que obtiveram-se concentrados com teor de ferro acima de 50%. Entretanto, deve-se analisar a recuperação metalúrgica e mássica para avaliação completa do teste.

A Figura 4.6 apresenta o comportamento da recuperação mássica em relação às diferentes dosagens de reagente utilizadas.

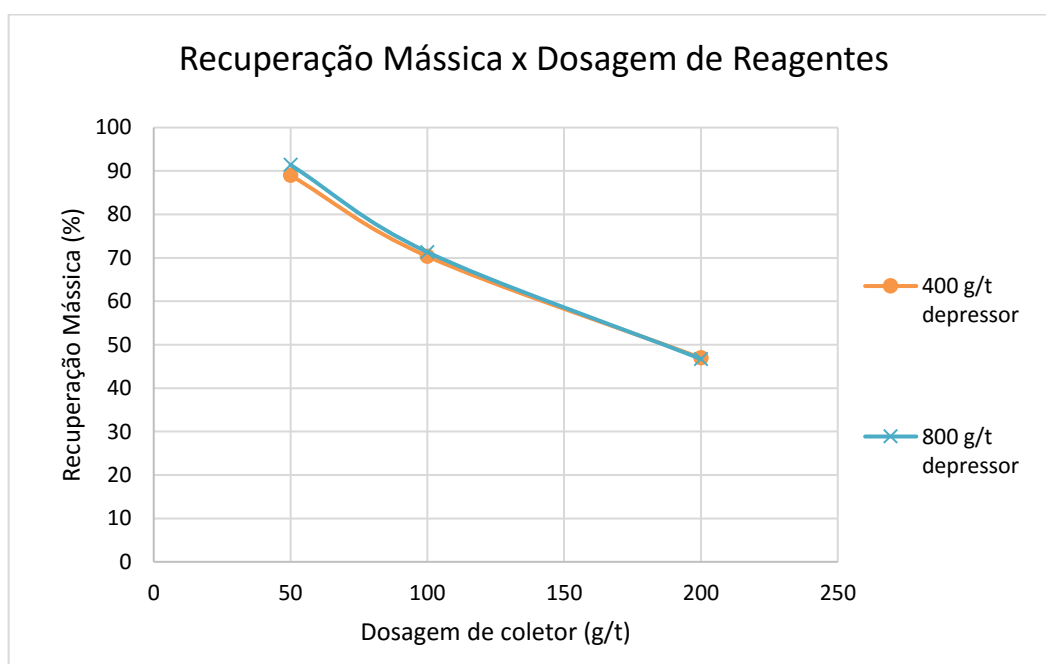


Figura 4.6 - Recuperação mássica em função da dosagem de reagentes.

Nota-se um comportamento inversamente proporcional ao comportamento observado para o teor médio de ferro. Ou seja, à medida que a dosagem de coletor aumenta, pode ser observado uma redução na recuperação mássica. Este comportamento era esperado, uma vez que o aumento da dosagem de coletor

propicia o aumento de partículas flotadas, diminuindo a massa do concentrado afundado e aumentando do rejeito flotado. Novamente a dosagem de depressor teve pouca influência sobre o resultado.

A análise dos resultados de recuperação mássica deve sempre estar atrelada aos resultados de teor de ferro para verificação da seletividade da etapa de flotação e dos reagentes utilizados.

Por último, a Figura 4.7 mostra o comportamento da recuperação metalúrgica em relação às dosagens utilizadas.

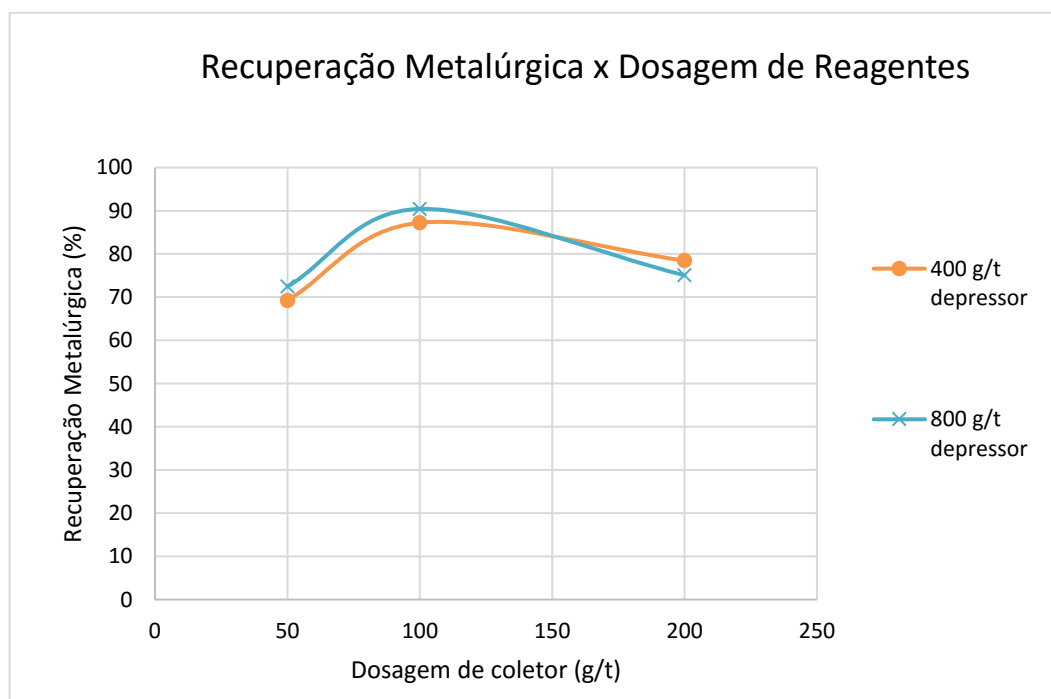


Figura 4.7 - Recuperação metalúrgica em função da dosagem de reagentes.

As curvas geradas para este gráfico apresentam o mesmo padrão, ou seja, até uma dosagem de 100 g/t aumenta-se a recuperação metalúrgica para as duas curvas, e após essa dosagem a recuperação decresce.

Os testes em que se utilizou dosagem de coletor intermediária (100 g/t) apresentaram maiores recuperações metalúrgicas, quando comparados aos testes utilizando 50 e 200 g/t. Este resultado é explicado pela metodologia adotada para o

cálculo desta variável, onde utilizou-se a massa do concentrado e da alimentação na sua determinação. Os testes em que se obtiveram valores intermediários de recuperação mássica apresentaram valores mais altos de recuperação metalúrgica.

A partir do gráfico, constata-se que a maior recuperação metalúrgica (90,42%) foi obtida utilizando-se dosagem intermediária de 100 g/t de reagente coletor e dosagem máxima de 800 g/t de reagente depressor. Lembrando que estes valores são referentes ao Teste 5, cujos valores de recuperação mássica (71,33%) e teor de ferro (35,95%) também foram representativos.

Por fim, verifica-se que não foram obtidos produtos que atendam imediatamente as especificações do mercado. Segundo Silva (2011), para um melhor desempenho do processo de sinterização, o minério deve possuir teor de ferro superior a 60%. Entretanto, estes valores ideais de teor podem ser obtidos realizando-se etapas *cleaner* e *releaner* do concentrado obtido neste trabalho, de forma a aumentar a recuperação da hematita e conseqüentemente de ferro.

5. CONCLUSÃO

O presente estudo mostrou que é possível atingir recuperações metalúrgica e mássica relevantes, através da flotação reversa de minério de ferro proveniente do depósito de Jambreiro, com a utilização de Flotigam EDA como coletor e de Amidex como depressor.

A reprodutibilidade dos testes foi bastante satisfatória em relação à recuperação mássica, já em relação ao teor de ferro e recuperação metalúrgica verificou-se desvios significativos. Entretanto, observou-se um padrão de comportamento entre as duplicatas nessas variáveis e considera-se importante tal verificação. Possivelmente as variações verificadas na recuperação metalúrgica se deram devido à utilização da picnometria como método indireto de determinação do teor, que apresenta erros intrínsecos.

Em relação à dosagem de coletor observou-se que quanto maior esta variável, maior foi o teor médio de ferro obtido, ou seja, mais partículas de quartzo foram flotadas, enriquecendo o concentrado afundado. Já em relação ao reagente depressor, não foi possível identificar uma tendência, o que dificultou a avaliação dessa variável.

Considerando que os ensaios foram realizados em etapa *rougher*, conclui-se que o teste que apresentou melhor resultado, tanto na questão de reprodutibilidade quanto nos valores de recuperação mássica (71,33%) e metalúrgica (90,42%) encontrados, foi o Teste 5, em que se utilizou a intermediária de 100 g/t de reagente coletor e dosagem máxima de 800 g/t de reagente depressor. O teor de ferro obtido neste teste foi de 35,95%.

Entretanto, avaliando os testes apenas em relação ao teor de ferro contido no concentrado, o Teste 3 apresentou melhor resultado (47,44% de Fe). Nesse teste foi utilizada a dosagem máxima de coletor (200 g/t) e dosagem mínima de depressor (400 g/t) e obteve-se recuperação mássica igual a 46,95% e metalúrgica igual a 78,45%.

6. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Sugere-se, para trabalhos futuros, a realização de testes de flotação reversa em células de bancada com etapa *cleaner* e *scavenger*, utilizando o minério de ferro do depósito de Jambreiro, além de testes na coluna de flotação para verificação do comportamento desse minério com tal equipamento.

Outra sugestão empregando a célula Denver seria a realização de testes de flotação de bancada utilizando amido de milho convencional como depressor em maior amplitude de dosagem, além de testes utilizando o amidex abrangendo também uma faixa maior da variável dosagem de depressor.

7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alecrim J. D. 1982. *Recursos minerais do estado de Minas Gerais*. Belo Horizonte: Metamig, 297 p.
- Aquino J. A. D., Oliveira M. L. M. D. & Fernandes M. D. 2010. Flotação em coluna. In: Luz A. B. D., Sampaio J. A. & França S. C. A. (Ed.). *Tratamento de minérios*. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, Flotação em coluna, p.932.
- Araujo A. C., Peres A. E. C., Viana P. R. D. M. & Oliveira J. F. D. 2006. Flotação de minérios de ferro. In: Chaves A. P. (Ed.). *Flotação: o estado da arte no Brasil*. São Paulo: Signus editora, v.4, Flotação de minérios de ferro, p.444. (Teoria e prática do tratamento de minérios).
- Araujo A. C., Santos L. D., Girodo A. C., Pinto C. L. L., Galéry R., Papini R. M., Valadão G. E. S., Castro L. F. A. & Tavares R. P. 2008. *Minérios de ferro: processos de obtenção e sua utilização na siderurgia*. Apostila curso ABM, p.423.
- Baltar C. A. M. 2008. *Flotação no tratamento de minério*. Departamento de Engenharia de Minas - UFPE, Recife-PE, Brasil, p.209.
- Bizzi L. A., Schobbenhaus C., Vidotti R. M. & Gonçalves J. H. (Ed). 2003. *Geologia, tectônica e recursos minerais do Brasil – Texto, mapas e SIG*. Brasília: CPRM – Serviço Geológico do Brasil, 674 p.
- Cabral A. S. 2010. *Rotas de processo para minérios goethíticos*. (Dissertação). Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 132 p.
- Carvalho P. S. L. D., Silva M. M. D., Rocio M. A. R. & Moszkowicz J. 2014. Minério de ferro. In: Ambrozio A. M. H. (Ed.). *Insumos Básicos - BNDES Setorial 39*. Rio de Janeiro, Minério de ferro, p.387.
- Chaves A. P. 2006. Máquinas de flotação. In: Chaves A. P. (Ed.). *Flotação: o estado da arte no Brasil*. São Paulo: Signus editora, v.4, Máquinas de flotação, p.444. (Teoria e prática do tratamento de minérios).
- Chaves A. P., Leal-Filho L. D. S. & Braga P. F. A. 2010. Flotação. In: Luz, A. B. D., Sampaio J. A. & França S. C. A. (Ed.). *Tratamento de minérios*. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, Flotação, p.932.
- Costa J. L. 2009. *Seletividade na flotação de minérios ferríferos dolomíticos*. (Dissertação). Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto Ouro Preto, 136 p.
- DNPM/DIPLAN. 2014. *Informe Mineral – 2º/2014*. Disponível em: <http://www.dnpm.gov.br/dnpm/informes/informe_mineral_2014-02.pdf>. Acesso em: 4 mar. 2016.

- Ferreira D. H. O. 2011. *Principais etapas do tratamento de minérios itabiríticos do Quadrilátero Ferrífero*. (Monografia). Curso de especialização em Engenharia de Recursos Minerais, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 50 p.
- IBRAM. 2011. *Ferro*. In: *Informações e Análises da Economia Mineral Brasileira*. 6ª ed. Brasília: IBRAM, p.14-15.
- Jesus C. A. G. D. 2014. *Ferro*. In: (Ed.). *Sumário Mineral*. Brasília: DNPM/DIPLAN, v.34, Ferro, p.152.
- Leal-Filho L. S. 2000. *Flotação de oximinerais: teoria e prática voltada à solução de problemas brasileiros*. (Dissertação). Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 191 p.
- Lima O. A. D. 2009. *Suspensão de partículas grossas em células mecânicas de flotação*. (Tese). Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo, Universidade de São Paulo, São Paulo, 231 p.
- Lopes G. M. 2009. *Flotação direta de minério de ferro*. (Dissertação). Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 176 p.
- Lopes G. M. & Lima R. M. F. 2009. *Flotação inversa x Flotação direta na concentração de minério de ferro*. In: Brum A. S. D. & Sampaio C. H. XXIII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, v.1, p.695.
- Maia E. S. 2011. *Pelotização e redução de concentrado magnetítico*. (Dissertação). Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Materiais e de Processos Químicos e Metalúrgicos, Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, 144 p.
- Monte M. B. D. M. & Peres A. E. C. 2010. Química de superfície na flotação. In: Luz, A. B. D., Sampaio, J. A. & França, S. C. A. (Ed.). *Tratamento de minérios*. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, Química de superfície na flotação, p.932.
- Nascimento D. R. 2010. *Flotação aniônica de minério de ferro*. (Dissertação). Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 116 p.
- Nascimento D. R., Souza T. F. & Lima R. M. F. 2014. Flotação de minério de ferro com oleato de sódio e silicato de sódio. *HOLOS*, [S.l.], v.4, p.110-117.
- Oliveira P. S. D. 2006. *Rotas para recuperação de ferro fino contido no underflow do espessador de lama da usina de Conceição*. (Dissertação). Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 128 p.

- Peres A. E. C. & Araujo A. C. D. 2006. A flotação como operação unitária no tratamento de minérios. In: Chaves A. P. (Ed.). *Flotação: o estado da arte no Brasil*. São Paulo: Signus editora, v.4, A flotação como operação unitária no tratamento de minérios, p.444. (Teoria e prática do tratamento de minérios).
- Roberto J. B. 2010. *Influência dos diversos tipos litológicos nas operações de concentração da instalação de beneficiamento de Brucutu*. (Dissertação). Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 119 p.
- Rosière C. A., Chemale-Junior F. & Guimarães M. L. V. 1993. *Um modelo para a evolução microestrutural dos minérios de ferro do Quadrilátero Ferrífero*. Parte I – Estruturas e Rescristalização. Geonomos, CPMT/IGC/UFMG, UNISINOS, FUNDEP, 1 (1); p. 65-84.
- Silva A. A. M. 2005. *Estudo sobre a flotação de silicatos em coluna para o processo de concentração da apatita*. (Dissertação). Programa de pós-graduação em engenharia química, Universidade Federal de Uberlândia, Uberlândia, 131 p.
- Silva A. J. C. A., Montresor G. C., Fitzhardinge R. J., Mullati J. C. & Verde D. C. S. 2014. *Mineralização em ferro do depósito Jambreiro, Guanhanes – MG*. In: 47º Congresso Brasileiro de Geologia, Salvador.
- Silva J. N. S. 2011. *Siderurgia*. Instituto Federal de Educação, Ciência e Tecnologia (IFPA): Santa Maria (UFSM), Belém do Pará, 110 p.
- Silva R. R. R. 2004. *Sistemas de reagentes surfatantes na flotação catiônica reversa de minérios de ferro*. (Dissertação). Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 120 p.
- Silveira J. P. B. 2013. *Cinética de flotação e equipamentos: conceitos e comparações*. (Monografia). Universidade Federal de Goiás, Catalão, 47 p.
- Soares V. L. D. O. 2015. *Flotação direta de minério de ferro proveniente do depósito Jambreiro da região de Guanhanes-MG*. (Monografia). Departamento de Engenharia de Minas e Construção Civil, Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, Araxá, 63 p.
- Takata L. A. 2006. Flotação em coluna. In: Chaves A. P. (Ed.). *Flotação: o estado da arte no Brasil*. São Paulo: Signus editora, v.4, Flotação em coluna, p.444. (Teoria e prática do tratamento de minérios).
- Torres M. A. 2015. *Flotação reversa de minério de ferro proveniente do depósito de Jambreiro da região de Guanhanes-MG*. (Monografia). Departamento de Engenharia de Minas e Construção Civil, Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, Araxá, 63 p.

U. S. GEOLOGICAL SURVEY (USGS). 2014. *Mineral Commodity Summaries 2014*. Washington. U.S. Geological Survey. 196 p. Disponível em: <<http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/mcs/2014/mcs2014.pdf>>. Acesso em: 2 mar. 2016.

ANEXOS

Anexo 1 – Resultados individuais das picnometrias referentes à alimentação da deslamagem para cálculo de massa das posteriores etapas.

	Densidade do minério - Alimentação deslamagem				
	Pic 1	Pic 2	Pic 3	Pic 4	Pic 5
M1 (g)	30,7	29,78	30	30,35	31,97
M2 (g)	33,8	32,28	32,27	33,28	34,72
M3 (g)	82,35	81,43	82,24	83,08	84,24
M4 (g)	80,2	79,68	80,57	81,06	82,26
Densidade (g/cm³)	3,26	3,33	3,78	3,22	3,57

Anexo 2 – Resultados individuais das picnometrias referentes à alimentação da flotação para cálculo de teor e recuperações.

	Alimentação da flotação		
	Pic 1	Pic 2	Pic 3
M1 (g)	30,7	30,7	29,78
M2 (g)	31,7	31,69	30,8
M3 (g)	80,97	80,96	80,48
M4 (g)	80,27	80,27	79,77
Densidade (g/cm³)	3,33	3,30	3,29
Alim. (g)			
Conc. Afun. (g)			
Rej. Flot. (g)			
Teor alimentação (a)	0,2922	0,2808	0,2774
%MM	41,80	40,17	39,68
%Fe	29,22	28,08	27,74
Rec. Met. (%)			
Rec. Mássica (%)			

Anexo 3 – Resultados individuais das picnometrias referentes ao teste 1 para cálculo de teor e recuperações.

	Teste 1			Duplicata teste 1		
	Pic 1	Pic 2	Pic 3	Pic 1	Pic 2	Pic 3
M1 (g)	29,99	30,8	30,89	31,46	31,07	30,38
M2 (g)	30,98	31,8	31,91	32,46	32,1	31,39
M3 (g)	81,37	82,39	82,37	82,8	82,25	81,86
M4 (g)	80,7	81,73	81,69	82,1	81,54	81,16
Densidade (g/cm³)	3,09	2,94	3,00	3,33	3,22	3,26
Alim. (g)	437,81	437,81	437,81	437,96	437,96	437,96
Conc. Afun. (g)	388,23	388,23	388,23	391,29	391,29	391,29
Rej. Flot. (g)	49,58	49,58	49,58	46,67	46,67	46,67
Teor alimentação (a)	0,2835					
%MM	29,25	20,19	23,79	41,80	36,03	38,06
%Fe	20,45	14,11	16,63	29,22	25,19	26,60
Rec. Met. (%)	63,96	44,146	52,024	92,103	79,388	83,851
Rec. Mássica (%)	88,675	88,675	88,675	89,344	89,344	89,344

Anexo 4 – Resultados individuais das picnometrias referentes ao teste 2 para cálculo de teor e recuperações.

	Teste 2			Duplicata teste 2		
	Pic 1	Pic 2	Pic 3	Pic 1	Pic 2	Pic 3
M1 (g)	31,46	29,77	31,06	29,99	30,71	31,47
M2 (g)	32,45	30,77	32,05	31	31,71	32,46
M3 (g)	82,81	80,48	82,24	81,43	80,99	82,84
M4 (g)	82,1	79,77	81,54	80,7	80,27	82,13
Densidade (g/cm³)	3,54	3,45	3,41	3,61	3,57	3,54
Alim. (g)	437,27	437,27	437,27	437,23	437,23	437,23
Conc. Afun. (g)	307,7	307,7	307,7	307,46	307,46	307,46
Rej. Flot. (g)	129,57	129,57	129,57	129,77	129,77	129,77
Teor alimentação (a)	0,2835					
%MM	51,08	47,21	45,62	54,11	52,61	51,08
%Fe	35,71	33,00	31,89	37,82	36,78	35,71
Rec. Met. (%)	88,644	81,919	79,172	93,831	91,233	88,583
Rec. Mássica (%)	70,368	70,368	70,368	70,32	70,32	70,32

Anexo 5 – Resultados individuais das picnometrias referentes ao teste 3 para cálculo de teor e recuperações.

	Teste 3			Duplicata teste 3		
	Pic 1	Pic 2	Pic 3	Pic 1	Pic 2	Pic 3
M1 (g)	30,7	29,77	30,78	29,77	30,9	30,37
M2 (g)	31,69	30,76	31,77	30,81	31,9	31,36
M3 (g)	80,99	80,5	82,45	80,49	82,36	81,91
M4 (g)	80,25	79,77	81,73	79,7	81,6	81,16
Densidade (g/cm³)	3,96	3,81	3,67	4,16	4,17	4,13
Alim. (g)	436,58	436,58	436,58	437,68	437,68	437,68
Conc. Afun. (g)	208,48	208,48	208,48	201,95	201,95	201,95
Rej. Flot. (g)	228,1	228,1	228,1	235,73	235,73	235,73
Teor alimentação (a)	0,2835					
%MM	67,46	62,00	56,54	74,02	74,23	72,92
%Fe	47,15	43,34	39,52	51,74	51,88	50,97
Rec. Met. (%)	79,438	73,011	66,583	84,222	84,458	82,968
Rec. Mássica (%)	47,753	47,753	47,753	46,141	46,141	46,141

Anexo 6 – Resultados individuais das picnometrias referentes ao teste 4 para cálculo de teor e recuperações.

	Teste 4			Duplicata teste 4		
	Pic 1	Pic 2	Pic 3	Pic 1	Pic 2	Pic 3
M1 (g)	30,36	30,79	30,7	29,77	30,67	30,91
M2 (g)	31,38	31,78	31,69	30,77	31,66	31,93
M3 (g)	81,83	82,39	81,73	80,39	81,74	82,3
M4 (g)	81,13	81,73	81,06	79,7	81,06	81,6
Densidade (g/cm³)	3,19	3,00	3,09	3,23	3,19	3,19
Alim. (g)	437,58	437,58	437,58	436,88	436,88	436,88
Conc. Afun. (g)	401,01	401,01	401,01	398,23	398,23	398,23
Rej. Flot. (g)	36,57	36,57	36,57	38,65	38,65	38,65
Teor alimentação (a)	0,2835					
%MM	34,39	23,79	29,25	36,40	34,71	34,39
%Fe	24,04	16,63	20,45	25,44	24,26	24,04
Rec. Met. (%)	77,711	53,765	66,101	81,821	78,017	77,296
Rec. Mássica (%)	91,643	91,643	91,643	91,153	91,153	91,153

Anexo 7 – Resultados individuais das picnometrias referentes ao teste 5 para cálculo de teor e recuperações.

	Teste 5			Duplicata teste 5		
	Pic 1	Pic 2	Pic 3	Pic 1	Pic 2	Pic 3
M1 (g)	30,78	30,68	30,7	31,96	31,46	29,78
M2 (g)	31,8	31,7	31,69	32,98	32,46	30,79
M3 (g)	82,44	81,79	80,98	83,09	82,85	80,49
M4 (g)	81,7	81,06	80,27	82,36	82,13	79,77
Densidade (g/cm³)	3,64	3,52	3,54	3,52	3,57	3,48
Alim. (g)	437,34	437,34	437,34	437,51	437,51	437,51
Conc. Afun. (g)	302,98	302,98	302,98	320,99	320,99	320,99
Rej. Flot. (g)	134,36	134,36	134,36	116,52	116,52	116,52
Teor alimentação (a)	0,2835					
%MM	55,58	50,28	51,08	50,28	52,61	48,76
%Fe	38,85	35,15	35,71	35,15	36,78	34,08
Rec. Met. (%)	94,95	85,899	87,27	90,969	95,187	88,217
Rec. Mássica (%)	69,278	69,278	69,278	73,367	73,367	73,367

Anexo 8 – Resultados individuais das picnometrias referentes ao teste 6 para cálculo de teor e recuperações.

	Teste 6			Duplicata teste 6		
	Pic 1	Pic 2	Pic 3	Pic 1	Pic 2	Pic 3
M1 (g)	30,36	31,05	31,47	29,99	30,9	30,37
M2 (g)	31,39	32,04	32,46	30,98	31,9	31,4
M3 (g)	81,92	82,28	82,88	81,42	82,33	81,92
M4 (g)	81,13	81,54	82,13	80,7	81,6	81,16
Densidade (g/cm³)	4,29	3,96	4,12	3,67	3,70	3,81
Alim. (g)	437,4	437,4	437,4	437,34	437,34	437,34
Conc. Afun. (g)	183,42	183,42	183,42	225,15	225,15	225,15
Rej. Flot. (g)	253,98	253,98	253,98	212,19	212,19	212,19
Teor alimentação (a)	0,2835					
%MM	78,00	67,46	72,92	56,54	58,02	62,27
%Fe	54,53	47,15	50,97	39,52	40,55	43,52
Rec. Met. (%)	80,664	69,759	75,403	71,782	73,653	79,048
Rec. Mássica (%)	41,934	41,934	41,934	51,482	51,482	51,482