

## **AVALIAÇÃO DE DEPRESSORES NA FLOTAÇÃO DE REJEITO DE MINÉRIO DE FERRO**

Autor: **GERIANE MACEDO ROCHA**

Orientador: **Prof. Dr. CARLOS ALBERTO PEREIRA**

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

**Área de Concentração:** Tratamento de Minérios

**Ouro Preto/MG  
Junho de 2017**

R672a

Rocha, Geriane Macedo.

Avaliação de depressores na flotação de rejeito de minério de ferro  
[manuscrito] / Geriane Macedo Rocha. - 2017.  
98f.: il.: color; graf; tabs.

Orientador: Prof. Dr. Carlos Alberto Pereira.

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

Área de Concentração: Engenharia Mineral.

1. Flotação. 2. Minérios de ferro - Resíduos - Depressores. 3. Rejeito de Minério de Ferro. 4. Minérios de ferro - Reaproveitamento (Sobras, refugos, etc.). I. Pereira, Carlos Alberto. II. Universidade Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU: 622.01

**“AVALIAÇÃO DE DEPRESSORES NA FLOTAÇÃO DE REJEITO  
DE MINÉRIO DE FERRO”**

**AUTOR: GERIANE MACEDO ROCHA**

Esta dissertação foi apresentada em sessão pública e aprovada em 02 de junho de 2017, pela Banca Examinadora composta pelos seguintes membros:



---

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



---

**Prof. Dr. Antônio Eduardo Clark Peres (Membro) – UFMG**



---

**Dr. Neymayer Pereira Lima (Membro) – VALE**

Ao meu lindo papai, Geremias e a minha linda mamãe, Lorivanda;

A minha querida irmã, Geslaine;

E ao meu amor, Antonio Marlon.

## AGRADECIMENTOS

A Deus, pelo dom da vida e por guiar meus passos;

Ao meu orientador e amigo Carlos Alberto Pereira pela confiança, incentivo e todos os ensinamentos que levarei sempre comigo;

Aos professores Antônio Eduardo Clark Peres e Otávia Martins Silva Rodrigues, pelas contribuições ao trabalho. À professora Rosa Malena Fernandes pelo apoio na realização dos experimentos. E ao Neymayer Pereira Lima pelas sugestões;

Guilherme Melo, Adilson de Paula, Bráulio Viegas e Luiz Tavares, em nome da Mineração Usiminas, pela oportunidade de desenvolvimento pessoal e profissional;

Aos companheiros de trabalho da Gerência de Beneficiamento Mineral por todo aprendizado, que com certeza, agregou muito a esse trabalho;

Aos técnicos dos laboratórios Antônio Pedro, Mariana Andrade e Luiz do Sacramento pela disponibilidade, e ao Departamento de Engenharia de Minas da UFOP, pela estrutura;

Às professoras Andreia Bicalho Henriques da Engenharia de Minas da UFMG, e Maria Teresa Pedrosa Silva Clerici e a aluna Bianca Trajano dos Santos da Faculdade de Engenharia de Alimentos da UNICAMP pelas análises realizadas;

À Nayara Rilla de Souza Machado e Diogo Savio de Souza Sales pelo apoio nos experimentos, comprometimento e boas risadas nos momentos de cansaço;

Aos colegas alunos do PPGEM, em especial Tamires Fonseca, Tiany Guedes e Kennedy Ramos por tornarem mais leve e alegre essa caminhada e, Fabio de São José e Francielle Câmara Nogueira pela troca de ideias;

Ao papai e à mamãe pelas orações, e pelos abraços acolhedores que me fizeram mais forte;

À minha irmã por tamanha proteção e carinho;

Ao Antonio Marlon Barros, meu grande companheiro, por cuidar de mim e me incentivar nos momentos mais difíceis;

Aos meus familiares, que apesar da distância estiveram presentes em pensamento;

Às minhas Ovelhas Negras, por estarem sempre ao meu lado.

## RESUMO

Os estudos envolvendo rejeitos têm ganhado a atenção de empresas e pesquisadores, considerando os aumentos de produção e redução dos passivos ambientais que geram. Grande parte desses rejeitos está disposta em barragens e apresenta granulometria fina, como o caso do material foco deste estudo, proveniente da Barragem Central - Mineração Usiminas. O material disposto foi composto inicialmente pelos finos naturais do processo produtivo de *sinter feed*, e posteriormente pelo rejeito de concentração magnética. O objetivo do trabalho foi avaliar o desempenho da flotação catiônica reversa desse rejeito de minério de ferro, aprofundando o entendimento sobre a ação depressora de amido de milho e farinha de mandioca. Para isso foram realizados caracterização da amostra, ensaios de flotação em bancada, variando dosagens e pH's de condicionamento dos depressores, e medidas de potencial zeta dos minerais hematita e quartzo. O rejeito apresentou teor de ferro de 44,3% e granulometria 25% passante em 10  $\mu\text{m}$ , que foi ajustada para 10% através de deslamagem. As farinhas de mandioca levaram a uma redução mais significativa do potencial zeta e também em uma alteração do PIE da hematita, entretanto os resultados dos ensaios de flotação em bancada não permitiram uma distinção clara entre o efeito das farinhas de mandioca e fubás de milho. A redução do pH de condicionamento dos amidos de 10 para 9 e 8 levou a maiores recuperações metálicas de ferro, de aproximadamente 71,5% para 72,5% e 74,0%, respectivamente. Porém, houve um leve aumento no teor de sílica do concentrado, passando de aproximadamente 2,4% para 2,6% e 2,8%, respectivamente. Os reagentes com maior especificação de teor de fração amilácea também tenderam a favorecer a recuperação metálica.

**Palavras-chave:** Flotação, depressores, rejeito de minério de ferro.

## ABSTRACT

Studies involving tailings have raised companies and researchers awareness, taking into account that they might lead to increases in production as well as a reduction of the environmental liabilities. The majority of tailings are disposed in dams and present fine particle size, such as in the case of the main material of this study, from the Central dam - Mineração Usiminas. Initially, the deposited material was composed by the natural fines of the production process of sinter feed and later on by the tail of magnetic concentration. The objective of this study was to evaluate the performance of the reverse cationic flotation of this iron ore tailing, deepening the understanding of the ground corn and cassava flour depressant action. To fulfill this aim, a characterization of the sample, bench flotation assays, varying dosages and pHs of the depressants conditioning, and zeta potential measurements of the hematite and quartz minerals were carried out. The iron content in the tailing was 44.3% and 25% of the particles was smaller than 10  $\mu\text{m}$ , which was adjusted to 10% by desliming. Cassava flour has resulted in a more significant reduction of zeta potential and also in an alteration of hematite IEP. Nevertheless, the results of the bench flotation tests did not allow a clear distinction between the effect of ground corn and cassava flour. The reducing the pH of the depressant conditioning from 10 to 9 and 8 resulted in higher iron recovery percentages (71.5% to 72.5% and 74.0%, respectively). But these led to a slight increase in silica content (from around 2.4% to 2.6% and 2.8%, respectively). The reagents with the highest specification of amylaceous fraction content also tended to improve the metal recoveries.

**Keywords:** Flotation, depressants, iron ore tailings.

## SUMÁRIO

LISTA DE FIGURAS .....	3
LISTA DE TABELAS .....	6
1 INTRODUÇÃO.....	7
2 OBJETIVOS.....	9
3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	10
3.1 Minério de Ferro.....	10
3.2 Reservas e Produção de Minério de Ferro.....	12
3.3 Flotação .....	13
3.3.1 Potencial zeta.....	14
3.4 Flotação Catiônica Reversa de Minério de Ferro .....	16
3.4.1 Influência da Granulometria.....	17
3.4.2 Influência da Mineralogia.....	21
3.4.3 Reagentes na Flotação Catiônica Reversa de Minério de Ferro.....	23
3.4.4 Amina .....	25
3.4.5 Amido .....	28
3.5 Mineração Usiminas .....	46
3.5.1 Geologia .....	47
3.5.2 Processo Produtivo por Flotação .....	49
4 MATERIAIS E MÉTODOS.....	51
4.1 Coleta das Amostras .....	51
4.2 Preparação das Amostras.....	52
4.2.1 Homogeneização e Quarteamento.....	52
4.2.2 Classificação e Deslamagem .....	53
4.3 Caracterização .....	54
4.3.1 Análise Granulométrica.....	54
4.3.2 Determinação de Peso Específico.....	54
4.3.3 Análise Química .....	55
4.3.4 Análise Mineralógica.....	55
4.4 Ensaios de Flotação .....	55
4.4.1 Reagentes.....	55
4.4.2 Ensaios de Flotação em Bancada.....	56
4.4.3 Ensaios Exploratórios .....	57
4.4.4 Determinação da Dosagem de Amina .....	58
4.4.5 Testes de Cinética de Flotação .....	58



4.4.6	Ensaio Final de Flotação em Bancada.....	58
4.5	Ensaio de Potencial Zeta.....	59
4.6	Caracterização dos Amidos.....	60
5	RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	61
5.1	Caracterização.....	61
5.1.1	Análise Granulométrica.....	61
5.1.2	Análise Química.....	62
5.1.3	Determinação do Peso Específico.....	63
5.1.4	Análise Mineralógica.....	63
5.2	Ensaio de Flotação.....	67
5.2.1	Ensaio Exploratório.....	67
5.2.2	Determinação da Dosagem de Amina.....	68
5.2.3	Testes de Cinética.....	69
5.2.4	Ensaio Final de Flotação em Bancada.....	70
5.3	Ensaio de Potencial Zeta.....	77
5.4	Caracterização dos Amidos.....	82
6	CONCLUSÕES.....	84
7	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	87

## LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 - Minérios de ferro com cristais tipicamente porosos (Cabral, 2010).....	12
Figura 3.2 - Minérios de ferro com cristais tipicamente compactos (Cabral, 2010). ....	12
Figura 3.3 - Esquema de representação da dupla camada elétrica (adaptado de Cosgrove, 2005).....	15
Figura 3.4 - Formação de carga elétrica na superfície do quartzo (Brandão, 2014 apud Aguiar, 2014).....	16
Figura 3.5 - Recuperação na zona de coleta como uma função do tamanho da partícula para três diferentes dosagens de coletor (Rahman et al., 2012). ....	19
Figura 3.6 - Recuperação na zona de espuma como uma função do tamanho da partícula para três diferentes dosagens de coletor (Rahman et al., 2012). ....	19
Figura 3.7 - Efeito do percentual de lamas na flotação (Rabelo, 1994 apud Turrer, 2007). ....	20
Figura 3.8 - Potencial zeta natural da hematita e após adsorção com amido e amina (Turrer, 2007).....	24
Figura 3.9 - Potencial zeta natural do quartzo e após adsorção com amido e amina (Turrer, 2007).....	24
Figura 3.10 - Estrutura das aminas (Bulatovic, 2007).....	25
Figura 3.11 - Diagrama de concentração logarítmica para $1 \times 10^{-4}$ mol/L de dodecilamina (Bulatovic, 2007).....	28
Figura 3.12 - Estrutura da amilose (Pearse, 2005). ....	30
Figura 3.13 - Estrutura da amilopectina (Pearse, 2005). ....	30
Figura 3.14 - Estrutura da amilopectina, formando as regiões amorfas e cristalinas dos grânulos de amido (adaptado de Denardin e Silva, 2009).....	31
Figura 3.15 - Correlação entre a dosagem de amilopectina e recuperação metalúrgica (Moreira, 2013).....	35
Figura 3.16 - Gráfico de tempo versus viscosidade ilustrando o efeito da homogeneização (Bulatovic, 2007).....	36
Figura 3.17 - Flotabilidade da hematita como uma função da concentração de eteramina, para diferentes depressores, no pH=11 (Peres e Correia, 1996). ....	37
Figura 3.18 - Adsorção de amido de milho na hematita (H) e quartzo (Q) em função do pH (Bulatovic, 2007).....	37

Figura 3.19 - Flotabilidade do quartzo em função do pH e do tipo de amido (80 mg/L de amina e 80 mg/L de amido) (Aguiar, 2014).	38
Figura 3.20 - Efeito da dosagem de amido e pH de condicionamento (Martins et al., 2012).	40
Figura 3.21 - Estrutura de interação amido-hematita (Kar et al., 2013).	42
Figura 3.22 - Curva de dosagem de amido de milho (Moreira, 2013).	43
Figura 3.23 - Mudanças na estrutura granular do amido de mandioca extraído de diferentes rotas: (a) plantado durante o período chuvoso e colhido aos 6 meses; (b) plantado durante o período chuvoso e colhido aos 12 meses; (c) plantado durante o período seco e colhido aos 6 meses; (d) plantado durante o período seco e colhido aos 12 meses, quando observados em microscópio em diferentes temperaturas (Breuninger et al., 2009).	44
Figura 3.24 - Itabiritos ferro hidratados (goethíticos) de derivação carbonática (a); Martita quartzo itabiritos (b).	49
Figura 3.25 - Fluxograma ITM Flotação.	50
Figura 4.1 - Vista em planta da Barragem Central com os furos selecionados.	51
Figura 4.2 - Distribuição das amostras na Barragem Central.	52
Figura 4.3 - Amostra de rejeito da Barragem Central Mineração Usiminas.	53
Figura 4.4 - Classificação da amostra.	53
Figura 5.1 - Distribuição granulométrica da amostra de rejeito da Barragem Central e da alimentação da flotação.	61
Figura 5.2 - Difratoograma de raios X da amostra +150 $\mu\text{m}$ .	64
Figura 5.3 - Difratoograma de raios X da amostra +53 $\mu\text{m}$ .	64
Figura 5.4 - Difratoograma de raios X da amostra +38 $\mu\text{m}$ .	65
Figura 5.5 - Difratoograma de raios X da amostra -38 $\mu\text{m}$ .	65
Figura 5.6 - Difratoograma de raios X da amostra de hematita.	67
Figura 5.7 - Difratoograma de raios X da amostra de quartzo.	67
Figura 5.8 - Curva de isovalores da variável resposta do experimento fatorial.	69
Figura 5.9 - Curva de cinética de flotação.	69
Figura 5.10 - Efeitos principais das variáveis na recuperação metálica do ferro.	71
Figura 5.11 - Efeito da interação das variáveis na recuperação metálica do ferro.	72
Figura 5.12 - Efeitos principais das variáveis no teor de SiO <sub>2</sub> no concentrado.	73
Figura 5.13 - Efeito da interação das variáveis no teor de SiO <sub>2</sub> no concentrado.	74
Figura 5.14 - Efeitos principais das variáveis no índice de seletividade.	75
Figura 5.15 - Efeito da interação das variáveis no índice de seletividade.	75

Figura 5.16 - Correlação entre a recuperação de água no flotado e a recuperação metálica....	76
Figura 5.17 - Efeitos principais das variáveis na recuperação de água no flotado.....	77
Figura 5.18 - Potencial zeta da hematita em função do pH, na ausência de reagentes. ....	78
Figura 5.19 - Potencial zeta da hematita em função do pH, na ausência e na presença de fubás de milho gelatinizados.....	79
Figura 5.20 - Potencial zeta da hematita em função do pH, na ausência e na presença de farinhas de mandioca gelatinizadas.....	80
Figura 5.21 - Potencial zeta do quartzo em função do pH, na ausência de reagentes.....	80
Figura 5.22 - Potencial zeta do quartzo em função do pH, na ausência e na presença de fubás de milho gelatinizados.....	81
Figura 5.23 - Potencial zeta do quartzo em função do pH, na ausência e na presença de farinhas de mandioca gelatinizadas.....	81

## LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1 - Principais minerais de ferro (adaptado de Cristie e Brathwaite, 1997).....	10
Tabela 3.2 - Influência da mineralogia em etapas do tratamento de minérios (adaptado de Toríbio, 2004, apud Carvalho, 2010) .....	21
Tabela 3.3 - Resultados de PIE das hematitas, da goethita e da magnetita, na presença de $KNO_3$ , por microeletroforese (Henriques, 2012) .....	22
Tabela 3.4 - Grupos representativos do coletor amina (Bulatovic, 2007).....	26
Tabela 3.5 - Fatores que afetam a solubilidade das aminas e suas influências (Aguiar, 2014)	27
Tabela 3.6 - Composição centesimal das farinhas de amido (adaptado de Moreira, 2013) .....	45
Tabela 4.1 – Amidos e fabricantes .....	56
Tabela 4.2 - Variáveis e seus níveis .....	58
Tabela 5.1 – Distribuição granulométrica da amostra de rejeito da Barragem Central e da alimentação da flotação .....	62
Tabela 5.2 - Partições em massa após classificação e deslamagem .....	62
Tabela 5.3 – Análise granuloquímica da amostra de rejeito da Barragem Central .....	63
Tabela 5.4 - Análise granuloquímica da amostra de alimentação da flotação em bancada .....	63
Tabela 5.5 - Análise química do retido no peneiramento e <i>overflow</i> da deslamagem .....	63
Tabela 5.6 - Mineralogia a partir de cálculos estequiométricos do rejeito.....	66
Tabela 5.7 - Resultados ensaios exploratórios .....	68
Tabela 5.8 - Amidos e suas principais características informadas pelos fabricantes .....	82
Tabela 5.9 - Resultados de IAA e ISA .....	83
Tabela 5.10 – Análise de viscosidade dos reagentes .....	83

## 1 INTRODUÇÃO

A Usiminas adquiriu em 2008 os ativos minerários antes pertencentes ao Grupo J Mendes, localizados na região de Serra Azul-MG. Em 2010, a Mineração Usiminas (MUSA) foi formada a partir de uma parceria com o grupo japonês Sumitomo Corporation, e em 2014 entrou em operação a ITM Flotação, como parte de seu projeto de expansão denominado Friáveis.

Uma das alimentações dessa instalação é um rejeito fino depositado em uma barragem denominada Central. O material depositado nessa barragem compõe-se, em sua grande parte, pelos finos naturais do processo produtivo de *sinter feed* da ITM Central. A partir de 2010, os finos passaram a alimentar um concentrador magnético de alta intensidade, levando também à produção de *pellet feed*, e o material disposto na barragem passou a ser o rejeito da concentração magnética.

Além da conhecida exaustão das reservas minerais com alto teor metálico, o cenário econômico dos últimos anos, em que ocorreu uma queda do preço internacional do minério de ferro, torna ainda mais importante os estudos envolvendo a recuperação de rejeitos. Milhões de toneladas de minerais úteis são descartados anualmente para rejeitos, onerando os custos de operação, aumentando as perdas de produção e o impacto ambiental (Praes et al., 2013). O reprocessamento de rejeitos já dispostos em barragens leva ao aumento da produção, prolongamento da vida das jazidas e minimização de passivos ambientais, que também demandam gastos com seu monitoramento.

A flotação de minério de ferro é uma técnica consolidada mundialmente para concentração de partículas entre 10  $\mu\text{m}$  e 250  $\mu\text{m}$ . Bulatovic (2007) afirma que os reagentes são a parte mais importante desse processo. Normalmente se gasta muito tempo em estudos para sua seleção, buscando melhores resultados na concentração, e sendo nas instalações industriais a dosagem também imprescindível no controle dos custos.

Os reagentes tipicamente utilizados na flotação catiônica reversa de minério de ferro são a amina como coletor e espumante, e o amido como depressor (Moreira, 2013). O principal amido utilizado é o de milho. O amido de mandioca também apresenta bons resultados na

depressão de minerais de ferro, sendo que um dos principais pontos que justificam sua menor utilização é a falta de grandes produtores do mesmo que permita o atendimento à alta demanda.

O objetivo do trabalho foi avaliar algumas possibilidades de maximização da recuperação metalúrgica do rejeito estudado, garantindo a qualidade do produto final. Para isso foi avaliada a ação depressora de diferentes amidos de milho e mandioca, estudando-se o mecanismo de adsorção, as principais características diferenciadoras dos reagentes, dosagens e pH's de condicionamento variados.

## **2 OBJETIVOS**

O objetivo geral do trabalho foi estudar diferentes possibilidades para aumento da recuperação metalúrgica e seletividade na flotação do rejeito de minério de ferro depositado na Barragem da Central da Mineração Usiminas.

Os objetivos específicos do trabalho foram:

- I. caracterização da amostra do rejeito de minério de ferro em estudo;
- II. avaliação da ação de depressores na flotação de rejeito de minério de ferro;
- III. avaliação comparativa da ação depressora do amido de milho e amido de mandioca;
- IV. avaliação do efeito do pH de condicionamento do amido sobre a ação depressora do mesmo.



### 3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

#### 3.1 Minério de Ferro

O ferro é o quarto elemento mais abundante na crosta terrestre e dentre os metais é superado apenas pelo alumínio. Na tabela periódica é um dos elementos de transição no grupo VIII. É branco prateado, macio, maleável e dúctil com peso específico de 7,87 g/cm<sup>3</sup> (Cristie e Brathwaite, 1997).

Quimicamente ativo, o ferro combina com dióxido de carbono, oxigênio, enxofre ou sílica, formando carbonatos, óxidos, sulfetos e silicatos, respectivamente. Dentre os vários minerais portadores de ferro, os principais são a hematita, magnetita, goethita e siderita, sendo algumas de suas características apresentadas na Tabela 3.1. A ocorrência de ferro nativo é rara (Cristie e Brathwaite, 1997).

Tabela 3.1 - Principais minerais de ferro (adaptado de Cristie e Brathwaite, 1997)

Nome, Fórmula	Cor	Dureza	Densidade	Brilho	Sistema Cristalino	Transparência	Fratura
Goethita, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .H <sub>2</sub> O	preto amarronzado, amarelado ou avermelhado	5,0-5,5	4,0-4,4	adamantino	ortorrômbico	opaco	fibrosa, quebradiça
Hematita, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	cinza a preto	5,5-6,5	4,9-5,3	metálico (terroso quando amorfo)	hexagonal	opaco	subconchoidal ou irregular
Magnetita, Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	preto	6,0	5,2	metálico ou submetálico	cúbico	opaco	subconchoidal
Siderita, FeCO <sub>3</sub>	amarelo pálido ou amarelo amarronzado e preto a vermelho amarronzado	3,5-4,5	3,7-3,9	perláceo ou vítreo	hexagonal	opaco, raramente translúcido	Irregular, quebradiça

Nos depósitos ferríferos brasileiros os principais constituintes são os óxidos de ferro hematita, magnetita e goethita (Henriques, 2012).

A hematita é o mais abundante mineral de ferro, sendo distribuída em rochas de todas as idades e formas. Este mineral puro tem em sua composição básica 70% de Fe e 30% de O. Ocorre em depósitos metamórficos de contato e como mineral acessório em rochas ígneas feldspáticas, como granito. Substitui em grande escala as rochas silícicas. Pode ser encontrada

desde a forma de escamas microscópicas até grandes massas relacionadas ao metamorfismo regional, onde pode ter se originado pela alteração de limonita, siderita ou magnetita. Chama-se martita quando se refere a um pseudomorfo octaédrico da magnetita. De maneira similar a limonita e goethita, pode-se formar em massas e capas irregulares como resultado da intemperização de rochas que contém ferro. Também pode ser encontrada em arenitos vermelhos, como material de cimentação entre os grãos de quartzo. O seu nome deriva-se de uma palavra grega que significa sangue, devido à cor do mineral pulverizado (Klein e Dutrow, 2012).

Considerado o hidróxido de ferro mais comum, a goethita é composta por 62,9% de Fe, 27% de O e 10,1% de H<sub>2</sub>O. Este mineral é formado tipicamente sob condições oxidantes, como produto de intemperismo de outros minerais portadores de ferro como siderita, magnetita e pirita. A goethita, juntamente com a limonita, forma o chamado chapéu de ferro sobre filões metalíferos. São encontradas grandes quantidades de goethita como mantos lateríticos residuais, resultante da intemperização de serpentinas. A limonita, pseudomórfica da pirita, provavelmente é em sua maior parte goethita. A goethita se distingue da limonita por sua esfoliação, crescimento radial e outros indícios de cristalinidade. O seu nome é uma homenagem a Goethe, um poeta alemão (Klein e Dutrow, 2012).

Fortemente magnético, o mineral magnetita apresenta em sua composição, quando puro, 72,4% de Fe e 27,6% de O. Encontra-se distribuído como mineral acessório em muitas rochas ígneas. Em certos tipos de rocha, através da segregação magmática, é um dos principais constituintes e forma grandes corpos de minério. Comumente a magnetita se associa as rochas metamórficas cristalinas e em rochas ricas de minerais ferro-magnesianos. Ocorrem também como grandes camadas ou lentes em rochas metamórficas antigas. Seu nome provavelmente é uma homenagem à cidade de Magnésia na Macedônia. Mas há uma fábula que associa esse nome a um pastor chamado Magnes que teria descoberto o mineral por notar que os pregos do seu sapato e a ponteira de ferro do seu cajado aderiam ao chão (Klein e Dutrow, 2012).

As Figuras 3.1 e 3.2 apresentam diferentes características dos principais minerais de ferro subdivididos em porosos e compactos.

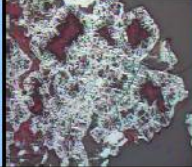
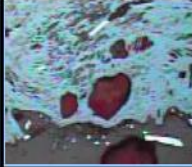


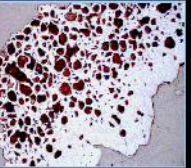
Mineral	Hematita Martítica	Goethita	Goethita Terrosa	Goethita Anfibolítica	Goethita Alveolar
Ilustração					

Figura 3.1 - Minérios de ferro com cristais tipicamente porosos (Cabral, 2010).


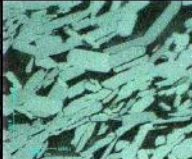
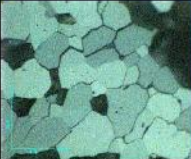
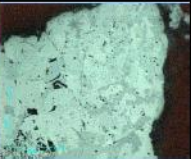
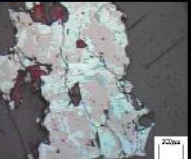
	Hematita Especular	Hematita Lamelar	Hematita Granular	Hematita Sinuosa	Magnetita
Ilustração					

Figura 3.2 - Minérios de ferro com cristais tipicamente compactos (Cabral, 2010).

### 3.2 Reservas e Produção de Minério de Ferro

As reservas mundiais de minério de ferro totalizam 190 bilhões de toneladas, e as reservas lavráveis brasileiras, com um teor médio de 49,0% de ferro, representam 11,9% desse total. As principais localizações das reservas brasileiras são os estados de Minas Gerais (72,5%), Mato Grosso do Sul (13,1%) e Pará (10,7%). O estado do Pará apresenta o maior teor médio com 64,8 % de Fe e Minas Gerais o menor com 46,3% de Fe (DNPM, 2015).

Em 2014 a produção mundial foi de cerca de 3,2 bilhões de toneladas. O Brasil foi o terceiro maior produtor mundial, atingindo 411,8 milhões de toneladas (teor médio de 63,5%), representando 12,8% do total. Em valor, a produção de minério de ferro foi de R\$54,7 bilhões, apresentando uma queda de 13,5% em comparação a 2013, apesar do volume de produção 6,4% maior. Isso ocorreu em função da significativa queda dos preços do minério de ferro no mercado internacional (DNPM, 2015).

Principalmente em função dessa queda de preços e também redução da demanda, o informe mineral do DNPM, referente ao primeiro semestre de 2016, apresentou dados indicando retração também na quantidade produzida. Porém, no final do segundo trimestre o minério de ferro apresentou uma elevação no preço, possivelmente influenciado pela redução de oferta,

especialmente devido à paralização da Samarco no Brasil, estoques baixos e aumento da demanda de aço da China (DNPM, 2016).

### **3.3 Flotação**

Peres e Araujo (2006) descrevem a flotação como uma operação de separação de partículas sólidas suspensas em fase aquosa (polpa), que assim como outros processos de concentração é fundamentada numa propriedade diferenciadora, neste caso o grau de hidrofobicidade das partículas, que pode ser natural ou induzido. Assim, através da passagem de bolhas por uma suspensão aquosa ocorre o carregamento das partículas com afinidade pelo ar (hidrofóbicas), enquanto aquelas que possuem afinidade pela água (hidrofílicas) continuam em suspensão e acabam se afundando.

Para que esse processo de flotação ocorra com sucesso três eventos fundamentais são explicados por Rao (2004): a colisão da partícula com a bolha, ruptura do filme líquido entre a partícula e a bolha, e a formação de um agregado suficientemente resistente para vencer as forças cisalhantes e serem transportados até a descarga do flotado. Estes três critérios são denominados probabilidade de colisão, probabilidade de adesão e probabilidade de transporte, respectivamente. Os principais fatores que influenciam esses critérios são tamanho e grau de hidrofobicidade da partícula.

Existem poucos minerais que possuem sua superfície naturalmente hidrofóbica, sendo a maioria naturalmente hidrofílica, o que poderia limitar o uso da flotação. Porém, minerais naturalmente hidrofílicos podem tornar-se hidrofóbicos, ou vice-versa, através da adsorção de reagentes que alteram a condição superficial, e permitem a seletividade no processo de flotação. Segundo Pearse (2005), cerca de 2 bilhões de toneladas de minério eram tratados por flotação anualmente.

Bulatovic (2007) afirma que os reagentes são a parte mais importante do processo de flotação. Segundo o autor, os reagentes de flotação são classificados, de acordo com o papel que exercem, em coletores, espumantes e reguladores. A finalidade básica dos coletores é, de maneira seletiva, formar uma camada hidrofóbica sobre a superfície de determinado mineral, para então, permitir a fixação de bolhas de ar e sua recuperação na espuma. Os espumantes são compostos que reduzem a tensão superficial da água e têm capacidade de se adsorver na

interface ar-água, aumentando a resistência da película da bolha, garantindo a formação de uma espuma estável e melhor fixação de partículas hidrofóbicas. Na classe dos reguladores estão os modificadores de pH, que regulam a composição iônica da polpa para aumentar a interação dos demais reagentes com a partícula desejada; os ativadores, que atuam diretamente na superfície da partícula mineral e dão condições para a interação deste mineral com o coletor; os depressores, que reduzem a condição de hidrofobização ou tornam as partículas hidrofílicas; e os controladores do estado de agregação da polpa (dispersantes, coagulantes e floculantes).

### **3.3.1 Potencial zeta**

Fase é definida como uma porção homogênea, fisicamente distinta e mecanicamente separável de um sistema. A transição de propriedades entre duas fases ocorre de maneira gradual ao longo de uma região espacial, que apresenta uma de suas dimensões extremamente reduzida, designada interface. A espessura reduzida da interface inviabiliza a observação “in situ” de fenômenos interfaciais, sendo os modelos empíricos desenvolvidos a partir do estudo das propriedades adsorção, tensão superficial e potencial zeta. O potencial zeta ( $\zeta$ ) é uma propriedade elétrica estudada através do modelo da dupla camada elétrica (DCE).

Pelo modelo da dupla camada elétrica uma partícula com superfície carregada atrai os íons de carga contrária (contraíons) que estão em suspensão, formando uma camada rígida chamada camada de Stern. Os íons de mesma carga (coíons) são repelidos pela superfície e formam, juntamente com outros contraíons, uma região polarizada chamada camada difusa que envolve a superfície. Os contraíons apresentam uma elevada concentração próximo à superfície, que sofre uma diminuição gradual em direção ao seio da suspensão, até se ter um equilíbrio com a concentração de coíons (Figura 3.3). Assim, tem-se um potencial máximo na superfície da partícula, que também reduz em direção ao seio da suspensão. Sob um determinado campo elétrico, a partícula e íons mais fortemente ligados à mesma, se movem como uma unidade e relativamente ao líquido no qual está inserida, levando a um rompimento da interface sólido/líquido em uma região conhecida como plano de cisalhamento, onde o potencial zeta é medido (Baltar, 2008).

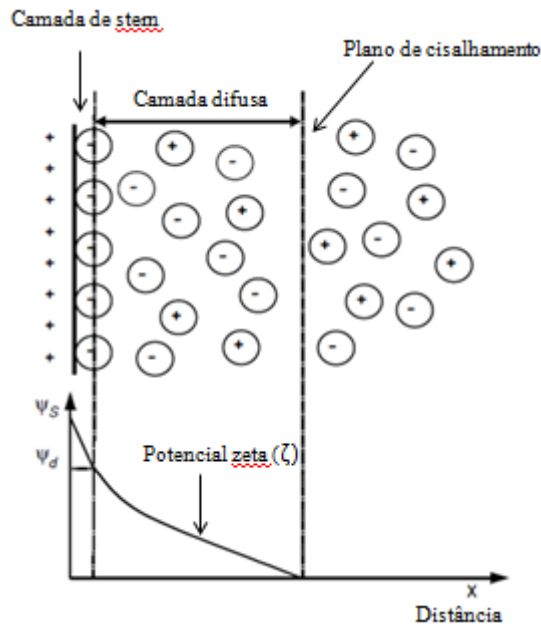


Figura 3.3 - Esquema de representação da dupla camada elétrica (adaptado de Cosgrove, 2005).

Os átomos constituintes dos óxidos e hidróxidos possuem ligações covalentes. No processo de cominuição, as partículas minerais sofrem fraturas e muitas dessas ligações covalentes são quebradas, formando sítios carregados sobre os quais os íons  $H^+$  e  $OH^-$  se adsorvem, modificando a carga superficial da partícula (Figura 3.4). A adsorção, e conseqüentemente, o potencial zeta, depende do pH da suspensão, que por sua vez está ligado à predominância de um dos íons, que são por isso chamados íons determinadores de potencial (IDP). O potencial zeta é dito nulo quando a carga líquida no plano de cisalhamento é nula. Nessa situação, o logaritmo negativo da atividade do IDP é chamado ponto isoelétrico (PIE). Caso os IDP's sejam  $H^+$  e  $OH^-$ , o ponto isoelétrico é definido como o pH em que o potencial zeta é nulo, ou ponto de carga zero. Em pH inferior ao PIE, o excesso de íons  $H^+$  em solução se adsorve na superfície tornando-a positiva, enquanto que em pH superior ao PIE a adsorção do excesso de íons  $OH^-$  da solução torna a carga superficial negativa.

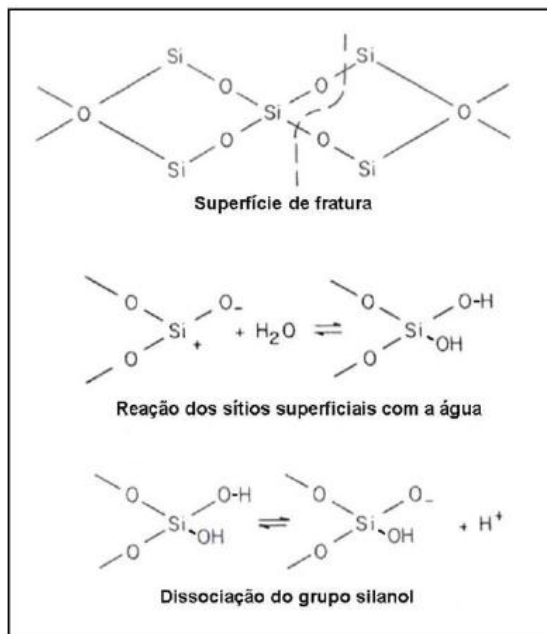


Figura 3.4 - Formação de carga elétrica na superfície do quartzo (Brandão, 2014 apud Aguiar, 2014).

A adsorção é classificada em não específica e específica, respectivamente, conforme a predominância de mecanismos eletrostáticos ou outros (mudanças no estado de hidratação do adsorvato, ligação química ou interações intermoleculares). A adsorção não específica, ou eletrostática, sempre existe desde que as espécies tenham carga contrária à da superfície. Porém, quando a adsorção é estritamente não específica, não há reversão do sinal da carga do sólido, apenas aumenta ou diminui (Baltar, 2008 e Peres e Araujo, 2006). Aguiar (2014) explica que na camada de Stern ocorre adsorção específica e na camada difusa a adsorção não específica.

O estudo de potencial zeta é importante no processo de flotação, pois permite prever o comportamento de partículas em suspensão, avaliando sua estabilidade, tendência à coagulação e interações eletrostáticas com reagentes.

### 3.4 Flotação Catiônica Reversa de Minério de Ferro

Araujo et al. (2005) citam três rotas de flotação possíveis para o minério de ferro:

- i) flotação catiônica reversa de quartzo;
- ii) flotação anionica direta de oxidos de ferro;

- iii) flotação anionica reversa de quartzo ativado.

Esses métodos de flotação já foram objeto de muitos estudos, sendo no passado a flotação aniônica utilizada industrialmente, posteriormente substituída pela flotação catiônica que é hoje a mais utilizada mundialmente.

O termo catiônica deve-se ao uso da amina (surfatante com cabeça polar positiva) ou suas derivações como coletor do mineral de ganga, e o termo reversa deve-se ao fato de que o mineral flotado é a ganga, enquanto que o afundado é o mineral de ferro. Neste método a amina, além de coletor também exerce o papel de espumante. Como depressor dos minerais de ferro tipicamente é utilizado o amido gelatinizado.

### **3.4.1 Influência da Granulometria**

Tradicionalmente os processos de flotação de minério de ferro, em células mecânicas ou colunas, são alimentados por partículas na fração  $-150 \mu\text{m} +10 \mu\text{m}$ . As partículas ultrafinas são removidas através da deslamagem, utilizando ciclones e o top size é limitado entre 5 a 10 % retido em  $150 \mu\text{m}$  (Lima e Valadão, 2008).

Para Lange et al. (1997) os principais problemas associados a partículas finas são a pequena massa e alta área de superfície específica. O primeiro leva a um baixo momento e, conseqüentemente baixa probabilidade de colisão com as bolhas. A recuperação de finos é então, primariamente, devida ao carreamento maior que a flotação verdadeira por ligação com bolhas, causando baixa seletividade entre finos de diferentes minerais. Trahar (1981) descreve também que quando partículas grossas e finas são colocadas em contato com um coletor concomitantemente, grande parte do coletor seria consumida pelas partículas finas, fato que reduziria a disponibilidade para adsorção nas partículas grossas e assim, reduziria a recuperação dessas partículas.

Com relação à flotação de partículas grossas um dos principais problemas apresentados por Rao (2004) é na etapa de transporte, em função da ruptura do agregado partícula-bolha, devido ao tamanho, ao peso e à insuficiência de cobertura hidrofóbica das superfícies das partículas.



A resposta de partículas minerais a diferentes concentrações de coletor varia com o tamanho. Trahar (1981) relatou que a recuperação de partículas grossas é mais sensível ao ambiente químico que partículas finas. Crawford e Ralston (1988) realizaram experimentos com partículas de quartzo e relataram que partículas com um diâmetro médio de 71  $\mu\text{m}$  necessitam de apenas 35% de cobertura da superfície com o coletor para obter aproximadamente 80% de recuperação, já partículas de 121  $\mu\text{m}$  precisam de 60% de cobertura da superfície para alcançar a mesma recuperação.

Lima et al. (2013), através de medidas de área superficial e, utilizando como referência dosagem de coletor amina necessária para obter um concentrado com %  $\text{SiO}_2 < 1\%$ , verificaram que o consumo específico desse reagente por área específica para partículas grosseiras é cerca de setes vezes maior do que para frações finas. Os autores explicam que frações grosseiras requerem alta dosagem de amina para garantir a hidrofobicidade necessária para manter a partícula aderida a bolha.

Segundo Trahar (1981) e Lima e Valadão (2008), a ampla faixa de tamanho na alimentação pode comprometer a seletividade do processo em função de diferenças de comportamento como hidrofobicidade, área superficial específica, peso, dentre outras, tornando interessante o condicionamento e flotação de partículas de tamanhos diferentes individualmente.

Rahman et al. (2012) estudaram o comportamento de diferentes tamanhos de partículas em uma coluna de flotação, utilizando diferentes proporções de sílica fina e grossa e o coletor dodecilamina. Os resultados apontaram que partículas até 50  $\mu\text{m}$  são flotadas em taxas elevadas, acima deste tamanho a recuperação na zona de coleta e espuma cai significativamente (Figura 3.5 e 3.6). Na zona de coleta, com o aumento da concentração do coletor, há um aumento da recuperação, indicando que as partículas grosseiras podem ser removidas se estiverem suficientemente hidrofóbicas. Porém, na zona de espuma observa-se que a elevada dosagem de coletor leva a menor recuperação, justificada pelo fato de que partículas extremamente hidrofóbicas podem levar a desestabilização da espuma, e também de que partículas grossas podem iniciar a ruptura do filme líquido em função da sua massa.

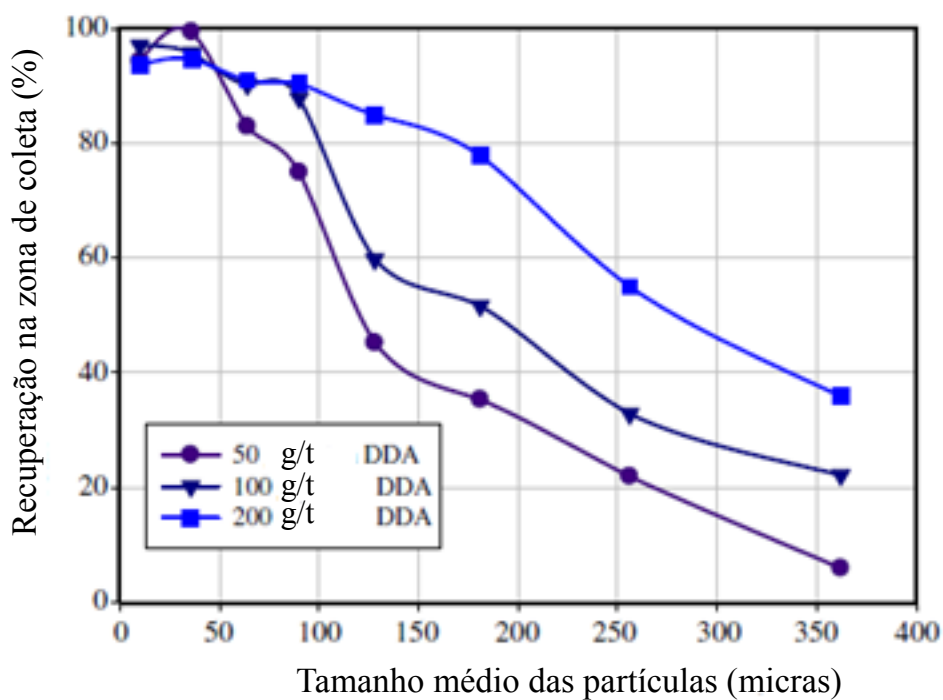


Figura 3.5 - Recuperação na zona de coleta como uma função do tamanho da partícula para três diferentes dosagens de coletor (Rahman et al., 2012).

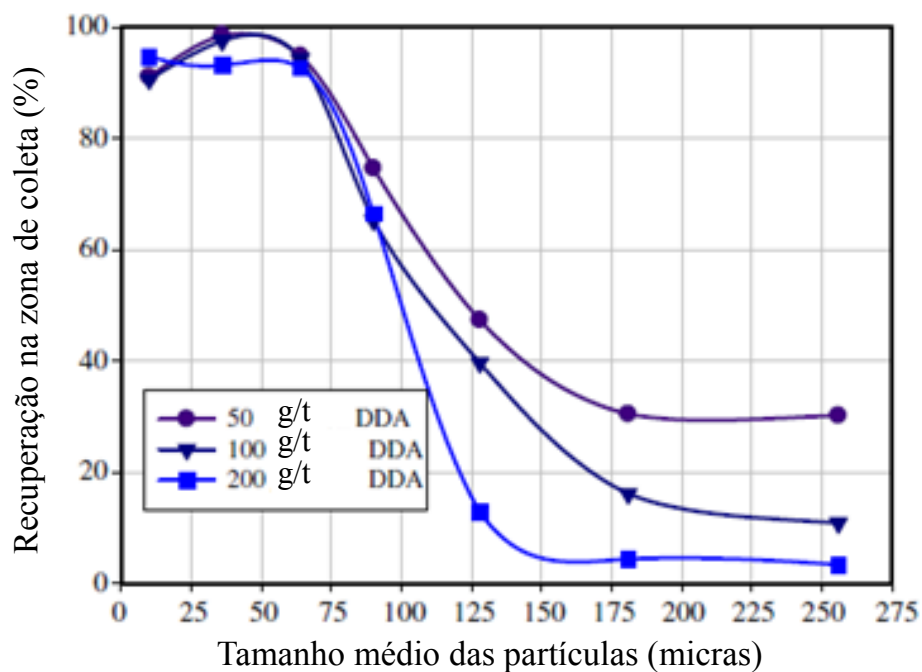


Figura 3.6 - Recuperação na zona de espuma como uma função do tamanho da partícula para três diferentes dosagens de coletor (Rahman et al., 2012).

Lima e Valadão (2008) avaliaram a flotação em bancada das frações -150 +45  $\mu\text{m}$  e -45  $\mu\text{m}$  em comparação com a fração global -150  $\mu\text{m}$  de um minério de ferro itabirítico, sob diferentes condições de pH, dosagens de reagentes e rotação de condicionamento. Verificou-se que as frações apresentam comportamentos diferentes na flotação, indicando aumento significativo de recuperação em massa e seletividade quando flotadas separadamente. Para os melhores resultados a fração grosseira exigiu maior dosagem do coletor amina. A dosagem de amido de mandioca foi similar em todas as frações.

Cruz (2010) também identificou melhores resultados na fração -0,150 +0,044 mm comparados com a fração -0,044 +0,010 mm com menor dosagem de amido. Este fato estaria associado à maior quantidade de sítios carregados e expostos para ação do reagente na fração mais grosseira. Turrer (2007), porém, já questionava consideração similar feita por outro autor e explicava que entende que, por menor que seja uma partícula, ainda será muito maior que a molécula do depressor.

Rabelo (1994) apud Turrer (2007) quantificou o impacto das lamas no processo de flotação, conforme mostrado na Figura 3.7. Pequenas proporções de lamas na alimentação causam uma perda elevada de ferro no rejeito, enquanto que o efeito na sílica no concentrado só começa a ser significativo para percentuais de lama na alimentação acima de 8%.

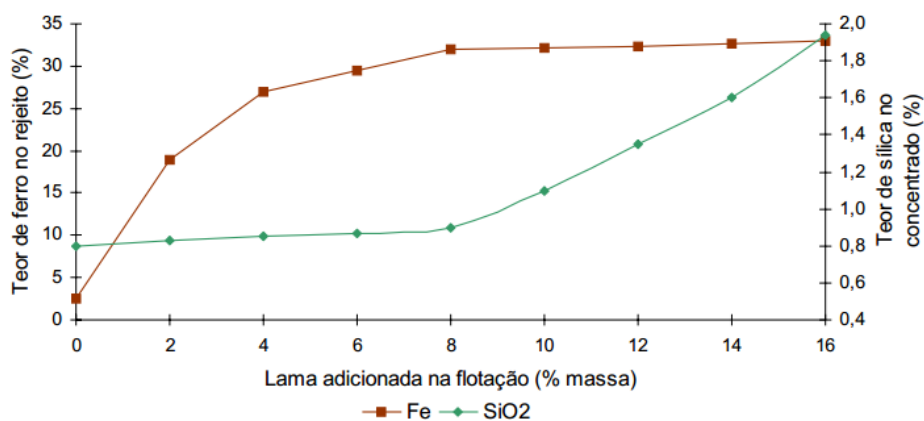


Figura 3.7 - Efeito do percentual de lamas na flotação (Rabelo, 1994 apud Turrer, 2007).

Um dos principais efeitos da presença de lamas na alimentação da flotação é o fenômeno denominado *slimes coating*, que pode ser entendido com sendo a adesão de partículas ultrafinas e coloides à superfície de partículas mais grossas, através de forças

intermoleculares. Esse fenômeno pode ser prejudicial para a flotação, pois se as partículas finas são os minerais de valor e as partículas grossas são os minerais de ganga, o teor de concentrado pode ser tornar mais pobre e a recuperação menor.

### 3.4.2 Influência da Mineralogia

Turrer (2007) cita que os principais contaminantes dos minérios de ferro brasileiros são sílica, fósforo e alumina, e reforça que a presença de íons dissolvidos na polpa pode influenciar o sistema de flotação, causando como efeitos indesejáveis a perda de qualidade do produto e queda de recuperação do mineral útil.

Toríbio (2004) apud Carvalho (2010) estudou a influência da mineralogia do minério de ferro da Samarco em seus processos de beneficiamento e apontou que os minérios martíticos e magnetíticos tendem a favorecer o processo de flotação, levando a melhor qualidade do concentrado e maiores recuperações (Tabela 3.2).

Tabela 3.2 - Influência da mineralogia em etapas do tratamento de minérios (adaptado de Toríbio, 2004, apud Carvalho, 2010)

INFLUÊNCIA DA MINERALOGIA NO BENEFICIAMENTO				
Mineralogia	Tipologia			
	Especularítico	Martítico	Goethítico	Magnetítico
% Hematita Porosa	3,8	86,4	40,1	37,3
% Hematita Especular	93,7	4,1	14,2	12,3
% Goethita	2,5	7,4	42,2	23,9
% Magnetita	0,0	2,1	3,5	26,4
<b>Deslamagem</b>				
Recuperação	↑	↓	↓	↑
<b>Flotação</b>				
Qualidade Concentrado	↑	↑	↓	↑
Recuperação	↓	↑	↑	↑
Legenda ↑ Bom                      ↓ Ruim				

Resende (2009) discorreu sobre a influência da goethita como grande geradora de lama no processo da Samarco, o que provavelmente leva ao aumento de consumo de amido devido ao

aumento da área superficial em função da presença de finos, e também tem a tendência de reduzir a produção. A goethita em função da menor quantidade de ferro em sua célula unitária, comparada à hematita (62% e 70%), gera um produto com menor conteúdo metálico. Com o aumento da presença de goethita na alimentação, estudos também apontam aumento no consumo de soda na flotação.

Algumas características observadas principalmente em minérios goethíticos como alta porosidade (que em alguns casos pode ser correlacionada ao teor de PPC – perda por calcinação) e elevados teores dos contaminantes  $Al_2O_3$ , P, Mn, PPC podem exercer uma influência negativa na qualidade do concentrado final de minério de ferro (Lipper e Peres, 2013).

Martins et al. (2012), através de medidas de potencial zeta, observaram que a carga elétrica interfacial de minerais de ferro pode ser função, além da sua composição química superficial, de sua morfologia e mineralogia.

Henriques (2012) sugeriu que existe a possibilidade de separar a goethita de minerais hematíticos, efetuando-se a flotação da goethita em  $pH = 7$ , em que a goethita apresenta o potencial zeta positivo e as hematitas, com exceção da hematita mista Carajás, apresentam potencial zeta negativo, conforme resultados apresentados na Tabela 3.3.

Tabela 3.3 - Resultados de PIE das hematitas, da goethita e da magnetita, na presença de  $KNO_3$ , por microeletroforese (Henriques, 2012)

<b>Amostra</b>	<b>pH PIE</b>
Hematita compacta	6,2
Hematita especular	5,3
Hematita martítica	6,0
Hematita Carajás	7,3
Goethita	8,5
Magnetita	2,9

Através de análise estatística, Martins et al. (2012) identificaram maior influência das variáveis diâmetro dos cristais (D) e % de hematita compacta (H) do que potencial zeta (Z) e percentual de finos (f) na flotabilidade (F) de minerais de ferro na ausência de depressores e

presença de coletores. A correlação das quatro variáveis com a flotabilidade é apresentada através da seguinte equação:

$$F = 130,9 H^{0,37} D^{-0,44} Z^{-0,17} f^{0,04} \quad (3.1)$$

### 3.4.3 Reagentes na Flotação Catiônica Reversa de Minério de Ferro

Na flotação catiônica do minério de ferro o primeiro reagente a ser adicionado é o amido gelatinizado que irá se adsorver preferencialmente nas partículas de minerais de ferro, cujas superfícies passarão a ter caráter hidrofílico. O segundo reagente a ser adicionado no sistema de flotação é a amina, responsável por adsorver-se nas partículas de quartzo, deixando sua superfície com caráter hidrofóbico e que também irá atuar como espumante.

Medições de potencial zeta do quartzo e hematita na presença dos reagentes amido e amina apresentados por Turrer (2007) confirmaram a seletividade dos minerais/reagentes: quartzo/amina e hematita/amido.

Na Figura 3.8 observa-se uma forte diminuição do potencial zeta da hematita em pH ácido após condicionamento com amido. Nesse pH as cargas do mineral e reagente (aniônico) são opostas, então a adsorção ocorre em função da componente eletrostática. Já em pH básico a continuação da redução do potencial estaria associada a outro tipo de interação capaz de compensar a repulsão eletrostática. Para o condicionamento com a amina não houve alteração significativa com relação ao branco, indicando ausência de adsorção. O ponto isoelétrico da hematita foi determinado em, aproximadamente, pH 6,5.

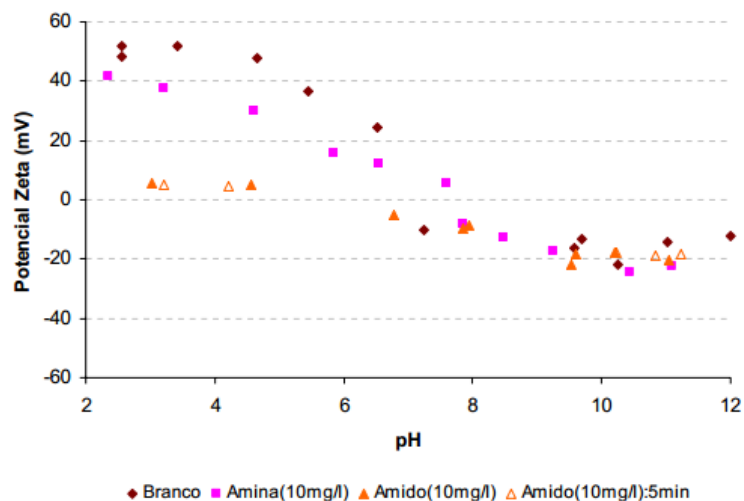


Figura 3.8 - Potencial zeta natural da hematita e após adsorção com amido e amina (Turrer, 2007).

O início da adsorção da amina é em pH 4 quando a carga superficial do quartzo já era suficiente negativa para permitir a atração eletrostática entre o reagente (catiônico) e o mineral (Figura 3.9). Turrer (2007) explica que o aumento do pH diminui a carga superficial, o que aumenta a adsorção e manutenção do potencial zeta até que, em pH 10, a predominância da amina na forma molecular altere o potencial para os valores obtidos sem adição de reagente. Para o condicionamento com o amido não se observa alteração significativa com relação ao branco. Para o quartzo o PIE foi identificado em pH 3.

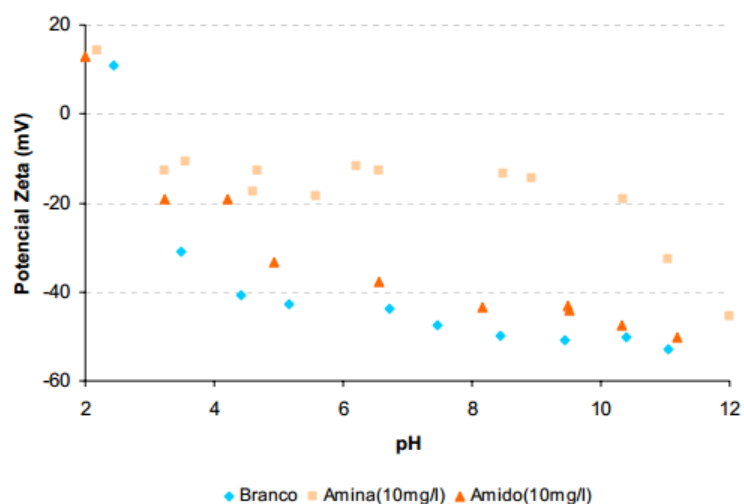


Figura 3.9 - Potencial zeta natural do quartzo e após adsorção com amido e amina (Turrer, 2007).

Em acordo com o estudo do potencial zeta, em ensaios de microflotação com dosagens variadas de amina, Turrer (2007) evidenciou a maior densidade de adsorção da amina no quartzo, que apresentou elevada flotabilidade mesmo em baixas concentrações. A flotabilidade foi máxima em pH 10, sendo sua posterior redução associada à conversão de amina ionizada em molecular. A flotabilidade da hematita ocorreu somente a elevadas concentrações e na faixa mais básica, sendo máxima em pH 11, onde sua carga superficial era suficiente para que não ocorresse a repulsão eletrostática. A adição de amido levou a depressão muito mais significativa para hematita em comparação ao quartzo.

Aguiar (2014), em ensaios de microflotação, também observou que na ausência de amido, apesar da amina adsorver-se tanto na superfície do quartzo quanto da hematita, para obtenção de máxima flotabilidade do quartzo é necessária menor concentração de amina do que a requerida para a hematita. Isso se justifica pela maior afinidade do íon coletor com o quartzo, que em toda faixa de pH apresenta carga superficial mais negativa que a carga superficial da hematita.

#### 3.4.4 Amina

Os coletores são geralmente classificados de acordo com sua capacidade de se dissociar em solução aquosa e considerando o tipo de íon (cátion ou anion). Os coletores catiônicos são compostos orgânicos que têm carga positiva em um ambiente aquoso. O elemento comum de todos os coletores catiônicos é o nitrogênio com elétrons desemparelhados. Ocorre então uma ligação covalente dativa, normalmente com um átomo de hidrogênio ou um grupo hidrocarboneto (Bulatovic, 2007).

Dependendo do número de radicais hidrocarboneto ligados ao nitrogênio as aminas podem ser divididas em primárias (I), secundárias (II) ou terciárias (III) conforme Figura 3.10:

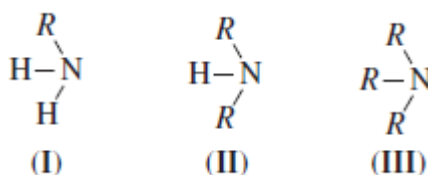


Figura 3.10 - Estrutura das aminas (Bulatovic, 2007).



De acordo com o método pelo qual foram obtidas e pelo comprimento do radical hidrocarboneto as aminas podem ser classificadas em três grupos, conforme a Tabela 3.4.

Tabela 3.4 - Grupos representativos do coletor amina (Bulatovic, 2007)

Grupo	Estrutura	R	Forma
Amina graza	$R-NH_2$	$C_{12}-C_{24}$	Sólido/pasta
Diamina graza	$\begin{array}{c} H \\   \\ R-N-C-C-NH_2 \end{array}$	$C_{12}-C_{24}$	Sólido/pasta
Èter amina	$R-O-C-C-C-NH_2$	$C_6-C_{13}$	Líquido
Èter diamina	$R-O-C-C-C-N-C-C-C-NH_2$	$C_8-C_{13}$	Líquido
Condensadas	$\begin{array}{c} H \quad H \quad H \\   \quad   \quad   \\ R-C-N-C-C-N-C-C-N-C-R \\    \quad \quad \quad    \\ O \quad \quad \quad O \end{array}$	$C_{18}$	Sólido/pasta

Nas primeiras operações industriais da flotação catiônica reversa de minério de ferro foram utilizadas aminas graxas primárias como coletores, mas foram rapidamente modificadas com a inserção do grupo polar  $(O-CH_2)_3$  entre o radical R e a cabeça polar  $NH_2$  da amina primária, formando as eteraminas. A presença desse grupo hidrofílico extra confere às eteraminas ( $R - O - (CH_2)_3 - NH_2$ ) maior solubilidade, facilitando seu acesso às interfaces líquido-gás e sólido-líquido, aumenta a elasticidade da película de líquido em torno da bolha e afeta o momento de dipolo da cabeça polar, reduzindo o tempo de reorientação dos dipolos. Esta característica também é favorável à capacidade de espumação da amina (Araujo et al., 2005). As diaminas e eterdiaminas são obtidas pela reação, respectivamente, de aminas primárias e eteramina com acrilonitrilas.

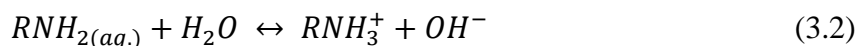
Para maior solubilidade as eteraminas são parcialmente neutralizadas, geralmente com ácido acético, gerando um sal. Usualmente o grau de neutralização varia entre 25 a 30%, sendo este um importante parâmetro de controle (Araujo et al., 2005).

A Tabela 3.5 sumariza os fatores que afetam a solubilidade das aminas em água.

Tabela 3.5 - Fatores que afetam a solubilidade das aminas e suas influências (Aguiar, 2014)

<b>Fator</b>	<b>Influência</b>
pH	Quanto maior o pH, menos solúvel é a amina
Peso Molecular	Aminas de baixo peso molecular são mais solúveis que as de alto peso molecular
Quantidade de grupos alquila ligados ao N	Aminas primárias são mais solúveis, por isto constituem a única classe utilizada como coletor na flotação
Tipo de grupo funcional	Grupos OH aumentam a solubilidade. Grupo éter é capaz de formar ligações de hidrogênio com água. Isso justifica o uso de eteraminas, que têm maior solubilidade
Número de insaturações na cadeia hidrocarbônica	Quanto mais insaturações, maior a solubilidade
Presença de ramificações	Quanto mais ramificações, para um mesmo peso molecular, maior a solubilidade
Tamanho do grupo hidrofóbico	Quanto maior ele for, menor será a solubilidade
Grau de neutralização	Quanto maior ele for, maior será a solubilidade

Uma propriedade da amina, em meio aquoso, é a hidrólise ou dissociação conforme abaixo (Rao, 2004):



Com a dissociação da amina há a predominância da forma iônica ( $RNH_3^+$ ) na faixa de pH da solução ácida ou pouco alcalina, enquanto que em faixa de pH mais alcalina predomina a espécie molecular ( $RNH_2$ ), conforme a Figura 3.11. A condição que leva ao equilíbrio entre as concentrações das duas espécies se situa próximo a pH 10.

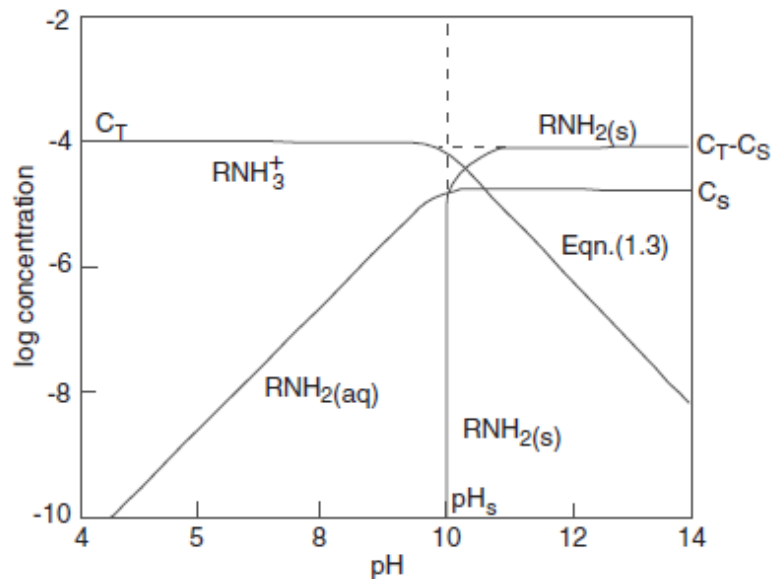


Figura 3.11 - Diagrama de concentração logarítmica para  $1 \times 10^{-4}$  mol/L de dodecilamina (Bulatovic, 2007).

A forma iônica se adsorve facilmente sobre a superfície do quartzo por um mecanismo de atração eletrostática, considerando que sua superfície está carregada negativamente em valores de pH superiores a 2,5. Com o aumento da densidade de adsorção dos cátions amina, as cadeias hidrocarbônicas se aproximam e estabelecem entre si ligações de van der Waals, criando configurações de alta estabilidade denominadas hemimicelas. Para valores de pH em torno de 10, espécies moleculares da amina se posicionam entre as espécies ionizadas, eliminando a componente eletrostática repulsiva na hemimicela, que se torna ainda mais estável. O caráter de espumante da amina na flotação reversa de minério de ferro é atribuído à sua espécie molecular. Estas conferem elasticidade à película interlamelar na espuma, aumentando a seletividade da separação. No momento da adesão partícula-bolha ocorre a interpenetração entre as espécies coletor e espumante, fazendo com que também as espécies com papel espumante permaneçam adsorvidas ao quartzo (Rao, 2004 e Baltar, 2008).

### 3.4.5 Amido

Pearse (2005) explica que os depressores têm a função de bloquear ou blindar a superfície mineral, evitando a adsorção dos coletores e, também, tornando hidrofílicos minerais naturalmente hidrofóbicos. De maneira simplificada eles podem ser classificados em:

- polissacarídeos: goma de guar, amido, dextrina, CMC (carboximetilcelulose);
- polifenóis (taninos): quebracho, mimosa (extrato de casca de acácia), lignina (lignossulfonato de sódio).

Os polissacarídeos têm sido utilizados na indústria mineral por quase 70 anos, principalmente como depressores de óxidos de ferro, minerais naturalmente hidrofóbicos e minerais de ganga de formação rochosa. Eles podem ser extraídos de diferentes fontes, e o comprimento e configuração da sua cadeia, peso molecular e o teor de impurezas podem variar consideravelmente (Liu et al., 2000). Pearse (2005) cita como exemplos de moléculas de polissacarídeos a goma guar, celulose, amilose e amilopectina, sendo as duas últimas componentes do amido.

Os amidos podem ser extraídos de diferentes espécies vegetais tais como milho, mandioca, batata, arroz, dentre outros (Araujo et al., 2005). Peres e Correa (1996) exemplificam aplicações do amido:

- depressor de óxido de ferro na flotação catiônica reversa de minérios itabiríticos;
- depressor de ganga (carbonatos e minerais encaixantes de ferro) na flotação aniônica direta de rochas fosfáticas, produzindo concentrado de apatita;
- depressor de ganga (argilo minerais) na flotação direta de silvinita produzindo concentrado de cloreto de potássio (KCl);
- depressor de ganga (silicato de ferro e magnésio) na flotação direta de sulfeto de cobre com tio-coletores.

Na indústria mineral, o amido de milho é o mais utilizado, e no Brasil vem sendo aplicado desde 1978 (Araujo et al., 2005). Segundo Turrer (2007), todas as instalações brasileiras que utilizam flotação na concentração do minério de ferro usam o amido como depressor, com um consumo anual de aproximadamente 45 mil toneladas.

O amido é uma reserva energética vegetal formada basicamente pela condensação de moléculas de glicose geradas por fotossíntese, sendo sua composição básica  $(C_6H_{10}O_5)_n$  com o número n de unidade D-glicose superior a 100 (Peres e Correa, 1996).

O amido comum consiste de duas frações principais, uma insolúvel denominada amilose e uma solúvel denominada amilopectina, cujas fórmulas são mostradas nas Figuras 3.12 e 3.13. A amilose é uma cadeia linear de moléculas de glicose, ligada por ligações  $\alpha$  (1-4). Grupos OH na unidade de glicose estão na posição trans e não podem reforçar mutuamente as ligações de hidrogênio. A forma linear da cadeia forma uma hélice, sendo seis unidades de glicose. A amilopectina não tem estrutura definida, exceto que é altamente ramificada e que são derivadas de cadeias curtas 20-25 de unidades de anidroglicose de amilose conectadas por ligações  $\alpha$  (1-6). A proporção amilose:amilopectina depende da fonte do amido e determina algumas de suas propriedades (Pearse, 2005 e Bulatovic, 2007).

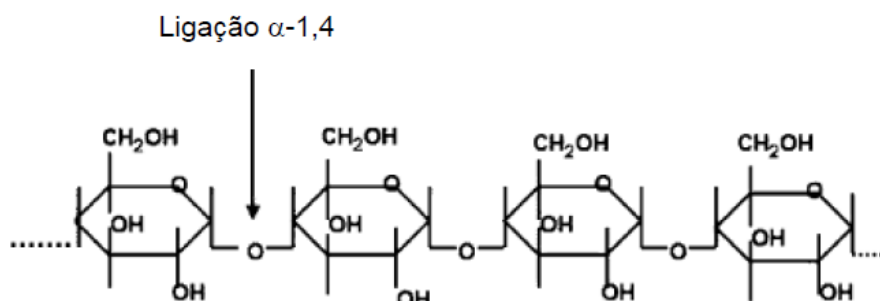


Figura 3.12 - Estrutura da amilose (Pearse, 2005).

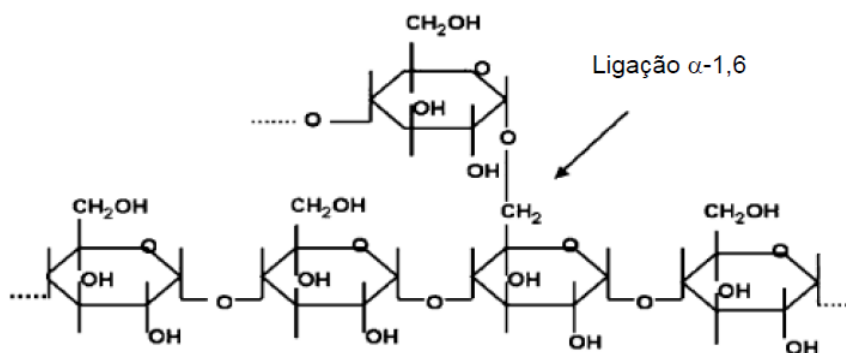


Figura 3.13 - Estrutura da amilopectina (Pearse, 2005).

O processo de polimerização leva a macromoléculas naturais com uma vasta distribuição de peso molecular. Em geral a amilose apresenta número de unidades de D-glicose entre 200 e 1000 e no caso da amilopectina valores superiores a 1500. A proporção de amilopectina:amilose não é constante em diferentes vegetais, ou diferentes variedades de um mesmo vegetal. No caso do milho a proporção 3:1 é a mais comum em variedades de cor

amarela, sendo quase ausente no milho ceroso e com maior proporção de amilose em espécies híbridas (Peres e Correa, 1996).

Segundo Denardin e Silva (2009), a amilopectina é, estrutural e funcionalmente, mais importante que a amilose, pois sozinha é suficiente para formar grânulo. A organização exata desses componentes dentro do grânulo ainda não é totalmente conhecida. Acredita-se que a amilose esteja localizada entre as cadeias da amilopectina e aleatoriamente entremeadada entre as regiões amorfas e cristalinas do amido. As maiores moléculas de amilose estão concentradas no centro no grânulo, enquanto as menores estão presentes na periferia e podem ser lixiviadas para fora do grânulo.

Uma característica estrutural que tem sido observada são os anéis concêntricos ou anéis de crescimento, que sugerem que o amido seja depositado em um ritmo diário, sendo o material recém sintetizado depositado na superfície, levando ao aumento do grânulo. Os anéis de crescimento do amido são organizados em regiões cristalinas e amorfas alternadas (Figura 3.14). A região cristalina é constituída pelas duplas hélices das cadeias da amilopectina, sendo mais compacta, enquanto que a região amorfa, menos ordenada, contém os pontos de ramificação das cadeias laterais da amilopectina e possivelmente alguma amilose (Eliasson, 1996 e Oates, 2004 apud Denardin e Silva, 2009).

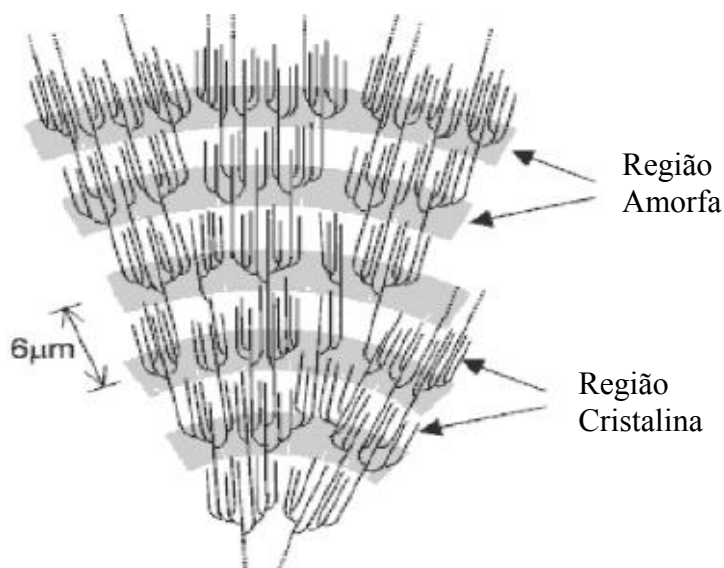


Figura 3.14 - Estrutura da amilopectina, formando as regiões amorfas e cristalinas dos grânulos de amido (adaptado de Denardin e Silva, 2009).

Denardin e Silva (2009) explicam que quando o amido entra em contato com a água fria ocorre o inchamento dos grãos devido à difusão e absorção de água nas regiões amorfas, mas esse processo é reversível pela secagem. Porém, ao aquecer os grânulos em água, eles incham irreversivelmente num fenômeno denominado gelatinização, em que ocorre perda da organização estrutural, com fusão dos cristais. A gelatinização inicia no centro do grânulo e se expande rapidamente para a periferia, ocorrendo primeiro nas regiões amorfas devido à fragilidade das ligações de hidrogênio nessas áreas. À medida que os grânulos se expandem, ocorre a lixiviação da amilose da fase intergranular para a fase aquosa, resultando em um aumento da viscosidade do sistema. O conjunto de mudanças que envolvem a ruptura da estrutura granular, o inchamento, a hidratação e a solubilização das moléculas caracteriza o processo de gelatinização.

As propriedades de inchamento e gelatinização são controladas, em parte, pela estrutura molecular da amilopectina (comprimento de cadeia, extensão de ramificação, peso molecular), composição do amido (proporção amilose:amilopectina e teor de fósforo) e arquitetura granular (proporção de regiões cristalinas e amorfas). Alguns estudos têm apontado que amidos com maior conteúdo de amilose, logo menor conteúdo de amilopectina, por apresentarem mais regiões amorfas e menos regiões cristalinas, apresentam menores temperaturas de gelatinização, entretanto, esse ponto ainda não é consenso entre os estudiosos (Denardin e Silva, 2009). Segundo Pinto et al. (1992) e Sousa (2016) a temperatura de gelatinização é reduzida com o aumento do teor de amilopectina.

Na indústria de mineração, o processo de gelatinização é realizado através da adição de soda cáustica, em função do inconveniente do uso de água quente nas instalações de tratamento, e também da necessidade de um circuito alcalino para o processo de flotação de minério de ferro (Araujo et al., 2005). A gelatinização por soda cáustica consiste na absorção de parte do álcali da solução diluída de hidróxido de sódio pelas moléculas da suspensão de amido.

Quando é armazenado e resfriado, o amido gelatinizado pode sofrer um fenômeno denominado de retrogradação. As moléculas de amido, com o passar do tempo, vão perdendo energia e as ligações de hidrogênio tornam-se mais fortes, e então as cadeias começam a reassociar-se num estado mais ordenado e o gel vai se tornando mais opaco à medida que a retrogradação se processa (Denardin e Silva, 2009). As características de retrogradação da

amilose e amilopectina são diferentes, sendo que a amilopectina apresenta baixa tendência a retrogradação e formação de gel (Pinto et al., 1992) .

Conforme estudos de Reis (1987), o processo de gelatinização aplicado ao griz de milho (granulometria mais grosseira) exige maior intervalo de tempo em relação ao amido de milho convencional (maizena) em função da menor superfície específica exposta a reação química, e também em função da necessidade de quebra de camadas sucessivas para que seja possível o contato entre a soda cáustica e as moléculas mais internas do grão de griz. A ação depressora dos dois materiais é similar, sendo o griz de milho dependente somente de sua fração não gelatinizada, cujo percentual tende a zero a partir de 20 minutos do processo de gelatinização, tempo bastante superior ao do amido convencional.

As macromoléculas do amido são altamente hidrofílicas em função da presença de muitos grupos OH no monômero D-glicose, e também são capazes de se estender em solução e formar ponte com partículas minerais, agindo como flocculante (Peres e Correa, 1996 e Raju et al., 1997). Todos os três grupos hidroxila (-OH) podem rotacionar de forma que eles fiquem em um lado do anel do monômero, fazendo-o hidrofílico. O lado oposto é, conseqüentemente, levemente hidrofóbico devido à exposição do grupo CH (Foster, 1965 apud Liu et al., 2000).

Os amidos podem ser modificados pela ação de temperatura, hidrólise ácida ou certas enzimas, sendo convertidos em dextrina. Dextrina tem a mesma proporção amilopectina:amilose da molécula original, porém com menor número de n de unidades de glicose. A estrutura resultante é hidrofílica, mas com cadeia muito curta para estabelecer pontes entre as partículas, portanto, tanto amidos não modificados quanto dextrina são capazes de hidrofilar a superfície mineral. Quando a flocculação não é prejudicial na flotação os amidos não modificados são geralmente aplicados, como é o caso do minério de ferro. Já quando é necessário um alto grau de dispersão para o processo a dextrina é utilizada (Peres e Correa, 1996).

O amido é não iônico com caráter levemente aniônico. Os derivados catiônicos e aniônicos estão relacionados ao uso de grupos carboxila e amina, respectivamente (Pearse, 2005).



Weissenborn (1996) relata a complexidade dos estudos de adsorção de amilopectina, amilose e amidos em geral em minerais, citando contrastes na literatura. O autor associa isso a diferenças de amostras dos reagentes, minerais e condições experimentais usados pelos pesquisadores.

Em estudos de floculação seletiva de partículas finas de ferro, Weissenborn (1996) comprovou que a amilopectina é responsável pela habilidade de floculação do amido, enquanto a amilose não apresenta nenhuma ação floculante. Porém, a amilopectina apresentou um comportamento de floculante em massa e não seletivo, e sua combinação com amilose reduziu a recuperação de todos os minerais (hematita, goethita e caulinita). Portanto, a combinação dos dois componentes aumenta a floculação seletiva dos minerais de ferro. A elevada capacidade de floculação e afinidade pela hematita da amilopectina foi atribuída a seu maior peso molecular e estrutura ramificada. A habilidade da amilose em suprimir a floculação da amilopectina e aumentar a floculação seletiva pode ser devida à associação entre as duas moléculas e co-adsorção.

Pavlovic e Brandão (2003) concluíram que a hematita é deprimida mesmo sem a ocorrência de floculação, porém, esta é provavelmente favorável à flotação, principalmente industrialmente. Já para o quartzo os autores verificaram que o efeito da floculação é necessário.

Pavlovic e Brandão (2003) verificaram através de isotermas de adsorção que amido, amilose e amilopectina apresentaram adsorção e efeito depressor similar sobre a hematita. No caso do quartzo a amilose apresentou maior adsorção do que o amido, e a amilopectina não apresentou adsorção. Apesar de sua adsorção sobre o quartzo, a amilose apresentou os piores resultados na depressão deste mineral, o que pode estar associado ao fato do reagente não ser floculante. Esses resultados indicaram que não há correlação entre a ação depressora e a quantidade de polissacarídeo adsorvido, principalmente sobre o quartzo.

Em ensaios de microflotação com quartzo, Aguiar (2014) verificou que quanto maiores as dosagens de maizena (25% de amilose) e amina, maior é a tendência de depressão do quartzo. Já o amidex, constituído principalmente por amilopectina, não apresentou a mesma tendência. A autora associou a maior depressão do quartzo pela maizena à capacidade do componente

amilose de formação de clatratos com a amina através de sua estrutura helicoidal. Clatrato é o termo utilizado para denominar o composto molecular formado pelo alojamento das moléculas de amina no interior das moléculas de amido, e que leva à depressão do quartzo.

Testes de flotação em bancada realizados por Moreira (2013), utilizando amidos de diferentes fontes e, conseqüentemente, diferentes proporções de amilopectina, também apontaram a influência positiva da mesma sobre a recuperação metalúrgica do ferro (Figura 3.15).

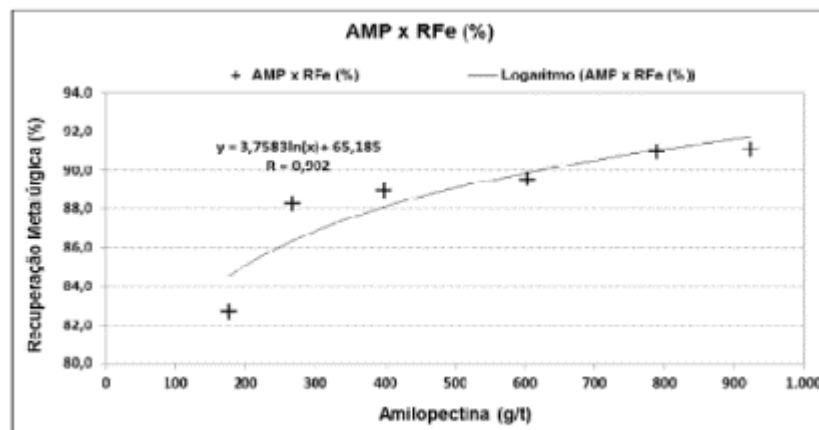


Figura 3.15 - Correlação entre a dosagem de amilopectina e recuperação metalúrgica (Moreira, 2013).

Em estudos com diferentes amidos de milho, diferentes viscosidades foram ajustadas por homogeneização. Os resultados (Figura 3.16) mostraram que há um tamanho molecular ótimo em que o amido atua de forma mais eficaz como depressor, e que grande redução no tamanho molecular, e conseqüente redução da viscosidade, não é vantagem (Bulatovic, 2007).

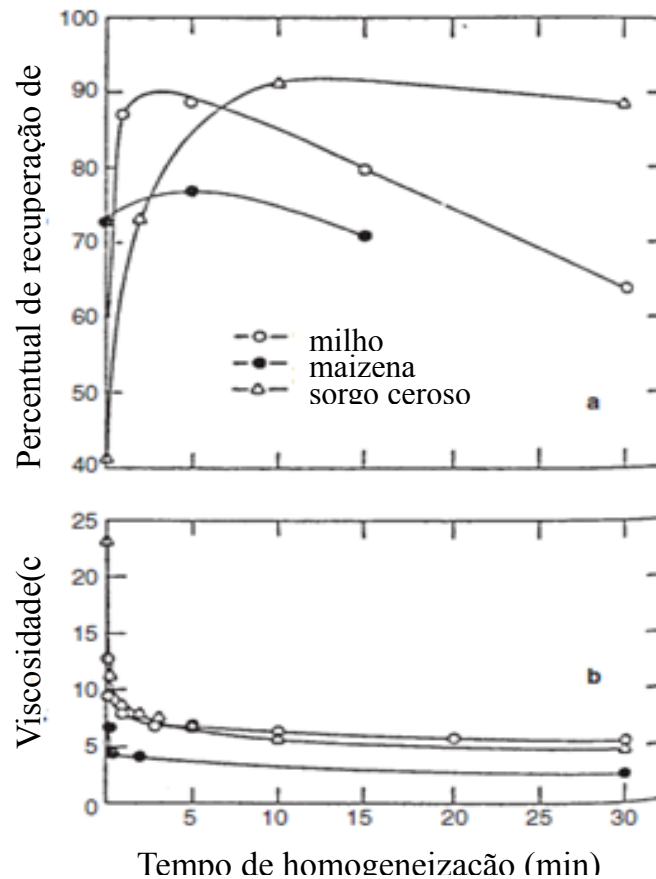


Figura 3.16 - Gráfico de tempo versus viscosidade ilustrando o efeito da homogeneização (Bulatovic, 2007).

Moreira (2013) verificou em testes de flotação em bancada que quando eram utilizados amidos provenientes das fontes tuberosas a espuma de coleta apresentava aspecto consistente e bem mineralizada, e associou esse fato ao baixo teor de óleo contido nessas fontes. Segundo Araujo et al. (2005), teor de óleo no amido acima de 1,8% pode atuar como inibidor da espuma.

Peres e Correa (1996) evidenciaram através de ensaios de microflotação (Figura 3.17) que a zeína é um excelente depressor para hematita, comparável a amilopectina e amido convencional não modificado (amido 1) e levemente superior a amilose. Também o glúten, um produto comercial com elevado teor de proteína, apresentou eficiência considerável como depressor da hematita. Porém, o amido não convencional não modificado (amido 2) apresentou os piores resultados na depressão da hematita. Os piores resultados foram observados para os produtos com maiores teores de óleo, o que pode explicar essa performance.

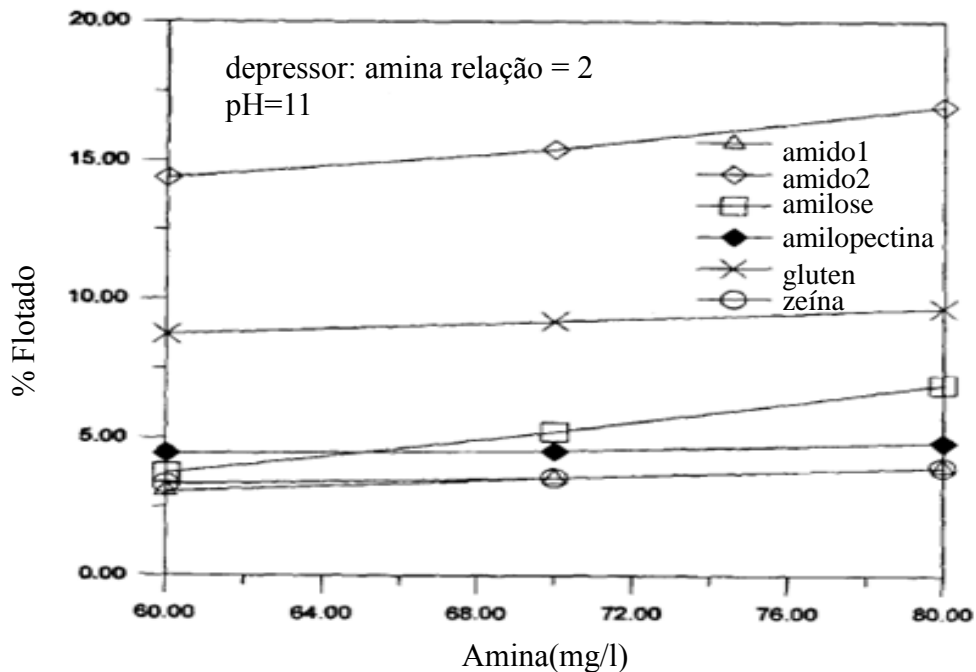


Figura 3.17 - Flotabilidade da hematita como uma função da concentração de eteramina, para diferentes depressores, no pH=11 (Peres e Correia, 1996).

Estudos de adsorção do amido na interface sólido-solução apresentados por Bulatovic (2007) indicaram que a adsorção de amidos em hematita e quartzo é dependente do pH, sendo que ela reduz com o aumento do pH (Figura 3.18). Verifica-se também a adsorção preferencial do amido na superfície da hematita.

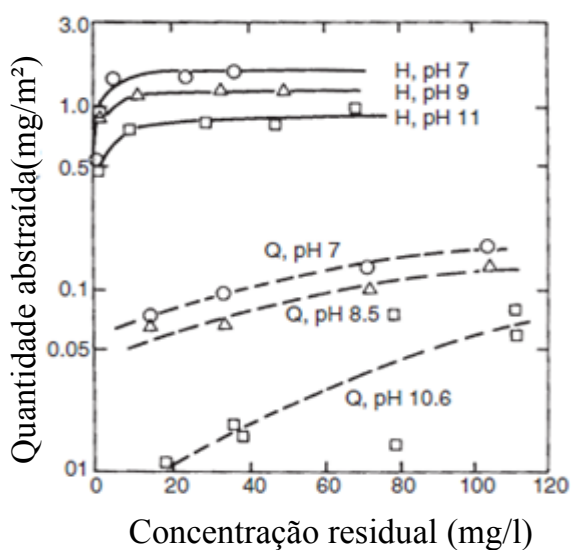


Figura 3.18 - Adsorção de amido de milho na hematita (H) e quartzo (Q) em função do pH (Bulatovic, 2007).

Matos et al. (2015) observaram que, para uma polpa de minério de ferro com percentual de lama quase inexistente, o estado de agregação das partículas não se altera significativamente em função do pH e da adição de amidos de milho ou mandioca. Já para minérios com 14% e 22% passante em 10  $\mu\text{m}$  o grau de dispersão aumenta a partir de pH 10, e reduz com o aumento da dosagem dos amidos. O amido de mandioca apresentou efeito de agregação mais efetivo do que o amido de milho.

Ao avaliar a influência do pH, Aguiar (2014) observou que a maizena (25% de amilose) apresentou poder de depressão sobre o quartzo em pH superior a 7 (Figura 3.19). Pode-se, então, levantar a hipótese de que a formação de clatratos, pelo componente amilose, pode contribuir para diminuição da seletividade nas condições industriais de flotação que ocorre na faixa de pH de 9-10,5.

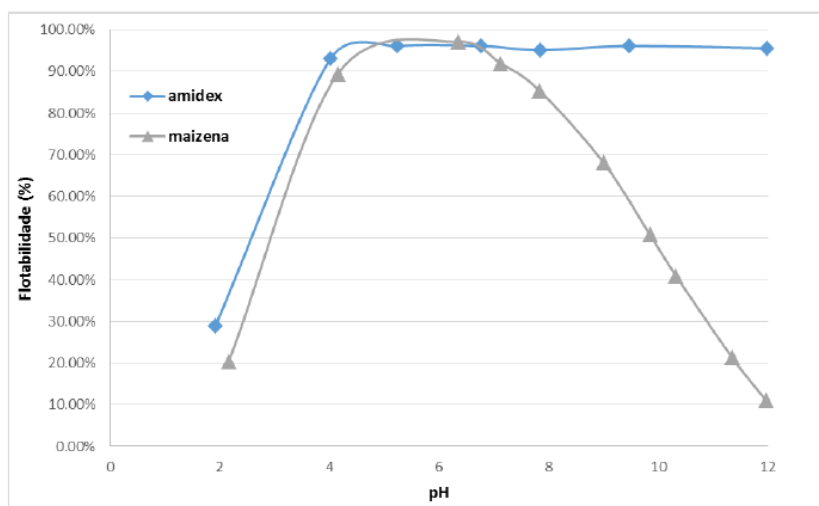


Figura 3.19 - Flotabilidade do quartzo em função do pH e do tipo de amido (80 mg/L de amina e 80 mg/L de amido) (Aguiar, 2014).

Ao analisar o potencial zeta do quartzo, Aguiar (2014) verificou o aumento do mesmo com a adsorção de maizena e amina em condições de pH que favoreceram a formação de clatratos, em relação às mesmas condições somente com adsorção de amina. Acredita-se, então, que a depressão do quartzo ocorra devido ao fato do amido coadsorver-se na interface quartzo-solução, em associação com a amina.

Lima et al. (2013) observaram, em testes de flotação em bancada com minério de ferro, utilizando diferentes granulometrias (-150  $\mu\text{m}$ ; -150  $\mu\text{m}$  +45  $\mu\text{m}$  e -45  $\mu\text{m}$ ), um aumento da

depressão de quartzo como consequência do aumento da dosagem de amina para a fração contendo apenas partículas mais grosseiras, e isso pode ser explicado pela possível formação de clatrato entre as moléculas de amina e amido. Esse efeito é ainda mais pronunciado em pH 9,5 e elevada velocidade do rotor (2000 rpm) no condicionamento. Em pH 9,5 a amina está dissociada em espécies iônicas, favorecendo a interação com o amido e a alta velocidade do rotor causa mais colisões, aumentando a interação entre os reagentes, ao mesmo tempo que favorece a descoleta das partículas de quartzo.

Martins et al. (2012) verificaram em testes de flotação em bancada que amostras de minerais contendo maior quantidade de hematita compacta, cristais de menor tamanho e menor conteúdo de hematita martítica, goethita e magnetita apresentam maior flotabilidade na ausência de depressor, indicando que demandam uma ação mais efetiva do depressor. De acordo com esses resultados, no pH de condicionamento de 10,5 as amostras com maior percentual de hematita compacta e menores cristais apresentaram dificuldade em serem deprimidas mesmo em dosagens elevadas. Porém, em pH de condicionamento 8,5, independentemente do teor de hematitas compactas e tamanho dos cristais, todas as amostras foram deprimidas. Martins et al. (2012) explicaram esse comportamento através de experimentos de adsorção de dextrina na superfície de magnetita realizados por Raju et al. (1997) que permitiram verificar que em tal pH ocorre maior abundância de sítios metálicos hidroxilados na interface mineral/solução, o que favorece a interação química entre a dextrina, um derivado do amido, e os minerais, propiciando uma depressão mais efetiva.

Nos ensaios de flotação com minério de ferro itabirítico apresentados por Martins et al. (2012) comprovou-se a necessidade de menor dosagem de amido de milho quando condicionado em pH 8 comparado ao condicionamento em pH 10 para obtenção de elevada recuperação metálica e teor de SiO<sub>2</sub> próximo a 1% (Figura 3.20).

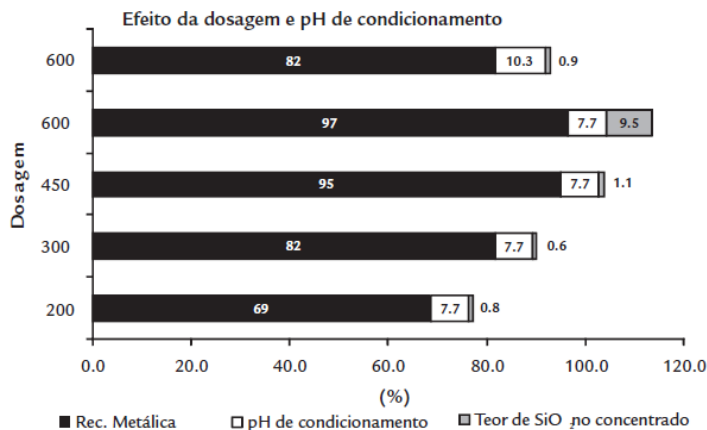


Figura 3.20 - Efeito da dosagem de amido e pH de condicionamento (Martins et al., 2012).

Kar et al. (2013), em estudos de adsorção de quatro diferentes amidos (amido solúvel, amido de milho, de batata e de arroz), verificaram que a máxima adsorção dos amidos com a hematita ocorre em valores de pH entre 5 e 9. Nos ensaios de microflotação para todos os reagentes avaliados ocorreu uma queda da depressão da hematita com a elevação do pH, na faixa avaliada de 6,5 a 9,5, sendo que os reagentes que levaram aos maiores índices de depressão da hematita, também levaram a maior depressão do quartzo. Além disso, se observou que os reagentes que mais alteraram o potencial zeta da hematita, levando a valores mais negativos na faixa básica, foram os que mais se adsorveram na superfície mineral. Porém, não foi possível afirmar que, necessariamente, os reagentes que mais adsorvem tiveram ação depressora mais efetiva.

Pinto et al. (1992) listam alguns mecanismos de adsorção do amido na superfície mineral:

- ligações de hidrogênio, consideradas como papel principal em sistemas hematita/quartzo e grafite;
- interações eletrostáticas na adsorção de amido em hematita e quartzo, sendo que o amido de milho catiônico adsorve mais fortemente na superfície de quartzo por ser mais negativa;
- adsorção química entre íons e grupo polar no amido, que podem explicar a adsorção de polissacarídeo em minerais de cálcio;
- formação de sal, um mecanismo baseado no efeito de formação de ponte de cátions metálicos;

- ligações hidrofóbicas, mecanismo que explica a adsorção de dextrina em minerais hidrofóbicos;

Segundo Liu et al. (2000), o entendimento dominante em relação ao uso de polissacarídeos na flotação mineral é que sua adsorção é não seletiva, resultante principalmente de ligações de hidrogênio. Porém sua aplicabilidade em uma vasta gama de sistemas minerais parece indicar que essa percepção é provavelmente simplista e incorreta, sendo os mecanismos de adsorção dos polissacarídeos mais complexos do que ligações de hidrogênio.

Liu et al. (2000) citam que uma série de estudos deram suporte à observação de que os polissacarídeos naturais não modificados, tais como dextrinas, amido ou goma guar se adsorvem na superfície mineral através de interações com espécies de metal-hidroxilado da superfície mineral, porém há diferentes opiniões sobre como essa interação ocorre. Baseado no fato de que grupos hidroxilados de metal da superfície com uma acidez inferior exibem maior interação com os polissacarídeos naturais, a natureza da interação é provavelmente ácido-base. A extensão da interação ácido-base provavelmente determina se a adsorção é ligação de hidrogênio ou complexação química.

Raju et al. (1997) observaram que a dextrina pode interagir independentemente da carga de superfície, desde que os metais da superfície estejam hidroxilados. Segundo Liu et al. (2000) o postulado de que os polissacarídeos podem interagir com as espécies de metal-hidroxilado e o fato que a metal hidroxilação é dependente do pH podem explicar algumas separações minerais como quartzo da hematita, sílica de fosfato e calcopirita da galena.

Kar et al. (2013) afirmam que a atividade depressora do amido na hematita é devida à interação dos grupos hidroxila de ambas espécies. A seletividade do átomo de oxigênio depende da polaridade que também depende de sua solubilidade em água. Consequentemente a configuração do amido, que influencia a solubilidade, afeta a ação depressora na hematita. Há quatro grupos OH disponíveis nas moléculas de amido. Entretanto os grupos OH próximos ao heterocíclico de oxigênio são mais polarizáveis comparados a outros grupos OH. O par solitário de elétrons presente em átomos polarizáveis de oxigênio irão interagir com o orbital vago disponível no átomo de Fe do óxido de ferro, e então pode ser proposta a interação amido-hematita, conforme a Figura 3.21.



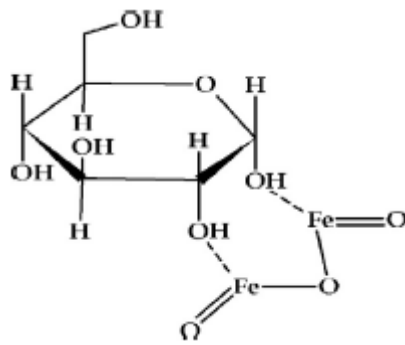


Figura 3.21 - Estrutura de interação amido-hematita (Kar et al., 2013).

Pinto et al. (1992), ao estudar o efeito do amido de mandioca (composto aproximadamente de amilose:amilopectina na proporção 17% : 83%), amilose e amilopectina, verificaram que o amido foi mais eficiente na depressão dos minerais quartzo, calcita e apatita, sendo para a hematita a amilopectina o melhor depressor. Analisando apenas o amido este se mostrou um agente depressor mais forte para hematita do que para o quartzo e para calcita mais do que para apatita. Os autores associaram este comportamento no sistema quartzo/hematita à interações eletrostáticas e no sistema calcita/apatita devido a complexação envolvendo o cátion cálcio.

Pavlovic e Brandão (2003), através de estudos de adsorção e infravermelho, indicaram o mecanismo de quimissorção na adsorção do amido na superfície da hematita, considerando que a ligação ocorre através dos átomos de ferro presentes na superfície mineral.

Segundo Bulatovic (2007) o amido é mais fortemente adsorvido na hematita do que no quartzo. O autor analisa vários estudos e aponta que a interação do amido e sistema hematita-quartzo pode ser de natureza química e governada por forças eletrostáticas.

Turrer (2007) identificou que o principal mecanismo de adsorção de carboidratos na hematita é químico, e não eletrostático, justificando a continuação da adsorção mesmo acima do PIE da hematita.

Apesar da adsorção de amido ser preferencial na superfície da hematita, o aumento da dosagem do depressor, além de aumentar a recuperação do ferro, aumenta também o teor de sílica no concentrado, conforme resultado de testes apresentados na Figura 3.22, realizados

por Moreira (2013). Portanto, deve-se atentar às especificações do cliente na escolha da dosagem do reagente.

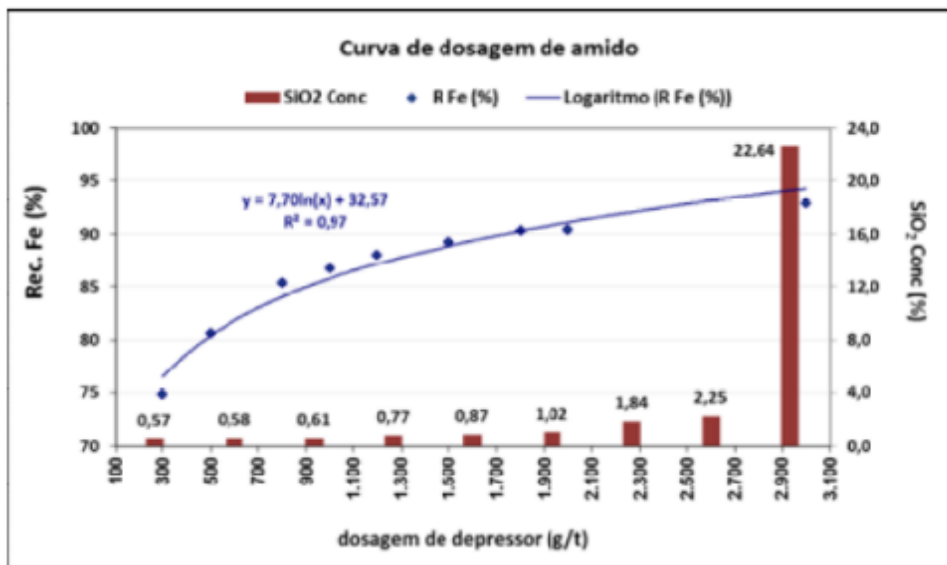


Figura 3.22 - Curva de dosagem de amido de milho (Moreira, 2013).

Os estudos com novas fontes de amido, e a busca de maior conhecimento das suas características e efeito sobre o processo de beneficiamento mineral vem ganhando espaço entre os pesquisadores. Moreira (2013), ao realizar ensaios de flotação de minério de ferro com diferentes fontes de amido, identificou que as farinhas de mandioca, araruta, baroa, fração aérea da baroa, batata doce e banana verde têm grande potencial para serem usados em substituição ao amido de milho como depressor.

Breuninger et al. (2009) explicam que as propriedades dos amidos são afetadas por muitos fatores. Além da origem botânica, a forma de cultivo, estações de crescimento, idade das raízes, quando se aplica, e o método de extração afetam essas propriedades. A figura 3.23 apresenta um exemplo de variação no processo de gelatinização de amidos de mandioca que passaram por diferentes práticas de cultivo.

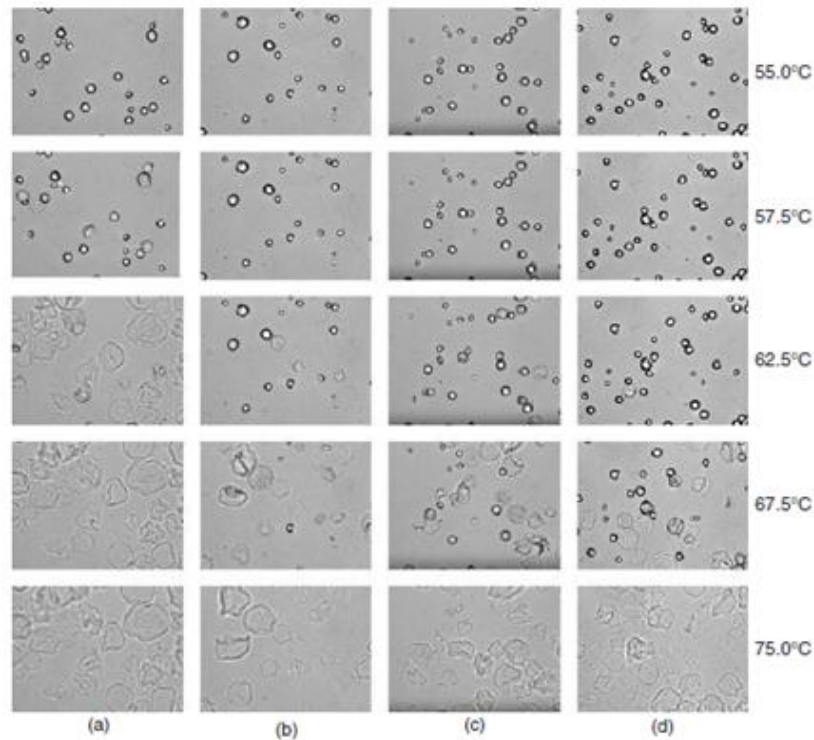


Figura 3.23 - Mudanças na estrutura granular do amido de mandioca extraído de diferentes rotas: (a) plantado durante o período chuvoso e colhido aos 6 meses; (b) plantado durante o período chuvoso e colhido aos 12 meses; (c) plantado durante o período seco e colhido aos 6 meses; (d) plantado durante o período seco e colhido aos 12 meses, quando observados em microscópio em diferentes temperaturas (Breuninger et al., 2009).

Em comparação com amidos de milho, amidos de mandioca apresentam gomas com maior viscosidade, indicativo de maior peso molecular, e teor de óleo desprezível, reduzindo a inibição da ação espumante (Aguiar, 2014). Breuninger et al. (2009) também citam seu baixo nível de materiais residuais (óleo, proteína, cinzas), menor teor de amilose e elevados pesos moleculares de amilose e amilopectina. Outro ponto de diferença é que em função do seu menor teor de amilose, os amidos cuja fonte é a mandioca, apresentam menor tendência a retrogradação.

Sousa (2016) encontrou em suas análises um poder de inchamento similar entre o amido de milho e mandioca, e significativamente menor para a fécula de mandioca. Porém, não conseguiu identificar correlação entre o mesmo e a proporção de amilopectina. Com relação à solubilidade, o amido de mandioca (14,6%) foi levemente superior ao de milho (12,57%), e a fécula de mandioca bastante superior aos dois (22,16%).

Na Tabela 3.6 são apresentados resultados qualitativos e quantitativos de amidos de milho e mandioca caracterizados por Moreira (2013). Verificam-se elevados teores de amilopectina nos amidos originados da mandioca comparados aos originados do milho, menores teores de proteína, porém maior teor de elementos não identificados (outros). Sousa (2016) também determinou para amido e fécula de mandioca, percentuais de amilopectina, 43,49% e 38,30%, superiores ao encontrado no amido de milho, 28,38%.

Tabela 3.6 - Composição centesimal das farinhas de amido (adaptado de Moreira, 2013)

Nome Científico	Nome Popular	Umidade (%) (2)	Amido Total (%) (2)	Proteína (%) (2)	Matéria Graxa (%) (2)	Cinzas (%) (2)	Outros (%) (3)	AML (%)	AMP (%) (4)
<i>Manihot esculenta</i>	Mandioca	9,67 ± 0,04	64,29 ± 3,17	2,26 ± 0,21	0,69 ± 0,11	1,29 ± 0,01	21,80	11,30 ± 2,95	88,70
<i>Zea mays</i>	Fubá de Milho	10,94 ± 0,26	77,08 ± 1,05	6,36 ± 0,94	1,61 ± 0,06	0,36 ± 0,03	3,65	36,47 ± 1,70	63,53
<i>Zea mays( Maisena)</i>	Amido Milho	11,01 ± 0,51	90,26 ± 0,99	0,23 ± 0,00	0,03 ± 0,02	0,08 ± 0,02	0,00	44,35 ± 1,40	55,65
<i>Zea mays - Gritz</i>	Gritz de Milho	12,64 ± 0,02	60,17 ± 3,88	6,27 ± 0,21	0,85 ± 0,19	0,26 ± 0,02	19,81	16,88 ± 1,90	83,12
<i>Manihot esculenta</i>	Farelo Mandioca	14,54 ± 0,09	50,74 ± 2,18	1,88 ± 0,15	0,14 ± 0,01	1,55 ± 0,02	31,15	17,31 ± 3,51	82,69
(2) UFV, 2012		(3) Outros = 100 - Σ (elementos)		(4) AMP = 100-AML		AMP = Amilopectina AML = Amilose			

Souza et al. (2014) avaliaram o efeito de oito diferentes depressores, orgânicos e inorgânicos, na flotação anionica direta de um fosfato silico-carbonatado. Os amidos não modificados de milho e mandioca foram os mais eficientes na depressão dos contaminantes calcita e silicatos, sendo o amido de mandioca, possivelmente em função do maior teor de amilopectina, ainda mais seletivo do que o de milho.

Em testes de microflotação, Sousa (2016) observou que a fécula de mandioca levou a uma excelente depressão da hematita com dosagem significativamente menor do que o amido de milho, e mesmo a elevadas dosagens praticamente não afetou a flotabilidade do quartzo, indicando sua alta seletividade e comprovando o papel flocculante poderoso da amilopectina. Já comparando o amido de milho e o amido de mandioca, observou-se um comportamento bastante semelhante, em que baixas dosagens não foram suficientes para se alcançar uma boa depressão da hematita, porém o aumento da dosagem também levou ao aumento significativo da depressão do quartzo. Em testes de flotação em bancada, a autora obteve maior recuperação metálica com o uso do amido de mandioca do que a fécula de mandioca, e destes dois, significativamente maior do que o amido de milho. Porém, não são apresentados os resultados químicos dos concentrados e rejeitos gerados.

O amido originado da mandioca apresenta grande potencial de substituição do amido de milho, apresentando inclusive custo de produção mais baixo. Tecnicamente o amido de mandioca apresenta elevado teor de fração amilácia (amilopectina+amilose) em função dos baixos teores de proteína e óleos. A viscosidade da solução gelatinizada é maior que a do amido de milho, uma indicação de alto peso molecular e efetiva ação depressora. Um produto menos puro e mais barato é obtido pela moagem da raiz com sua superfície interior, apresentando, ainda assim, ação depressora aceitável. O maior obstáculo a sua utilização é a falta de grandes grupos produtores, que facilite o atendimento ao nível da demanda (Araujo et al., 2005).

Segundo dados da SUFRAMA (2003), o maior produtor mundial de amido são os Estados Unidos, com 14 milhões de toneladas, seguidos dos países asiáticos com 11 milhões, a CEE com 6,0 milhões, a América Latina com 1,3 milhão e o Brasil com 1,0 milhão de toneladas. As matérias-primas mais usadas em termos mundiais para extração do amido são: o milho com 64% de participação, a batata-doce com 13% e a mandioca com 11%.

O sumário executivo da SUFRAMA (2003) ainda traz os seguintes pontos como principais dificuldades no desenvolvimento do cultivo da mandioca:

- Alta perecibilidade - o tempo entre a colheita e a industrialização não deve exceder a 36 horas, devido à tendência de escurecimento da matéria-prima e conseqüente perda de qualidade do amido;
- Baixa produtividade das variedades de mandioca disponíveis;
- Falta de variedades com aptidão para produção de amido adaptadas a cada região.

A decisão de qual depressor utilizar em um sistema de flotação reversa de minério de ferro não deve considerar somente seu desempenho em relação ao processo, mas fatores externos como: preço, disponibilidade (produção e mercado), biodegradabilidade e toxicidade.

### **3.5 Mineração Usiminas**

O Grupo Usiminas adquiriu em 2008 os ativos minerários pertencentes ao Grupo J.Mendes, localizados na região de Serra Azul - MG. Formada em 2010 a partir de uma parceria com o

grupo japonês Sumitomo Corporation, 70% e 30% respectivamente, a Mineração Usiminas (MUSA) é composta por ativos minerários e logísticos, e representa o início da cadeia de valor da Usiminas. A maior parte da produção gerada em suas instalações de tratamento de minérios (ITM's) é destinada à usina siderúrgica em Ipatinga. Em 2013 a MUSA ficou entre as sete empresas que juntas foram responsáveis por 89,9% da produção de minério de ferro brasileira.

A unidade explora e beneficia uma jazida de itabirito friável e semi-compacto em quatro ITM's. As ITM's Oeste, Central e Samambaia contemplam métodos de concentração gravimétricos e magnéticos, e a ITM Flotação, que teve início das operações em 2014, o método de concentração por flotação.

### **3.5.1 Geologia**

A região de Serra Azul, onde está localizada a Mineração Usiminas, está inserida no Quadrilátero Ferrífero (QF), distrito minerário do Sudeste Brasileiro responsável por 70% da produção de minério de ferro do país e citada dentre as maiores formações rochosas tipo BIF's (Formações Ferríferas Bandadas) do mundo.

Amorim e Alkmim (2011) apresentaram os resultados de um programa de exploração da Região de Serra Azul, no qual dois critérios foram utilizados para classificar os minérios de ferro:

1. O teor de ferro;
2. O W1, que representa o percentual de massa retido em 6,35 mm depois que a amostra é britada em 31,5 mm.

De acordo com o segundo critério o minério é classificado como:

- Friável, com W1 igual ou menor a 30%;
- Semi-Compacto, W1 entre 30 e 55%;
- Compacto, W1 entre 55 e 70%;
- Maciço (*Hard-compact*), W1 acima de 70%.

Considerando este critério três tipos principais de minério de ferro em Serra Azul podem ser discriminados:

- Hematita e itabirito padrão: domínio de minério compacto e maciço em relação a outros tipos. O teor de ferro varia entre 30 e 40% com uma média de 36%, o que corresponde a um teor de hematita/martita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) de 50%. O teor médio de sílica é 47%, o que significa que essa é uma rocha composta basicamente de hematita/martita e quartzo, com quantidades baixas de outros elementos como fósforo, alumina e PPC.

- Itabirito magnético: tipicamente é uma rocha dura ( $W_1 > 80\%$ ) com teor de ferro entre 25% e 35%. Os principais minerais de ferro são magnetita, hematita, goethita e grunerita. Também estão presentes calcita, dolomita e quartzo. A presença de carbonatos implica em altos teores de CaO e MgO. Perfurações indicam que o produto do intemperismo do itabirito magnético é goethítico com fósforo alto, ocre ou formação de ferro amarelada, muito conhecida na região.

- Formação de ferro argiloso (AIF): rochas macias (média  $W_1=17\%$ ) que apresentam em média 29% ferro, porém elevados teores de fósforo e PPC.

Em consequência do processo de enriquecimento supergênico, tipicamente, o material mais macio é também o mais rico. Submetidos a crescentes graus de intemperismo ocorre a mudança de minério maciço para compacto, para semi-compacto e finalmente friável (Amorim e Alkmim, 2011).

Internamente na Mineração Usiminas, além da classificação acima, as tipologias nas minas são descritas como:

1) Itabiritos ferro hidratados (goethíticos) de derivação carbonática:

- Compactos (ICC)
- Semi-compactos (ISCC)
- Friáveis (IFC)

2) Martita quartzo itabiritos:

- Maciços/compactos (IC)
- Semi-compactos (ISC)

- Friáveis (IF)

Ambos os grupos são resultado do intemperismo (lixiviação) e enriquecimento supergênico que modificaram a rocha/itabirito original.

Os itabiritos Fe-hidratados (Figura 3.24a) são resultados da combinação de enriquecimento residual e de processos de alteração e intemperismo onde a sílica, silicatos e carbonatos foram substituídos por goethita ou lixiviados do sistema. A hematita original não é afetada quimicamente, enquanto a magnetita está oxidada principalmente para martita e em parte goethita. Há uma variedade deste minério em que a magnetita não está totalmente oxidada e transformada em martita, possuindo ainda núcleos diferenciados do proto minério magnético associados.

O grupo martita quartzo itabiritos (Figura 3.24b) contém essencialmente minérios martíticos/hematíticos com setores mais ou menos ricos em goethita e martita. É comum nos depósitos minerais do QF a transformação das magnetitas em martitas, passando por alteração supergênica/intemperismo e mesmo hidrotermal.



Figura 3.24 - Itabiritos ferro hidratados (goethíticos) de derivação carbonática (a); Martita quartzo itabiritos (b).

### 3.5.2 Processo Produtivo por Flotação

A ITM Flotação (Figura 3.25) foi desenvolvida para receber os rejeitos grossos oriundos dos processos de jagem e espiralagem das ITM's Oeste, Samambaia e Central que alimentam a moagem, os finos de uma barragem de rejeitos que alimentam um sistema com peneiramento, classificador espiral e hidrociclones para classificação, os finos deslamados da ITM Samambaia e os finos da ITM Central.



Os materiais alimentados passam por uma etapa de deslamagem antes de serem direcionados para a etapa de flotação. A lama resultante dessa etapa alimenta o espessador de lama tipo convencional em que são adicionados floculante e coagulante.

A etapa de concentração é composta por duas linhas independentes similares que operam em paralelo. Cada linha é composta por um condicionador, duas células tipo *tank cell* na etapa *rougher*, três colunas na etapa *cleaner*, duas colunas na etapa *recleaner* e duas células tipo *tank cell* na etapa *scavenger*.

O amido é adicionado à polpa nos condicionadores e a primeira adição de amina é feita nas calhas dos condicionadores antes da etapa *rougher*, sendo dosagens adicionais feitas em outras etapas conforme a necessidade do processo.

O concentrado final (concentrado *recleaner*) alimenta o espessador de concentrado tipo convencional em que também é adicionado floculante. O *underflow* do espessador com percentual de sólidos adequado alimenta a filtragem que é realizada por meio de filtros contínuos a vácuo do tipo disco vertical. O material filtrado é o produto final e é disposto em pilha cônica.

O rejeito da concentração e o *underflow* do espessador de lama são direcionados através de rejeitoduto para a barragem de rejeito.

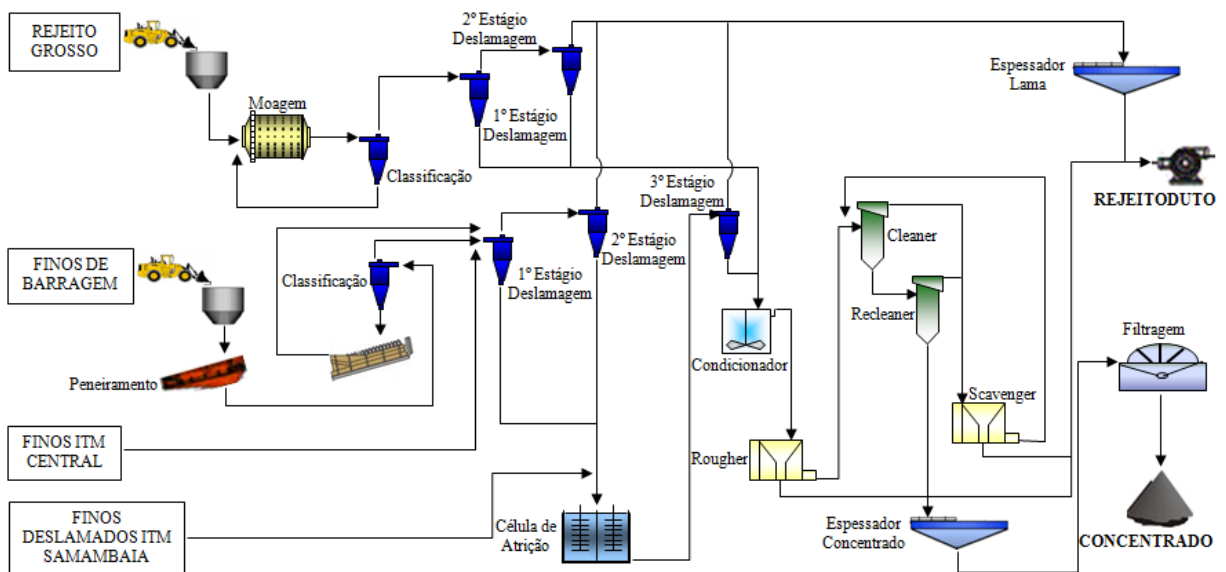


Figura 3.25 - Fluxograma ITM Flotação.

## 4 MATERIAIS E MÉTODOS

O material estudado foi um rejeito fino proveniente da Barragem Central da Mineração Usiminas. Neste capítulo são apresentadas as metodologias dos experimentos realizados para atender aos objetivos propostos por este trabalho. Os procedimentos experimentais incluem caracterização e preparação das amostras, flotação em bancada e ensaios de potencial zeta.

### 4.1 Coleta das Amostras

As amostras do rejeito foram provenientes de uma campanha de sondagem realizada em 2012. Nessa campanha foi utilizado o método de sondagem rotoperfussiva, que utiliza em seu sistema de amostragem a perfuração das amostras por meio de fragmentação do material com broca, em seguida, recuperando-as através de injeção de ar + água.

Foram selecionadas 19 amostras, de 12 furos cuja distribuição espacial ao longo da barragem é mostrada nas Figuras 4.1 e 4.2. A profundidade média das amostras foi de 17 m, máxima de 42 m e mínima de 2,92 m.

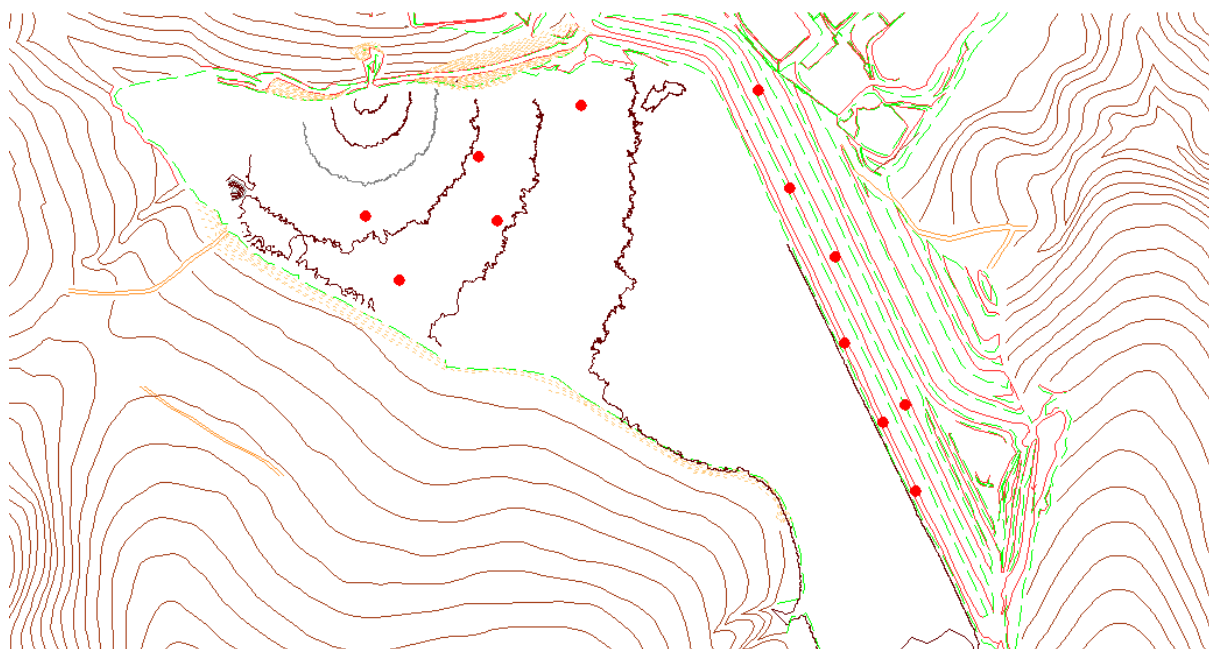


Figura 4.1 - Vista em planta da Barragem Central com os furos selecionados.

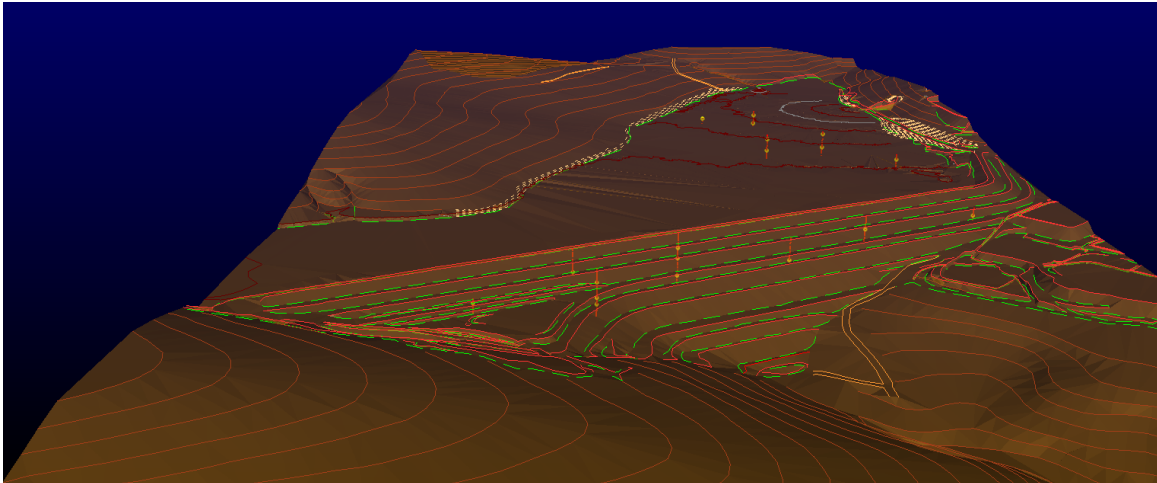


Figura 4.2 - Distribuição das amostras na Barragem Central.

## 4.2 Preparação das Amostras

As amostras foram preparadas para os ensaios e análises no Laboratório de Tratamento de Minérios Demin-UFOP.

### 4.2.1 Homogeneização e Quarteamento

As amostras originadas dos diferentes furos de sonda foram misturadas, compondo uma amostra global inicial. Para garantir a homogeneidade do material utilizou-se a formação de pilha cônica que foi retomada três vezes. Em seguida o material foi alimentado no quarteador de corrossel. Com o quarteamento foram geradas 12 amostras com massa média de 30 kg e desvio padrão de 0,26 kg.

Amostras na quantidade necessária para caracterização e testes de flotação foram obtidas por quarteamento em divisor de rifles jones, e/ou com formação de cones e uso de cruzetas.

A Figura 4.3 apresenta a amostra de rejeito assim como foi recebida no laboratório.



Figura 4.3 - Amostra de rejeito da Barragem Central Mineração Usiminas.

#### 4.2.2 Classificação e Deslamagem

Na preparação das amostras para realização dos ensaios de flotação em bancada foi necessário o ajuste da granulometria do material à faixa  $-150 \mu\text{m} + 10 \mu\text{m}$ , através de etapas de classificação e deslamagem.

A classificação para eliminação do excesso de partículas grossas foi realizada através de peneiramento a úmido, de alíquotas de aproximadamente 2,5 kg de rejeito, em peneiras quadradas com abertura de  $300 \mu\text{m}$  (Figura 4.4).



Figura 4.4 - Classificação da amostra.

A deslamagem foi realizada em baldes transparentes de 20 litros e conforme os passos seguintes:

- i) adicionou-se a massa previamente classificada no balde;
- ii) ajustou-se o percentual de sólidos para 15%;
- iii) ajustou-se o pH da polpa em 9,8, adicionando hidróxido de sódio;
- iv) agitou-se manualmente a polpa com um bastão por 3 minutos;
- v) deixou-se a polpa em sedimentação por 5 minutos;
- vi) encheu-se uma mangueira com água e iniciou-se o sifonamento do sobrenadante até uma altura de aproximadamente 3 dedos acima do afundado;
- vii) realizou-se o 2º, e posteriormente 3º estágio de deslamagem, completando o nível de polpa até a marca inicial, utilizando uma água previamente ajustada em pH 9,8;
- viii) filtrou-se e secou-se a 100 °C o afundado para alimentar os testes de flotação em bancada.

### **4.3 Caracterização**

#### **4.3.1 Análise Granulométrica**

As análises granulométricas das amostras do rejeito da barragem e da alimentação da flotação foram realizadas no Laboratório de Tratamento de Minérios Demin-UFOP. Em função da quantidade de partículas finas no material optou-se pelo peneiramento combinado. O peneiramento a úmido foi realizado com peneiras de abertura 53 µm e 38 µm. O material retido em 53 µm foi secado e peneirado a seco em aberturas de 500 µm, 300 µm, 209 µm, 150 µm, 106 µm e 77 µm em um peneirador suspenso durante 20 minutos. O peneiramento foi realizado em duplicata. As massas foram pulverizadas, agrupadas em frações e encaminhadas para análises químicas e mineralógicas.

A distribuição granulométrica da fração passante em 38 µm foi determinada em granulômetro a laser Cilas 1064 no Laboratório de Propriedades Interfaciais DEMIN/UFOP.

#### **4.3.2 Determinação de Peso Específico**

Neste trabalho foi utilizado o picnômetro a hélio, modelo Ultrapyc 1200e, disponível no Laboratório de Propriedades Interfaciais – DEMIN/UFOP, para determinar o peso específico

do rejeito de barragem. O peso específico determinado no equipamento corresponde a média de 3 valores obtidos com desvio de 0,005%.

### **4.3.3 Análise Química**

As análises químicas de todo o estudo foram realizadas no laboratório químico da Mineração Usiminas, conforme procedimentos internos. Foi utilizado o equipamento de análise por fluorescência de raios X (FRX) com dispersão por comprimento de onda (WDXFR) do fabricante PANalytical. As amostras enviadas para análise quantitativa via FRX foram fundidas com uma mistura de tetraborato de lítio e metaborato de lítio, usando iodeto de potássio como desmoldante. O teor de ferro medido via FRX pode sofrer influências do próprio material e do meio (mistura fundente), então, nos casos que o fechamento estequiométrico da composição química não atendia os limites pré-estabelecidos (98 a 102%), foi feita a análise do teor de ferro através de titulometria. Para análise da perda por calcinação (PPC) a amostra foi submetida a uma temperatura de 1000 °C em forno mufla.

### **4.3.4 Análise Mineralógica**

A identificação da composição mineralógica do rejeito da barragem por frações (+150 µm, -150+53 µm, -53+38 µm e -38 µm) foi através da análise por difratometria de raios X (DRX), realizadas em um Difratorômetro da PANalytical Empyrean, utilizando radiação  $\text{CuK}\alpha$  e cristal monocromador de grafita, no Laboratório de Difração de Raios X da UFMG. A análise dos minerais quartzo e hematita, utilizados no potencial zeta, foi também através de difração de raios X em um equipamento do fornecedor PANalytical, porém no Laboratório de Propriedades Interfaciais – DEMIN/UFOP.

## **4.4 Ensaios de Flotação**

### **4.4.1 Reagentes**

Os reagentes utilizados foram:

- i. coletor: Monoamina Flotigam EDA – Fabricante Clariant, preparado a 1% p/v;
- ii. moduladores de pH: hidróxido de sódio (NaOH) – 5% p/v e  $\text{CO}_2$ ;

- iii. depressores: fubás de milho e farinhas de mandioca (Tabela 4.1). Foram preparados a 1% p/v e gelatinizados na proporção amido:soda de 8:1. O amido Flotamil75, por ser o utilizado industrialmente, foi referência para o estudo.

Tabela 4.1 – Amidos e fabricantes

<b>Reagente</b>	<b>Fabricante</b>
Fubá de Milho - Flotamil75	Caramuru
Fubá de Milho - Flokit415	Kowalski
Farinha de Mandioca - FF01	Tecknoamido
Farinha de Mandioca - FF73	Tecknoamido

As soluções de depressores foram preparadas a cada dia de testes para evitar a retrogradação.

Ao longo deste trabalho os fubás de milho e farinhas de mandioca testados podem estar referenciados usando os termos amido de milho e mandioca, respectivamente. Essa terminologia é usual na indústria mineral.

#### **4.4.2 Ensaios de Flotação em Bancada**

Foi utilizada a célula de flotação, marca CDC, com uma cuba de volume 1500 mL. A velocidade do rotor foi ajustada em 1100 rpm, considerando observações visuais da turbulência causada. As medidas de pH foram feitas usando o medidor de pH - DM22 do fabricante Digimed. O condicionamento do depressor foi realizado por 5 minutos, e do coletor por 1 minuto. O percentual de sólidos para condicionamento dos reagentes e flotação foi de 45%. O tempo de coleta foi definido através de testes de cinética de flotação.

Os ensaios de flotação foram realizados em apenas uma etapa de acordo com os seguintes passos:

- i) adicionou-se a massa de rejeito correspondente à cuba;
- ii) adicionou-se a quantidade de água necessária para obtenção da polpa com 45% de sólidos;
- iii) ligou-se o rotor da célula, ajustou-se a rotação e condicionou-se a polpa por 1 minuto;
- iv) mediu-se e anotou-se o pH inicial do polpa;

- v) adicionou-se a solução de depressor, e condicionou-se por 5 minutos;
- vi) mediu-se o pH de condicionamento e, quando necessário, o mesmo foi ajustado;
- vii) ajustou-se o pH de flotação, adicionou-se a solução de amina, e condicionou-se por 1 minuto;
- viii) posicionou-se o recipiente para coleta do rejeito, abriu-se a válvula de aeração e ligaram-se os raspadores da cuba;
- ix) manteve-se o nível da polpa com a reposição de água previamente ajustada no pH de flotação;
- x) realizou-se a coleta pelo tempo determinado, e ao final mediu-se e anotou-se o pH da polpa;
- xi) filtrou-se, secou-se a 100 °C e pesou-se a massa de afundado e flotado.

Para cálculo da recuperação de água para afundado e flotado, as massas de polpa (sólido + água) obtidas eram pesadas antes do passo xi. As águas utilizadas na lavagem de cuba, espátulas e bandejas também eram controladas e registradas.

#### **4.4.3 Ensaios Exploratórios**

Com a intenção de fazer uma análise prévia do comportamento dos diferentes amidos, e definir a condição de preparação da amostra, foram realizados ensaios com dois amidos em uma dosagem pré-fixada de 600 g/t, amina em 100 g/t e pH 10. A relação amido:soda utilizada neste caso foi de 5:1.

Para os testes foram usadas três amostras diferentes, sendo: classificada e deslamada; classificada sem deslamar; e moída, classificada e deslamada. O ensaio utilizando uma moagem rápida de 2 minutos antes da classificação foi realizado com o objetivo de observar a influência da geração de novas superfícies, considerando que este rejeito não passou por moagem industrial e ficou depositado por muito tempo na barragem.

O tempo de flotação para as amostras deslamadas foi 5 minutos, e para aquelas sem deslamar 12 minutos.



#### 4.4.4 Determinação da Dosagem de Amina

Para determinação da dosagem de amina foram realizados ensaios utilizando um planejamento fatorial de experimentos, alterando as variáveis dosagens de amina e dosagens de amido em dois níveis (Tabela 4.2). A combinação dessas variáveis e níveis geraram quatro ensaios, que foram realizados em duplicata. Para estes testes foi utilizado o amido padrão Flotamil75.

Tabela 4.2 - Variáveis e seus níveis

Variáveis	Níveis	
	-	+
Amina (g/t)	70	120
Amido (g/t)	600	1000

A dosagem de amina ótima foi definida pela análise dos resultados de teor de sílica no concentrado.

#### 4.4.5 Testes de Cinética de Flotação

A melhor maneira de se determinar o tempo de flotação para um estudo é através da curva de cinética de flotação. A condução dos testes em bancada até a exaustão da espuma pode causar interferência nos resultados que prejudiquem as definições futuras, sendo as principais interferências: influência do fator de residência, coleta desnecessária de ferro no flotado devido à possibilidade de arraste hidrodinâmico, desestabilização da camada de espuma devido ao consumo do coletor amina, entre outros.

O intervalo de coleta do flotado utilizado foi de 60 em 60 segundos, até 300 segundos, e o ensaio foi realizado em duplicata. O menor tempo com a máxima recuperação de quartzo para o flotado será definido para os testes finais.

#### 4.4.6 Ensaios Finais de Flotação em Bancada

Com as variáveis dosagem de amina e tempo de coleta definidos e mantidos constantes, foram realizadas três série de testes, utilizando diferentes amidos como depressores e em dosagens

variadas. Cada série teve um pH de condicionamento do amido diferente, sendo eles o próprio pH de flotação (pH 10), pH 8 e pH 9.

O desempenho da flotação foi mensurado pela recuperação metalúrgica e índice de seletividade, conforme equações abaixo, e teor de sílica no concentrado.

$$\text{Recuperação Metálica: } R_m = \frac{C_c}{A_a} \quad (4.3)$$

onde:

C = massa de concentrado;

A = massa da alimentação;

c = teor de ferro no concentrado;

a = teor de ferro na alimentação.

$$\text{Índice de Seletividade Gaudin} = \sqrt{\frac{\% \text{ Fe concentrado} \times \% \text{ SiO}_2 \text{ rejeito}}{\% \text{ Fe rejeito} \times \% \text{ SiO}_2 \text{ concentrado}}} \quad (4.2)$$

#### 4.5 Ensaio de Potencial Zeta

As medidas de potencial zeta foram realizadas no equipamento Zeta Meter 4.0 que se encontra no Laboratório de Flotação DEMIN/UFOP. Como eletrólito indiferente foi utilizado NaCl, e como moduladores de pH NaOH e HCl.

As amostras dos minerais hematita e quartzo foram previamente pulverizadas até alcançar a granulometria passante em 38  $\mu\text{m}$ . Primeiramente foram levantadas as curvas de potencial zeta em função do pH dos dois minerais somente na presença de NaCl ( $10^{-3}$  M). Posteriormente foram determinados os valores de potencial zeta em função do pH na presença de NaCl ( $10^{-3}$  M) e dos amidos utilizados nos testes de flotação em bancada. As análises, com e sem reagentes, foram realizadas próximas aos pH's 2, 4, 6, 8, 10 e 12. Para cada valor de pH analisado, buscou-se obter no mínimo 20 medidas de potencial zeta, porém, para valores de pH próximos ao PIE dos minerais ou valores extremos de pH, não foi possível obter tal quantidade.

O cálculo da velocidade de sedimentação, utilizando a equação de Stokes, indicou para a hematita, um tempo mínimo de 12 minutos, e para o quartzo de 32 minutos, para que não tivesse em suspensão partículas acima de 10  $\mu\text{m}$ . Para maior garantia ao atendimento da granulometria foi estabelecido para hematita e quartzo aproximadamente 1 hora e 2 horas de sedimentação, respectivamente.

O preparo das soluções foi realizado conforme descrito a seguir:

- i) preparou-se uma solução de 1 litro de eletrólito ou eletrólito + reagente em um béquer;
- ii) pesaram-se 0,05 g do mineral a ser analisado;
- iii) colocaram-se em um bequer 100 mL da solução e acrescentou-se o mineral;
- iv) ajustou-se o pH da suspensão;
- v) agitou-se a suspensão por 5 minutos, quando esta continha reagente;
- vi) colocou-se a suspensão em uma proveta de 100 mL;
- vii) deixou-se a suspensão sedimentar aproximadamente por 1 hora para o mineral hematita e por 2 horas para o mineral quartzo;
- viii) retirou-se com uma seringa uma alíquota de aproximadamente 40 mL da solução;
- ix) aferiu-se o pH.

#### **4.6 Caracterização dos Amidos**

Análises de viscosidade, índice de absorção em água (IAA) e índice de solubilidade em água (ISA) dos fubás de milho e farinhas de mandioca utilizadas nos ensaios de flotação em bancada foram realizadas no laboratório do Departamento de Tecnologia de Alimentos da Universidade de Campinas.

## 5 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Neste capítulo são apresentados os resultados obtidos referentes às análises de caracterização do rejeito de minério de ferro, testes de flotação em bancada e ensaios de potencial zeta com minerais quartzo e hematita.

### 5.1 Caracterização

#### 5.1.1 Análise Granulométrica

Os resultados das granulometrias do rejeito, conforme amostrado em campo, e após preparo para alimentação dos testes de flotação, são apresentados na Figura 5.1 e na Tabela 5.1. O material passante em 10  $\mu\text{m}$  era cerca de 25% do rejeito, sendo por isso indicada a sua deslamagem antes da alimentação nos testes de flotação, cujo percentual de lama chegou, então, a aproximadamente 10,0%. Segundo Rabelo (1994) apud Turrer (2007) percentuais elevados nessa fração podem ocasionar um aumento significativo do teor de sílica no concentrado. Com relação às frações grosseiras, foi necessário um escalpe das partículas +297  $\mu\text{m}$ , ajustando o *top size* a valores entre 5% a 10% retido em 150  $\mu\text{m}$ , conforme apresentado na literatura por Lima e Valadão (2008).

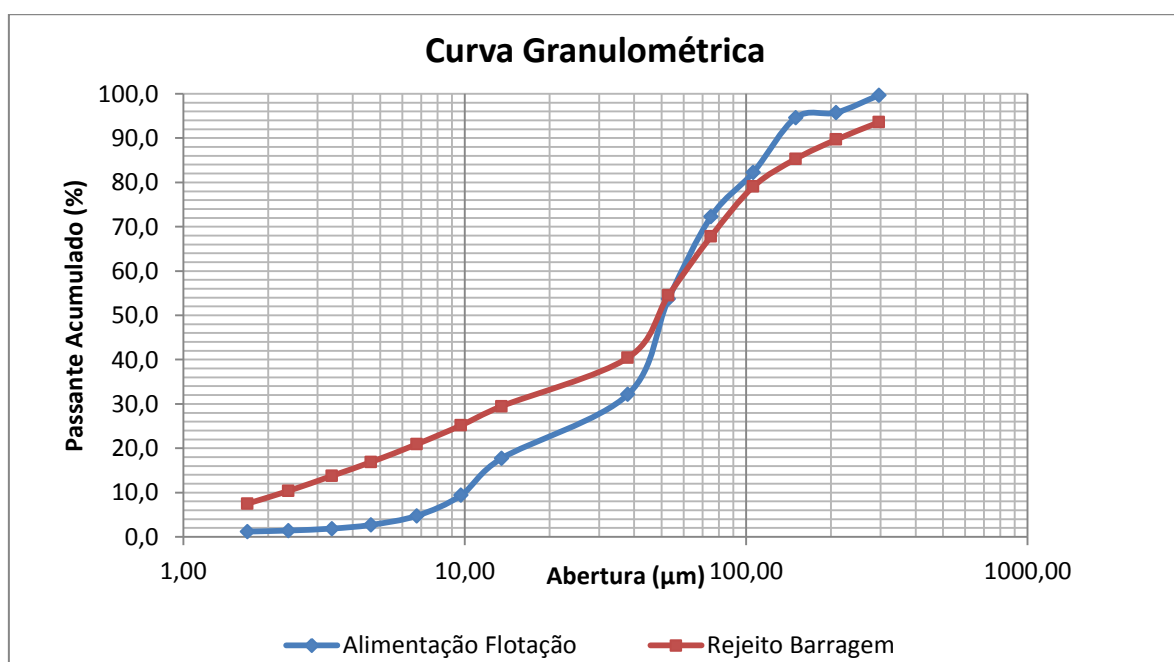


Figura 5.1 - Distribuição granulométrica da amostra de rejeito da Barragem Central e da alimentação da flotação.

Tabela 5.1 – Distribuição granulométrica da amostra de rejeito da Barragem Central e da alimentação da flotação

$\mu\text{m}$	% Passante Acumulada Alimentação Flotação	% Passante Acumulada Rejeito Barragem
297,00	99,71	93,60
209,00	95,77	89,67
150,00	94,63	85,30
106,00	82,28	79,05
75,00	72,27	67,82
53,00	53,75	54,53
38,00	32,16	40,44
13,51	17,72	29,48
9,71	9,40	25,17
6,76	4,76	20,92
4,64	2,71	16,88
3,38	1,87	13,79
2,36	1,42	10,37
1,69	1,19	7,50

As partições em massa obtidas no processo para ajuste da granulometria são mostradas na Tabela 5.2.

Tabela 5.2 - Partições em massa após classificação e deslamagem

Etapa	Partição
Retido peneiramento	6%
<i>Overflow</i> da deslamagem	15%
<i>Underflow</i> da deslamagem (Alimentação da flotação)	79%

### 5.1.2 Análise Química

Os resultados das análises químicas da amostra de rejeito (Tabela 5.3) mostraram que os percentuais de ferro e quartzo são similarmente distribuídos nas frações acima de 38  $\mu\text{m}$ , sendo a maior concentração de ferro e a menor de quartzo na fração menor que 38  $\mu\text{m}$ . O maior teor de alumina, característico da lama, foi encontrado na fração passante, como esperado. O PPC apresentou proporção elevada na fração mais grosseira (+150  $\mu\text{m}$ ) e mais fina (-38  $\mu\text{m}$ ).

Tabela 5.3 – Análise granuloquímica da amostra de rejeito da Barragem Central

Fração	% retido	Teores (%)						Distribuição	
		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Mn	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	PPC	Fe	SiO <sub>2</sub>
+150µm	14,69	40,22	36,64	0,052	0,044	2,19	2,43	13,34	17,40
-150µm + 53µm	30,77	43,04	35,31	0,027	0,078	1,08	0,97	29,89	35,12
-53µm +38µm	14,09	40,80	38,51	0,028	0,016	1,46	1,40	12,98	17,54
-38µm	40,45	47,97	22,89	0,055	0,033	4,39	3,18	43,80	29,93
Global calculada	100,00	44,30	30,93	0,042	0,046	2,64	2,14	100,00	100,00

A análise química da alimentação dos testes de flotação, apresentada na Tabela 5.4, indica que as etapas de classificação e deslamagem levaram a uma redução significativa nos teores dos contaminantes Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, PPC, P e Mn. Essa redução era esperada, já que esses contaminantes estavam mais presentes nas frações extremas (+150 µm e -38 µm) do rejeito, e foram então, descartados no retido do peneiramento, e no *overflow* da deslamagem, conforme Tabela 5.5.

Tabela 5.4 - Análise granuloquímica da amostra de alimentação da flotação em bancada

Fração	% retido	Teores (%)						Distribuição	
		Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Mn	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	PPC	Fe	SiO <sub>2</sub>
+150µm	7,76	37,07	43,23	0,034	0,034	1,77	1,78	6,59	9,68
-150µm + 38µm	59,92	40,97	39,03	0,025	0,012	0,91	1,3	56,25	67,51
-38µm	32,32	50,18	24,44	0,028	0,022	1,49	2,04	37,16	22,80
Global calculada	100,00	43,64	34,64	0,027	0,017	1,16	1,58	100,00	100,00

Tabela 5.5 - Análise química do retido no peneiramento e *overflow* da deslamagem

Fluxo	Teores (%)					
	Fe	SiO <sub>2</sub>	P	Mn	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	PPC
Retido peneiramento	41,73	34,01	0,065	0,070	2,65	3,17
Overflow deslamagem	42,92	17,84	0,117	0,077	11,51	8,18

### 5.1.3 Determinação do Peso Específico

O peso específico obtido para amostra de rejeito de barragem foi 3,886 g/cm<sup>3</sup>.

### 5.1.4 Análise Mineralógica

Nos resultados da difratometria de raios X do rejeito foram identificados somente os minerais hematita e quartzo em todas as frações analisadas do rejeito (Figuras 5.2, 5.3, 5.4 e 5.5).

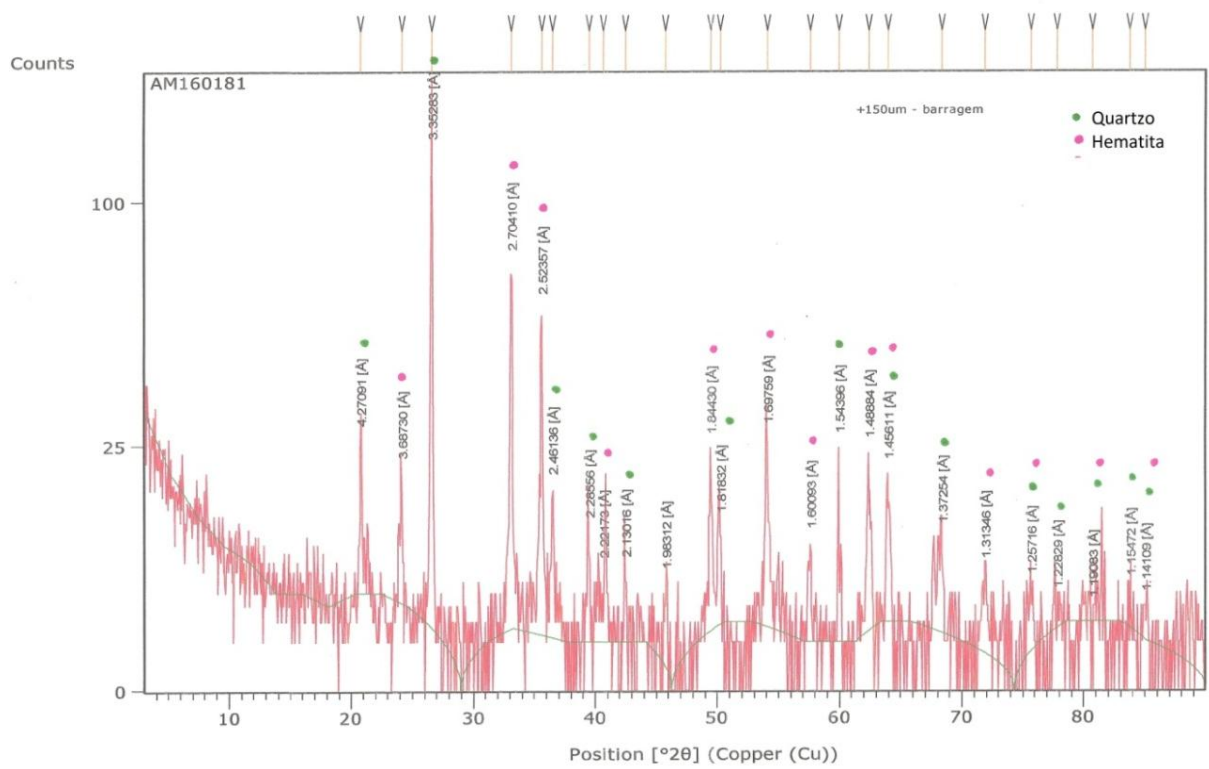


Figura 5.2 - Difratoograma de raios X da amostra +150  $\mu\text{m}$ .

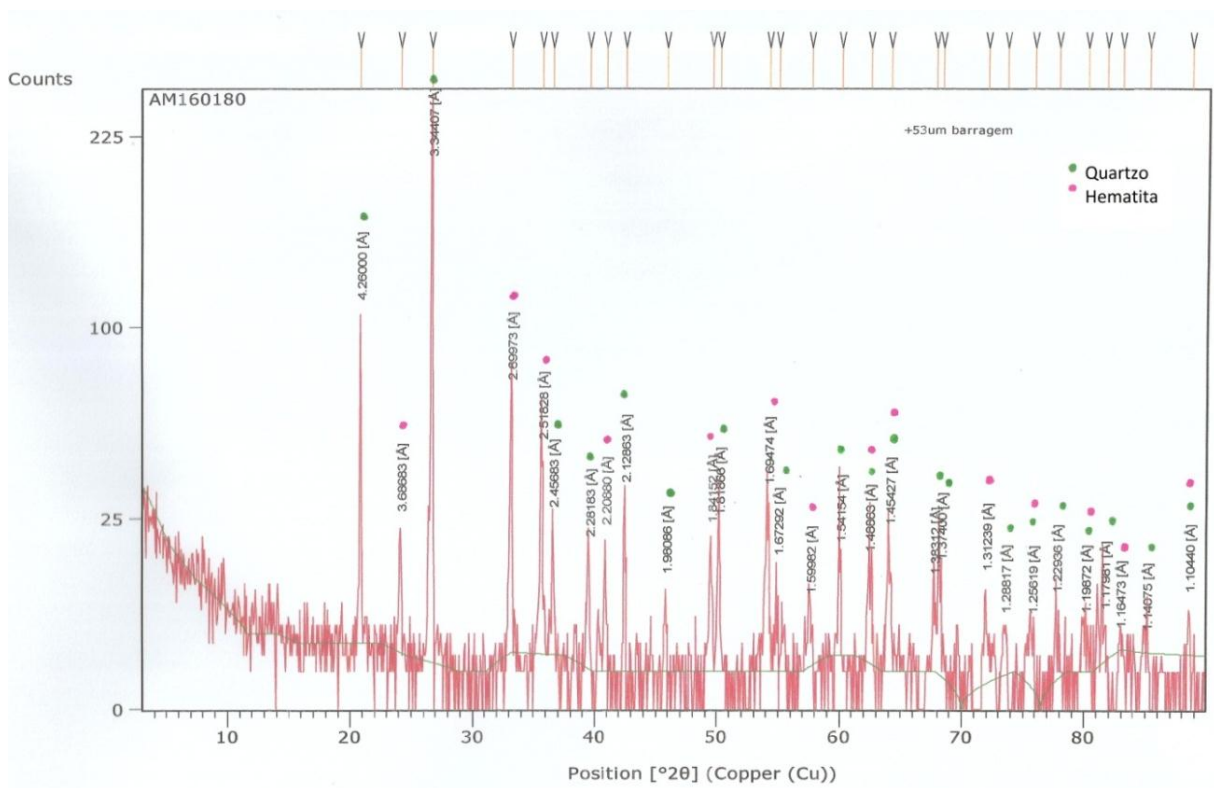


Figura 5.3 – Difratoograma de raios X da amostra +53  $\mu\text{m}$ .

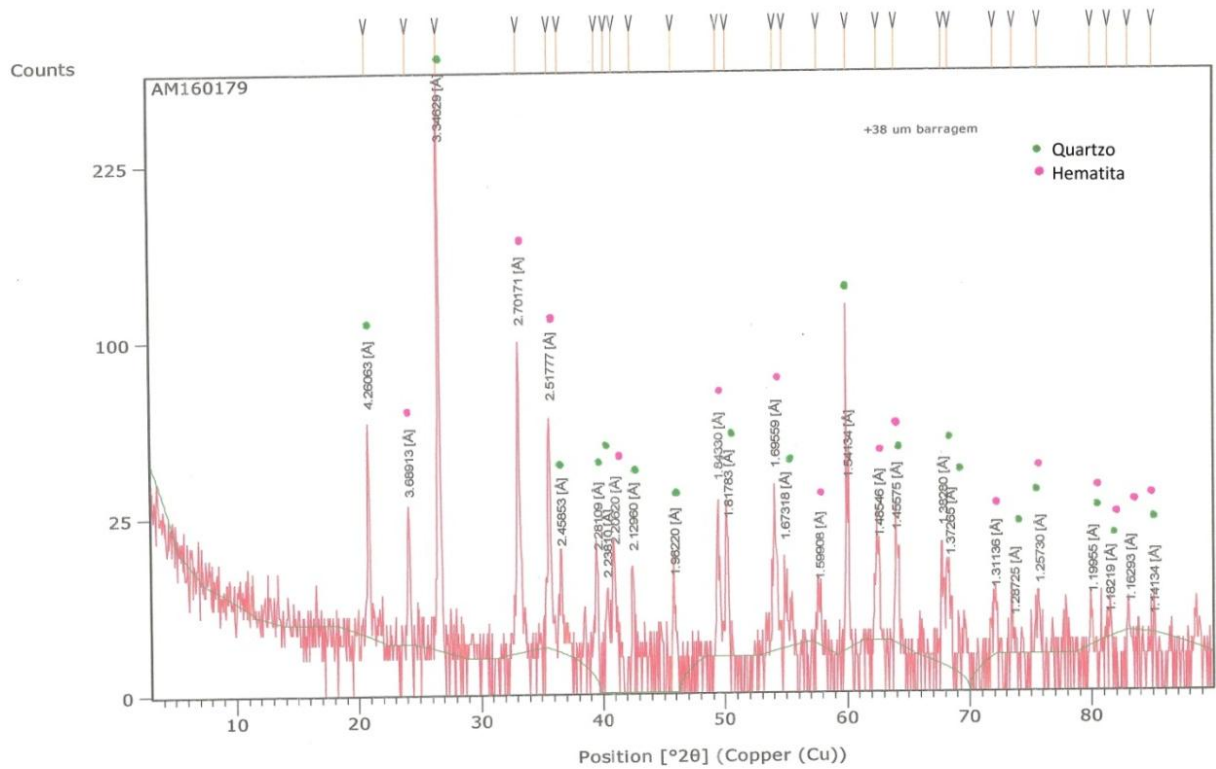


Figura 5.4 – Difratoograma de raios X da amostra +38  $\mu\text{m}$ .

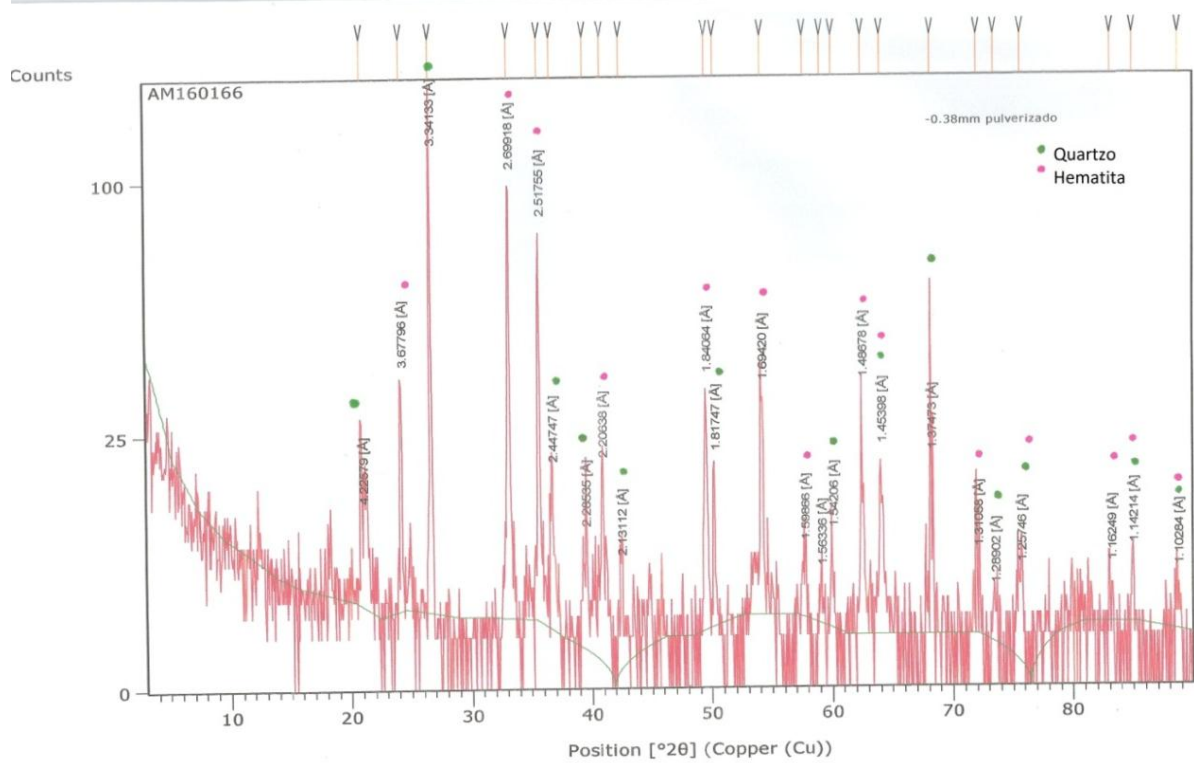


Figura 5.5 – Difratoograma de raios X da amostra -38  $\mu\text{m}$ .



Apesar do teor de PPC elevado na fração fina, característico de minérios goethíticos, como citado por Lipper e Peres (2013), minerais hidratados não foram identificados na difração de raios X. Outras fases minerais podem não ter sido identificadas por se apresentarem em concentrações abaixo do limite de detecção dessa técnica, ou em função de sobreposição de picos. Então, para maior compreensão dos resultados, conhecendo as principais fases minerais primárias e secundárias presentes nos minérios de ferro do Quadrilátero Ferrífero (magnetita, hematita, goethita, quartzo, caulinita, óxido de manganês e gibbsita), conforme foram atribuídas por Ribeiro (2003) apud Arroyo (2014), foi feita a quantificação das espécies mineralógicas a partir de cálculos estequiométricos, cujos resultados são apresentados na Tabela 5.6.

Essa técnica, porém, considera apenas a composição química, não sendo possível a diferenciação, por exemplo, entre goethita e goethita terrosa ou agregado terroso. Assim o elevado PPC nas frações +150  $\mu\text{m}$  e -38  $\mu\text{m}$  pode estar associado à presença de goethita terrosa (hidróxido de ferro amorfo), que por não apresentar estrutura cristalina, não foi identificada na difração de raios X. Santos (2014) apresentou os litotipos do modelo geológico da Mineração Usiminas, e dentre eles a ocorrência de itabiritos com bandas de quartzo de granulometria muito fina, alternadas com bandas ocreizadas de minerais Fe-hidratados, que podem ser agregados ferruginosos terrosos.

Tabela 5.6 - Mineralogia a partir de cálculos estequiométricos do rejeito

Minerais	+150 $\mu\text{m}$	-150 $\mu\text{m}$ + 53 $\mu\text{m}$	-53 $\mu\text{m}$ +38 $\mu\text{m}$	-38 $\mu\text{m}$	Global
Magnetita	0,7%	0,8%	0,6%	0,4%	0,6%
Caulinita	5,5%	2,7%	3,7%	11,1%	6,7%
Gibbsita	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%
Goethita ou Goethita Terrosa	16,4%	5,8%	8,7%	16,1%	12,0%
Hematita	42,1%	55,4%	49,8%	53,7%	51,9%
Óxido de Manganês	0,1%	0,1%	0,0%	0,1%	0,1%
Quartzo	34,1%	34,0%	36,8%	17,7%	27,8%

A análise de difração de raios-X das amostras utilizadas nos ensaios de potencial zeta (Figuras 5.6 e 5.7) indicaram bons graus de pureza da amostra, sendo 97,4% para hematita e 99,4% para o quartzo.

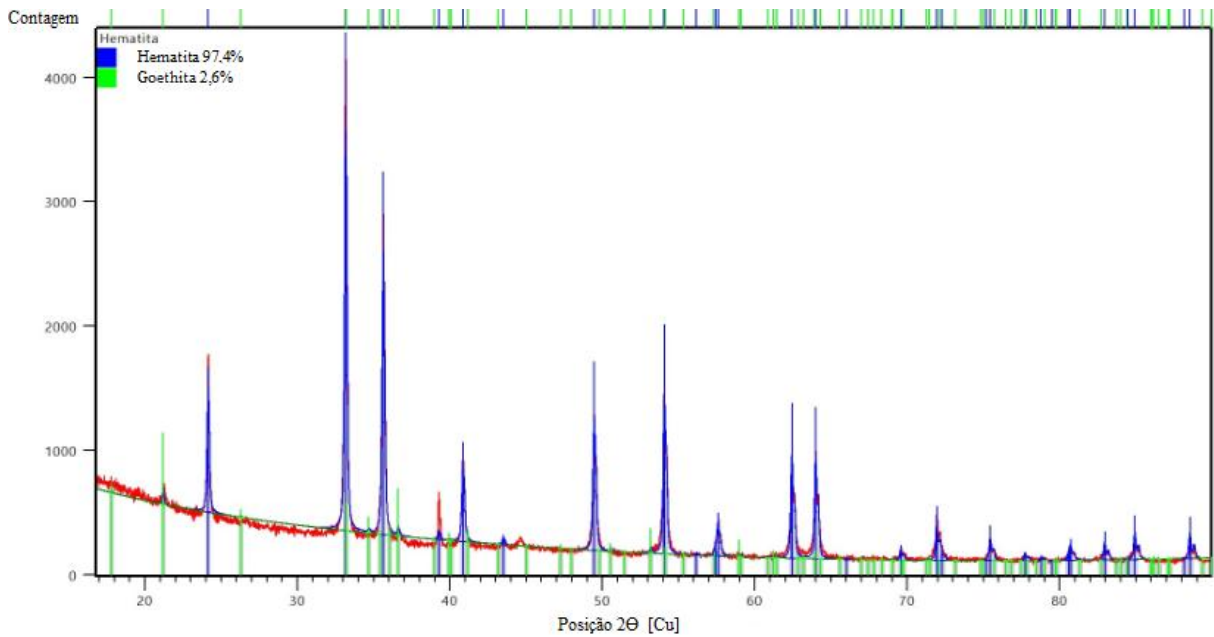


Figura 5.6 - Difratoograma de raios X da amostra de hematita.

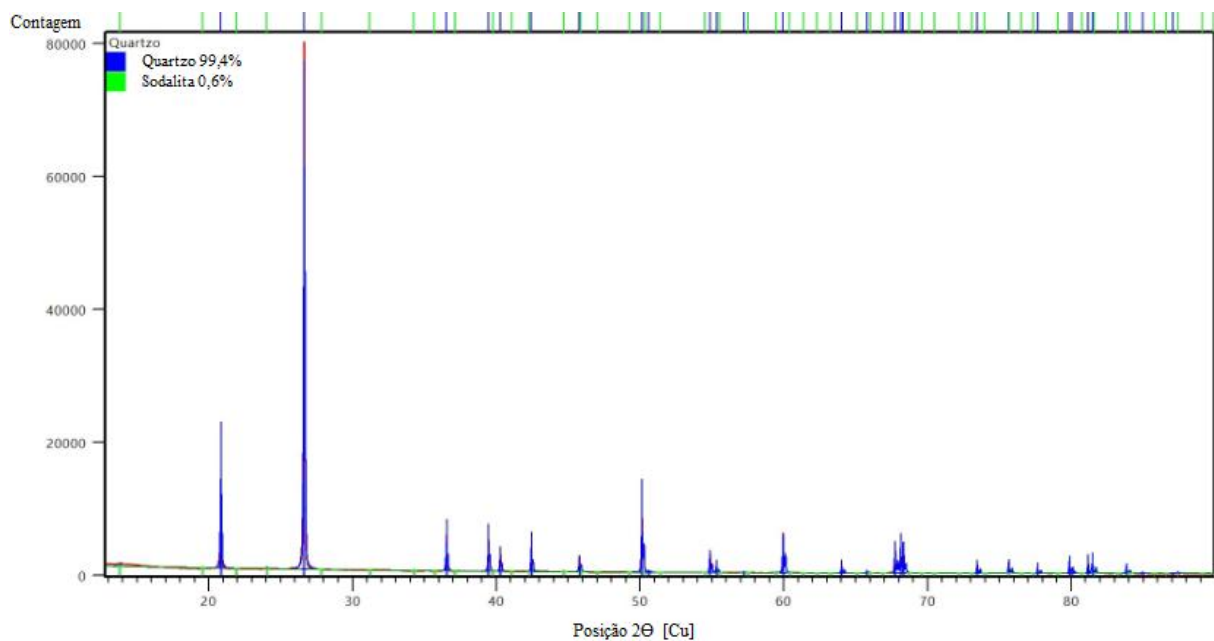


Figura 5.7 - Difratoograma de raios X da amostra de quartzo.

## 5.2 Ensaios de Flotação

### 5.2.1 Ensaios Exploratórios

Os ensaios exploratórios ou preliminares foram realizados com o amido padrão Flotamil75 e a farinha de mandioca FF01. Os resultados (Tabela 5.7) apontaram um comportamento

diferente entre os dois reagentes, sendo a recuperação metálica e o teor de sílica no concentrado maiores para a farinha de mandioca.

Sobre o método de preparação, realmente sem deslamagem a seletividade reduz significativamente e o teor de sílica no concentrado fica muito elevado, mesmo usando tempo maior de flotação. Rabelo (1994) apud Turrer (2007) mostrou que percentual de lama elevado leva a alto de teor de SiO<sub>2</sub> no concentrado, e Lima e Valadão (2008) explicam que uma ampla faixa granulométrica na alimentação da flotação compromete a seletividade em função de diferenças de comportamento das partículas. Para o material que foi moído por 2 minutos antes da classificação e deslamagem, não foi observada uma diferença significativa nos resultados.

Tabela 5.7 - Resultados ensaios exploratórios

<b>Amostra classificada e deslamada</b>			
<b>Amido</b>	<b>Amina (g/t)</b>	<b>Rec metálica (%)</b>	<b>SiO<sub>2</sub> conc (%)</b>
Flotamil 75 - milho	100	69,84%	2,60
FF 01 - mandioca	100	76,37%	3,56
<b>Amostra classificada, porém sem deslamar</b>			
<b>Amido</b>	<b>Amina (g/t)</b>	<b>Rec metálica (%)</b>	<b>SiO<sub>2</sub> conc (%)</b>
Flotamil 75 - milho	100	81,50%	16,94
FF 01 - mandioca	100	81,30%	15,21
<b>Amostra moída em 2 minutos, classificada e deslamada</b>			
<b>Amido</b>	<b>Amina (g/t)</b>	<b>Rec metálica (%)</b>	<b>SiO<sub>2</sub> conc (%)</b>
Flotamil 75 - milho	100	70,52%	3,05
FF 01 - mandioca	100	76,18%	3,69

Assim, os ensaios subsequentes foram realizados com a amostra classificada e deslamada, sem moagem prévia.

### 5.2.2 Determinação da Dosagem de Amina

Na curva de isovalores (Figura 5.8) observa-se que teores de sílica menores que 3,0% são obtidos na região de alta dosagem de amina, e não há influência da dosagem do amido. Então, considerando o teor de sílica no concentrado e as condições testadas, não foi indicada a

redução da dosagem de amina, sendo mantida para os testes seguintes a mesma utilizada nos testes exploratórios, 100 g/t.

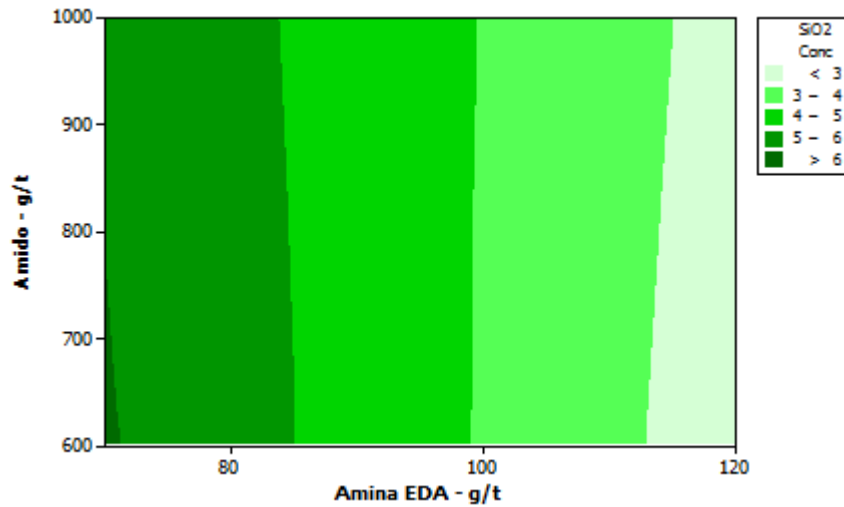


Figura 5.8 - Curva de isovalores da variável resposta do experimento fatorial.

### 5.2.3 Testes de Cinética

A Figura 5.9 apresenta o gráfico de cinética de flotação obtido após testes de bancada, em que a massa do flotado foi coletada de 60 em 60 segundos. Observou-se que o tempo adotado nos testes anteriores, 300 segundos ou 5 minutos, está adequado, pois é onde se observa elevada recuperação do quartzo (SiO<sub>2</sub>) e também estabilização da mesma, que chegou a 96,0%. A recuperação em massa também se aproxima de zero nesse tempo.

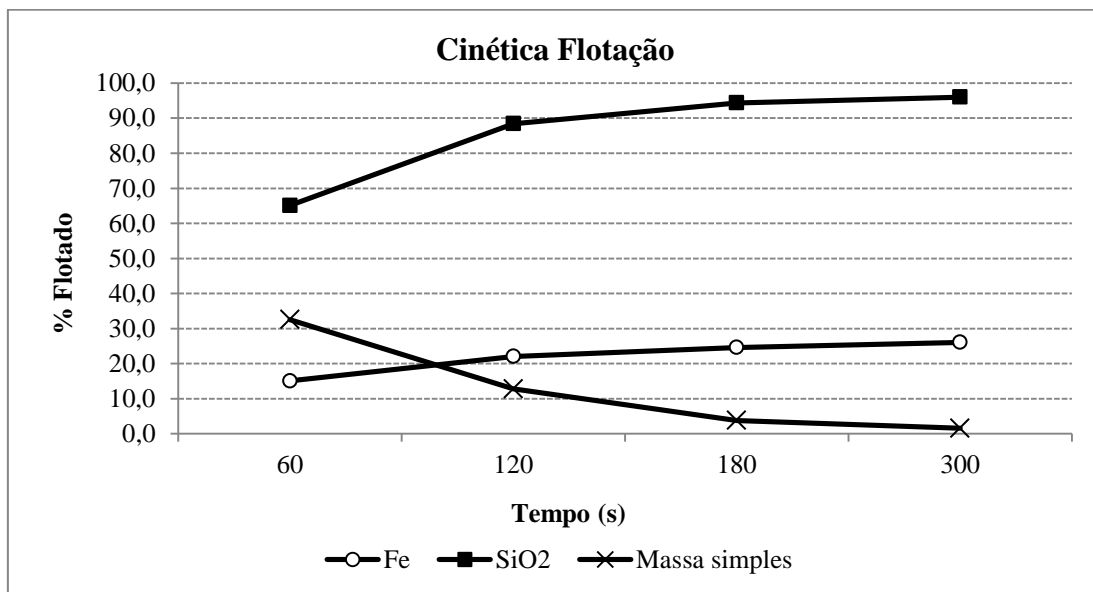


Figura 5.9 - Curva de cinética de flotação.

#### 5.2.4 Ensaios Finais de Flotação em Bancada

Foram realizados 48 testes de flotação em bancada apenas na etapa rougher. Os resultados dos experimentos, apresentados em detalhes no Anexo 1, foram analisados através do *software* estatístico MINITAB, tendo como variáveis resposta a recuperação metálica, sílica no concentrado e índice de seletividade.

Na Figura 5.10 tem-se o gráfico de efeitos principais dos resultados de recuperação metálica de ferro em função de cada variável isoladamente. Observa-se um aumento da recuperação metálica com a redução do pH de condicionamento, resultado coerente com estudos apresentados por Bulatovic (2007) e Kar et al. (2013) que mostraram o aumento da adsorção do amido sobre a hematita com a redução do pH. Martins et al. (2012), que também obtiveram maior recuperação com menor pH de condicionamento, associaram isso ao fato de que o pH próximo a 8 favorece a interação química do reagente com a superfície dos minerais de ferro. Raju et al. (1997) verificaram que nesse pH ocorre maior abundância de sítios metálicos hidroxilados na interface mineral de ferro/solução, e a interação do amido com essas espécies é um mecanismo de adsorção apontado por esse e outros pesquisadores como Liu et al. (2000) e Kar et al. (2013).

Os melhores resultados foram com os amidos FF73 e Flokit415, sendo o primeiro de mandioca e o segundo de milho.

Ao analisar a variação das recuperações metálicas em função da interação das variáveis (Figura 5.11) observam-se:

- Os ensaios com pH de condicionamento 8 obtiveram as maiores recuperações metálicas em ambas dosagens. A dosagem de 400 g/t no pH 8 levou a recuperação similar àquela obtida com 600 g/t no pH 10. Martins et al. (2012) encontraram resultados ainda mais positivos na flotação com minério de ferro itabirítico, sendo que com uma dosagem 50% menor obteve com pH de condicionamento de 7,7 recuperação igual ao teste com pH de condicionamento de 10,3.
- O Flotamil75 foi o único reagente que apresentou queda na recuperação metálica ao usar o pH de condicionamento 8. O Flokit415 apresentou recuperação

significativamente maior com o pH 8, levando a resultados superiores ao FF73 somente nesse pH. Para todos os reagentes a diferença na recuperação metálica foi pequena entre pH's 9 e 10, sendo levemente superior com pH 9;

- Todos os reagentes apresentaram aumento na recuperação metálica com o aumento da dosagem.

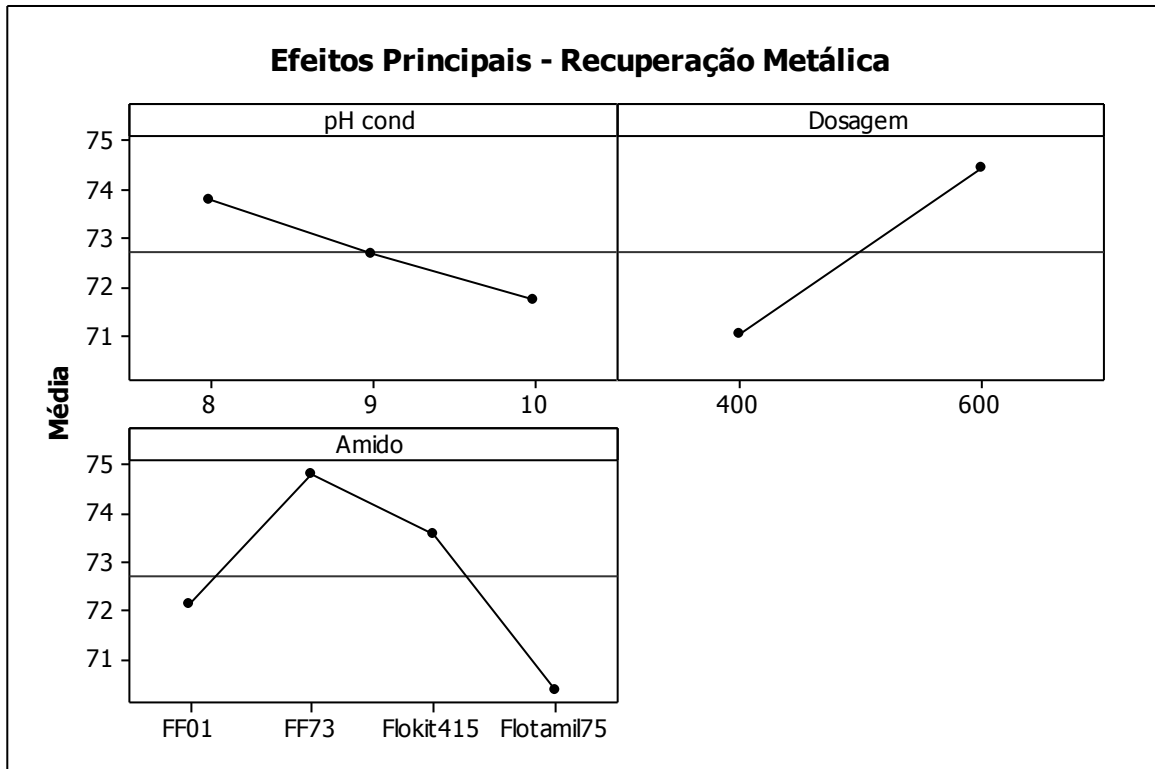


Figura 5.10 - Efeitos principais das variáveis na recuperação metálica do ferro.

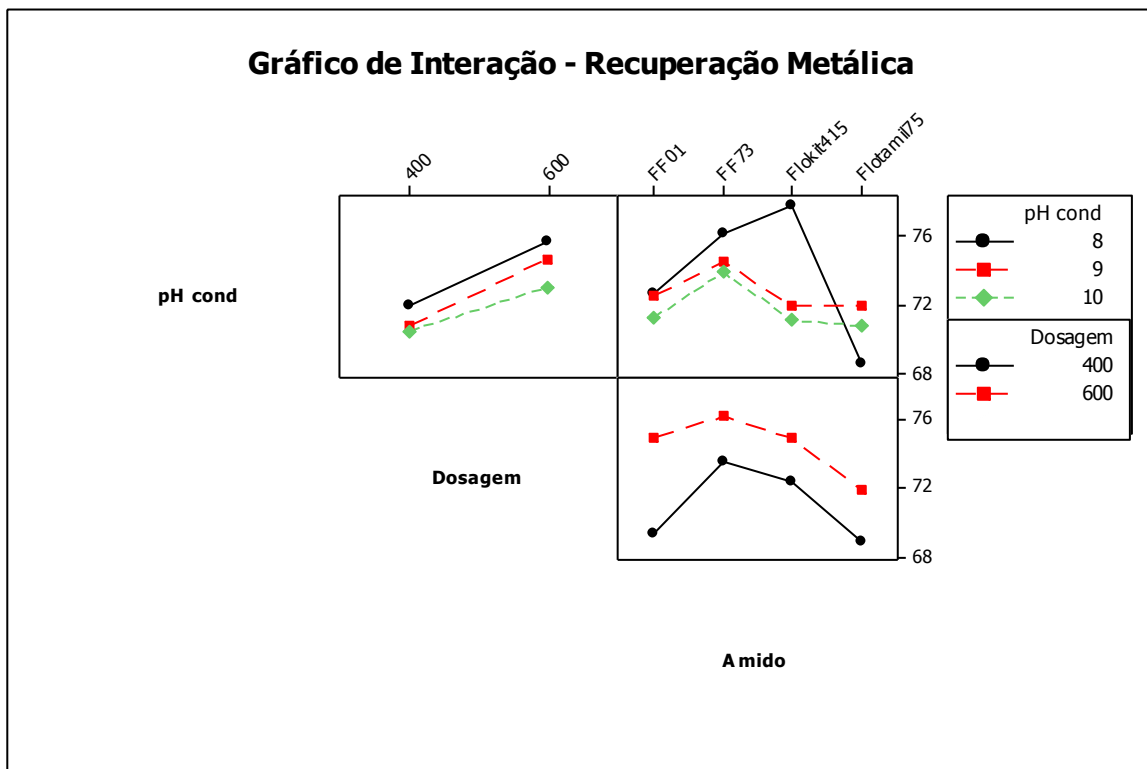


Figura 5.11 - Efeito da interação das variáveis na recuperação metálica do ferro.

Com relação à resposta teor de  $\text{SiO}_2$  no concentrado, a análise dos efeitos principais de cada variável (Figura 5.12) indica que com a elevação da recuperação metálica, em função da alteração do pH de 10 para 8 e 9, ocorre também um leve aumento no teor de sílica do concentrado. Segundo Bulatovic (2007), apesar da adsorção preferencial do amido na superfície da hematita, a redução do pH também leva a maior adsorção desse reagente sobre o quartzo, e isso pode ter contribuído para menor flotação desse mineral.

O reagente que apresentou teor de  $\text{SiO}_2$  mais elevado foi o Flotamil75, apesar de sua menor recuperação metálica.

A partir do gráfico de interação entre as variáveis (Figura 5.13) podem-se fazer as seguintes análises:

- O aumento da dosagem leva ao aumento no teor de sílica no concentrado, independentemente do pH de condicionamento;
- O reagente FF01 apresentou teor de sílica similar para os três pH's de condicionamento, sendo sua recuperação metálica também similar. No caso do FF73 o

teor de sílica foi mais elevado nos pH's 8 e 9. O Flokit415 obteve em pH 8 o maior teor de sílica, o que coincidiu com a maior recuperação metálica. O pior resultado do teor de sílica para o Flotamil75 foi com o pH de condicionamento 9.

Aguiar (2014) verificou que, na presença de amina, os pH's acima de 7 favorecem a depressão do quartzo para um reagente com cerca de 25% de amilose, o que não ocorre para aquele composto basicamente por amilopectina. O amido de mandioca, conforme dados apresentados por Moreira (2013) e Sousa (2016) tendem a apresentar maiores teores de amilopectina. Porém, neste trabalho, nos ensaios de flotação, não se observa uma distinção clara entre os resultados com o uso de amidos de milho (Flotamil75 e Flokit415) e mandioca (FF01 e FF73), indicando, conforme estudos de Breuninger et al. (2009), que além da origem botânica, também outros fatores como a forma de cultivo, o processo de produção, granulometria, afetam a característica do reagente e interferem no comportamento do mesmo.

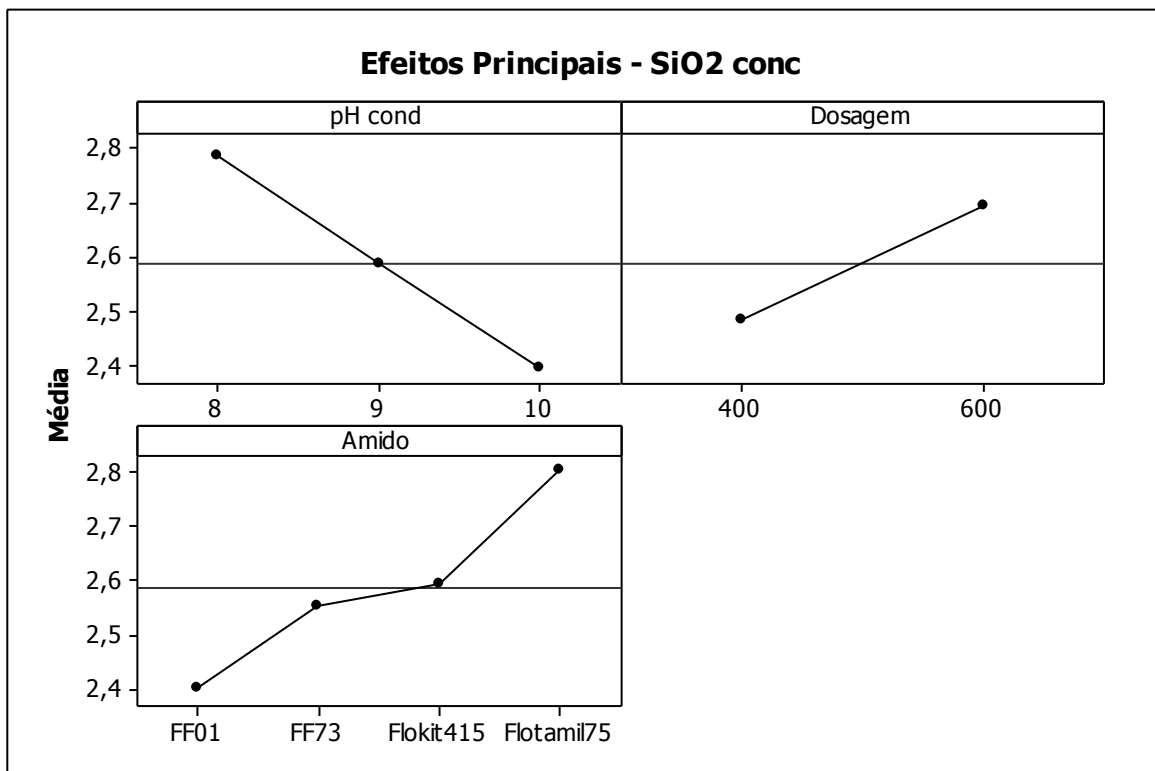


Figura 5.12 - Efeitos principais das variáveis no teor de SiO<sub>2</sub> no concentrado.



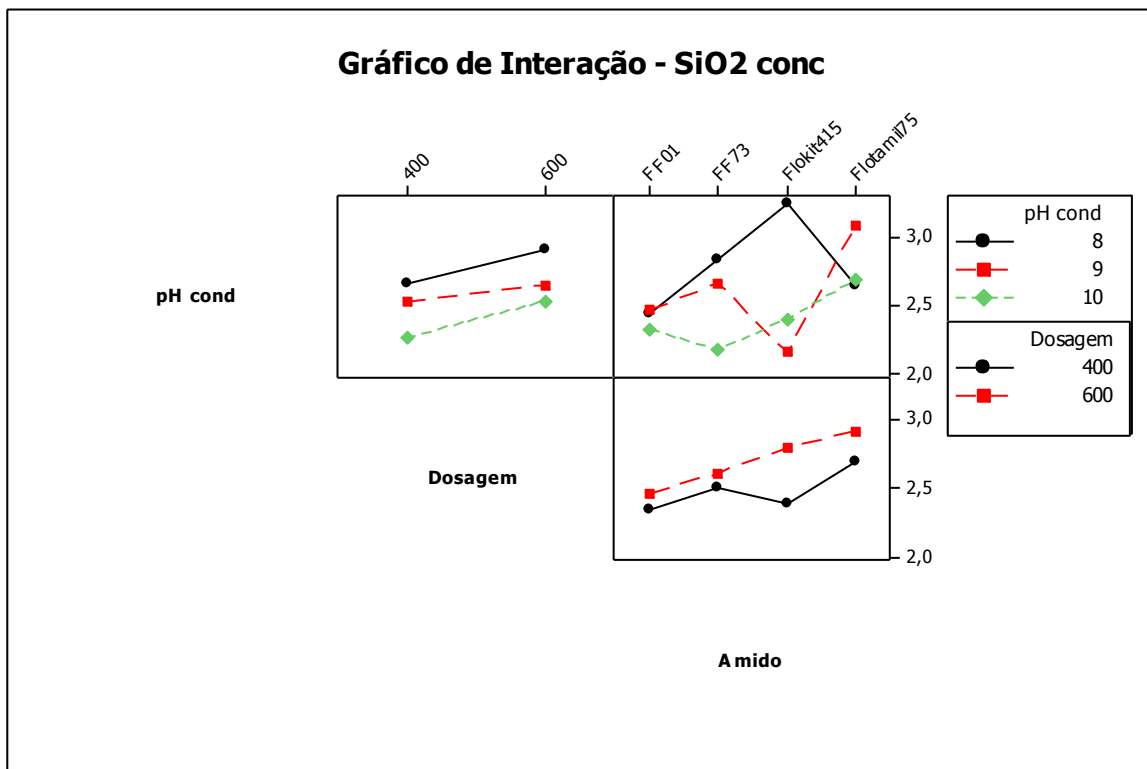


Figura 5.13 - Efeito da interação das variáveis no teor de SiO<sub>2</sub> no concentrado.

Complementando a análise do efeito das variáveis estudadas sobre o processo, as figuras 5.14 e 5.15 trazem os resultados dos efeitos principais e interações, respectivamente, sobre o índice de seletividade. Pela análise dos efeitos principais apenas o uso do amido de milho Flotamil75 altera mais significativamente o índice de seletividade, obtendo os menores resultados. O pH de condicionamento e a dosagem quase não altera o índice de seletividade, perceptível pela pequena inclinação das retas.

Na análise da interação, para os pH's de condicionamento 8 e 9 há um leve aumento do IS com aumento da dosagem, e para o pH 10 não há alteração. Coerente com os resultados de sílica no concentrado e recuperação obtidos, para FF01 o IS não se altera, independente do pH de condicionamento. Para o FF73 o IS é melhor no pH 10, o Flokit415 no pH 9, e o Flotamil75 tem os menores IS dentre todos os reagentes, e bastante similar para os três pH's de condicionamento avaliados.

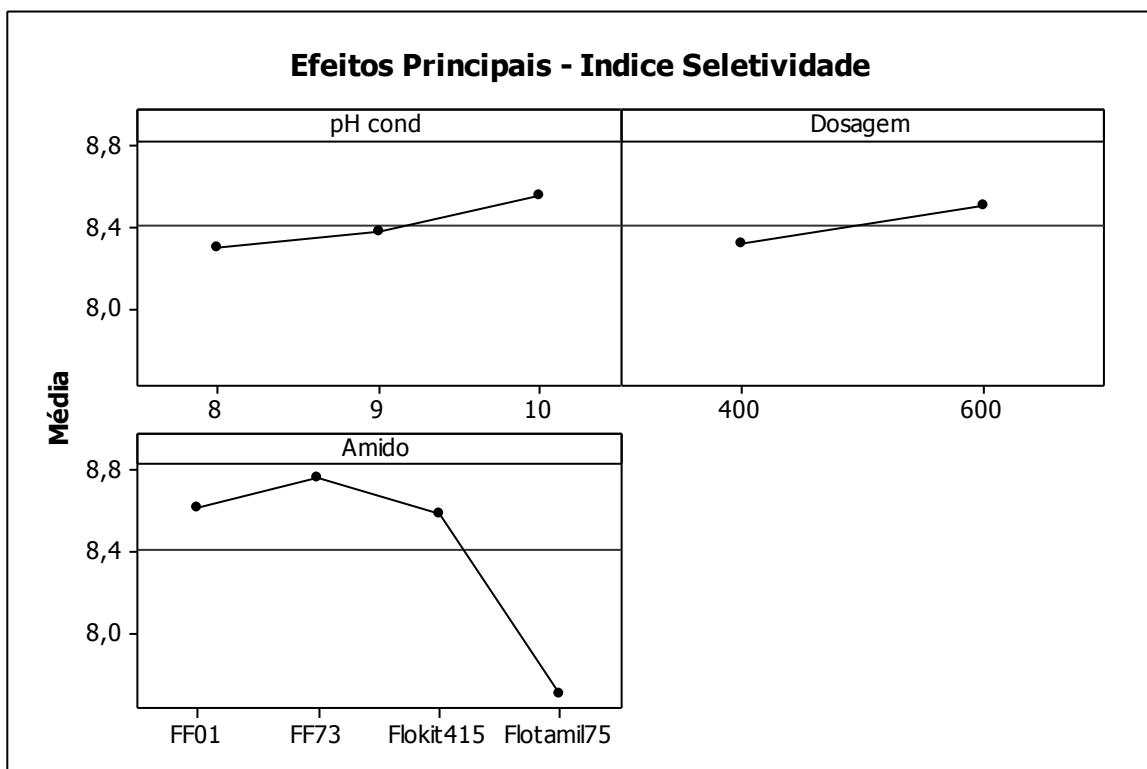


Figura 5.14 - Efeitos principais das variáveis no índice de seletividade.

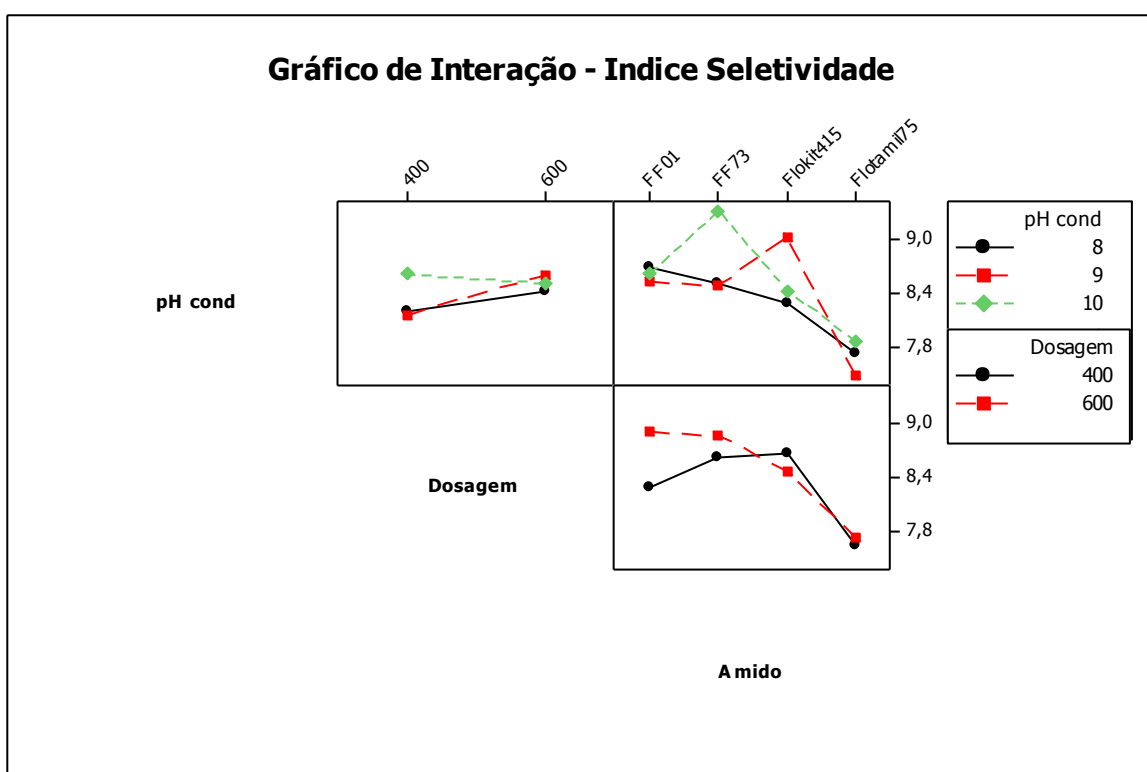


Figura 5.15 - Efeito da interação das variáveis no índice de seletividade.

Nos ensaios de flotação em bancada também foi medida a recuperação de água no flotado, e observado que com o aumento da mesma há uma tendência a menores recuperações metálicas

(Figura 5.16). Estudos de Lima et al. (2016) obtiveram forte correlação entre a recuperação de ferro e a recuperação de água, mesmo em diferentes faixas granulométricas, sendo ainda mais significativa para a fração  $-38\mu\text{m}$ . Segundo os autores, o elevado arraste de Fe para o flotado foi consequência, principalmente, da alta recuperação de água (27%) e maior porcentagem de  $-38\ \mu\text{m}$ . Para minimizar esse problema sugere-se tentar reduzir o tempo de residência do primeiro scavenger para reter o máximo de ferro no concentrado possível e o rejeito da etapa rougher ser tratado em outras etapas antes do descarte final.

Apesar da diferença muito pequena entre os resultados de recuperação de água para o flotado, observa-se na Figura 5.17 que o pH de condicionamento 10, a dosagem de 400 g/t e o amido Flotamil75 tendem a favorecer o arraste hidrodinâmico.

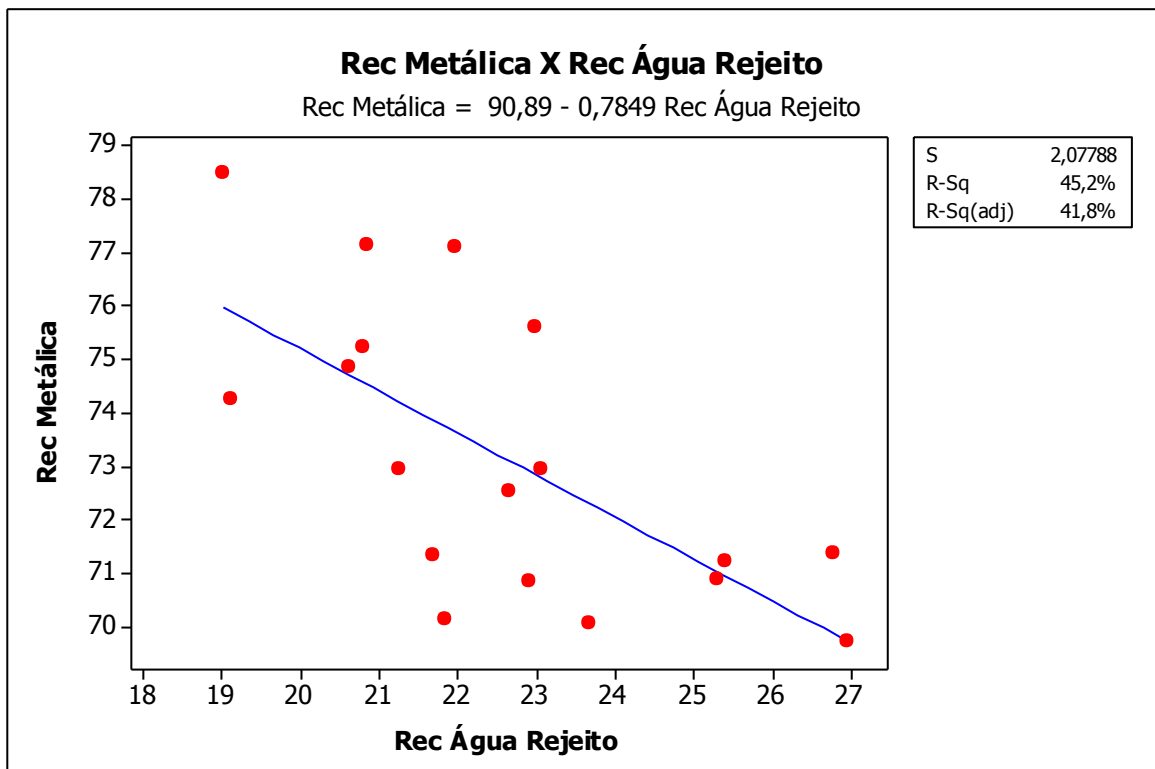


Figura 5.16 - Correlação entre a recuperação de água no flotado e a recuperação metálica.

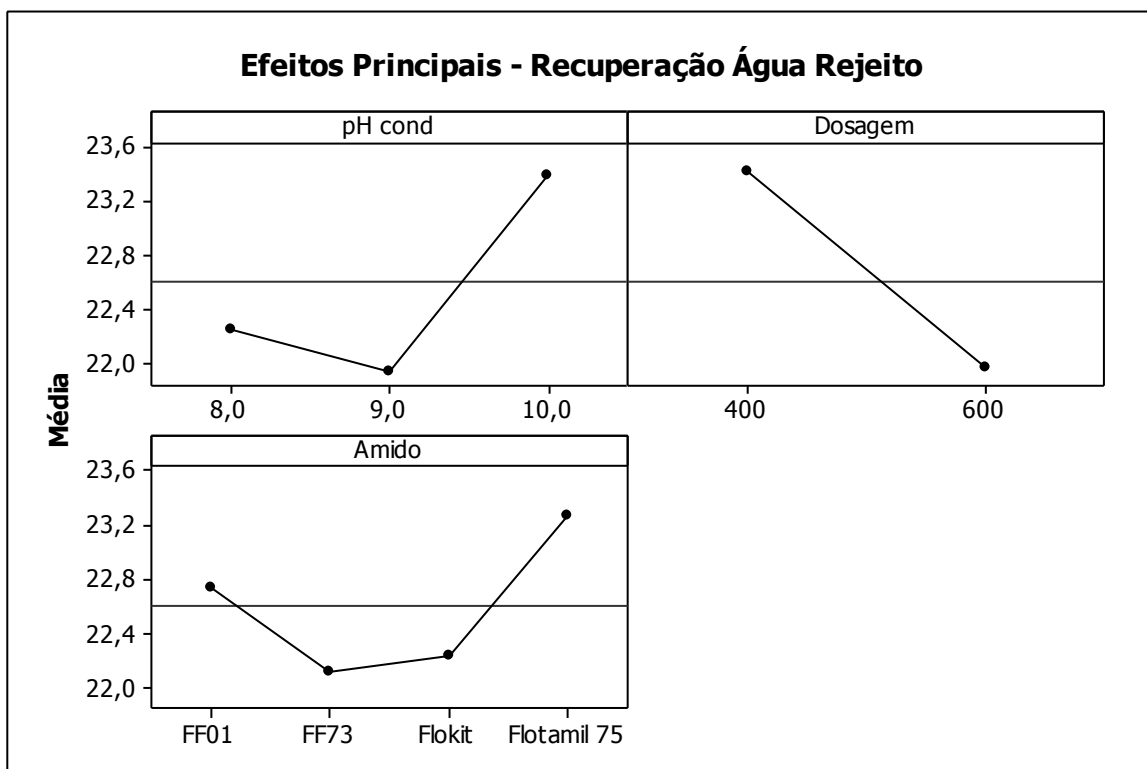


Figura 5.17 - Efeitos principais das variáveis na recuperação de água no flotado.

### 5.3 Ensaios de Potencial Zeta

O potencial zeta foi estudado, tanto para a hematita quanto para o quartzo, pelo método da eletroforese, em suspensões com o eletrólito indiferente e em suspensões com o eletrólito indiferente na presença dos depressores utilizados nos testes de flotação em bancada. As concentrações utilizadas no condicionamento de todos os depressores foram 1,5 g/L e 15,0 mg/L.

A Figura 5.18 apresenta os resultados obtidos nas medições de potencial zeta da hematita somente na presença do eletrólito indiferente. O ponto isoelétrico (PIE) foi determinado no valor de pH em que ocorreu a reversão de carga de positivo para negativo. A hematita utilizada apresentou um ponto isoelétrico (PIE) por volta de pH 6,7, estando coerente com outros valores encontrados na literatura em 6,5 (Turrer, 2007) e 6,2 (Kar, 2013).

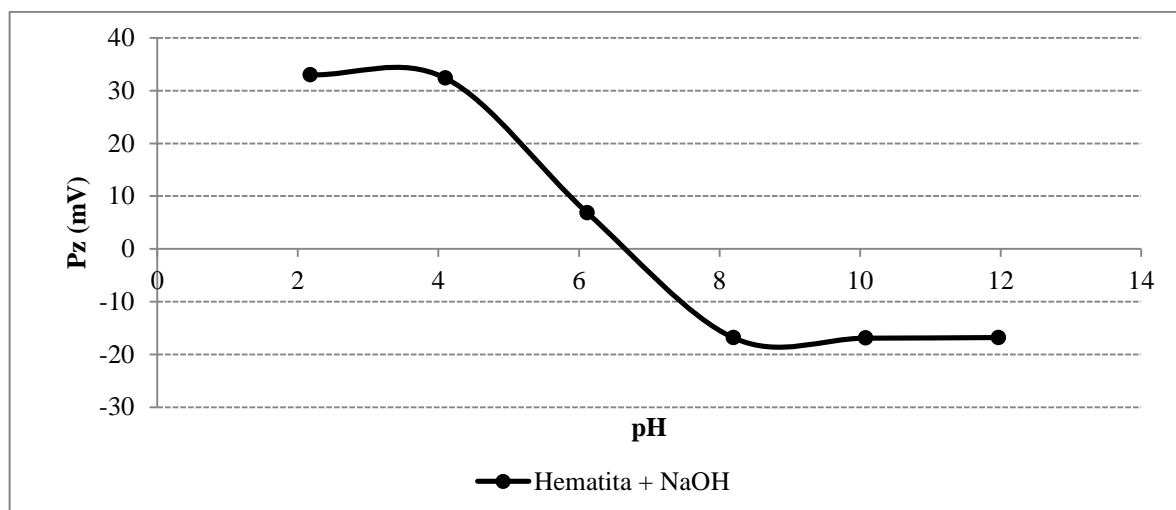


Figura 5.18 - Potencial zeta da hematita em função do pH, na ausência de reagentes.

As curvas de potencial zeta da hematita obtidas após adição dos fubás de milho e farinhas de mandiocas são apresentadas nas Figuras 5.19 e 5.20, respectivamente.

Apesar de apresentarem tendências similares, a alteração no potencial zeta é mais significativa na concentração de 15 mg/L comparada a concentração de 1,5 mg/L. Isso pode ter ocorrido em função de 1,5 mg/L não ter sido suficiente para que o reagente adsorvesse em toda ou na maioria da superfície das partículas disponíveis.

Observa-se que em pH ácido o potencial zeta positivo da hematita aproxima-se do neutro na presença dos amidos, evidenciando uma interação eletrostática. Turrer (2007) explica que em pH ácido as cargas do mineral e reagente são opostas, por isso a adsorção ocorre por atração eletrostática. Em pH básico a redução estaria associada a outro tipo de interação capaz de compensar a repulsão eletrostática. Raju et al. (1997) observaram que a adsorção da dextrina na magnetita pode ocorrer, independentemente da carga de superfície, desde que os metais da superfície estejam hidroxilados, o que ocorre na região de pH básico, caracterizando uma adsorção química.

Ao comparar o comportamento dos amidos de milho e mandioca, observa-se uma diminuição bem mais intensa do potencial zeta em pH's ácidos com o amido de mandioca. No caso do reagente FF73 na concentração 15 mg/L, houve alteração do PIE da hematita de 6,7 para 4,3 e com FF01 a curva manteve-se negativa até o pH possível de medição 3,0. Com os dois amidos de milho a alteração do PIE foi para 5,2. Os valores menores de potencial zeta com o

uso de amido de mandioca indica maior estado de agregação do sistema e densidade de adsorção. Em testes de dispersão Matos et al. (2015) observaram para uma polpa de minério de ferro que o amido de mandioca apresentou efeito de agregação mais efetivo do que o amido de milho. Segundo Breuninger et al. (2009), Moreira (2013) e Sousa (2016), tipicamente o teor de amilopectina em amidos de mandioca é maior que o de outras fontes, e esta é a componente responsável pela habilidade de floculação do amido, conforme comprovado por Weissenborn (1996).

Em pH 8 o amido de mandioca FF01 foi o reagente que mais afetou o potencial zeta da hematita. E em pH 10 todos os reagentes tornaram o potencial zeta mais negativo, com exceção do Flotamil75. De maneira geral com a elevação do pH o reagente que menos afetou o potencial zeta foi o Flotamil75. Esse efeito pode ser devido a menor adsorção do mesmo sobre a superfície do mineral, e não é coerente com a observação feita por Turrer (2007) de que os reagentes por ele avaliados que menos alteraram o potencial zeta da hematita alcançaram os melhores desempenhos na flotação, pois o Flotamil75 neste caso apresentou as menores recuperações e maiores teores de sílica no concentrado. Segundo experimentos de Kar et al. (2013) maior alteração no potencial zeta pode indicar maior adsorção, mas esse mesmo autor e Pavlovic e Brandão (2013) não identificaram uma correlação entre a ação depressora e a quantidade de reagente adsorvido.

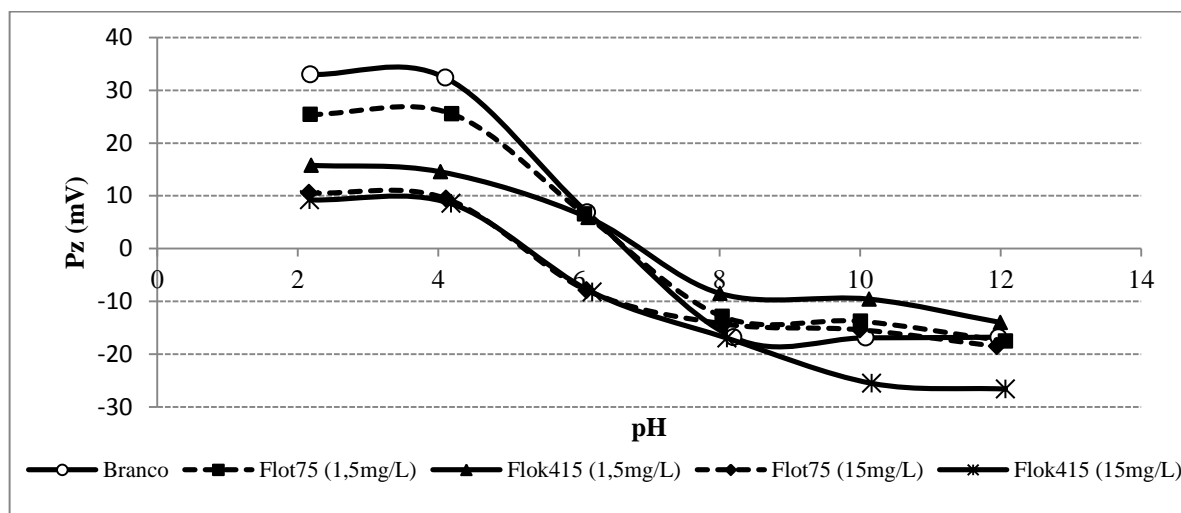


Figura 5.19 - Potencial zeta da hematita em função do pH, na ausência e na presença de fubás de milho gelatinizados.

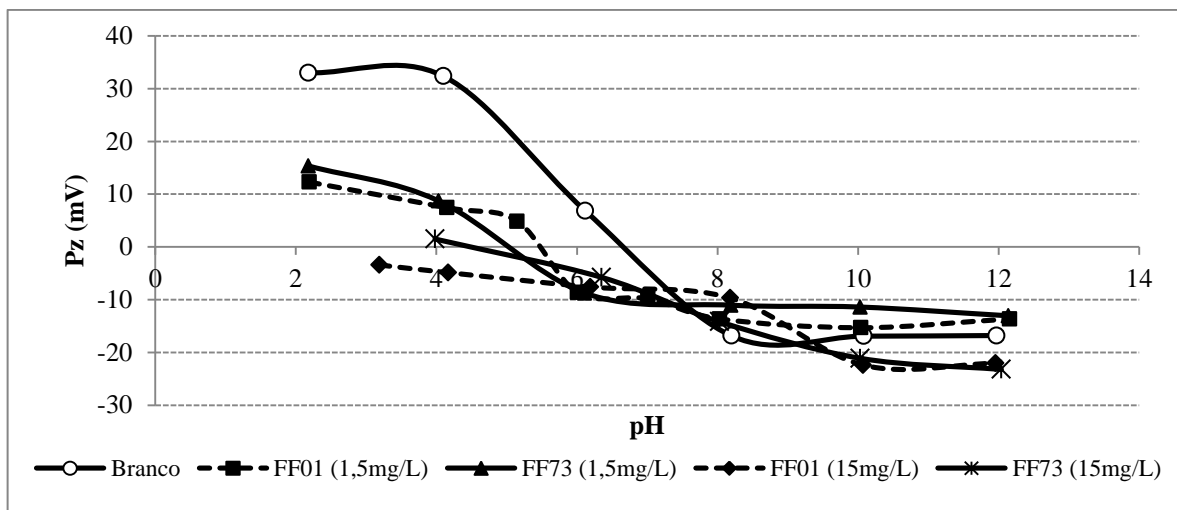


Figura 5.20 - Potencial zeta da hematita em função do pH, na ausência e na presença de farinhas de mandioca gelatinizadas.

Para o quartzo o PIE foi identificado por volta do pH 2,3 (Figura 5.21), também similar a valores encontrados por outros autores, como pH 2,0 (Aguiar, 2014).

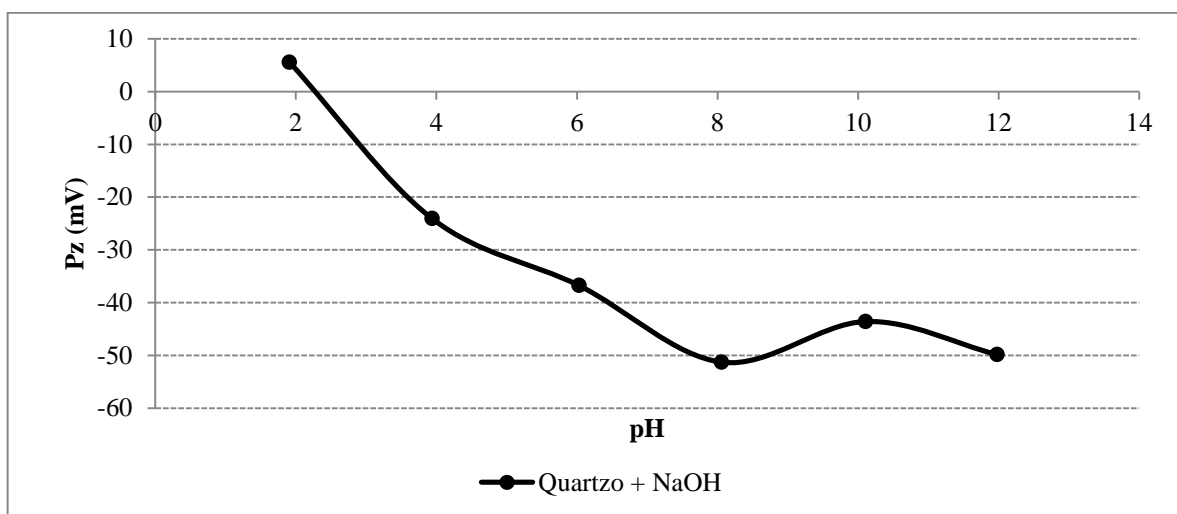


Figura 5.21 - Potencial zeta do quartzo em função do pH, na ausência de reagentes.

De maneira geral, o condicionamento com amido não levou a alterações significativas do potencial zeta em relação ao branco para o quartzo, conforme Figuras 5.22 e 5.23.

Nos ensaios com amidos de milho, Flotamil75 e Flokit415, observa-se a influência da concentração sobre os resultados, sendo que na faixa ácida houve uma diminuição do potencial zeta com 15 mg/L e deslocamento do PIE do quartzo para aproximadamente 3,5.

O amido de mandioca FF73 na concentração 15 mg/L, apesar da insignificante alteração do PIE, levou as maiores reduções do potencial zeta do quartzo, cerca de 20 mV, na faixa de pH entre 3 e 8. Isso pode explicar a menor seletividade na flotação em pH 8, comparada ao pH 10, considerando o uso deste reagente.

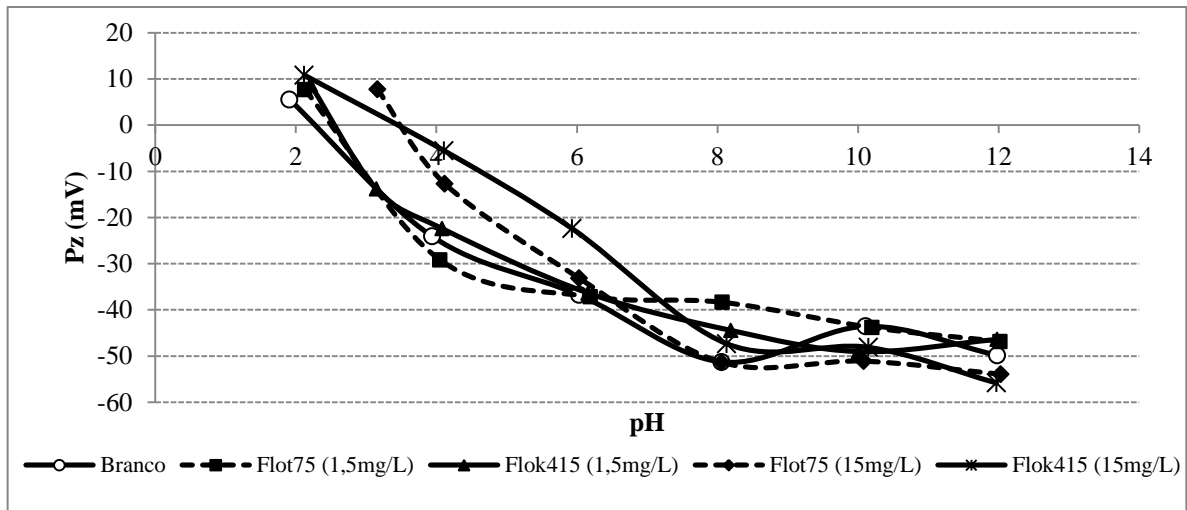


Figura 5.22 - Potencial zeta do quartzo em função do pH, na ausência e na presença de fubás de milho gelatinizados.

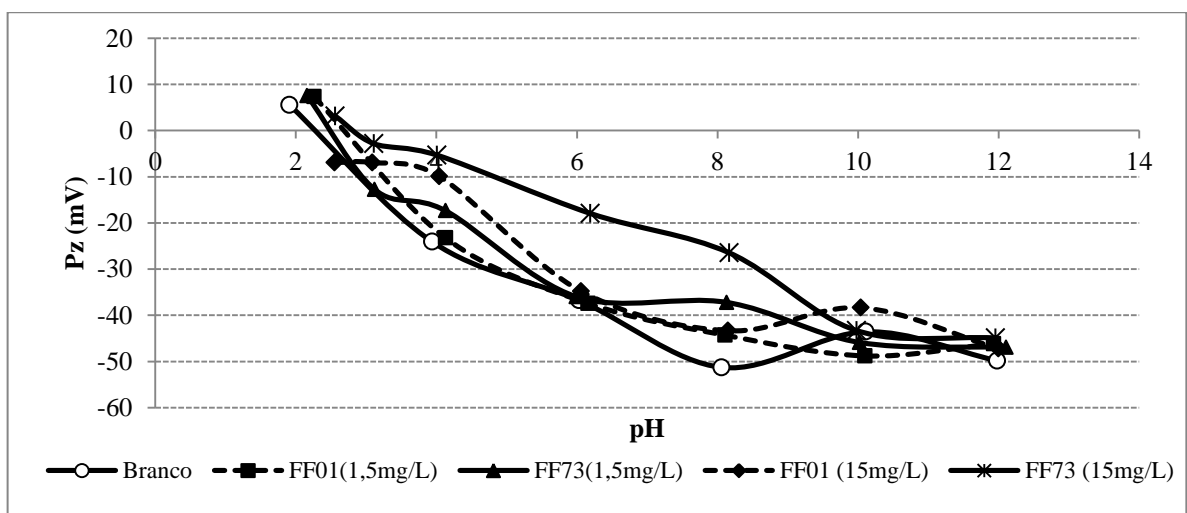


Figura 5.23 - Potencial zeta do quartzo em função do pH, na ausência e na presença de farinhas de mandioca gelatinizadas.



## 5.4 Caracterização dos Amidos

Na Tabela 5.7 são apresentadas as principais características informadas pelos fabricantes dos reagentes testados. Observa-se que o Flokit415 e FF73 apresentam especificações com maior teor de fração amilácea (amilose + amilopectina), o que pode ter contribuído para que tenham se destacado em termos de recuperação metálica na flotação em bancada. Outro ponto é que as farinhas de mandioca tendem a apresentar teor de óleo menor do que os fubás de milho.

Tabela 5.8 - Amidos e suas principais características informadas pelos fabricantes

Reagente	> 1,0mm (%)	> 0,59mm (%)	Teor de óleo (%)	Amido (%)	Proteína (%)
Fubá de Milho - Flotamil 75	1,0 (max)	12, 00 (max)	1,80 (max)	75,00 - 80,00	-
Fubá de Milho - Flokit 415	-	4, 00 (max)	1,50 (max)	83,00 (min)	7,00 (max)
Farinha de Mandioca - FF01	2,49	-	0,45	75,00	-
Farinha de Mandioca - FF73	2,72	-	0,45	82,57	-

Os resultados dos índices de absorção em água, também tratado por Sousa (2016) como poder de inchamento, da solubilidade em água e pH estão na Tabela 5.8. As farinhas de mandioca apresentaram IAA significativamente elevados comparados aos fubás de milho. Isso foi perceptível no momento da preparação, quando era observado que a primeira água que era acrescentada para homogeneização do reagente, antes do acréscimo de NaOH, era sugada muito rapidamente no caso das farinhas de mandioca. Esse resultado é diferente daquele apresentado por Sousa (2016) que identificou um poder de inchamento similar entre o amido de milho e mandioca, porém a autora não especifica se esses são amidos puros ou não, e caso sejam, isso pode explicar a diferença, pois neste trabalho usou-se fubá de milho e farinha de mandioca.

Quanto ao ISA os valores obtidos são similares para todos os reagentes, assim como foi apresentado por Sousa (2016). O amido cru é insolúvel em água e pelas análises todas as amostras apresentaram solubilidade em água, o que pode indicar a presença de outros nutrientes ou que o amido analisado sofreu algum tratamento térmico que levou a produção de dextrinas.

Em relação ao pH, as amostras de farinha de mandioca apresentaram pH mais ácido que as demais, indicando que elas tendem a apresentar maior número de íons hidrogênios quando misturadas a água.

Tabela 5.9 - Resultados de IAA e ISA

Reagentes	Índice de absorção em água - IAA (g/g)	Índice de solubilidade em água - ISA (%)	pH
Fubá de Milho - Flotamil 75	2,92	4,04	5,88
Fubá de Milho - Flokit 415	2,79	3,17	5,96
Farinha de Mandioca - FF01	7,60	3,22	4,69
Farinha de Mandioca - FF73	6,19	4,35	4,68

Os principais resultados obtidos através dos perfis viscoamilográficos estão apresentados na Tabela 5.9.

Os amidos Flokit415 e FF73 apresentaram características bem similares, valores próximos, ao serem analisados todos os postos de viscosidade, e esses dois reagentes apresentaram os melhores resultados na flotação em bancada. O reagente Flotamil75 apresentou as menores viscosidades nos pontos de máxima e breakdown, enquanto que o FF01 obteve as maiores nos pontos de máxima e breakdown, e significativamente menores nos pontos de mínima, retrogradação e final. A farinha FF01 obteve a menor temperatura de pasta, temperatura de gelatinização sob rampa de aquecimento, indicio de que já passou por tratamento térmico que levou a uma gelatinização parcial do amido.

Tabela 5.10 – Análise de viscosidade dos reagentes

Reagentes	Viscosidade Máxima (cP)	Viscosidade Mínima (cP)	Breakdown (cP)	Setback Retrogradação (cP)	Viscosidade Final (cP)	Temperatura de Pasta
Fubá de Milho - Flotamil 75	2.132	2.094	38	5.138	7.232	83,65
Fubá de Milho - Flokit 415	4.486	2.988	1.498	5.285	8.273	73,68
Farinha de Mandioca - FF01	5.767	919	4.849	242	1.161	50,17
Farinha de Mandioca - FF73	3.982	3.060	922	4.686	7.746	71,00

## 6 CONCLUSÕES

Testes de flotação com a amostra sem deslamagem obtiveram um alto teor de sílica no concentrado, e baixo índice de seletividade no processo. A etapa de deslamagem melhorou a seletividade do processo, e foi responsável por uma redução significativa nos teores dos contaminantes P, Mn,  $Al_2O_3$  e PPC.

A redução do pH de condicionamento dos amidos de 10 para 9 e 8 levou a maiores recuperações metálicas de ferro, de aproximadamente 71,5% para 72,5% e 74,0%, respectivamente. Porém, houve também um leve aumento no teor de sílica do concentrado, passando de aproximadamente 2,4% para 2,6% e 2,8%, respectivamente.

A análise de recuperação de água para o flotado indicou que com o aumento desta há uma tendência de redução da recuperação metálica. O pH de condicionamento 10, a dosagem de 400 g/t e o amido Flotamil75 foram as variáveis que tenderam a favorecer o arraste hidrodinâmico.

Na faixa de pH ácido a interação entre os amidos e a superfície da hematita é eletrostática, e acima do PIE, faixa básica, como a adsorção continua ocorrendo, o mecanismo é químico.

Os amidos de mandioca levaram a uma redução bem mais intensa do potencial zeta da hematita em pH's ácidos, comparados aos amidos de milho, indicando maior densidade de adsorção e estado de agregação. De maneira geral, o condicionamento com amidos não levou a alterações significativas do potencial zeta do quartzo.

Nos pH's próximos aos pH's de condicionamento do amido, observou-se que o reagente que menos afetou o potencial zeta da hematita, Flotamil75, foi o que apresentou os piores resultados nos testes de flotação em bancada.

Os reagentes que apresentaram as maiores recuperações metálicas, Flotkit415 e FF73, foram aqueles com maiores especificações de teor de fração amilácea. Esses reagentes também apresentaram características bem similares com relação à análise de viscosidade. Os amidos

de mandioca apresentaram índices de absorção em água superiores aos amidos de milho, enquanto que o índice de solubilidade em água foi bastante similar para os dois.

## **SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS**

- i. Avaliar e comparar o efeito na flotação, do uso de diferentes proporções amido:soda na gelatinização dos amidos de mandioca e milho;
- ii. Realizar ensaios de flotação com pH de condicionamento do amido próximo a 8 com maior variação de dosagens;
- iii. Realizar ensaios de microflotação, de quartzo e hematita, em ampla faixa de pH, usando amidos de mandioca e milho.

## 7 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

AGUIAR, M.A.M., Clatratos na flotação catiônica reversa de minérios de ferro. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 2014.

AMORIM, L.Q., ALKMIN, F.F. New ore types from Cauê Banded Iron Formation Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil – Responses to the growing demand. In: Iron Ore Conference. Perth/WA, 2011.

ARAÚJO, A.C, VIANA, P.R.M., PERES, A.E.C., Reagents in iron ores flotation. Minerals Engineering. 2005, v.18, p.219-224.

ARROYO, C.E.O., Caracterização Geometalúrgica e Modelagem Geoestatística da mina de Brucutu. Tese de Doutorado (Programa de Pós-Graduação em Evolução Crustal e Recursos Naturais). Escola de Minas da UFOP, Ouro Preto, 2014.

BALTAR, C.A.M. Flotação no tratamento de minérios. Departamento de Engenharia de Minas. UFPE. 2008.

BREUNINGER, W.F., PIYACHOMKWAN, K., SRIROTH, K., Tapioca/Cassava starch: production and use. In: BEMILLER, J. WHISTLER, R., Starch Chemistry and Technology. 3º edição, Lincoln, USA. Elsevier Inc., 2009. p. 541-564.

BULATOVIC, S.M., Handbook of Flotation Reagents; Chemistry, theory and practice: Flotation of sulfide ores. Elsevier Science e Tecknology Books, 2007. Volume 1. p. 1-5, p. 5-40, p.67-74.

CABRAL, A.S., Rotas de processo para minérios goethíticos. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 2010.

CARVALHO, W.N., Considerações sobre a usina II da Samarco Mineração S/A. Monografia (Curso de Pós- Graduação em Engenharia Mineral). Escola de Minas, Ouro Preto, 2010.

COSGROVE, T. Colloid Science: Principles, Methods and Applications. Blackwell Publishing Ltda, 2005. p. 14-35.

CRAWFORD R., RALSTON, J., The influence of particle size and contact angle in mineral flotation. International Journal of Mineral Processing, 1988, v.23, p.1-24.

CRISTIE, T., BRATHWAITE, B. Mineral commodity report 15 – iron. New Zealand: Institute of Geological and Nuclear Sciences Ltda, 1997.

CRUZ, M.R., Flotação Fracionada: Aumento do rendimento da flotação através da divisão da alimentação em duas frações granulométricas. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 2010.

BULATOVIC, S.M., Handbook of Flotation Reagents; Chemistry, theory and practice: Flotation of sulfide ores. Elsevier Science e Tecknology Books, 2007. Volume 1. p. 1-5, p. 5-40, p.67-74.

DENARDIN, C.C., DA SILVA, L.P., Estrutura dos grânulos de amido e sua relação com propriedades físico-químicas. Revista Ciência Rural, 2009, v.39, n.3, mai-jun, p. 945-954, 2009.

DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL. Informe mineral 1º/2016. Disponível em: <[http://www.dnpm.gov.br/dnpm/informes/informe\\_mineral\\_2\\_2016](http://www.dnpm.gov.br/dnpm/informes/informe_mineral_2_2016)> Acesso em: 12 março 2017.

DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL. Sumário mineral 2015. Disponível em: <<http://www.dnpm.gov.br/dnpm/sumarios/sumario-mineral-2015>>. Acesso em: 12 março 2017.

HENRIQUES, A.B., Caracterização e estudo das propriedades eletrocinéticas dos minerais de ferro: Hematita, Goethita e Magnetita. Tese de Doutorado (Curso de Pós- Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 2012.

KAR, B., SAHOO, H., RATH, S.S., DAS, B., Investigations on different starches as depressants for iron ore flotation. Minerals Engineering. 2013, v.49, p.1-6.

KLEIN, C., DUTROW, B., Manual de ciências dos minerais. Bookman, 2012. p. 395-426.

LANGE, A.G., SKINNER, W.M., SMART, R.St.C., Fine:Coarse particle interactions and aggregation in sphalerite flotation. Minerals Engineering. 1997, v.10, p.681-693.

LIMA, N.P., PINTO, T.C.S., TAVARES, A.C., SWEET, J., The entrainment effect on the performance of iron ore reverse flotation. Minerals Engineering. 2016, v.96, p.53-58.

LIMA, N.P., VALADÃO, G.E., Avaliação do efeito da granulometria no processo de flotação. Revista da Escola de Minas, 2008, v.61, out-dez, p.473-477.

LIMA, N.P., VALADÃO, G.E.S., PERES, A.E.C., Effect of amine and starch dosages on the reverse cationic flotation of an iron ore. Minerals Engineering. 2013, v.45, p.180-184.

LIPEER, G.C., PERES, A.E.C., Rota de processo para concentração de minérios de ferro hidratados. In: XXV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. 2013, p. 299-305.

LIU, Q., ZHANG, Y., LASKOWSKI, J.S., The adsorption of polysaccharides onto mineral surfaces: an acid/base interaction. International Journal of Mineral Processing. 2000, v. 60, p. 229-245.

MARTINS, M., LIMA, N.P., LEAL FILHO, L.S., Iron ore minerals depression: influence of mineralogy, morphology, and conditioning pH. Revista da Escola de Minas, 2012, v.65, jul-set, p.393-399

MATOS, V.E., PERES, A.E.C., BRANDÃO, P.R.G., Estado de agregação e dispersão de um minério de ferro na presença de diferentes tipos de amidos. In: XXVI Encontro Nacional de Minérios e Metalurgia Extrativa. Poços de Caldas, 2015.

MOREIRA, W.R., Fontes de amido aplicáveis à flotação de minério de ferro. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós- Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 2013.

PAVLOVIC, S., BRANDÃO, P.R.G., Adsorption of starch, amylase, amylopectin and glucose monomer and their effect on the flotation of hematite and quartz. *Minerals Engineering*. 2003, v.16, p.1117-1122.

PEARSE, M.J., An overview of the use of chemical reagents in mineral processing. *Minerals Engineering*. 2005. p.139-149.

PERES, A.E.C., ARAUJO A.C., A flotação como operação unitária no tratamento de minérios. In: CHAVES, A.P., *et al.*, Teoria e Prática do Tratamento de Minérios; Flotação: o estado da arte no Brasil. 1ª edição, Volume 4, São Paulo, Signus Editora, 2006, Cap.1, p.1-29.

PERES, A.E.C., CORREA, M.I., Depression of iron oxides with corn starches. *Minerals Engineering*. 1996, v.9, p.1227-1234.

PINTO, C.L.L., DE ARAUJO, A.C., PERES, A.E.C., The effect of starch, amylase and amylopectin on the depression of oxi-minerals. *Minerals Engineering*. 1992, v.5, p.469-478.

PRAES, P.E., ALBURQUERQUE, R.O., LUZ, A.F.O., Recovery of tailings by column flotation. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*. 2013, v.1, p.212-216.

RAHMAN R.M., ATA, S., JAMESON, G.J., The effect of flotation variables on the recovery of different particle size fractions in the froth and the pulp. *International Journal of Mineral Processing*, 2012, v.106-109, p.70-77.

RAJU, B.G., HOLMGREN, A. FORSLING, W. Adsorption of dextrin at mineral/water interface. *Journal of Colloid and Interface Science*. 1997, v. 193, p. 215-22.

RAO, S.R., Surface chemistry of froth flotation – Reagents and mechanisms. *Library of congress*, 2004. Volume 2. p. 675-703.

RESENDE, A.J.C., Influência da perda por calcinação na sedimentação de concentrados de minério de ferro da Samarco Mineração S.A. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 2009.

REIS, R.L.R., Propriedades e aplicação do gritz de milho na flotação catiônica reversa de minérios itabíricos. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 1987.



SANTOS, S.W.M., Elaboração da metodologia de construção do modelo geometalúrgico da Musa. Monografia (Programa de Especialização em Sistemas Mínero-Metalúrgicos). Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, 2014.

SOUZA, L.A., ALBURQUERQUE, R.O., LAMEIRAS, F.S., PRAES, P.E., PERES, A.E.C., Use of depressants in the direct flotation of a silicate-carbonate phosphate ore. Revista da Escola de Minas, 2014, v.67, apr-jun, p.191-196.

SOUSA, D.N., Depressores alternativos na flotação catiônica reversa de minério de ferro. Dissertação de Mestrado (Programa de Pós-Graduação em Gestão Organizacional). Universidade Federal de Goiás. Catalão, 2016.

SUPERINTENDÊNCIA DA ZONA FRANCA DE MANAUS. Potencialidades regionais: estudo de viabilidade econômica amido de mandioca – Sumário executivo. Manaus, 2003.

TRAHAR W.J., A rational interpretation of the role of particle size in flotation. International Journal of Mineral Processing, 1981, v.8, p.289-327.

TURRER, H.D.G., Polímeros depressores na flotação de minério de ferro. Tese de Doutorado (Curso de Pós- Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 2007.

WEISSENBORN, P.K. Behaviour of amylopectin and amylase components of starch in the selective flocculation of ultrafine iron ore. International Journal of Mineral Processing. 1996, v.47, p.197-211.

ANEXO 1 – Tabelas de resultados obtidos nos testes de flotação em bancada

Testes A: pH condicionamento amido 10,0								
Teste	Tipo Amido	Dosagem amido (g/t)	RFe1	RFe2	IS1	IS2	SiO2 conc1	SiO2 conc2
AA	Flotamil 75	400	69,01	71,11	7,84	7,92	2,53	2,68
AB	Flotamil 75	600	71,74	71,04	7,67	8,07	2,91	2,64
AD	Flokit	400	71,74	70,04	8,67	9,09	2,30	1,98
AE	Flokit	600	72,02	70,42	7,92	8,04	2,80	2,50
AG	FF01	400	67,52	68,93	8,60	8,54	2,09	2,17
AH	FF01	600	73,75	74,74	8,61	8,72	2,47	2,54
AJ	FF73	400	72,97	72,07	8,71	9,47	2,37	1,97
AK	FF73	600	74,56	75,88	9,48	9,57	2,10	2,24

Testes B: pH condicionamento amido 8,0								
Teste	Tipo Amido	Dosagem amido (g/t)	RFe1	RFe2	IS1	IS2	SiO2 conc1	SiO2 conc2
BA	Flotamil 75	400	64,80	66,63	7,70	7,28	2,37	2,74
BB	Flotamil 75	600	70,93	71,74	8,38	7,54	2,40	3,05
BD	Flokit	400	77,68	76,61	8,66	8,56	2,90	2,87
BE	Flokit	600	77,26	79,75	8,48	7,45	2,99	4,19
BG	FF01	400	69,51	69,93	7,41	8,80	2,85	2,13
BH	FF01	600	75,55	75,68	9,55	8,99	2,22	2,53
BJ	FF73	400	74,89	75,35	9,04	8,07	2,41	3,00
BK	FF73	600	77,50	76,71	8,94	7,94	2,73	3,19

Testes C: pH condicionamento amido 9,0								
Teste	Tipo Amido	Dosagem amido (g/t)	RFe1	RFe2	IS1	IS2	SiO2 conc1	SiO2 conc2
CA	Flotamil 75	400	70,42	71,30	7,89	7,23	2,62	3,23
CB	Flotamil 75	600	72,90	72,96	7,18	7,64	3,40	3,08
CD	Flokit	400	69,22	68,52	8,60	8,54	2,14	2,14
CE	Flokit	600	73,73	76,02	9,55	9,43	2,04	2,27
CG	FF01	400	71,23	69,07	8,35	8,12	2,43	2,41
CH	FF01	600	74,88	74,69	8,63	9,00	2,57	2,42
CJ	FF73	400	74,73	71,16	8,53	8,03	2,67	2,58
CK	FF73	600	74,99	77,20	8,66	8,69	2,59	2,81