

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica,
Materiais e de Minas

Dissertação de Mestrado

Produção de Pellet Feed a Partir de Lamas

Autor: Elias Fonseca de Castro
Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Junho/2012

Elias Fonseca de Castro

Produção de Pellet Feed a Partir de Lamas

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, como requisito parcial para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Metalúrgica e de Minas.

Área de Concentração: Tecnologia Mineral.

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres.

Belo Horizonte
Universidade Federal de Minas Gerais
Escola de Engenharia
2012

DEDICATÓRIA

À memória do meu pai José Silvério de Castro.
À minha mãe Maria das Graças Fonseca de Castro.
À minha namorada Kátia Reis Guimarães.
À minha irmã Cinara Fonseca de Castro.

AGRADECIMENTOS

Agradeço a todos aqueles que, direta ou indiretamente, colaboraram na execução deste trabalho e, em especial:

À Diretoria da Samarco Mineração S.A, por incentivar o estudo e o desenvolvimento pessoal e profissional de seus empregados.

Ao meu orientador, Prof. Antônio Eduardo Clark Peres, pelos ensinamentos, supervisão acadêmica, profissionalismo e amizade.

A Paulo Mapa pelos constantes ensinamentos e valiosa orientação profissional.

A João Pedro e Mauro Carvalho pelo incentivo e, sobretudo, por ter proporcionado condições para a conclusão desse trabalho.

A Leônidas Pinto, Eduardo Gamarano, Gilmar de Oliveira, Giliard de Oliveira e às equipes dos laboratórios de Controle de Processo e físico pela competente execução dos ensaios e análises.

A Marcos Gomes, Paulo Sérgio de Oliveira, Victor Hugo Machado, João Paulo Silva, Vanderson Eney, Valdirene e demais colegas da Gerência de Processo e Automação pelo incentivo ao longo dessa empreitada.

A Eduardo Perdigão e sua equipe de produção pelo companheirismo e constante estímulo.

Aos professores e funcionários do CPGEM/UFMG pelo profissionalismo, competência e amizade ao longo do curso.

SUMÁRIO

CAPÍTULO 1: INTRODUÇÃO	13
CAPÍTULO 2: OBJETIVO	17
CAPÍTULO 3: REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	18
3.1 Descrição do processo produtivo Samarco.....	18
3.1.1 Concentrador I.....	18
3.2 Concentração de minérios por flotação	23
3.2.1 Propriedades Interfaciais	24
3.2.2 Teoria da Dupla Camada Elétrica.....	26
3.3 Reagentes de flotação	28
3.3.1 Coletores.....	28
3.3.2 Espumantes.....	29
3.3.3 Modificadores.....	30
3.4 Flotação catiônica reversa do quartzo	30
3.5 Dispersão	32
3.5.1 Dispersantes.....	33
3.5.2 Teste de dispersão.....	34
3.5.3 Utilização de dispersantes na flotação.....	37
3.6 Influência de lama no processo de flotação.....	38
3.7 Rotas de beneficiamento para o tratamento das lamas de minério de ferro	42
CAPÍTULO 4: METODOLOGIA	45
4.1 Amostragem e preparação da amostra.....	45
4.2 Caracterização das amostras.....	48
4.2.1 Análise química quantitativa	48
4.2.2 Análise granulométrica.....	48
4.2.3 Superfície Específica	49
4.2.4 Microscopia eletrônica de varredura e microanálise	49
4.3 Ensaio de dispersão.....	50
4.4 Ensaio de flotação.....	51
CAPÍTULO 5: RESULTADOS E DISCUSSÃO	54
5.1 Amostragem e preparação da amostra.....	54
5.2 Caracterização da amostra.....	54
5.2.1 Análise granulométrica e análise de superfície específica	54
5.3 Ensaio tecnológicos	56

5.3.1 Microdeslamagem em tambor	56
5.3.2 Ensaio de dispersão	58
5.3.3 Ensaio de flotação (DOE)	63
5.3.4 Ensaio de flotação com dispersantes.....	71
CAPÍTULO 7: RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS	78
CAPÍTULO 8: SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	79
CAPÍTULO 9: REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	80
CAPÍTULO 10: ANEXOS	85

LISTA DE TABELAS

Tabela I. 1 - Massas e teores dos rejeitos produzidos no Concentrador I em 2011	13
Tabela I. 2 - Resultado do ensaio de sedimentação em proveta com a lama usina (CASTRO, 2011).....	15
Tabela I. 3 - Análise química da alimentação (underflow da sedimentação em cuba de 4L) e dos produtos do teste de flotação realizado com o underflow da sedimentação (CASTRO, 2011).....	16
Tabela III. 1 - Especificações químicas e físicas dos dois concentrados produzidos no Concentrador I.....	22
Tabela III. 2 - Agentes dispersantes empregados em tratamento de minérios (modificada de RABELO, 1994).....	34
Tabela III. 3 - Características das lamas testadas e os resultados alcançados pelos autores citados neste capítulo.....	44
Tabela IV. 1 - Sequência dos testes de flotação e dosagens de reagentes adotadas.....	53
Tabela V. 1 - Comparação entre a média dos teores da lama usina em 2011 e os teores do composto estudado.....	54
Tabela V. 2 - Elementos identificados nas microanálises.....	56
Tabela V. 3 - Análises químicas, físicas e peso dos produtos dos ensaios de microdeslamagem em tambor.....	57
Tabela V.4 - Coeficientes de correlação (R^2 ajustado) obtidos para os modelos estudados..	68
Tabela V.5 - Elementos identificados nas partículas do concentrado representando a condição padrão através da microanálise.....	70

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. 1 - Imagem dos produtos da sedimentação em cuba de 4L (CASTRO, 2011).....	16
Figura 3. 1 - Fluxograma simplificado do Concentrador I da Samarco.....	22
Figura 3. 2 – Modelos de interface e interfase (RABOCKAI, 1979).....	25
Figura 3. 3 - Estrutura da dupla camada elétrica (PARKS, 1965; PARKS, 1967).....	27
Figura 3. 4 - Aparelhagem proposta por GALÉRY (1985).....	35
Figura 3.5 - Possíveis efeitos de partículas muito finas na flotação (KLASSEN e MOKROUSOV, 1963, apud de ARAUJO, 1982).....	39
Figura 3. 6 - Correlação entre os teores de alumina e de sílica no concentrado da flotação (TURRER e RABELO, 1999).....	41
Figura 4. 1 - Tambores utilizados nos ensaios de microdeslamagem.....	45
Figura 4. 2 - Desenho esquemático representando as dimensões e a altura do registro utilizado para descarga do overflow dos tambores utilizados nos ensaios de microdeslamagem em tambor.....	46
Figura 5. 1 - Análise granulométrica do composto utilizado no estudo.....	55
Figura 5. 2 - Fotomicrografia da amostra representando o composto estudado.....	56
Figura 5. 3 - Fotografia dos produtos do ensaio de microdeslamagem em tambor.....	57
Figura 5. 4 - Análises granulométricas dos produtos do ensaio de microdeslamagem em tambor.....	58
Figura 5. 5 - Grau de dispersão em função do pH.....	59
Figura 5.6 - Grau de dispersão em função das dosagens de hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio em pH igual a 8,75.....	60
Figura 5.7 - Teor de alumina em função do pH de dispersão.....	61
Figura 5.8 - Teor de alumina em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.....	61
Figura 5.9 - Teor de fósforo em função do pH de dispersão.....	62
Figura 5.10 - Teor de fósforo em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.....	63
Figura 5.11 - Gráficos de Pareto do teor de sílica no concentrado.....	64
Figura 5.12 - Teor de sílica no concentrado para as condições estudadas.....	65
Figura 5.13 - Gráficos de Pareto da recuperação metálica.....	67
Figura 5.14 - Recuperação metálica para as condições estudadas.....	68

Figura 5.15 - Fotomicrografias representando o concentrado da condição padrão.....	69
Figura 5.16 - Distribuição granulométrica do concentrado representado a condição padrão.....	70
Figura 5.17 - Teor de sílica no concentrado em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.....	72
Figura 5.18 - Recuperação metálica em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.....	72
Figura 5.19 - Teor de fósforo no concentrado em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.....	73
Figura 5.20 - Teor de alumina no concentrado em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.....	74
Figura 5.21 - Teor de sílica no concentrado e ferro no rejeito em função do tempo de flotação.....	75

LISTA DE ABREVIATURAS

CLS - Concentrate Low Silica

CNS - Concentrate Normal Silica

DEMET - Departamento de Metalurgia

EEUFMG - Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais

S.E. - Superfície específica

PCZ - Ponto de carga zero

WHIMS - *Wet high intensity magnetic separator*

GD - Grau de dispersão

RESUMO

Este trabalho investigou a possibilidade de se produzir um concentrado de minério de ferro com especificações compatíveis com o *pellet feed* Samarco a partir de uma amostra representativa do *overflow* dos ciclones de 101,6mm (4 polegadas) de diâmetro do Concentrador I.

Essa amostra, denominada lama usina, continha 49,65% de ferro, d_{50} igual a $5\mu\text{m}$ e percentual de lama (fração menor que $10\mu\text{m}$) igual a 71,22%.

Os ensaios tecnológicos envolveram as seguintes etapas: classificação granulométrica (microdeslamagem em tambor), determinação do grau de dispersão e flotação.

A microdeslamagem mostrou ser um método eficiente de classificação. Os ensaios de dispersão mostraram que os dispersantes hidróxido de sódio, hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio alcançaram os mesmos níveis de dispersão e que os dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio são os mais eficientes para promover a dispersão dos minerais portadores de alumina e fósforo, respectivamente.

Os ensaios de flotação, seguindo o planejamento fatorial de experimentos (DOE), mostraram que o fator dosagem de eteramina foi o mais significativo dentre os fatores estudados para as variáveis resposta teor de sílica no concentrado e recuperação metálica. Os ensaios de flotação com adição dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio aumentaram o teor de sílica no concentrado concomitantemente com o aumento da recuperação metálica.

O ensaio de cinética de flotação mostrou ser necessário aumentar o tempo de flotação para alcançar um teor de sílica no concentrado compatível com a especificação do *pellet feed* redução direta Samarco ($\text{SiO}_2 < 1,13\%$).

ABSTRACT

This study investigated the possibility of producing an iron concentrate meeting the specifications of Samarco's pellet feed from a representative sample of the 101.6mm (4 inches) cyclone overflow of Concentrator I.

This sample, designated as plant slimes, containing 49.65% iron, d₅₀ equal to 5µm and percentage of slimes (fraction passing 10µm) equal to 71.22%.

The technological tests involved the following steps: classification (in microdesliming drum), determination of the dispersion degree, and flotation.

Microdesliming proved to be an efficient method of classification. The results showed that the dispersants sodium hydroxide, sodium hexametaphosphate, and sodium polyacrylate achieved similar levels of dispersion and also that the dispersants sodium hexametaphosphate and sodium polyacrylate are the most effective reagents to promote dispersion of the alumina and phosphorus bearing minerals.

Flotation tests, following the factorial design of experiments (DOE), showed that the factor etheramines dosage was the most significant among the factors investigated for the response variables silica content in the concentrate and metallurgical recovery. Flotation tests with addition of the dispersants sodium hexametaphosphate and sodium polyacrylate presented increased metallurgical recovery concurrently with increased silica content in the concentrate.

The flotation kinetics test proved the need of increasing the flotation time to achieve a silica content in the concentrate meeting the specification of Samarco's direct reduction pellet feed ($\text{SiO}_2 < 1.13\%$).

CAPÍTULO 1: INTRODUÇÃO

O Concentrador I da Samarco produziu, em 2011, 14,2 milhões de toneladas de *pellet feed* e 9,9 milhões de toneladas de rejeitos, conforme apresentado na tabela I. 1.

O *pellet feed* produzido no Concentrador I é composto por dois concentrados: o concentrado Samarco e o concentrado Vale. O concentrado Vale é fornecido para a Samarco com uma composição química que atende a especificação do *pellet feed* Samarco, sendo apenas remoído no Concentrador I.

Os rejeitos produzidos no Concentrador I da Samarco são compostos por dois rejeitos: os rejeitos produzidos nas etapas de flotação, denominados rejeitos arenosos, e a lama usina, proveniente do *overflow* da etapa de deslamagem.

Tabela I. 1 - Massas e teores dos rejeitos produzidos no Concentrador I em 2011

Produtos		Massa total (t/ano)	Proporção em massa (%)	Fe (%)	Massa de Fe (t/ano)	Proporção de massa de Fe (%)
Pellet feed	Samarco	13.315.614	93,62	66,91	8.909.477	93,58
	Vale	907.181	6,38	67,40	611.399	6,42
	Total	14.222.795	100,00	66,94	9.520.876	100,00
Rejeitos	Lama usina	1.862.083	18,73	49,91	929.366	51,12
	Rejeitos de flotação	8.077.950	81,27	11,00	888.557	48,88
	Total	9.940.033	100,00	18,29	1.817.922	100,00

O apelo ambiental, aliado à elevada perda metálica e aos elevados custos operacionais de disposição e monitoramento desses rejeitos, torna necessário o desenvolvimento de rotas de processo capazes de beneficiá-los e vai ao encontro dos objetivos estratégicos da Samarco.

VIEIRA (2009), estudando a produção de um *pellet feed* a partir dos rejeitos de flotação do Concentrador I, desenvolveu uma rota de processo capaz de beneficiar esses rejeitos. Essa rota de processo, composta por concentração magnética e flotação em coluna, em escala piloto, alcançou uma recuperação mássica de 11% e uma recuperação metálica de 68%.

Essa rota de processo, estudada por VIEIRA (2009), foi aprovada tecnicamente pela Samarco e atualmente encontra-se em fase de estudos de viabilidade econômica.

Ao beneficiar esses rejeitos de flotação, a lama usina passará a responder por 60% da perda metálica do Concentrador I, tornando ainda mais estratégico o desenvolvimento de uma rota de processo capaz de beneficiá-la.

CASTRO (2010), estudando a produção de *pellet feed* a partir da lama usina, testou a flotação catiônica reversa do quartzo. Esses testes, realizados em célula de flotação de bancada, não apresentaram seletividade.

A perda de seletividade no processo de flotação, segundo PERES e ARAUJO (2006), é decorrente principalmente do fenômeno denominado *slimes coating*, no qual a atuação de forças intermoleculares de longo alcance, similares às forças que determinam a interação partícula/bolha, promovem a aderência de partículas de lamas a outras partículas, mudando suas características superficiais.

De acordo com FUERSTENAU (1980), a flotação catiônica reversa do quartzo é mais influenciada por esse fenômeno que a flotação aniônica.

A conclusão de CASTRO (2010) foi de que a baixa seletividade ocorrida na flotação está associada à fração coloidal presente na lama usina, uma vez que essa fração é constituída, principalmente, pelas fases mineralógicas portadoras de alumina, fósforo e hidróxido de ferro, principais causadoras do fenômeno *slimes coating* na flotação catiônica reversa do quartzo.

CASTRO (2011), estudando a produção de *pellet feed* a partir da lama usina, testou a classificação granulométrica (sedimentação em cuba de 4L) antes da flotação catiônica reversa do quartzo.

Esta técnica de classificação granulométrica permite separar as partículas em função da velocidade terminal de sedimentação (V_t), que é alcançada quando ocorre o equilíbrio entre a força gravitacional e a força de resistência do fluido, sendo essa velocidade determinada pela equação de Stokes (LUZ e LIMA, 2001).

A fração sedimentada na cuba, denominada *underflow*, possui uma maior velocidade de sedimentação e a fração que permanece em suspensão, após um período de tempo pré-determinado, denominada *overflow*, possui uma menor velocidade de sedimentação. O *underflow* compõe a alimentação da flotação e o *overflow* constitui o rejeito da sedimentação.

A tabela I. 2 apresenta resultados das análises químicas e das análises de áreas superficiais da lama usina e dos produtos da sedimentação em proveta estudados por CASTRO (2011).

Esta técnica de classificação mostrou uma tendência de enriquecer o ferro e reduzir a alumina, o fósforo, a perda por calcinação e a área superficial (S.E.) para o *underflow*.

Tabela I. 2 - Resultado do ensaio de sedimentação em proveta com a lama usina (CASTRO, 2011)

Amostras	%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO ₂	S.E. (cm ² /g)
Alimentação	48,53	23,28	2,52	0,081	4,49	0,14	7.637
<i>Underflow</i>	50,74	23,57	1,10	0,046	2,61	0,07	4.541
<i>Overflow</i>	46,11	19,76	5,32	0,150	8,36	0,29	13.831

A figura 1.1 mostra uma imagem dos produtos da classificação granulométrica estudada por CASTRO (2011). A cor amarelo ocre predominante no *overflow* e o alto teor de ferro, em patamares próximos ao teor de ferro do *underflow*, indicam uma elevada participação de hidróxido de ferro.



Figura 1. 1 - Imagem dos produtos da sedimentação em cuba de 4L (CASTRO,2011).

Segundo o autor, a redução das fases mineralógicas portadoras de alumina, fósforo e perda por calcinação alcançada na sedimentação permitiu seletividade à etapa de flotação, conforme apresentado na tabela I. 3.

Tabela I. 3 - Análise química da alimentação (underflow da sedimentação em cuba de 4L) e dos produtos do teste de flotação realizado com o underflow da sedimentação (CASTRO, 2011)

Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂
Alimentação	50,74	23,57	1,10	0,046	2,61	0,07
Concentrado	65,33	2,24	0,89	0,074	3,20	0,10
Rejeito	40,88	38,51	1,04	0,038	1,89	0,03

Essas tendências, observadas por CASTRO (2011), motivaram a realização deste estudo.

CAPÍTULO 2: OBJETIVO

Esta dissertação de mestrado tem como objetivo estudar, em laboratório, a classificação granulométrica (microdeslamagem em tambor), o grau de dispersão e a flotação catiônica reversa do quartzo para o beneficiamento da lama usina, visando obter um concentrado com características químicas do *pellet feed* Samarco.

CAPÍTULO 3: REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1 Descrição do processo produtivo Samarco

A Samarco possui unidades industriais em dois estados brasileiros, com operações realizadas de forma integrada e simultânea.

Em Minas Gerais, localiza-se a unidade industrial de Germano, situada no município de Mariana, onde são feitas as operações de extração do minério, beneficiamento e o início do transporte do concentrado de minério de ferro. O beneficiamento é realizado em duas usinas, denominadas Concentrador I e Concentrador II, e o transporte é feito por dois minerodutos, denominados mineroduto I e mineroduto II, de 398km que ligam as duas unidades.

No Espírito Santo, está instalada a unidade industrial de Ponta Ubu, no município de Anchieta, que possui operações de preparação dos insumos, pelletização, estocagem e embarque de pelotas de minério de ferro e *pellet feed*. O embarque é efetuado em porto próprio e escoa a produção para clientes na Europa, Ásia, África, Oriente Médio e Américas.

3.1.1 Concentrador I

Anualmente são lavradas cerca de 27 milhões de toneladas de minério itabirítico, proveniente das minas de Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9. O minério lavrado é transportado por dois sistemas de correias transportadoras até uma instalação de peneiramento e britagem, a seco, onde a granulometria desse minério é reduzida de -150mm para -12,5mm.

Após a etapa de britagem, o minério é estocado numa pilha com capacidade de 20.000t, de onde é retomado por quatro alimentadores rotativos para o Concentrador I de Germano.

No Concentrador I, o minério inicialmente alimenta o circuito de moagem pré-primária. Esse circuito de moagem pré-primária é constituído por dois moinhos de bolas de 5,18m de diâmetro por 8,53m de comprimento, operando em circuito aberto, a 74% da velocidade crítica, com 36% de enchimento e potência de 3800kW. O tamanho das partículas na alimentação da moagem pré-primária é de 55% passante em 149 μ m e o produto dessa etapa possui uma granulometria de 88% passante em 147 μ m e alimenta o circuito de moagem primária.

O circuito de moagem primária é composto por quatro moinhos de bolas que operam em circuito fechado reverso com quatro baterias de ciclones. Cada um dos moinhos primários possui 4,27m de diâmetro por 5,18m de comprimento, operando a 71,5% da velocidade crítica, 38% de enchimento e potência de 1.430kW. Cada bateria possui seis ciclones de 660,4mm (26 polegadas) de diâmetro.

O *overflow* dos ciclones primários constitui o produto das etapas de moagem pré-primária e moagem primária e possui aproximadamente 12 a 15% de material com granulometria superior a 149 μ m. Dessa forma, as fases mineralógicas encontram-se bem liberadas e no tamanho adequado para o processo de flotação.

Após as etapas de pré-moagem e moagem primária, o minério é deslamado em três estágios de ciclonagem, constituídos por baterias de ciclones com diâmetros de 380mm (15 polegadas), 254mm (10 polegadas) e 101,6mm (4 polegadas).

Para se obter uma deslamagem eficaz, adiciona-se hidróxido de sódio à polpa para elevação do pH. O grau ótimo de dispersão da polpa ocorre em uma faixa de pH entre 9,0 e 9,5.

A lama usina (*overflow* do segundo e do terceiro estágio de ciclonagem) é direcionada para os espessadores de lamas. O *underflow* do segundo estágio segue para a etapa de flotação mecânica e o *underflow* do terceiro estágio segue para a etapa de flotação em coluna.

A etapa de flotação mecânica, denominada flotação convencional, possui quatro linhas independentes, sendo cada linha constituída por: um condicionador primário; um condicionador secundário; um banco *rougher*, com quatro células; um banco *cleaner*, com três células; um banco *scavenger*, com quatro células e um banco *recleaner*, com três

células. Cada célula possui um volume de $14,16\text{m}^3$ (500ft^3). Essa etapa do processo inicia-se com o condicionamento, nos condicionadores primário e secundário, do minério proveniente do *underflow* do segundo estágio da deslamagem com o amido de milho ou mandioca gelatinizado.

O condicionador secundário alimenta, por transbordo, o banco *rougher*. Nesse ponto é adicionada a amina, que atua como espumante e coletor das partículas de quartzo. O *underflow* das células *rougher* alimenta a etapa *cleaner*. O *underflow* das células *cleaner* alimenta o banco *re-cleaner*. O *underflow* do banco *re-cleaner* é o concentrado final da etapa de flotação mecânica. O *overflow* das etapas *rougher* e *cleaner* alimenta a etapa *scavenger*. O *underflow* da etapa *scavenger* e o *overflow* da etapa *re-cleaner* retornam na alimentação da etapa *rougher*. O *overflow* da etapa *scavenger* constitui o rejeito final da flotação mecânica.

O concentrado do circuito de células mecânicas alimenta três baterias de ciclones de 254mm (10 polegadas) de diâmetro. O *underflow* desses ciclones alimenta três moinhos de bolas que operam em circuito aberto. Esses moinhos têm $5,18\text{m} \times 10,36\text{m}$ e potência instalada de 6000HP. A descarga dos moinhos, juntamente com o *overflow* dos ciclones, alimentam o circuito de células mecânicas de grande volume (*tank cell*).

O circuito de células de grande volume é composto por três células de 160m^3 cada, sendo uma *rougher*, uma *cleaner* e uma *re-cleaner*. O *underflow* da célula *re-cleaner* constitui o concentrado final dessa etapa. A etapa *scavenger* é realizada em uma coluna com dimensões de $2,44\text{m}$ de diâmetro por 11m de altura e volume de $51,35\text{m}^3$. Essa coluna *scavenger* é alimentada pelo *overflow* das etapas *rougher* e *cleaner*. O rejeito *scavenger* constitui o rejeito final do circuito de células de grande volume. O concentrado *scavenger* e o rejeito *re-cleaner* alimentam as três colunas com dimensões de $6\text{m} \times 3\text{m} \times 13,6\text{m}$ e volume de 244m^3 .

O *underflow* do terceiro estágio de deslamagem alimenta três colunas com dimensões de $6\text{m} \times 3\text{m} \times 13,6\text{m}$ e volume de 244m^3 . O *underflow* dessas colunas alimenta outras duas colunas com dimensões de $6\text{m} \times 3\text{m} \times 13,6\text{m}$ e volume de 244m^3 . O *underflow* dessas duas colunas alimenta uma quarta célula de grande volume de 160m^3 . O *underflow* dessa célula, juntamente com o concentrado do circuito de células de grande volume, alimenta três colunas de $3,7\text{m}$ de diâmetro por $13,6\text{m}$ de altura e volume de 140m^3 . O *underflow* dessas

três colunas constitui o concentrado final do circuito de flotação em colunas e o *overflow* dessas três colunas é encaminhado para as três colunas com dimensões de 6m x 3m x 13,6m e volume de 244m³. O *overflow* das duas colunas com dimensões de 6m x 3m x 13,6m e volume de 244m³ e o *overflow* da quarta célula de grande volume de 160m³ alimentam um tanque condicionador, onde é adicionado amido, e então alimenta dois estágios de flotação em coluna (*rougher* e *cleaner*) com dimensões 4m x 3m x 12m e 3m x 2m x 12m, respectivamente. O rejeito do primeiro estágio é rejeito final, o rejeito do segundo estágio retorna no tanque condicionador e o concentrado do segundo estágio é encaminhado para as três colunas com dimensões de 6m x 3m x 13,6m e volume de 244m³.

O concentrado final do circuito de flotação em colunas, juntamente com um concentrado que a Samarco compra da Vale, alimenta três baterias de ciclones, cada bateria com dezesseis ciclones de 254mm (10 polegadas) de diâmetro. O *overflow* dessa ciclonagem é concentrado final e vai alimentar os espessadores de concentrado. O *underflow* é dividido para três caixas que alimentam outras três baterias de ciclones, cada bateria com dez ciclones de 354mm (10 polegadas) de diâmetro. Essas baterias fecham o circuito com três moinhos de bolas de 5,18m x 10,36m e potência instalada de 6000HP. O *overflow* é concentrado final e também vai alimentar os espessadores de concentrado e o *underflow* de cada bateria retorna para o respectivo moinho.

O concentrado final é espessado em dois espessadores de 41m de diâmetro. O *underflow* dos espessadores, com aproximadamente 71% de sólidos, é transferido para os tanques de estocagem do mineroduto. A água recuperada no *overflow* desses espessadores, assim como a água recuperada nos espessadores de lama, é bombeada para o tanque de água de processo.

A capacidade anual do Concentrador I de Germano é de 14,2 milhões de toneladas de concentrado, sendo 600 mil toneladas de concentrado provenientes da Vale. As especificações químicas e físicas dos dois concentrados produzidos no Concentrador I da Samarco podem ser visualizadas na tabela III.1.

Tabela III. 1 - Especificações químicas e físicas dos dois concentrados produzidos no Concentrador I

<i>Pellet feed</i>	SiO ₂ (Max) (%)	P (Max) (%)	+74μm(Max) (%)	-44μm(Min) (%)	Blaine (cm ² /g)
CNS	1,65	0,050	3,5	87,2	1725 - 1875
CLS	1,13	0,043	3,5	87,2	1725 - 1875

O fluxograma simplificado do Concentrador I da Samarco é apresentado na figura 3.1.

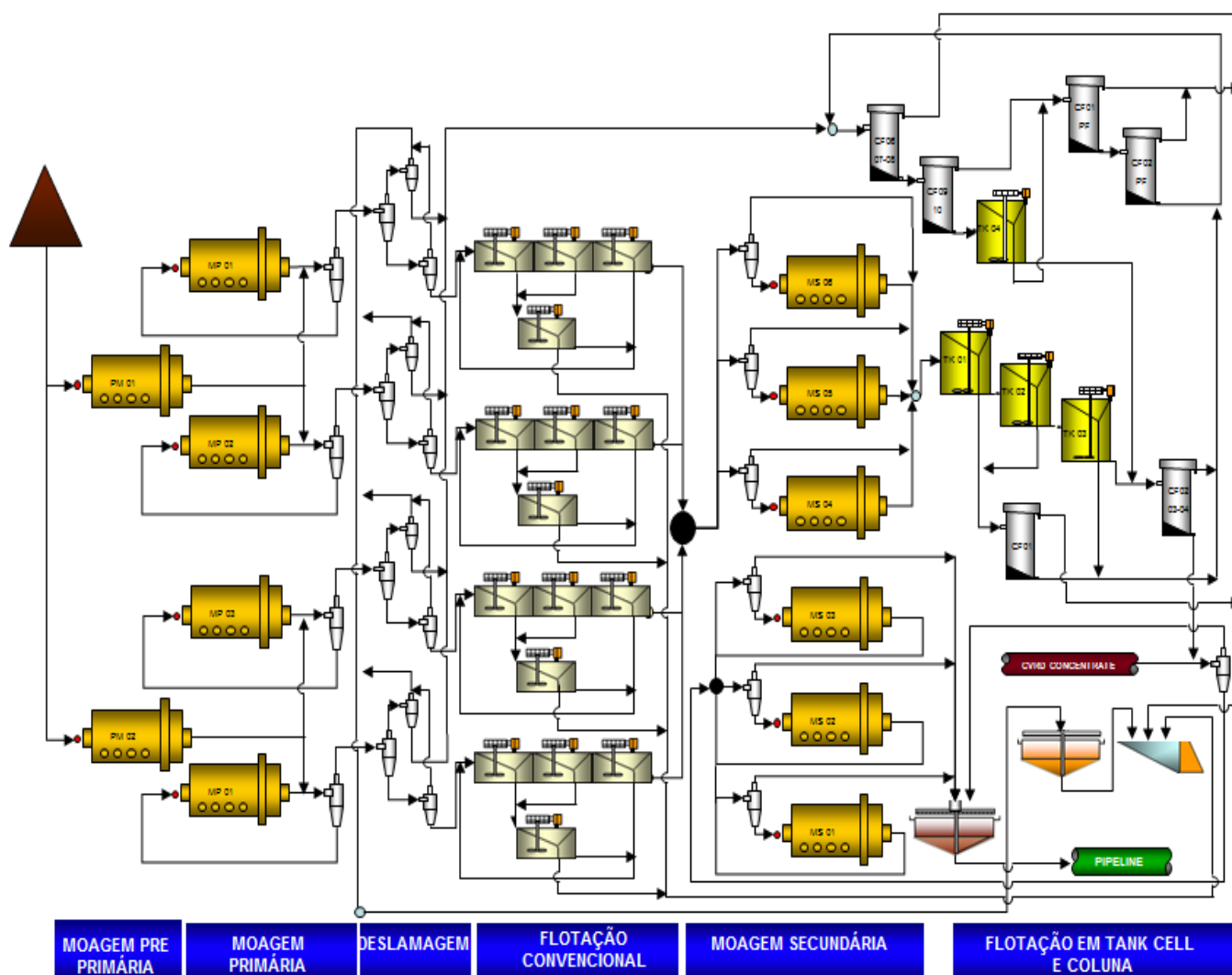


Figura 3. 1 - Fluxograma simplificado do Concentrador I da Samarco.

3.2 Concentração de minérios por flotação

A flotação é um processo de separação que utiliza as diferentes características existentes entre as superfícies dos minerais. Nesse método, as partículas minerais sólidas heterogêneas são imersas em meio fluido, usualmente a água, pelo qual se faz passar um fluxo gasoso, usualmente o ar (PERES et al, 1980).

Esse processo baseia-se na diferença da capacidade de partículas aderirem a bolhas de ar. Devido a esse fato, os reagentes que controlam essa propriedade, como reagentes hidrofobizantes (coletores), coagulantes, floculantes, dispersantes, ativadores, depressores e modificadores de carga, desempenham um papel importante na otimização de vários microprocessos envolvidos. Portanto, a flotação de partículas em suspensão é um fenômeno cinético composto por diferentes etapas (microfenômenos).

YOON (1992) propôs um modelo probabilístico para esse processo, expresso pela seguinte equação:

$$P = P_c \times P_a \times P_p \times P_r \text{ Eq. (1)}$$

Onde:

P = probabilidade de flotação;

P_c = probabilidade de colisão bolha-partícula;

P_a = probabilidade de adesão entre partículas hidrofóbicas e bolhas de ar;

P_p = probabilidade de permanência;

P_r = probabilidade de remoção.

Segundo YOON (1992), a probabilidade de colisão entre uma bolha de ar e uma partícula é proporcional ao quadrado do diâmetro da partícula e inversamente proporcional ao quadrado do diâmetro da bolha.

A probabilidade de adesão bolha-partícula é o microprocesso mais importante da flotação e depende de uma série de características do sistema de flotação, incluindo tamanho de bolha, tamanho de partícula, propriedades superficiais da fase dispersa, temperatura, propriedades físico-químicas da fase contínua e condições hidrodinâmicas.

A probabilidade de permanência (resistência) inclui os subprocessos que sucedem a captura, ou seja, ascensão das unidades bolha-partícula e sua recuperação com o produto flotado. Os dois principais fatores nesta etapa são: um fator relacionado com a resistência ao cisalhamento na ascensão entre as próprias partículas e outro com o fenômeno de ruptura via colapso das unidades bolha-partícula. Este fator depende, portanto, de parâmetros termodinâmicos (hidrofobicidade), hidrodinâmicos (turbulência, fricção, velocidade de ascensão, densidade das partículas e aceleração das unidades bolha-partícula) e físicos (teor do material a ser flotado, diâmetro das partículas e das bolhas, viscosidade e densidade da polpa).

A probabilidade de remoção das unidades bolha-partícula está relacionada com a capacidade de transferência dessas unidades ao produto flotado via coleta mecânica e (principalmente nas colunas de flotação) com a probabilidade de drenagem da espuma. A drenagem da espuma depende da estrutura da espuma (tipo de espumante), concentração de sólidos (razão água/sólidos), diâmetro das partículas de ganga e largura dos canais de drenagem. Este fator é controlado por parâmetros termodinâmicos (hidrofobicidade – ângulo de contato) das partículas e bolhas e por parâmetros físicos, como a viscosidade-rigidez (proporção de sólidos) da espuma e a ação mecânica do raspador de espuma.

3.2.1 Propriedades Interfaciais

Interface é a porção da matéria situada entre duas fases. Toda interface é tridimensional e homogênea. As fases, sendo corpos homogêneos, possuem propriedades físicas e químicas constantes numa mesma direção. A composição química de uma interface difere das composições químicas das fases que a formam. As propriedades da interface não são constantes na direção de sua espessura, conforme a ilustração esquemática da figura 3.2, e podem variar também em outras direções (RABOCKAI, 1979).

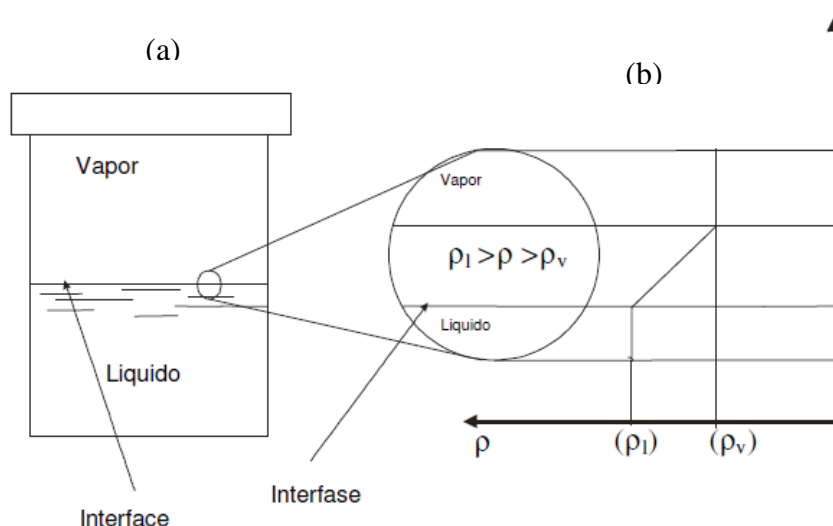


Figura 3. 2 - Modelos de interface e interfase (RABOCKAI, 1979).

Considerando-se os três estados da matéria - sólido, líquido e gasoso - é possível a identificação de cinco tipos de interfaces, sendo que todos os tipos estão presentes em sistemas de flotação e são discutidos a seguir (MONTE e PERES, 2004):

- (i) sólido/sólido: esse tipo de interface é exemplificado por uma partícula mineral recoberta por lamelas de outra espécie, através de um mecanismo essencialmente de atração eletrostática, fenômeno conhecido como *slimes coating*, de primordial importância para a flotação, já que a partícula perde totalmente sua identidade superficial;
- (ii) sólido/líquido: esse tipo de interface é caracterizado por uma partícula mineral imersa em meio aquoso;
- (iii) sólido/gás: esse tipo de interface é exemplificado por uma bolha de gás aderida a uma partícula mineral, supondo-se que no momento da adesão a película líquida sofre um afinamento até a ruptura;
- (iv) líquido/líquido: esse tipo de interface é caracterizado por alguns reagentes imiscíveis em água; para facilitar o acesso desses reagentes às interfaces sólido/líquido e líquido/gás muitas vezes faz-se necessária a sua emulsificação;
- (v) líquido/gás: esse tipo de interface é melhor exemplificado pela película líquida que envolve uma bolha.

3.2.2 Teoria da Dupla Camada Elétrica

A dupla camada elétrica é o resultado da interação existente entre a superfície eletricamente carregada dos minerais e a fase aquosa. A carga elétrica dos sólidos suspensos em uma polpa aquosa atrai uma atmosfera de contra-íons. Parte da atmosfera é difusa e a carga de superfície, em conjunto com a carga difusa, constituem a Dupla Camada Elétrica, mostrada esquematicamente na figura 3.3 (PARKS, 1965; PARKS,1967), onde distinguem-se as seguintes zonas:

- (i) carga superficial, limitada ou fixada à superfície;
- (ii) camada de Stern, constituída pelos íons contrários mais próximos ou em contato com a superfície; pode-se dizer também que é constituída por íons especificamente adsorvidos. Abrange o plano interno de Helmholtz, que é o plano que contém os centros dos íons adsorvidos especificamente, e o plano externo de Helmholtz, que é o plano que contém os centros dos íons da camada de Gouy mais próximos da superfície;
- (iii) a camada difusa ou de Gouy, constituída pelos íons mais afastados da superfície, em relação aos da camada anterior, mas ainda relacionados à superfície por interação eletrostática. A carga localizada no plano externo de Helmholtz é parte da carga da camada de Gouy. Já a carga do plano interno de Helmholtz não pertence à camada de Gouy.

Quando as partículas de uma dispersão deslocam-se em relação ao fluido, ou vice-versa, surge um plano no qual a dupla camada elétrica se parte – o plano de cisalhamento. Com o deslocamento, sucede o aparecimento de um potencial elétrico (eletrocinético), correspondente ao potencial do conjunto; esse potencial é denominado potencial zeta (ζ).

Segundo LEJA (1982), existem técnicas, baseadas em quatro fenômenos eletrocinéticos, que possibilitam a medida do potencial zeta. Os fenômenos eletrocinéticos referidos são, respectivamente:

- (i) eletroforese – as partículas eletricamente carregadas deslocam-se em relação a um meio aquoso estacionário, sob a ação de um campo elétrico;
- (ii) eletrosmose – o líquido é movido em relação à superfície carregada estacionária, por efeito de um campo elétrico;
- (iii) potencial de escoamento – um campo elétrico é criado quando o líquido flui através de um leito poroso carregado;

(iv) potencial de sedimentação – um campo elétrico é gerado quando partículas com superfícies carregadas deslocam-se em relação a um líquido estacionário.

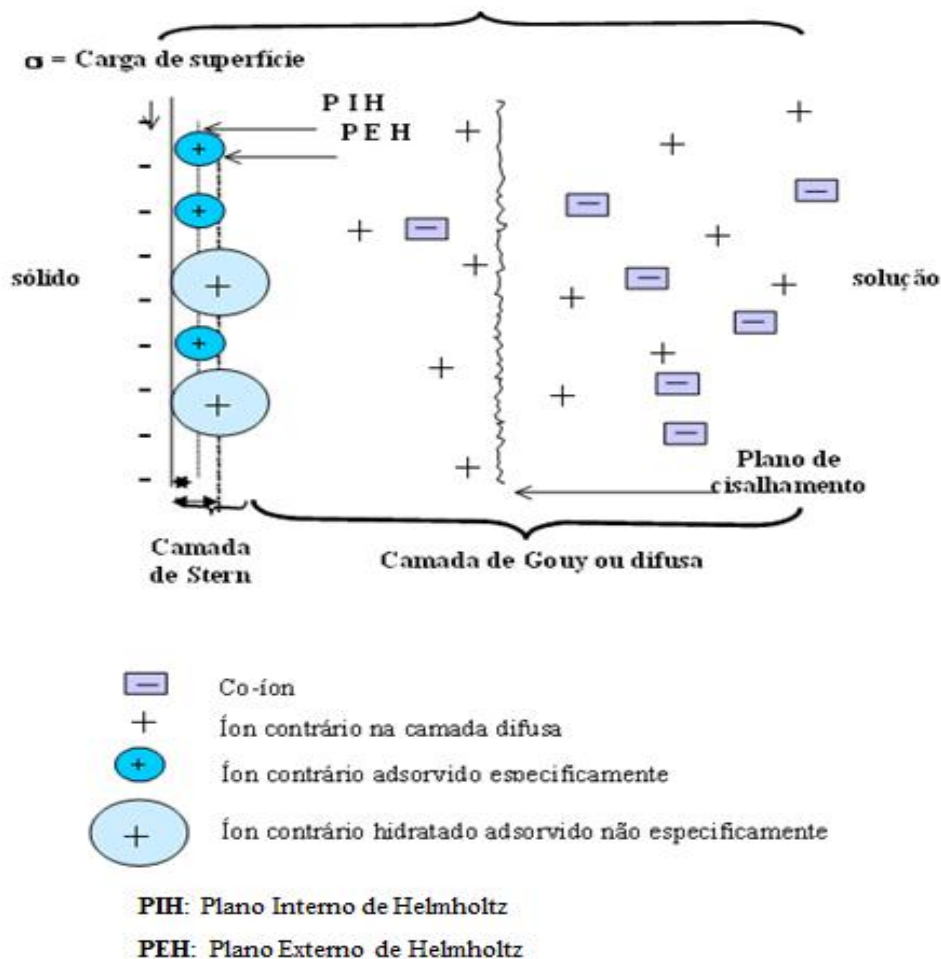


Figura 3. 3 - Estrutura da dupla camada elétrica (PARKS, 1965; PARKS, 1967).

No caso de o potencial zeta se anular devido a uma determinada concentração de íons determinantes de potencial (IDP), chega-se a um ponto chamado de ponto isoelétrico (PIE), definido como o logaritmo negativo da atividade de um dos IDP para o qual a carga líquida no plano de cisalhamento é nula.

O ponto de carga zero, PCZ, é definido como o logaritmo negativo da atividade de um dos IDP, correspondente à carga real de superfície zero, sendo melhor determinado por medida direta da adsorção dos IDP. Na ausência de adsorção específica, o PIE e o PCZ coincidem. Os íons que reagem com os IDP são chamados de determinadores de potencial de segunda

ordem. Quando a carga é determinada por esses íons, ou por íons especificamente adsorvidos, a concentração dessas espécies, que leva a um potencial zeta nulo, é chamada de concentração de reversão de carga, CRC. Por definição, ponto de reversão de carga (PRC) é o logaritmo negativo da CRC.

3.3 Reagentes de flotação

Reagentes de flotação são compostos orgânicos e inorgânicos empregados com o objetivo de controle das características das interfaces envolvidas no processo. De acordo com seu papel específico na flotação, os reagentes podem ser divididos em coletores, espumantes e modificadores ou reguladores (PERES et al., 1980).

3.3.1 Coletores

Os coletores têm uma estrutura molecular característica, composta de uma porção de natureza molecular (covalente) e outra de natureza polar (iônica). A porção polar pode apresentar diversas funções e a porção covalente é sempre uma cadeia orgânica, de comprimento variável, podendo se ramificada e até mesmo cíclica (CHAVES e LEAL FILHO, 2004).

Em solução, os coletores têm sua porção polar ionizada. A porção molecular (não polar) não é ionizável e, devido às características elétricas das ligações covalentes, tem maior afinidade pela fase gasosa que pela fase líquida. Havendo no sistema uma interface sólido-gás, a molécula do coletor tenderá a se posicionar nessa interface, orientada de modo que sua porção não-polar esteja em contato com o gás e a porção iônica em contato com a água (CHAVES e LEAL FILHO, 2004).

LEJA (1982) designou os coletores empregados na flotação de não sulfetos (exclusive carvão e grafita) como compostos ionizáveis não tio.

Os mais importantes compostos ionizáveis não tio estão listados abaixo (MONTE e PERES, 2004):

(i) alquil-carboxilatos, derivados dos ácidos carboxílicos ou ácidos graxos: RCOOH;

- (ii) alquil-sulfatos e sulfonatos, geralmente de sódio: $R-O-SO_3^-Na^+$ e $R-SO_3^-Na^+$;
- (iii) mono e di-alquil-fosfatos, derivados do ácido fosfórico RPO_4H_2 ;
- (iv) reagentes menos comuns, como sulfossuccinatos ($ROOC-CH_2-CH-COONa-SO_3Na$), sulfossuccinamatos ($RNHCO-CH_2-CH-COONa-SO_3Na$), sarcosinatos ($ROCCH_2-NH-COONa$) e hidroxamatos;
- (v) derivados da amônia (NH_3): aminas primárias ($R-NH_2$) e sais quaternários de amônio ($R-N(CH_3)_3^+Cl^-$).

Os coletores pertencentes aos quatro primeiros grupos, quando ionizados, são aniônicos (os sulfossuccinamatos e os sarcosinatos são anfotéricos), ao passo que os da família das aminas são catiônicos.

Entre os compostos hidrolizáveis listados acima, somente são empregados em flotação aqueles que apresentam de seis a dezoito carbonos na cadeia. Homólogos de cadeia mais curta que C_6 não apresentam a necessária atividade de superfície, enquanto homólogos mais longos que C_{18} tornam-se muito insolúveis. As soluções de todos esses compostos são fortemente afetadas pelo pH, dando origem a hidrólise ou dissociação, que influenciam a atividade superficial em termos de estabilizar a espécie molecular ou a iônica. Em geral, a espécie iônica é empregada como coletor e a molecular como espumante. Os homólogos de cadeia longa formam agregados (chamados micelas), em soluções em que a concentração está acima da chamada concentração micelar crítica (CMC) e a temperatura está acima de um certo valor mínimo (“krafft point”) (PERES et al., 1980).

3.3.2 Espumantes

Os espumantes utilizados na flotação são compostos orgânicos heteropolares, cuja estrutura é parecida com a dos coletores. A diferença reside no caráter funcional do grupo polar. O radical dos coletores é quimicamente ativo e capaz de interagir com a superfície do mineral a ser coletado, enquanto o radical liofílico do espumante tem grande afinidade com a água (PERES e ARAUJO, 2006).

Alguns reagentes utilizados como coletores têm também poder espumante. No caso das aminas, geralmente adicionadas em pH entre 10 e 11, região em que existe um equilíbrio

entre a forma iônica e a molecular, aceita-se que a primeira atue como coletor e a segunda como espumante (PERES e ARAUJO, 2006).

3.3.3 Modificadores

Os modificadores são substâncias orgânicas ou inorgânicas com ações diversas, destacando-se (PERES e ARAUJO, 2006):

(i) ajuste do pH do sistema: efetuado mediante a adição de ácidos e bases. Deve-se atentar para o fato de que o ânion do ácido e o cátion da base poderão, em alguns sistemas, adsorverem-se especificamente e alterar as características das interfaces envolvidas;

(ii) controle do estado de agregação da polpa – efetuado mediante a adição de dispersantes e agregantes (coagulantes e floculantes). Em geral, uma polpa dispersa favorece a flotação. Uma floculação seletiva dos minerais que se dirigem ao afundado poderá ter um efeito benéfico (ex.: flotação catiônica reversa de minérios de ferro itabiríticos). Os polímeros naturais e sintéticos têm poder floculante no caso de apresentarem alto peso molecular e são dispersantes quando possuem baixo peso molecular;

(iii) ativação: efetuada através da adição de reagentes capazes de tornar mais eficaz e/ou seletiva a ação dos coletores.

(iv) depressão: efetuada mediante a adição de reagentes capazes de inibir a ação do coletor e hidrofilar a superfície dos minerais que se destinam ao afundado. Entre os depressores orgânicos destacam-se os polissacarídeos, em especial o amido de milho. Outros depressores orgânicos são os taninos e seus derivados, em especial o quebracho, os derivados de celulose (a carboximetilcelulose é o principal representante) e os lignossulfonatos.

3.4 Flotação catiônica reversa do quartzo

Na flotação catiônica reversa do quartzo é utilizada a eteramina como coletor do quartzo e o amido como depressor dos óxidos de ferro (MONTE e PERES, 2004).

As aminas primárias apresentam baixa solubilidade em água. A transformação da amina primária em eteramina primária confere maior solubilidade ao reagente. A solubilidade é também favorecida pela neutralização parcial da eteramina, geralmente feita com ácido

acético. A neutralização é necessária em termos da solubilidade do coletor, porém graus de neutralização elevados podem reduzir o índice de remoção de quartzo na espuma. Grande parte das eteraminas é fornecida com graus de neutralização que variam entre 25% e 30% (MONTE e PERES, 2004).

Segundo MONTE e PERES (2004) uma maneira de produzir concentrados de flotação, *pellet feed fines*, mais puros é utilizar, como coletor, uma mistura de etermonoamina e eterdiamina, reagente com maior poder de coleta.

Na flotação catiônica reversa, os minerais de ferro também estão susceptíveis à flotação na presença de amina, principalmente as de cadeias maiores, devido à componente eletrostática do mecanismo de adsorção das aminas. Desta forma, torna-se necessária a adição de um depressor, que irá permitir a seletividade do coletor para o quartzo, reforçando o caráter hidrofílico dos minerais de ferro. Os reagentes depressores mais utilizados neste sistema são os amidos (MAPA, 2006).

O amido pode ser encontrado em várias frutas, tubérculos, raízes e sementes. É possível a utilização de amido extraído de milho, mandioca, batata, trigo, arroz, babaçu e outras fontes (VIEIRA, 1995).

O amido de milho é usado na flotação de minério de ferro no Brasil desde 1978. O nome comercial do produto era *Collamil*, consistindo de um pó muito fino e de elevada pureza. Era o chamado amido convencional. Por razões comerciais, as empresas iniciaram em 1984 a busca por amidos alternativos, os chamados amidos não-convencionais (MONTE e PERES, 2004).

VIANA e SOUZA (1985) realizaram testes, inicialmente em escala de bancada, e posteriormente em escala industrial, comparando o amido convencional (*Collamil*) com amido não-convencional (*gritz*). O preço do amido não convencional era equivalente à metade do preço do amido convencional. Os testes realizados mostraram que o *gritz* manteve a recuperação de ferro e a qualidade do concentrado, sendo plenamente adequado ao processo de flotação.

Os amidos não modificados são insolúveis em água fria e seu emprego como reagente de flotação depende da utilização de um processo de gelatinização que se baseia na capacidade que os grânulos de amido têm de absorver água quando molhados ou expostos à umidade. O amido de milho pode ser gelatinizado por efeito térmico ou por adição de soda cáustica, sendo que o processo de gelatinização por soda cáustica é, atualmente, o único aplicado industrialmente no Brasil. A gelatinização por efeito térmico consiste no aquecimento de uma suspensão de amido em água a uma temperatura maior que 56°C que permita o enfraquecimento das pontes de hidrogênio intergranulares e, como consequência, o inchamento dos grânulos, tornando-o solúvel (MONTE e PERES, 2004).

O processo de gelatinização por soda cáustica consiste na absorção de parte do álcali da solução diluída de hidróxido de sódio pelas moléculas da suspensão do amido. As principais variáveis do processo são o nível de adição de soda cáustica e o tempo de gelatinização.

O hidróxido de sódio (NaOH), utilizado na gelatinização do amido, libera o ânion hidroxila, OH⁻, por dissociação iônica. O hidróxido de sódio possui apenas uma hidroxila (OH⁻), portanto, é uma monobase. Devido ao seu grau de ionização, que é praticamente 100%, é classificado como uma base forte e, quanto à sua solubilidade em água, é classificado como solúvel.

Segundo IWASAKI et al. (1962), o valor de pH aplicado na flotação catiônica reversa do quartzo, utilizando a eteramina como coletor, está compreendido entre 8 e 11, sendo a faixa ótima compreendida entre 9,5 e 10,5, devido à superfície do quartzo estar altamente negativa e incidir a maior diferença das cargas superficiais entre a hematita e o quartzo.

3.5 Dispersão

O termo dispersão é usado para definir o processo completo de incorporação de partículas sólidas finamente subdivididas em um meio líquido, de maneira tal que o produto final constitua um estado uniforme de distribuição das partículas sólidas no líquido (GALÉRY, 1985).

O grau de dispersão é representado pela resistência à agregação e sedimentação com o tempo. Uma dispersão pode então ser considerada estável se não houver nenhuma mudança sensível

no número total de partículas com o tempo. Esse conceito, entretanto, é um tanto arbitrário, pois depende da escala de tempo sob o qual a observação é feita (GALÉRY, 1985).

Existem alguns caminhos através dos quais o número de partículas em dispersão no meio aquoso pode vir a diminuir:

(i) sedimentação: partículas podem se sedimentar sob o efeito da gravidade. Entretanto, esse efeito é importante somente para partículas grandes e densas uma vez que somente a agitação térmica é suficiente para manter partículas do tamanho coloidal em suspensão;

(ii) colisão e agregação: a colisão entre as partículas é a condição obviamente exigida para que ocorra sua agregação. Partículas coloidais experimentam colisões efetivas sob influência de um número de fatores interrelacionados tais como, movimento browniano, agitação externa, movimento do fluxo da polpa, viscosidade da polpa, temperatura, percentagem de sólidos, tamanho de partículas, entre outros.

3.5.1 Dispersantes

Os dispersantes são reagentes químicos (orgânicos e inorgânicos) que atuam aumentando a molhabilidade das partículas minerais e conseqüentemente a estabilidade de uma dispersão. De acordo com a teoria DVLO, essa estabilidade é atribuída à repulsão eletrostática causada pela superposição da dupla camada elétrica das partículas. O mecanismo de ação dos dispersantes seria através da adsorção específica na interface mineral/água, aumentando o módulo do potencial zeta e com ele a repulsão entre as partículas (LEJA, 1982).

Os dispersantes mais empregados são aqueles que de uma maneira ou outra produzem carga na dupla camada elétrica. Dentre os principais destacam-se os reagentes modificadores de pH, os silicatos de sódio, os polifosfatos e os poliacrilatos (GALÉRY, 1985).

A tabela III.2, modificada de RABELO (1994), ilustra as diferentes classes de agentes dispersantes empregados em tratamento de minérios.

Tabela III. 2 - Agentes dispersantes empregados em tratamento de minérios (modificada de RABELO, 1994)

Inorgânicos	fosfatos de sódio	hexametáfosfato
		tripolifosfato
		pirofosfato
		ortofosfato
	silicatos de sódio	relação $\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O}$ de 1,5 a 3,5
	sais de sódio	bórax $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$
		aluminato NaAlO_2
carbonato Na_2CO_3		
fluoreto NaF		
hidróxido de sódio	NaOH	
Orgânicos monoméricos	diaminas	$\text{H}_2\text{N}-(\text{CH}_2)_n-\text{NH}_2$ (n=3 a 6)
	amino-alcoóis	$\text{CH}_3\text{CH}-\text{NH}_2-\text{OH}$
	fenóis múltiplos	catecol, pirogalol
	ácidos policarboxílicos	oxálico, hemimelítico, piromelítico
	ácidos hidroxicarboxílicos	cítrico, tartárico, gálico
Orgânicos poliméricos	poliacrilato de sódio	$(\text{CH}_2=\text{CH}-\text{COONa})_n$ 1.000 a 10.000 u.m.a.
	lignossulfonatos	estrutura muito complexa
	polissacarídeos	dextrina
		carboximetilcelulose
	surfatantes etoxilados	grupos $(\text{OC}_2\text{H}_4)_n$ e $(\text{OC}_3\text{H}_6)_n$
	outros polímeros	gelatinas, goma arábica, caseína e taninos

3.5.2 Teste de dispersão

GALÉRY (1985) investigou a influência do estado de dispersão na flotabilidade do sistema willemita/dolomita. Nesse trabalho, o autor desenvolveu um procedimento experimental conhecido como teste de dispersão.

A aparelhagem original proposta, ilustrada na figura 3.4, consiste em um tubo de sedimentação de acrílico, apoiado em agitador magnético, com capacidade de polpa de 200mL. O tubo é provido de orifício para descarga da fase dispersa. O controle de pH é feito acoplando-se o eletrodo na parte superior do tubo, permitindo leituras e modulação de pH imediatas. O procedimento adotado era condicionamento na presença de reagentes durante 5min, seguido de sedimentação da polpa durante outros 5min e coleta do material em suspensão. A percentagem de material disperso, D, é calculada pela expressão:

$$\%D = (M_{st=5'}) / (M_{st=0'}) \times 100$$

Sendo:

$M_{st=5'}$ material em dispersão após 5min de sedimentação e $M_{st=0'}$ material em dispersão no tempo zero.

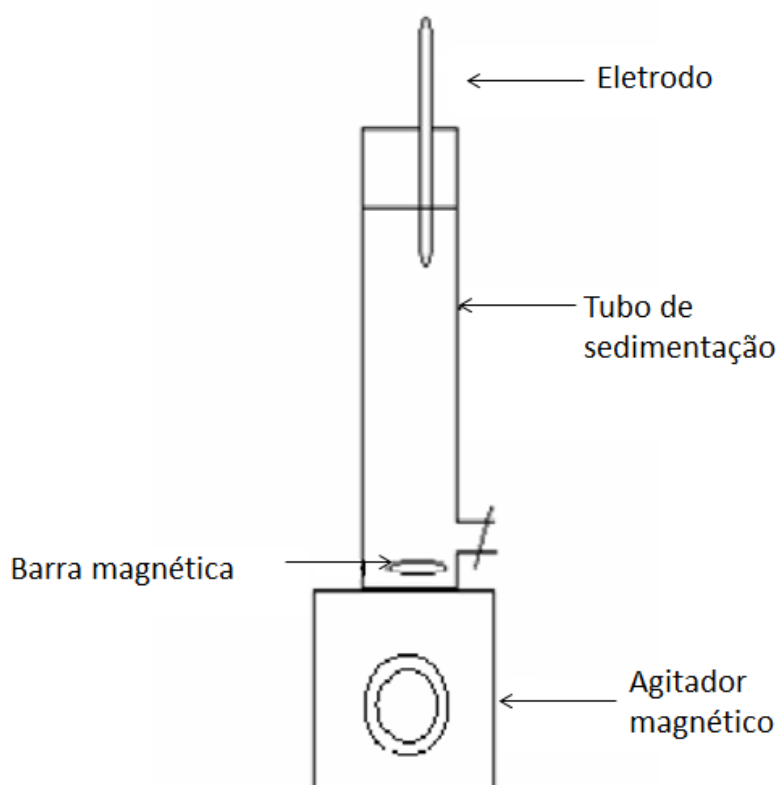


Figura 3. 4 - Aparelhagem proposta por GALÉRY (1985).

SILVA (1994) estudou o estado de agregação de suspensões de minério de ferro. O autor utilizou como ferramenta experimental um tubo de sedimentação similar aquele

desenvolvido por GALÉRY (1985). A amostra estudada, proveniente da Samarco, foi submetida a ensaios de sedimentação sob diferentes condições de pH e concentrações de reagentes na polpa. Foram utilizados modificadores de pH, eletrólitos inorgânicos, polímeros e misturas de eletrólitos inorgânicos com polímeros, em diferentes concentrações. Foram utilizados silicatos de sódio (relação $\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O}$ iguais a: 1,00; 2,15 e 3,25), hexametáfosfato de sódio, bórax, cloreto férrico, sulfato de alumínio, ácido cítrico, ácido policarboxílico aniônico, floculantes aniônicos e amido de milho de alto grau de pureza. Os reagentes mostram-se mais efetivos na faixa alcalina de pH, destacando-se o hexametáfosfato de sódio como dispersante e o amido de milho como floculante.

LIMA (2001) selecionou amostras representativas de nove tipologias de minérios de ferro dos complexos de Alegria e Fábrica Nova (VALE Alegria) para avaliação de desempenho frente aos processos de deslamagem e flotação. A primeira etapa do procedimento experimental foi a execução de ensaios de dispersão com as lamas de cada uma das amostras. A fração abaixo de $150\mu\text{m}$ foi diluída a 20% de sólidos em peso em uma proveta de vidro de 2L de volume, que foi agitada manualmente e deixada em repouso por 2min. Após esse tempo de sedimentação o *overflow* era coletado até a interface, repetindo-se essa operação mais duas vezes, sendo o sobrenadante, lama, utilizado nos ensaios de dispersão, no tubo de sedimentação semelhante àquele utilizado por GALÉRY (1985). Essa lama era adicionada no tubo contendo 2,5% de sólidos em peso, seguindo-se adição do agente dispersante, soda cáustica, até atingir-se o nível de pH desejado. A polpa era então agitada com auxílio de bastão magnético durante 5 min, a agitação era retirada e a sedimentação ocorria por 1min. O sobrenadante era coletado de orifício situado a 1/5 da base do tubo. *Underflow* e *overflow* eram secados e pesados, visando à determinação do grau de dispersão.

A avaliação da influência da presença de lamas na performance da flotação era efetuada a partir de ensaios que passaram a ser designados em concentradores de minérios de ferro como testes de “*by-pass* de lamas”. Esses testes simulam diferentes eficiências de deslamagem, considerando-se que zero, 1, 2, 3 ou 4 deslamagens corresponderiam aproximadamente a níveis de *by-pass* de, respectivamente, 33%, 10%, 4%, 1% e 0,4%. O minério (polpa a 50% de sólidos em peso) era adicionado à cuba de PVC de 4L. A polpa de minério de ferro era homogeneizada por agitação manual e deixada em regime de sedimentação durante 5min. O sobrenadante era coletado acima da marca de 1,6L, simulando a deslamagem da polpa. O *by-pass*, BP, era calculado pela expressão:

$$BP = [(1,6 - V_{min}) / (4,0 - V_{min})]^n$$

Sendo:

V_{min} = volume de minério na cuba de PVC; n = número de etapas de deslamagem.

A maioria das amostras apresentaram aumento no grau de dispersão com a adição de soda cáustica, sendo a máxima dispersão obtida entre pH 7,5 e 8,5. Apenas uma amostra apresentou grau de dispersão estável em toda a faixa de pH estudada (5,5 a 10,5). O percentual de lama presente na etapa de flotação (*by-pass*) afeta de maneira distinta a seletividade de cada uma das amostras estudadas, sendo, em geral, observada melhor seletividade para níveis de *by-pass* inferiores a 4%. Uma amostra somente respondeu bem à flotação após a quarta deslamagem e outra manteve seu desempenho deficiente mesmo após esse último estágio de deslamagem.

3.5.3 Utilização de dispersantes na flotação

SILVESTRE (2007), estudando a utilização de dispersantes na flotação de minérios provenientes do depósito de sulfetos de chumbo e zinco de Paracatu, testou 9 tipos de dispersantes e 6 misturas entre eles. Foram testados silicatos de sódio (relação SiO_2/Na_2O iguais a: 1,00 e 3,27), hexametáfosfato de sódio, meta silicato de sódio, dispersol da Clariant, 7220 da Nalco, hidróxido de sódio, poliacrilato de sódio e carbonato de sódio. De acordo com o autor, de todos os dispersantes testados na flotação de zinco, dois apresentaram resultados satisfatórios, o poliacrilato de sódio e o dispersante hexametáfosfato de sódio, uma vez que esses reagentes contribuíram para o aumento significativo de recuperação de zinco sem prejudicar a qualidade do concentrado.

GONTIJO (2010), estudando a ação de dispersantes na flotação catiônica reversa do quartzo, testou dois polieletrólitos em seis amostras de itabiritos provenientes de diversas minas do Quadrilátero Ferrífero. Essas amostras foram classificadas em 150 μ m, deslamadas e submetidas a ensaios de flotação. Os experimentos objetivaram aumentar a seletividade da flotação e conseqüentemente aumentar a recuperação metalúrgica, através da redução da atração eletrostática entre o quartzo e a hematita.

Como reagentes dispersantes foram testados hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio. Os resultados obtidos nesse estudo mostraram aumentos na recuperação metalúrgica que variaram entre 0,3 a 12,7 %, sendo o ganho em recuperação metalúrgica diretamente proporcional ao teor de sílica na alimentação. Outra observação feita pelo autor nesse estudo foi a tendência de aumento no teor de sílica do concentrado.

3.6 Influência de lama no processo de flotação

O maior problema enfrentado atualmente no processo de flotação catiônica reversa do quartzo é a recuperação do minério de ferro na presença de lamas. As propriedades superficiais das lamas influenciam na criação de recobrimentos de lamas sobre as partículas (*slimes coating*), alteram a rigidez da espuma, interferem no contato bolha–mineral e tornam pouco efetiva a atuação dos reagentes, por suas interações com as lamas que possuem áreas superficiais enormes quando comparadas com as das partículas do minério (OLIVEIRA, 2006).

SOMASUNDARAN (1980) classificou as partículas, com base em seu tamanho e comportamento em meio aquoso, da seguinte forma:

- (i) finos: partículas que não são facilmente separáveis por processos físicos de concentração e cujo tamanho médio está compreendido entre 10 μ m e 100 μ m;
- (ii) ultrafinos: partículas que não são facilmente separadas por processos convencionais de concentração, inclusive a flotação, e cujo tamanho médio está compreendido entre 1 μ m e 10 μ m;
- (iii) coloides: partículas cujo tamanho médio é inferior a 1 μ m;
- (iv) lamas: misturas de coloides e ultrafinos naturais e aqueles gerados em processos de cominuição. Uma característica das lamas é ter uma sedimentação bastante lenta.

IWASAKI et al. (1962) estudaram os efeitos de lamas na flotação de minério de ferro. Dentre as conclusões obtidas nesse estudo, as seguintes devem ser ressaltadas com relação à flotação catiônica:

- (i) as lamas interferem na separação tanto por *slimes coating* como através do consumo de coletor;

- (ii) caulinita parece ter apenas um pequeno efeito na flotação catiônica do quartzo em pH igual a 6. O PIE da caulinita ocorre em pH igual a 3,3;
- (iii) a flotabilidade e a intensidade de *slimes coating* do quartzo na presença de lamelas de óxidos de ferro são extremamente dependentes do tamanho e da quantidade de lamelas presentes;
- (iv) o efeito do tamanho de partícula da lama é de extrema importância no sistema quartzo-lamelas de goethita, sendo mais nítido na flotação catiônica.

A figura 3.5 (KLASSEN e MOKROUSOV, 1963, apud de ARAUJO, 1982) apresenta de forma esquemática os possíveis efeitos de partículas muito finas no processo de flotação. A análise dessa figura facilita a compreensão de alguns fenômenos que ocorrem rotineiramente.

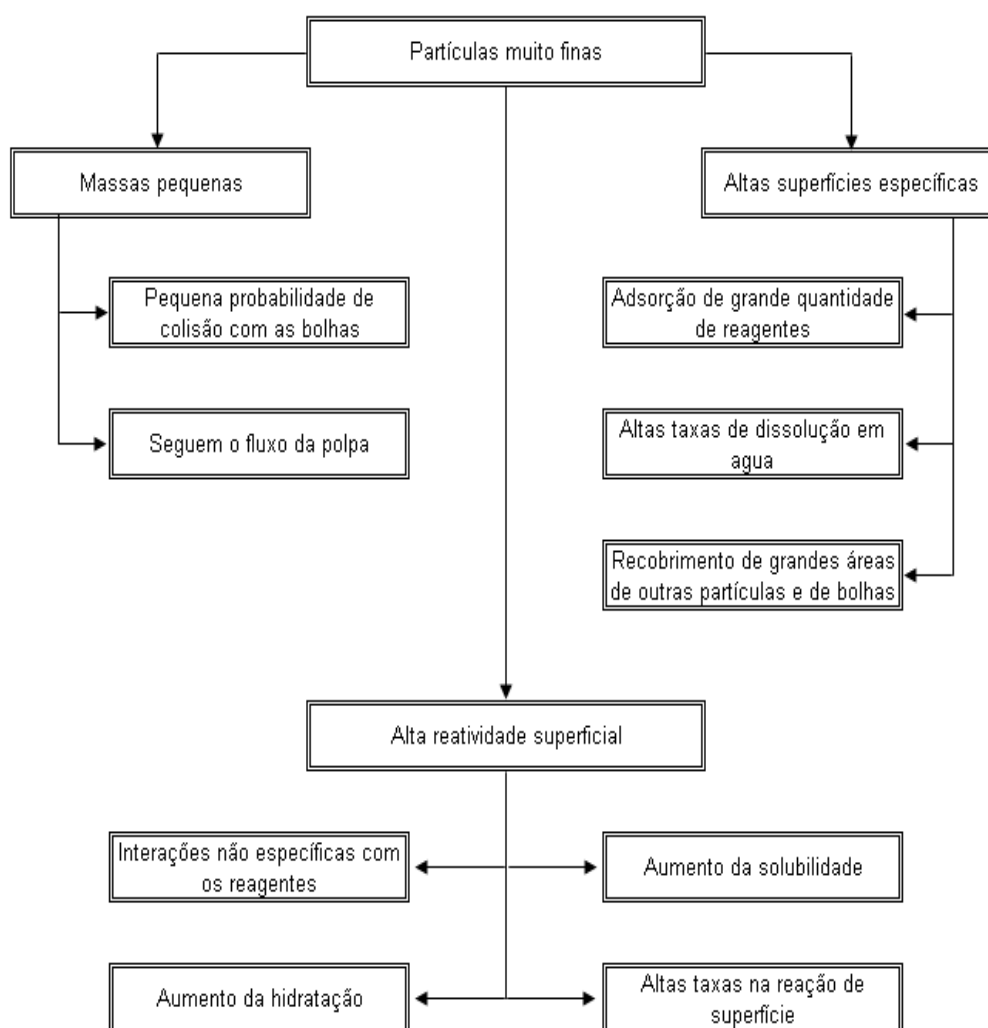


Figura 3. 5 - Possíveis efeitos de partículas muito finas na flotação (KLASSEN e MOKROUSOV, 1963, apud de ARAUJO, 1982).

Segundo FUERSTENAU (1980), o aumento do consumo de reagentes deve-se à elevada área superficial das lamelas, o que confere a essas partículas um alto poder de adsorção.

Outra causa da influência das partículas finas no consumo de reagentes pode ser a alta energia de superfície, devido ao maior número de extremidades, cantos e imperfeições cristalográficas, ocasionando um aumento na tendência de ocorrência de adsorção não específica do coletor, que acontece de forma a desconsiderar a natureza eletroquímica ou elétrica da dupla camada (FUERSTENAU, 1980).

SANTOS (2003) afirmou que a perda de recuperação pode ocorrer devido à pequena massa das partículas de minerais de ferro que podem ser carregadas pela água contida na espuma ou arrastadas mecanicamente pelas partículas sendo flotadas.

FUERSTENAU (1980), estudando os efeitos da baixa massa e momento das partículas finas em sistemas de flotação, demonstrou que as partículas finas geralmente são carregadas mecanicamente pelas lâminas de água que recobrem as bolhas de ar da espuma.

BORGES (1993), estudando o arraste na flotação catiônica reversa de minérios de ferro, comprovou que a recuperação de partículas hidrofílicas no produto flotado se deu exclusivamente na fração $-37\mu\text{m}$, tanto em testes realizados com hematita compacta quanto para testes realizados com itabirito friável, confirmando assim a presença do mecanismo de arraste nesse sistema de flotação. Concluiu também que esse arraste não é proporcional à recuperação da água no flotado.

Outra observação de BORGES (1993) é a diferença no comportamento da capacidade de drenagem da espuma na presença e na ausência do amido de milho. Para uma das amostras estudadas por ela, partículas hidrofílicas na faixa de tamanho próxima a $15\mu\text{m}$ somente dirigiram-se ao afundado com a adição de amido de milho ao sistema.

Essa mudança de comportamento foi atribuída ao fato das partículas não conseguirem drenar de volta para a polpa devido ao seu tamanho ser de valor superior à largura dos canais intersticiais entre as bolhas mineralizadas. A adição do amido diminuiu a estabilidade da espuma formada, aumentando a largura dos canais intersticiais e proporcionando uma maior drenagem para as partículas.

TURRER e RABELO (1999), estudando diferentes tipos de minérios do complexo de Alegria observaram que alguns tipos e/ou frentes de lavra, quando alimentados na usina de concentração, mesmo figurando em pequenas proporções nas blendagens, produzem lamas em quantidades e características diferentes das usuais, levando à quebra do processo de clarificação das águas dos espessadores. Nessas condições, a água de processo apresentava-se turva devido à maior presença de partículas ultrafinas e coloidais.

Esta água provoca grande instabilidade no processo de flotação, traduzida por repetidas e súbitas elevações do teor de sílica no concentrado, quedas na recuperação metálica e consequentes aumentos no consumo de reagentes. A ocorrência desse fato, frequentemente, vem acompanhada da elevação do teor de alumina no concentrado.

TURRER E RABELO (1999) construíram uma curva de regressão da variação do teor de sílica com o aumento do teor de alumina no concentrado, conforme mostrado na figura 3.6.

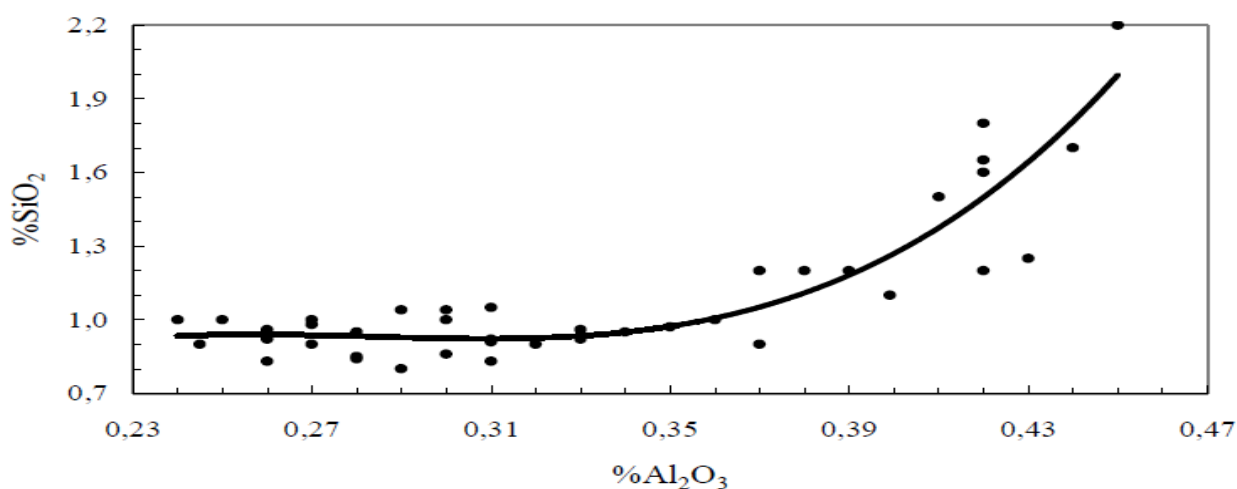


Figura 3. 6 - Correlação entre os teores de alumina e de sílica no concentrado da flotação (TURRER e RABELO, 1999).

A interpretação dada pelos autores a esta influência é ligada ao efeito prejudicial das partículas ultrafinas e coloidais na seletividade do processo de flotação.

CASTRO et al. (2011), estudando o efeito do pH de dispersão na etapa de deslamagem e flotação, mostraram que o pH de dispersão tem uma elevada correlação com a redução de alumina no *underflow* da deslamagem e com a redução de sílica na flotação.

SOUZA Jr. (1994), estudando a influência da presença de lamas na flotação de minérios de ferro, verificou que quanto maior a perda de minerais de ferro e argilominerais ultrafinos na deslamagem, maiores foram os valores de recuperação metalúrgica na flotação e menores teores de sílica no concentrado, evidenciando a influência negativa da presença de finos e lamas na flotação.

3.7 Rotas de beneficiamento para o tratamento das lamas de minério de ferro

OLIVEIRA (2006), estudando a produção de um concentrado de minério de ferro a partir do *underflow* do espessador de lamas, proveniente da usina de Conceição, mostrou que a melhor opção de concentração estudada consistiu na utilização de circuito de deslamagem em hidrociclone e concentração por flotação. Na primeira fase desse estudo, amostras do *underflow* do espessador de lamas foram submetidas a análises químicas e mineralógicas globais e em faixas granulométricas, para determinar a composição e as fontes dos principais contaminantes (SiO_2 , Al_2O_3 e P). Quanto ao aspecto mineralógico, na fração +0,045mm confirmou-se que o principal mineral portador de SiO_2 é o quartzo e este representa 20% em massa. Na fração -0,045mm, a hematita corresponde a pouco mais de 55%, e a caulinita, um silicato de alumínio, ocorre como mineral de ganga mais abundante. Na fração (-0,045mm +0,020mm), o quartzo responde por quase todo o teor de SiO_2 e na fração (-0,009mm) a caulinita responde por 70,0% do teor total de SiO_2 . As principais fontes de alumina são: caulinita, moscovita e gibsitita. A fração (-0,009mm), que representa 36,8% em massa da amostra global, foi descartada para a barragem de lamas, pois apresentou teores de $\text{P}=0,167\%$ e $\text{Al}_2\text{O}_3=18,0\%$. A qualidade química e recuperação em massa atenderam às premissas do trabalho, mesmo sem maiores otimizações. A deslamagem mostrou ser um eficiente método para eliminação dos elementos deletérios como Al_2O_3 , P e em alguns casos SiO_2 .

ROCHA (2008), estudando uma rota de beneficiamento para a lama, proveniente da usina de Casa de Pedra, mostrou que a deslamagem em hidrociclones e a flotação em colunas alcançam alta seletividade. Foi constatado que, com o processo de flotação catiônica reversa em colunas, utilizando-se dosagens mais elevadas de reagentes (neste caso depressor), conseguem-se boas recuperações de ferro, da ordem de 60% de recuperação mássica e 80% de recuperação metálica na flotação, ótimos teores no concentrado (abaixo de 1% de sílica) e de rejeito (cerca de 12% de ferro), além de alta seletividade no processo.

CASTRO (2009), estudando a produção de *pellet feed* a partir do *underflow* do espessador de lamas do Concentrador I da Samarco, utilizou o equipamento piloto de separação magnética *Slon 500* nas etapas *rougher* e *cleaner*.

O separador magnético *Slon* foi projetado especificamente para suprir algumas falhas dos separadores eletromagnéticos de alta intensidade (WHIMS), como capacidade reduzida para finos, entupimento das matrizes e aprisionamento de partículas não magnéticas (VIEIRA, 2009).

Segundo CASTRO (2009) o desempenho do equipamento de separação magnética *Slon 500* foi afetado diretamente pelo material testado, uma vez que o *underflow* do espessador de lamas encontrava-se coagulado e floculado, causando entupimento das matrizes e, conseqüentemente, dificultando a redução de sílica.

A tabela III.3 mostra resumidamente as características das lamas e os resultados alcançados pelos autores descritos neste capítulo.

Tabela III. 3 - Características das lamas testadas e os resultados alcançados pelos autores citados neste capítulo

Autor	Rota de processo	Alimentação (Lama)							Concentrado					Recuperação mássica global
		Análise química					% retido acumulado		Análise química					
		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	+45µm	+11µm	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
OLIVEIRA, 2006	Deslamagem e flotação catiônica reversa do quartzo	42,03	27,61	7,09	0,069	3,91	13,05	61,95	68,43	0,68	0,41	0,024	-	34,08
ROCHA, 2008	Deslamagem e flotação catiônica reversa do quartzo	38,23	37,05	4,36	0,071	3,65	0,00	14,28	67,8	0,61	0,61	0,042	1,72	19,00
CASTRO, 2009	Concentração magnética	49,61	18,67	3,85	0,110	6,04	1,72	28,09	64,15	4,29	1,22	0,060	2,42	16,77

CAPÍTULO 4: METODOLOGIA

A metodologia utilizada neste estudo envolveu quatro etapas:

- (i) amostragem e preparação da amostra;
- (ii) caracterização da amostra;
- (iii) execução dos ensaios de dispersão;
- (iv) execução dos ensaios de flotação.

4.1 Amostragem e preparação da amostra

A amostra utilizada nos ensaios de dispersão e flotação foi formada por incrementos coletados durante 6 dias, sendo 3 dias de campanha para produção de pelotas de alto forno e 3 dias de campanha para produção de pelotas de redução direta. Esses incrementos foram coletados na tubulação geral de lama usina, através de um amostrador. Para garantir a representatividade do Concentrador I, as condições de coleta das amostras foram as seguintes: as três minas (Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9) em operação; dois moinhos pré-primários e quatro moinhos primários em operação, com alimentação mínima de 1600t e máxima de 1750t por pré-moinho. Após coletar cada incremento, representando 1 dia de amostragem, esse era transferido para 9 tambores de 200L, conforme apresentado na figura 4.1.



Figura 4. 1 - Tambores utilizados nos ensaios de microdeslamagem.

Cada incremento coletado (9 tambores de 200L) foi deslamado, objetivando adequar a granulometria e a composição química da lama usina para a flotação. A deslamagem (classificação granulométrica) foi realizada nos próprios tambores de 200L, sendo os produtos dessa classificação granulométrica (*overflow e underflow*) separados segundo a velocidade terminal das partículas.

Essa técnica de deslamagem, denominada microdeslamagem em tambor, é uma adaptação do béquer de sedimentação descrito por LUZ e LIMA (2001). A lama usina foi colocada em tambores de 200L, até o volume de 132L (50cm da altura “H”), dispersada manualmente, com auxílio de um bastão, e o pH foi ajustado para 11, com adição de hidróxido de sódio, diluído a 50% p/v. O percentual de sólidos foi mantido tal qual amostrado, variando entre 4% e 6%. Posteriormente, os tambores foram colocados em repouso e ao final de um tempo pré-determinado foi coletado o sobrenadante de cada tambor. Esse sobrenadante foi coletado através de um registro localizado a 8cm da altura “H”, conforme esquematizado na figura 4.2. Os tambores foram preenchidos novamente com água até o volume de 132L, a polpa agitada manualmente e o pH ajustado para 11. Esse procedimento foi repetido por mais 2 vezes.

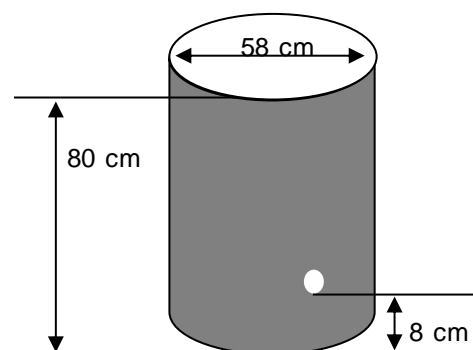


Figura 4. 2 - Desenho esquemático representando as dimensões e a altura do registro utilizado para descarga do *overflow* dos tambores utilizados nos ensaios de microdeslamagem em tambor.

O cálculo da velocidade terminal foi determinado através da equação de Stokes, conforme mostrado na equação (2). Após calcular a velocidade terminal de sedimentação para um determinado tamanho de partícula, tem-se o tempo necessário para que esse tamanho de partícula migre da superfície do líquido ($H = 50\text{cm}$) para a região localizada abaixo do registro ($H < 8\text{cm}$).

$$V_t = \frac{d_p^2 g (\rho_p - \rho_L)}{18\eta} \quad \text{Eq. (2)}$$

Onde:

V_t = velocidade terminal da partícula (m.s^{-1}), d_p = diâmetro da partícula (m), g = aceleração da gravidade (m.s^{-2}), ρ_p = densidade da partícula (kg.m^{-3}), ρ_L = densidade do fluido (kg.m^{-3})
 η = viscosidade do fluido (N.s.m^{-2}) ($\eta = 0,001 \text{ N.s.m}^{-2}$ para a água a 20°C).

Foram adotados os seguintes parâmetros para o cálculo da velocidade terminal (V_t): $d_p = 5\mu\text{m}$ (hematita, quartzo e goethita), $\rho_{\text{Hematita}} = 5.300\text{kg.m}^{-3}$, $\rho_{\text{Quartzo}} = 2.600\text{kg.m}^{-3}$, $\rho_{\text{Goethita}} = 3.800\text{kg.m}^{-3}$, $\rho_L = 1.000\text{kg.m}^{-3}$, $\eta = 0,001 \text{ N.s.m}^{-2}$.

Após definir os parâmetros utilizados na equação de Stokes, foi calculada a velocidade terminal para as partículas de hematita, quartzo e goethita:

$$V_{t \text{ Hematita}} = 21\text{cm.h}^{-1}, V_{t \text{ Quartzo}} = 7,8\text{cm.h}^{-1}, V_{t \text{ Goethita}} = 13,7\text{cm.h}^{-1}.$$

Sendo a distância percorrida pelas partículas igual a 42cm ($H = 50\text{cm}$ até $H = 8\text{cm}$), tem-se um intervalo de tempo igual a 2 horas para ocorrer a migração das partículas de hematita maiores ou iguais a $5\mu\text{m}$ para a região do tambor localizada abaixo do registro.

WILLS (1992), apud LUZ e LIMA (2001) mostrou que a eficiência de remoção de cada classe das partículas indevidas (de diâmetro: $d_i < d$) é dada pela equação (3).

$$\varepsilon_i = 1 - \left\{ 1 - \frac{S}{H} \left[1 - \left(\frac{d_i}{d} \right)^2 \right] \right\}^n \quad \text{Eq. (3)}$$

Onde:

S = distância percorrida entre a lâmina líquida e o registro (m), H = altura da lâmina líquida (m), d_i = diâmetro da partícula a ser removida (m), d = diâmetro de corte (m), n = número de ciclos de diluição/decantação.

No final dos 6 dias de coleta dos incrementos, foi gerado 1 composto representando a lama usina, alimentação da microdeslamagem em tambor, e outros dois compostos representando os produtos (*overflow* e *underflow*) da microdeslamagem em tambor.

O composto formado pelo *underflow* da microdeslamagem em tambor compôs a alimentação dos ensaios de dispersão e flotação e o composto formado pelo *overflow* constituiu o rejeito da microdeslamagem em tambor.

4.2 Caracterização das amostras

Foram utilizados os seguintes métodos para a caracterização das amostras:

- (i) análise química quantitativa (ICP-OES, dicromatometria e gravimetria);
- (ii) análise granulométrica (peneiras e granulômetro a laser);
- (iii) medida de área de superfície específica;
- (iv) microscopia eletrônica de varredura e microanálise.

Os procedimentos gerais para cada um desses métodos são descritos neste tópico.

4.2.1 Análise química quantitativa

As análises químicas foram realizadas no Laboratório Químico da Samarco, conforme procedimento interno. Nesse procedimento, os teores de Al_2O_3 , P e MnO foram determinados por um espectrômetro de emissão óptica com plasma acoplado indutivamente (ICP- OES), da marca Varian, modelo 725-ES. Os teores de ferro foram determinados por dicromatometria (método TiCl_3) e os teores de PPC foram determinados por gravimetria (calcinação em forno mufla a 1000°C). Os teores de SiO_2 foram determinados via ICP-OES para valores menores ou iguais a 7%. Para valores superiores, foram determinados por diferença.

4.2.2 Análise granulométrica

A análise granulométrica da amostra foi realizada no Laboratório de Controle de Processo da Samarco, conforme procedimento interno. Nesse procedimento, foram utilizadas peneiras da

série Tyler, com as seguintes aberturas: 297 μ m, 210 μ m, 149 μ m, 105 μ m, 74 μ m, 53 μ m, 44 μ m e 37 μ m. As peneiras usadas foram da marca Bronzinox, com 20cm de diâmetro e 7cm de altura. Nesse procedimento a amostra foi classificada a úmido em peneira de 37 μ m. O *oversize* foi secado em estufa e submetido a um peneiramento a seco utilizando um peneirador, tipo Rotap, da marca Haver, durante 20min.

A distribuição granulométrica da fração da amostra passante em 37 μ m foi determinada em um granulômetro a laser Mastersizer Micro, da Malvern Instruments. Foi utilizada uma solução de hexametáfosfato de sódio (0,05%p/v). Os diâmetros reportados foram: 35 μ m, 30 μ m, 25 μ m, 15 μ m, 10 μ m, 5 μ m e 1 μ m.

4.2.3 Superfície Específica

As análises segundo o método de Blaine foram realizadas no Laboratório Químico da Samarco, conforme procedimento interno. Nesse procedimento, o peso da amostra a ser utilizada no ensaio é definido de acordo com seu peso específico, determinado em um picnômetro a hélio, modelo Pentapyc 5200 E, da Quantacrome. A amostra é introduzida na célula do equipamento, acoplada no topo de um tubo em U, preenchido parcialmente com óleo. Desloca-se a coluna de óleo até o topo de um dos lados do tubo e, operando uma válvula, permite-se que essa coluna desloque-se gravitacionalmente, o que faz passar pela célula um fluxo de ar. O tempo de deslocamento é cronometrado e é diretamente proporcional à área superficial específica da amostra. Foi utilizado um permeâmetro de Blaine da marca Solotest.

4.2.4 Microscopia eletrônica de varredura e microanálise

As análises foram realizadas no Laboratório de Microscopia Eletrônica e Microanálise do DEMET da EEUFMG. A microscopia eletrônica de varredura foi realizada em um microscópio da marca FEI, modelo INSPEC T550, com espectrômetro de dispersão de energia da marca EDAX, modelo GENESIS.

Essa técnica foi utilizada para identificar os minerais portadores de ferro, alumina e fósforo. Simultaneamente, através da microanálise, procurou-se determinar a composição química elementar pontual das partículas portadoras de ferro, alumina e fósforo.

4.3 Ensaio de dispersão

A literatura mostra a importância de um maior grau de dispersão dos finos de minério para obtenção de melhores condições de flotação, sendo assim, foram realizados ensaios de dispersão com diferentes tipos de reagentes. Foram avaliados os efeitos das dosagens dos reagentes dispersantes na polpa mineral. Os procedimentos adotados nestes ensaios de dispersão realizados com o *underflow* da microdeslamagem em tambor, alimentação da flotação, são descritos a seguir.

A primeira etapa do procedimento experimental foi a execução de ensaios de dispersão com o *underflow* da microdeslamagem em tambor. O procedimento adotado neste estudo é uma adaptação daquele descrito por LIMA (2001). O *underflow* foi diluído a 20% de sólidos em peso em uma proveta de 2000mL de volume, que foi agitada manualmente e deixada em repouso por 5min. Após esse tempo de sedimentação, o sobrenadante (*overflow*) foi coletado até a marca de 1200mL. Em seguida o volume foi completado com água até a marca de 2000mL, agitado manualmente e deixado em repouso por 5min. Após esse tempo o *overflow* foi coletado até a marca de 1100mL. Em seguida o volume foi completado novamente com água até a marca de 2000mL, agitado manualmente e deixado em repouso por mais 5min, após esse tempo o *overflow* foi coletado até a marca de 1000mL.

Na segunda etapa deste procedimento, as 3 alíquotas de *overflow* formaram um composto que foi utilizado nos ensaios de dispersão, realizados em proveta de 500mL. O procedimento adotado neste ensaio foi similar ao tubo de sedimentação descrito por GALÉRY (1985). Esse *overflow* foi adicionado na proveta de 500mL, contendo 2,5% de sólidos em peso, agitado com auxílio de um agitador mecânico e deixado em repouso por 5min, após esse período o *overflow* foi coletado através de um orifício situado a 1/5 da base da proveta.

Os ensaios foram realizados com adição de hidróxido de sódio, nos níveis de pH iguais a 8,75, 9,5, 10,0, 10,5, 11,0 e 11,5 e com adição de hexametáfosfato de sódio da Sulfal Química e de poliacrilato de sódio da Buckman, nas dosagens de 0g/t, 75g/t, 150g/t, 300g/t, 600g/t e 1200g/t. As soluções de dispersantes foram preparadas nas concentrações de 1%p/v.

Para verificar o efeito dos dispersantes, hidróxido de sódio, hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio, foi calculado o grau de dispersão (GD), conforme definido a seguir:

$$GD(\%) = [\text{Massa } \textit{overflow} / (\text{Massa } \textit{overflow} + \text{Massa } \textit{underflow})] \times 100 \quad \text{Eq.(4)}$$

Onde:

Massa *overflow* – fração da amostra em suspensão após 5min de sedimentação.

Massa *underflow* – fração da amostra afundada após 5min de sedimentação.

4.4 Ensaios de flotação

Os ensaios tecnológicos de flotação catiônica reversa do quartzo em célula mecânica de laboratório foram realizados em uma célula de flotação Wenco de 2400mL, com rotação de 1300rpm. O depressor dos minerais de ferro utilizado foi o amido de mandioca, fornecido pela Amafil, gelatinizado com hidróxido de sódio, na proporção mássica 5:1. Os coletores utilizados foram eterdiamina TOMAH DA16 - 30 e etermonoamina PA 14F-30, ambas fornecidas pela Air Products. Os dispersantes utilizados foram o hexametáfosfato de sódio da Sulfal Química e o poliacrilato de sódio da Buckman. As soluções de depressor, hidróxido de sódio, coletor e dispersante foram preparadas nas concentrações de 1%p/v. O percentual de sólidos foi mantido tal qual o *underflow* da microdeslamagem em tambor, sendo esse igual a 30%.

Os ensaios de flotação em bancada foram realizados conforme a metodologia do Laboratório de Controle de Processo da Samarco, descrita a seguir.

Adiciona-se na cuba de flotação o *underflow* da microdeslamagem em tambor. Agita-se a polpa, adicionando-se em sequência o volume de amido correspondente à dosagem desejada,

e condiciona-se por 5min. Ajusta-se o pH com a solução de soda. Acrescenta-se o volume de amina correspondente à dosagem desejada e condiciona-se por 1min. Abre-se o ar da célula e inicia-se a flotação, removendo-se manualmente, com espátulas, a espuma da cuba durante 3min.

Nos testes em que foram dosados os dispersantes, o procedimento seguido foi tal qual o descrito acima, somente adicionou-se o volume de dispersante correspondente à dosagem desejada antes do amido de mandioca, sendo o dispersante condicionado por 3min.

As variáveis estudadas foram: pH, dosagem de amido de mandioca, dosagem e proporção de etermonoamina e eterdiamina e dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.

Inicialmente foi realizada uma bateria de 90 testes, seguindo um planejamento fatorial de experimentos (DOE). Foram estudadas 5 proporções de eteraminas: 100% eterdiamina, 75% eterdiamina + 25% etermonoamina, 50% eterdiamina + 50% etermonoamina, 100% etermonoamina e 75% etermonoamina + 25% eterdiamina. Para cada proporção de eteramina foram executados 18 testes, sendo 8 testes em duplicata mais 1 teste de ponto central em duplicata, conforme apresentado na tabela IV.1. As dosagens escolhidas para os testes foram:

- (i) amido de mandioca: 750g/t, 1250 g/t e o ponto central igual a 1000g/t;
- (ii) eteraminas: 150g/t, 450g/t e o ponto central igual a 300 g/t;
- (iii) pH: 10,5, 11,5 e o ponto central igual a 11,0.

As variáveis resposta analisadas foram: teor de sílica no concentrado e recuperação metálica.

Após concluir os testes contemplados no planejamento fatorial de experimentos, foi selecionada a condição para realização dos testes de flotação com adição de dispersantes. Essa condição foi denominada condição padrão. Os critérios utilizados nessa seleção foram teor de sílica no concentrado e recuperação metálica. As dosagens de dispersantes foram determinadas em função dos melhores resultados obtidos nos ensaios de dispersão.

Tabela IV. 1 - Sequência dos testes de flotação e dosagens de reagentes adotadas

Teste	Amido	Amina	pH
1	750	150	10,5
2	750	150	10,5
3	750	150	11,5
4	750	150	11,5
5	750	450	10,5
6	750	450	10,5
7	750	450	11,5
8	750	450	11,5
9	1000	300	11
10	1000	300	11
11	1250	150	10,5
12	1250	150	10,5
13	1250	150	11,5
14	1250	150	11,5
15	1250	450	10,5
16	1250	450	10,5
17	1250	450	11,5
18	1250	450	11,5

CAPÍTULO 5: RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1 Amostragem e preparação da amostra

A tabela V.1 mostra a comparação entre a análise química do composto representando a lama usina, utilizada nesse estudo, e a média das análises químicas diárias da lama usina em 2011. Houve uma boa representatividade para os teores de ferro, sílica, fósforo e PPC, apenas o teor de alumina foi superior ao da média praticada em 2011.

Tabela V. 1 - Comparação entre a média dos teores da lama usina em 2011 e os teores do composto estudado

Amostra	%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC
Composto lama usina estudado	49,65	19,30	3,89	0,070	5,50
Média lama usina 2011	49,91	19,44	3,33	0,080	5,43

5.2 Caracterização da amostra

5.2.1 Análise granulométrica e análise de superfície específica

A figura 5.1 apresenta a distribuição granulométrica do composto representando a lama usina. Os valores de d_{50} e o percentual de lamas (fração menor que 10 μ m) foram respectivamente: 5 μ m e 71,22%. A superfície específica encontrada pelo método de Blaine foi de 10.303cm²/g.

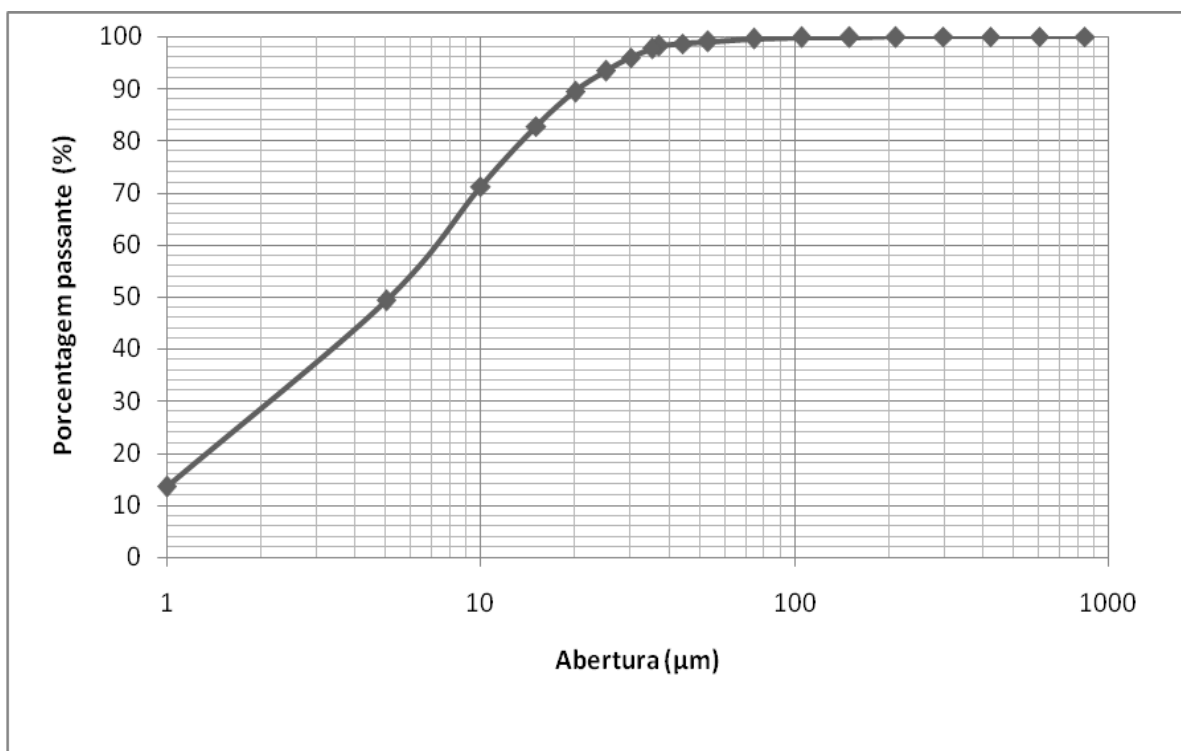


Figura 5. 1 - Análise granulométrica do composto utilizado no estudo.

5.2.2 Microscopia eletrônica de varredura e microanálise

A figura 5.2 mostra uma fotomicrografia do composto representando a lama usina. Foram realizadas microanálises em quatro partículas. Os elementos identificados nessas microanálises são apresentados na tabela V.2.

Observa-se que, as partículas 1 e 2, portadoras de Fe em maior proporção, apresentaram porosidade e também a presença dos elementos Al, Si e P. Outra observação importante é que a partícula 4, portadora de Al em maior proporção, apresentou também o elemento Si, caracterizando ser caulinita o mineral portador de Al.

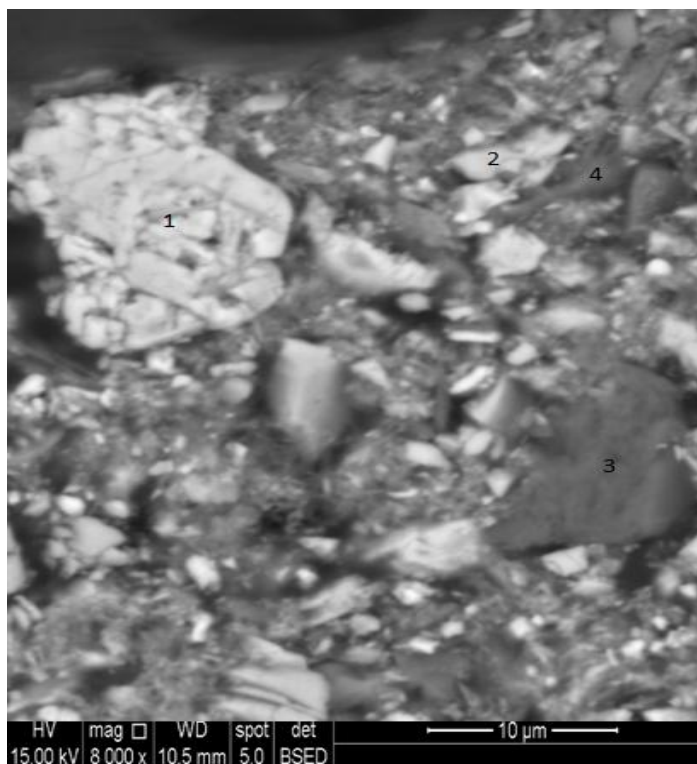


Figura 5. 2 - Fotomicrografia da amostra representando o composto estudado.

Tabela V. 2 - Elementos identificados nas microanálises

Partícula	%Fe	%Si	%O	%Al	%P
1	88,61	1,05	9,14	1,16	0,04
2	69,65	1,55	26,41	1,78	0,88
3	9,06	53,76	34,68	-	0,10
4	6,00	28,58	39,77	25,65	-

5.3 Ensaio tecnológicos

5.3.1 Microdeslamagem em tambor

A microdeslamagem em tambor mostrou ser um método eficiente de classificação granulométrica, conforme apresentado na tabela V.3. Observa-se o enriquecimento do teor de ferro para o *underflow*, assim como a redução dos teores de alumina, fósforo e PPC. A diferença de densidade e de superfície específica (blaine) apresentada entre a alimentação e os

produtos da microdeslamagem em tambor vem reforçar a eficiência desse método de classificação. A determinação das massas de *underflow* e de *overflow* seguiu o seguinte procedimento: os compostos foram pesados e em seguida homogeneizados em um condicionador de 500L. Após ocorrer a homogeneização foi retirada uma alíquota de cada composto para determinação do percentual de sólidos. O cálculo da massa foi determinado multiplicando-se o peso da polpa pelo percentual de sólidos. A recuperação em peso foi calculada pelas massas de *underflow* e *overflow* e a recuperação metálica foi calculada pelo teor de ferro. As recuperações em peso e metálica foram respectivamente 49,2% e 52,4%.

Tabela V. 3 - Análises químicas, físicas e peso dos produtos dos ensaios de microdeslamagem em tambor

Amostra	%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	Dens. (g/cm ³)	Blaine (cm ² /g)	Peso (Kg)
<i>Underflow</i>	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	4,203	4987	180,90
<i>Overflow</i>	43,77	21,25	6,02	0,161	9,50	3,633	13830	187,00

A figura 5.3 apresenta a imagem dos produtos da microdeslamagem em tambor. A cor amarelo ocre predominante no *overflow* e o alto teor de PPC indicam uma elevada participação de hidróxido de ferro. Este comportamento veio ratificar o estudo realizado por CASTRO (2010).



Figura 5. 3 - Fotografia dos produtos do ensaio de microdeslamagem em tambor.

A figura 5.4 apresenta as curvas granulométricas das amostras de *underflow* e *overflow* obtidas por peneiramento e granulômetro a laser. Observa-se uma grande diferença entre a distribuição granulométrica dos produtos da microdeslamagem em tambor, principalmente nas frações inferiores a 10 μm .

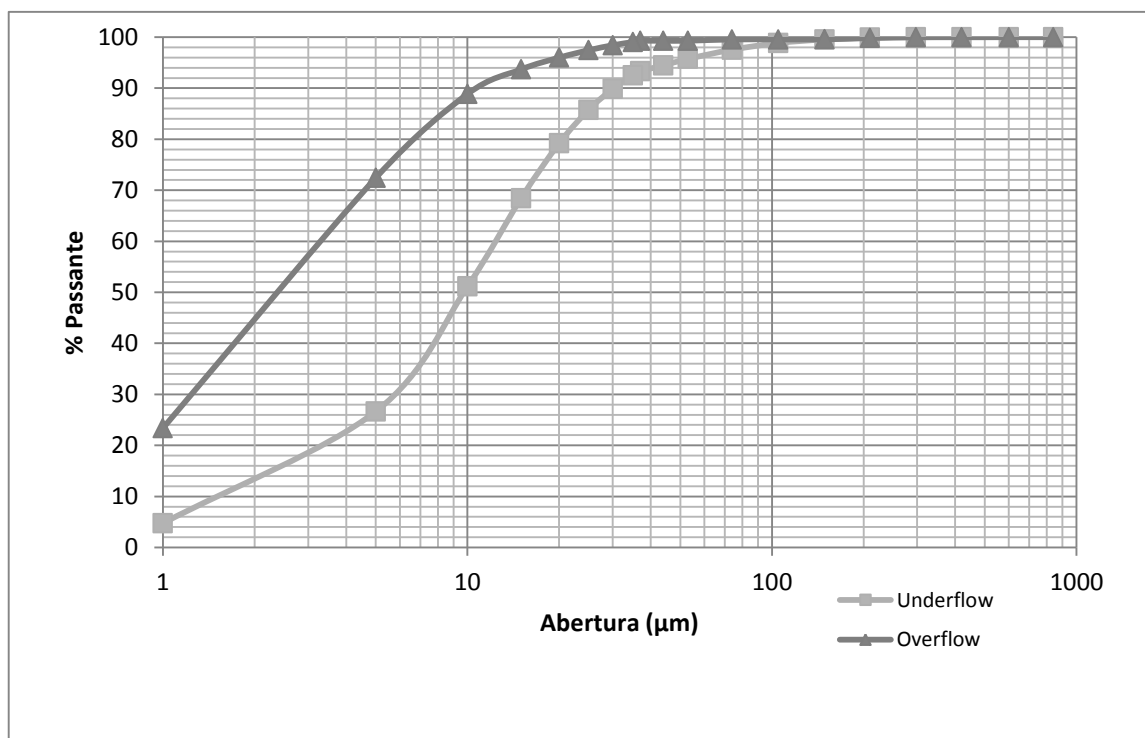


Figura 5. 4 - Análises granulométricas dos produtos do ensaio de microdeslamagem em tambor.

5.3.2 Ensaios de dispersão

O efeito do pH no grau de dispersão da polpa de *underflow* da microdeslamagem em tambor foi avaliado pelos resultados apresentados na figura 5.5. O pH foi modulado na faixa de valores entre 8,75 e 11,5, por adição do dispersante inorgânico hidróxido de sódio.

O grau de dispersão mostrou-se extremamente sensível a aumentos de pH, na faixa compreendida entre 8,75 e 9,5. Observou-se um menor gradiente de aumento do grau de dispersão na faixa compreendida entre 9,5 e 10,5, ocorrendo em pH igual a 10,5 o grau máximo de dispersão. Valores superiores a 10,5 mostraram uma diminuição do grau de dispersão. Este comportamento pode ser explicado pelo fato da hidroxila, mesmo sendo

aniônica, se adsorver especificamente ao substrato das partículas negativas de quartzo e hematita, aumentando a carga elétrica negativa e promovendo maior dispersão do sistema. Quando se aumenta ainda mais a concentração de hidroxila, os sítios reativos à espécie dispersante se esgotam, cessando a adsorção específica. Adições a mais do “dispersante” agora ficam no seio da solução, atuando apenas como espécies indiferentes, o que provocará uma compactação da camada difusa, e inevitavelmente, uma diminuição do grau de dispersão (BRANDÃO, 2009, apud VIEIRA, 2011).

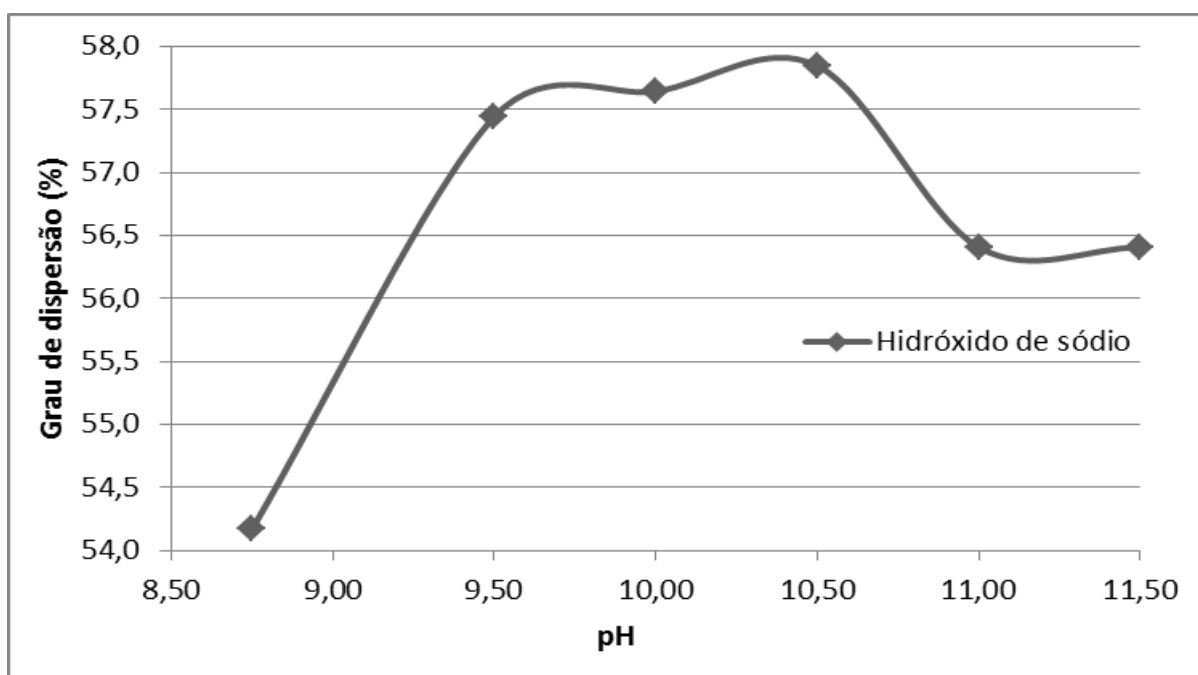


Figura 5. 5 - Grau de dispersão em função do pH.

O dispersante inorgânico hexametáfosfato de sódio e o dispersante orgânico polimérico poliácrilato de sódio foram avaliados quanto ao seu potencial para a promoção do grau de dispersão. A única variável manipulada nestes ensaios foi a dosagem de reagentes dispersantes, sem adição de moduladores de pH. Os resultados desses ensaios são apresentados na figura 5.6.

A adição dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliácrilato de sódio provocou o aumento do grau de dispersão, ocorrendo a máxima dispersão nas respectivas dosagens de 300g/t e 600g/t. O comportamento destas duas curvas de dispersão é similar, apenas a dosagem onde ocorreu a máxima dispersão apresentou diferença.

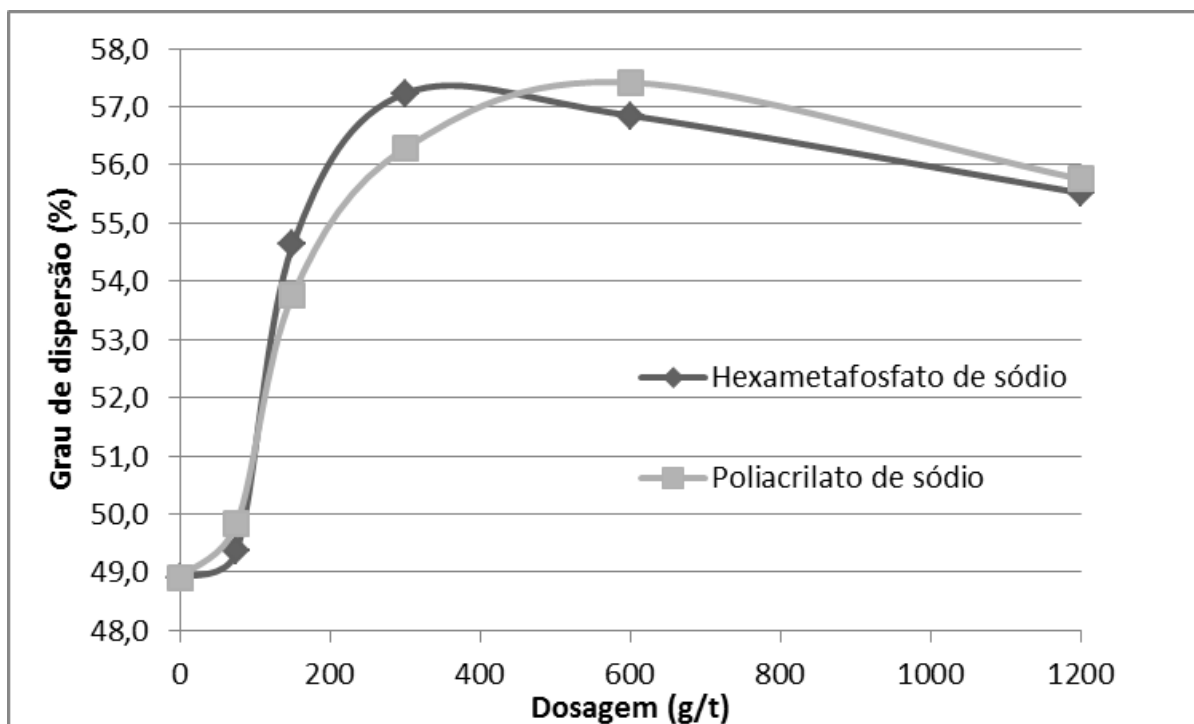


Figura 5.6 - Grau de dispersão em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio em pH igual a 8,75.

Os graus de dispersão máximos para o hidróxido de sódio, hexametáfosfato de sódio e para o poliacrilato de sódio foram, respectivamente: 57,85%, 57,23% e 57,42%. Valores que podem ser considerados análogos, já que a diferença entre esses valores ocorreu na primeira casa decimal.

Os teores de ferro, sílica, alumina, fósforo e também a perda por calcinação do *underflow* e do *overflow* foram analisados, buscando obter mais informações sobre a qualidade dos produtos dos ensaios de dispersão. Os resultados completos são apresentados no anexo I. Para auxiliar a avaliação de desempenho dos dispersantes, foram plotados os teores de alumina e fósforo do *underflow* do ensaio de dispersão em função do pH e da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.

A figura 5.7 mostra os teores de alumina no *underflow* dos ensaios de dispersão em função do pH. Observa-se que, na faixa de pH compreendida entre 8,75 e 10,5 ocorreu uma redução significativa de alumina. O menor teor de alumina ocorreu em pH igual a 10,5. Acima desse valor, observou-se um ligeiro aumento do teor de alumina.

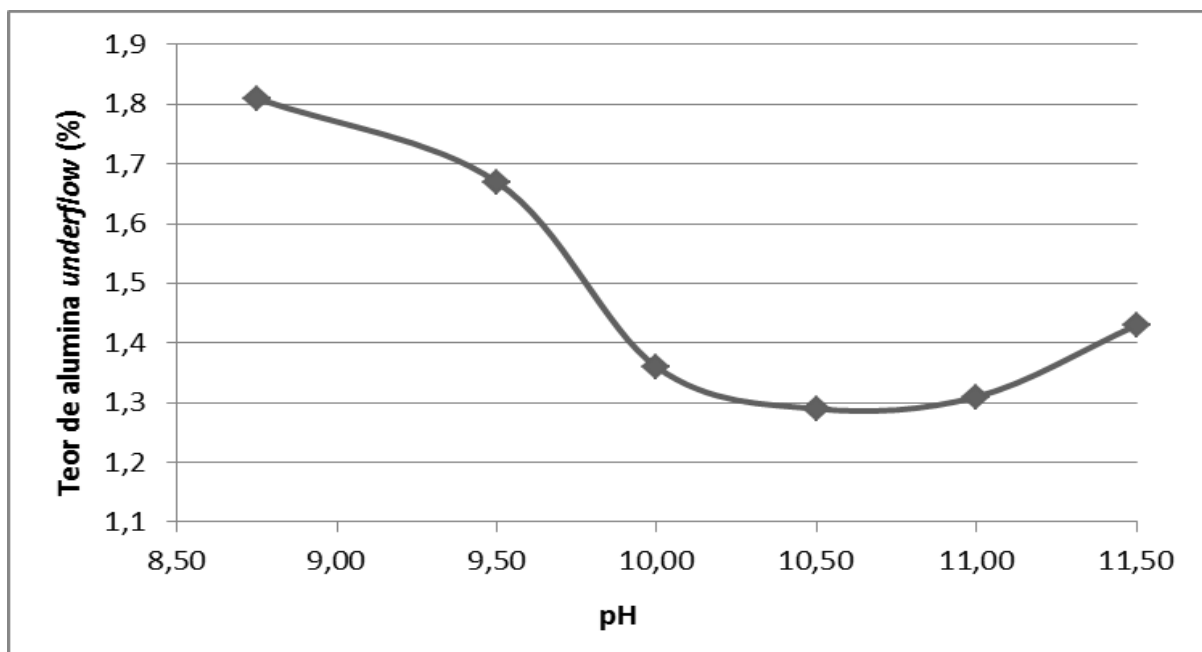


Figura 5.7 - Teor de alumina em função do pH de dispersão.

A figura 5.8 mostra os teores de alumina no *underflow* dos ensaios de dispersão em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio. Observa-se que, para esses dispersantes, a máxima redução de alumina ocorreu nas dosagens de 600g/t e 1200g/t, respectivamente. Novamente, o comportamento dessas duas curvas foi análogo, apenas os teores de alumina alcançados para cada dosagem de dispersante testado foram distintos.

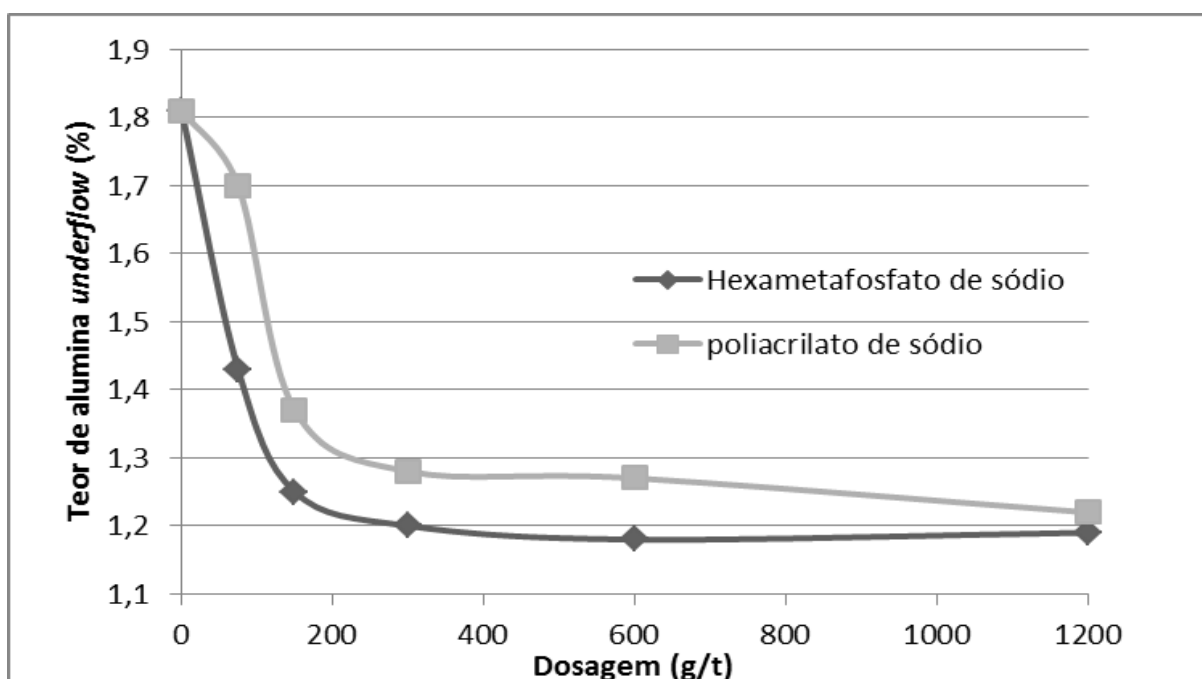


Figura 5.8 - Teor de alumina em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.

Os menores teores de alumina alcançados no *underflow* dos ensaios de dispersão, realizados com os dispersantes hidróxido de sódio, hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio foram, respectivamente: 1,29%, 1,18% e 1,22%.

A figura 5.9 mostra os teores de fósforo no *underflow* dos ensaios de dispersão em função do pH. Observa-se que, para valores compreendidos entre 8,75 e 10,5, a redução de fósforo é praticamente linear, ocorrendo a máxima redução em pH igual a 10,5. Os valores superiores a 10,5 mostraram um ligeiro aumento do teor de fósforo com uma tendência de estabilização.

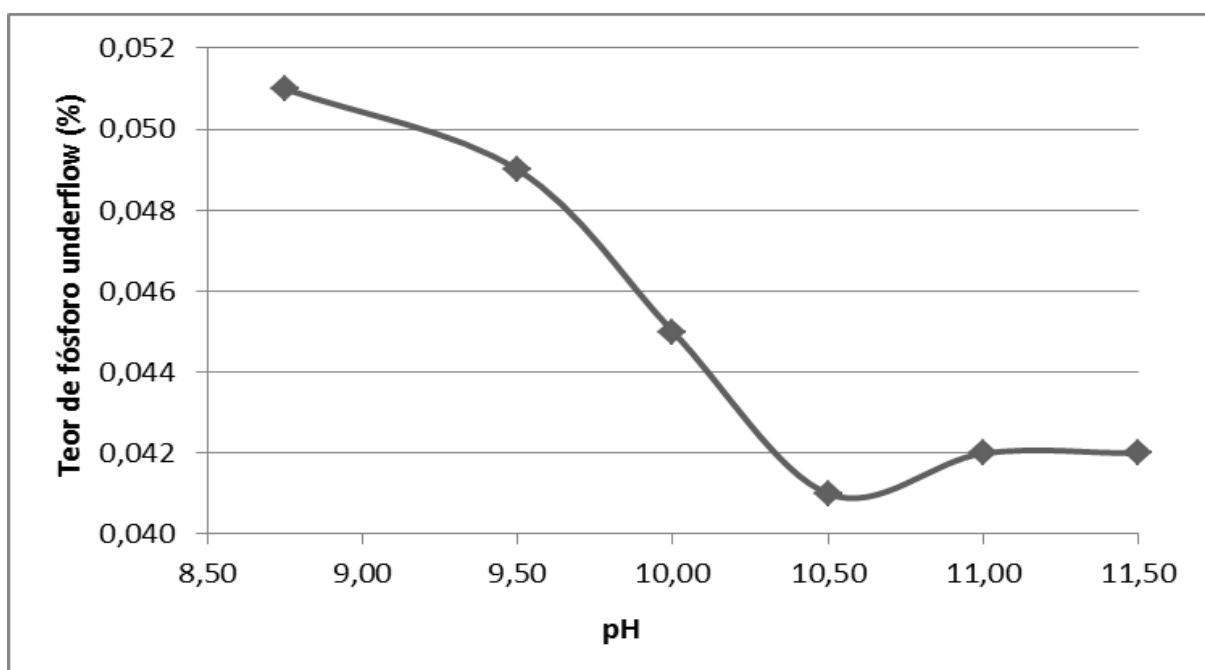


Figura 5.9 - Teor de fósforo em função do pH de dispersão.

A figura 5.10 mostra os teores de fósforo no *underflow* dos ensaios de dispersão em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio. Observa-se que o hexametáfosfato de sódio apresentou os três possíveis comportamentos em função da dosagem, ocorrendo o aumento, a diminuição e a estabilização do teor de fósforo. Essa oscilação do teor de fósforo para baixas dosagens de hexametáfosfato de sódio pode estar associada a erros experimentais, uma vez que a diferença apresentada entre os teores de fósforo foi de 0,006%. Entretanto, a tendência global é de aumento do teor de fósforo com o aumento da dosagem. O poliacrilato de sódio reduziu o teor de fósforo com o aumento da dosagem, sendo essa redução mais significativa em dosagens superiores a 150g/t.

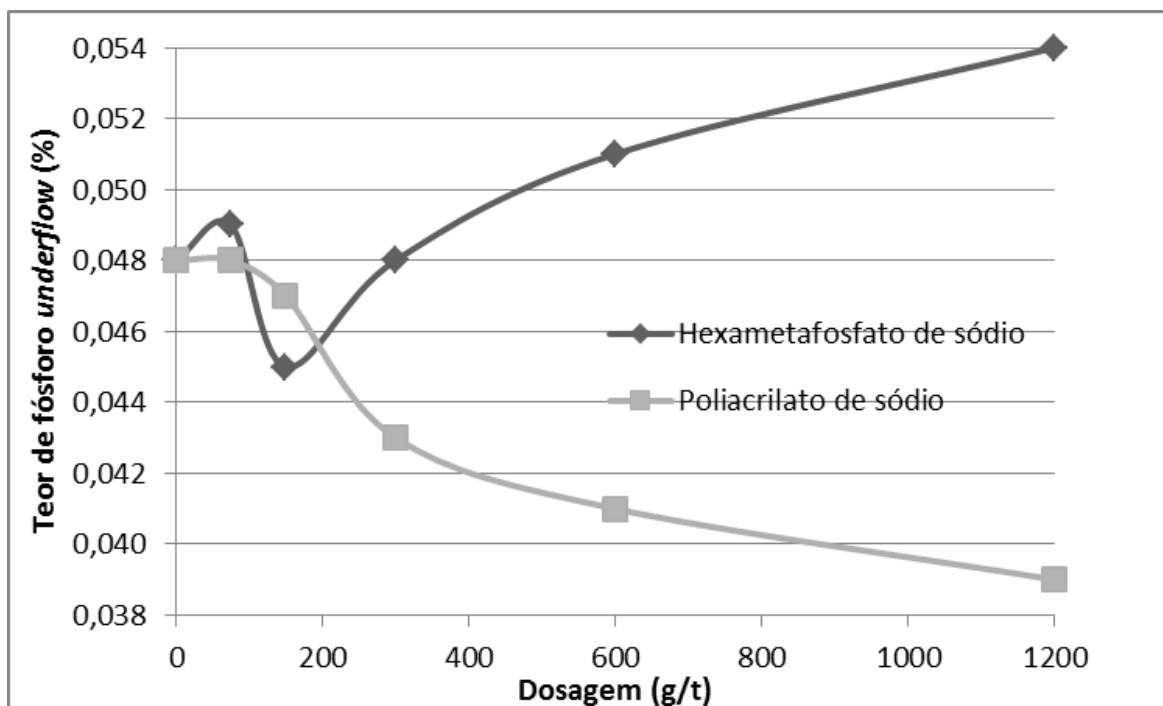


Figura 5.10 - Teor de fósforo em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.

Os menores teores de fósforo alcançados no *underflow* dos ensaios de dispersão, realizados com os dispersantes hidróxido de sódio, hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio foram, respectivamente: 0,041%, 0,045% e 0,039%.

5.3.3 Ensaios de flotação (DOE)

Os ensaios deste planejamento fatorial de experimentos (DOE) visaram estudar o comportamento do *underflow* da microdeslamagem em tambor em relação aos reagentes comumente utilizados no processo de flotação aplicado nos Concentradores I e II da Samarco Mineração (etermonoamina, eterdiamina e amido de mandioca) em três níveis de pH. Os resultados completos desses ensaios são apresentados nos anexos II a VI.

Esses resultados foram analisados com a utilização do software estatístico Minitab 15. Nessa análise foram utilizados gráficos de Pareto dos efeitos, nos quais, quanto maior o efeito, maior é a influência do fator na resposta.

Na figura 5.11 são mostrados gráficos de Pareto para as 5 proporções de eteraminas testadas, onde podem ser visualizados os efeitos das variáveis e de suas interações para a obtenção de sílica no concentrado. A linha vertical separa os efeitos significativos, à direita, dos não significativos, à esquerda, com 95% de confiança.

Observa-se que, para todas as proporções de eteraminas testadas, o fator mais significativo para obtenção do teor de sílica no concentrado foi a dosagem de coletor (eteramina). O segundo e terceiro fator mais significativo foi, respectivamente, pH e a interação entre o pH e a eteramina, exceto para a proporção 75% eterdiamina + 25% etermonoamina, onde ocorreu uma inversão de posição entre o segundo e o terceiro fator mais significante. O fator amido e suas interações mostraram baixa ou nenhuma significância.

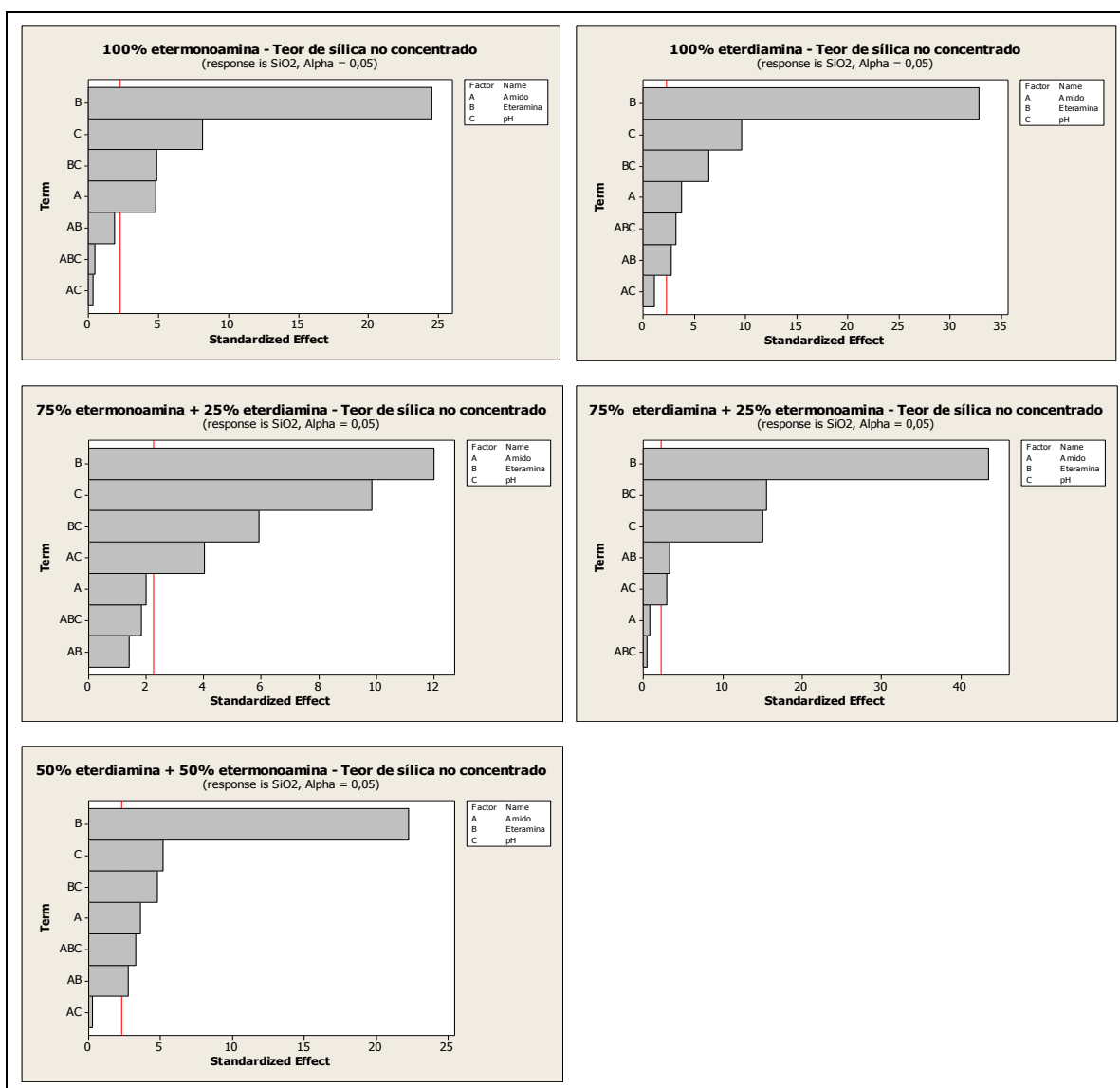


Figura 5.11 - Gráficos de Pareto do teor de sílica no concentrado.

Buscando identificar a condição capaz de conferir teor de sílica compatível com o *pellet feed* Samarco, foram analisados os teores de sílica para cada condição estudada. Os resultados são apresentados na forma de gráficos, onde foram plotadas as médias aritméticas dos teores de sílica em função das condições testadas para as 5 proporções de eteraminas, conforme mostrado na figura 5.12.

As curvas, referentes às 5 proporções de eteraminas, mostraram comportamentos similares. A condição mais eficiente para redução de sílica foi a condição 5 e as condições 6 e 9 foram as menos eficientes.

Observa-se que os coletores eterdiamina e etermonoamina, quando dosados separadamente (100%), produziram os menores teores de sílica no concentrado, sendo esses valores médios, respectivamente 1,21% e 1,20%.

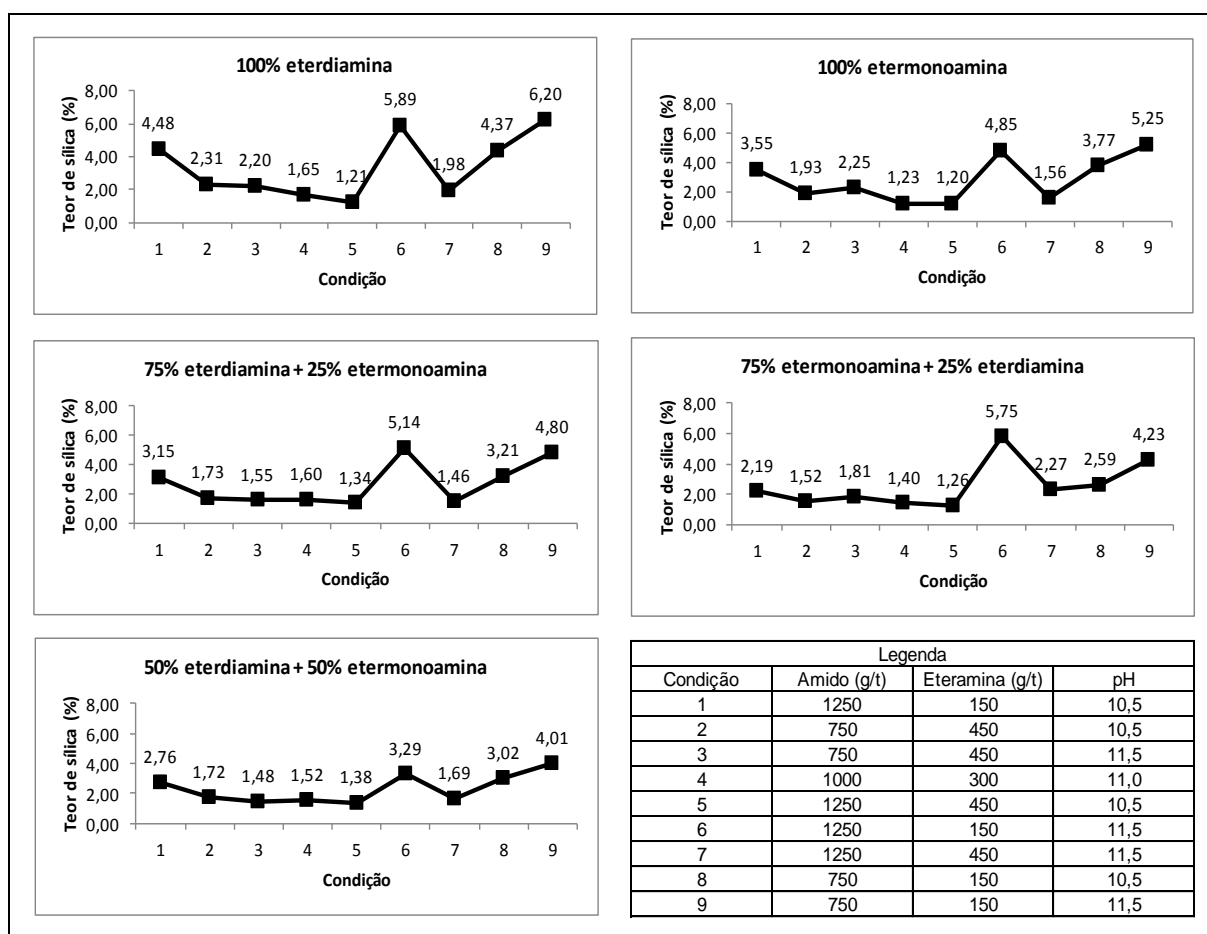


Figura 5.12 - Teor de sílica no concentrado para as condições estudadas.

A figura 5.13 mostra gráficos de Pareto dos experimentos do tipo fatorial, onde podem ser visualizados os efeitos das variáveis e de suas interações para a recuperação metálica.

Observa-se que o fator de maior significância para a variável resposta recuperação metálica, na flotação do *underflow* da microdeslamagem em tambor, foi a dosagem de coletor (eteramina).

O fator amido apresentou baixa significância para 4 das 5 proporções de eteraminas testadas, apenas para a proporção 50% eterdiamina + 50% etermonoamina esse fator não foi significativo. Este comportamento para recuperação metálica não era esperado. Acreditava-se que o fator dosagem de amido de mandioca fosse o fator mais significativo para recuperação metálica. Uma explicação para esse comportamento pode estar associado às dosagens estudadas. Suspeita-se que a menor dosagem já era suficiente para deprimir os minerais portadores de ferro.

O fator pH mostrou baixa significância para eterdiamina e etermonoamina quando dosadas individualmente e também para a mistura contendo 75% etermonoamina + 25% eterdiamina. Para as demais misturas esse fator não foi significativo.

As interações dos fatores testados mostraram baixa ou nenhuma significância para todas as proporções de eteraminas testadas.

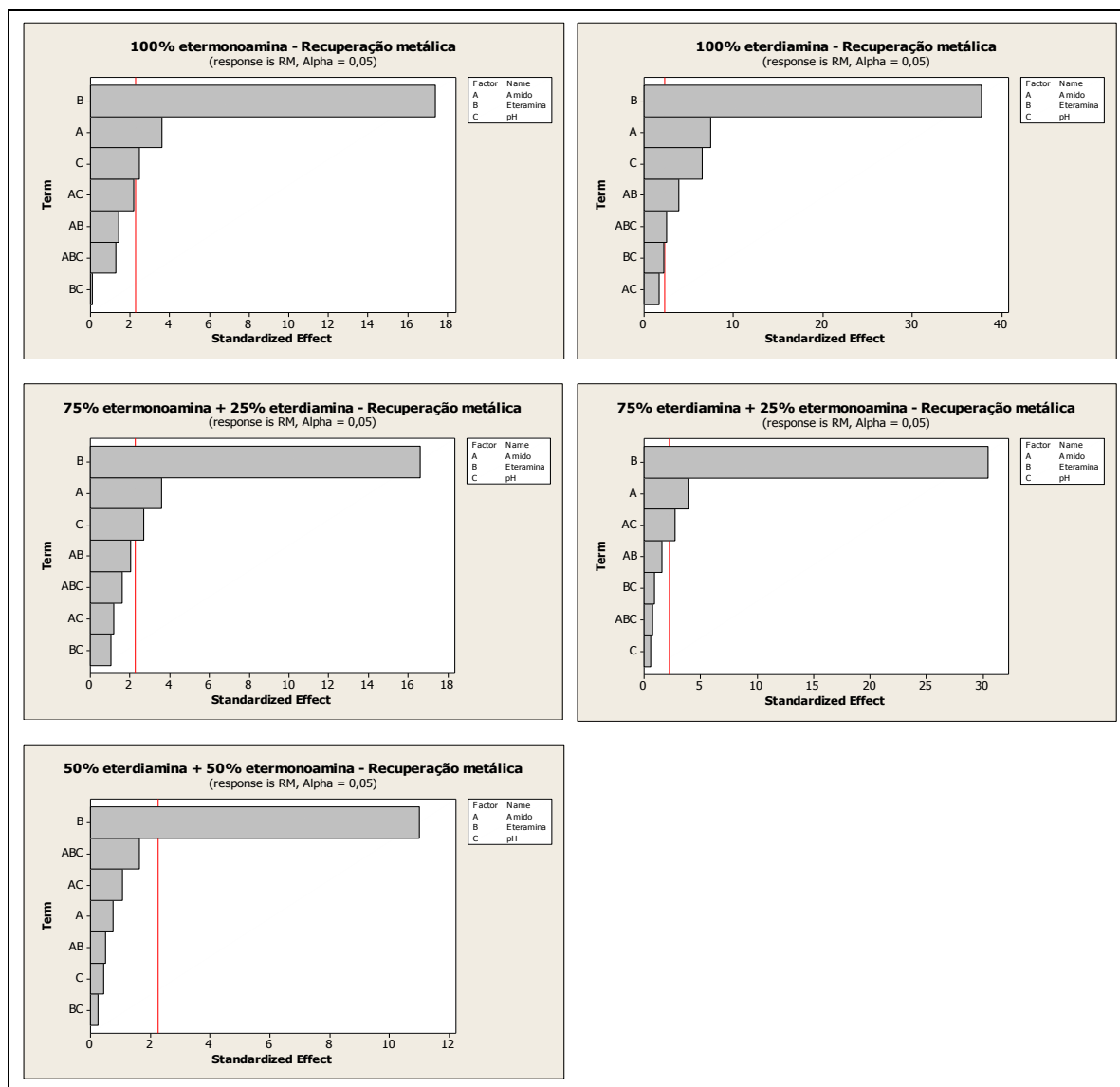


Figura 5.13 - Gráficos de Pareto da recuperação metálica.

A figura 5.14 mostra as médias aritméticas da recuperação metálica em função das condições testadas para as 5 proporções de eteraminas. As curvas representando as 5 proporções de eteramina, novamente, apresentaram comportamentos similares para as 9 condições testadas.

A proporção 100% eterdiamina alcançou as maiores recuperações metálicas para 6 condições testadas (condições 1,3,4,5,7 e 8). A proporção 75% de etermonoamina + 25% etermonoamina alcançou as melhores recuperações metálicas para 2 condições testadas (condições 6 e 9) e a proporção 100% etermonoamina alcançou a melhor recuperação metálica apenas para 1 condição testada (condição 2).

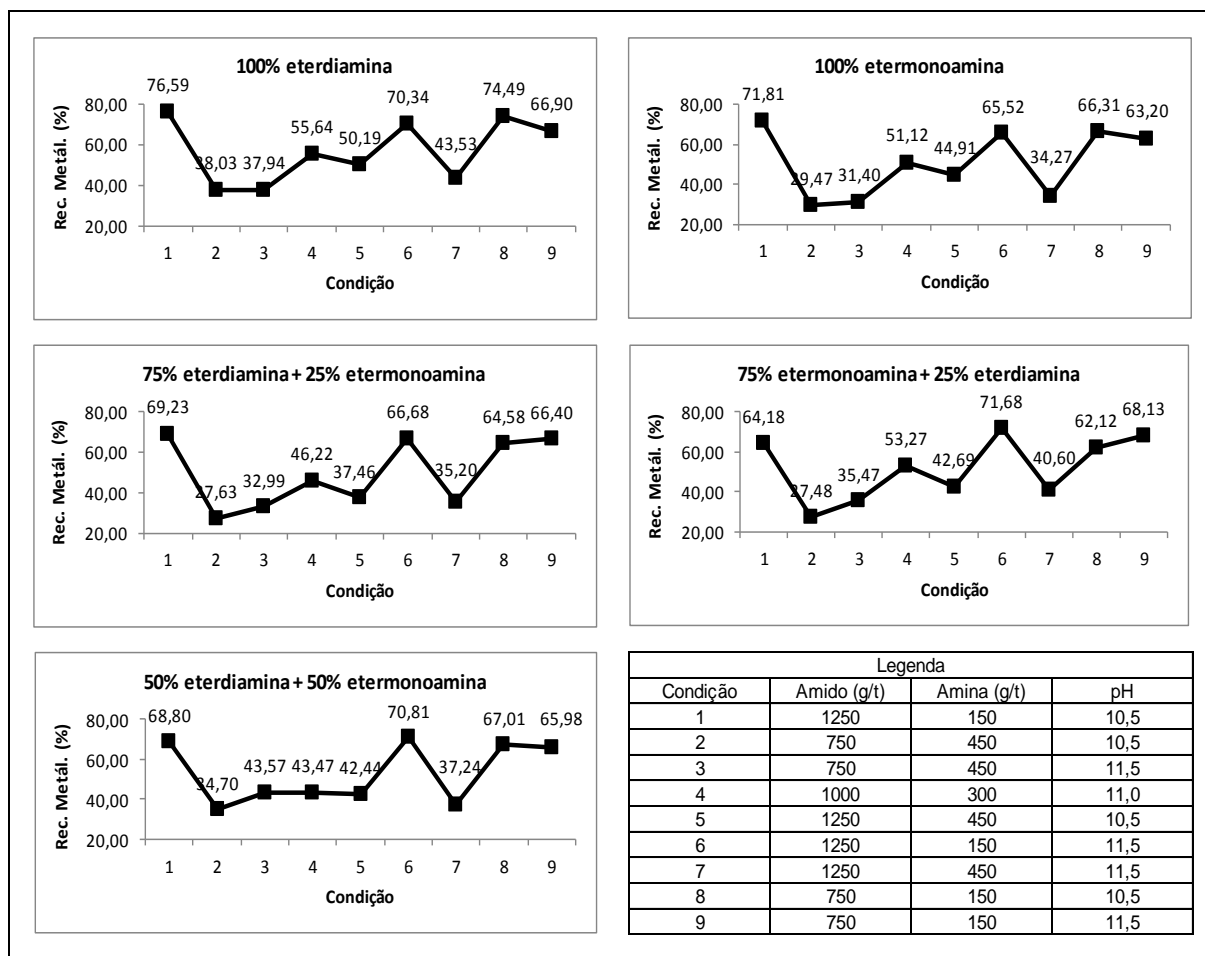


Figura 5.14 - Recuperação metálica para as condições estudadas.

Os modelos obtidos para as 5 proporções de eteraminas estudadas alcançaram elevados coeficientes de correlação (R^2 ajustado), o que garante a confiabilidade dos resultados deste planejamento fatorial de experimentos, conforme apresentado na tabela V.4.

Tabela V.4 - Coeficientes de correlação (R^2 ajustado) obtidos para os modelos estudados

Proporção	SiO ₂	Rec. Metal.
100% etermonoamina	98,01%	94,98%
100% eterdiamina	98,80%	98,91%
75% etermonoamina + 25% eterdiamina	94,98%	94,58%
75% eterdiamina + 25% etermonoamina	94,38%	98,24%
50% etermonoamina + 25% eterdiamina	97,33%	88,94%

Os critérios utilizados para selecionar a condição de realização dos estudos subsequentes foram, respectivamente: teor de sílica no concentrado e recuperação metálica. Com base nesses critérios adotou-se a condição 5 e a proporção de 100% de eterdiamina.

Essa condição, denominada condição padrão, alcançou uma média de teor de sílica no concentrado igual a 1,21% e uma média de recuperação metálica igual a 50,19%.

Os concentrados dos 2 ensaios, representando a condição padrão, formaram um composto que foi caracterizado. Buscou-se conhecer sua mineralogia, granulometria, densidade e área superficial.

A figura 5.15 mostra 2 fotomicrografias do composto representando a condição padrão. Foram realizadas microanálises em 6 partículas. Os elementos identificados nessas microanálises são apresentados na tabela V.5.

Observa-se que as partículas 1, 2, 3 e 4, portadoras de Fe em maior proporção, contêm também os elementos Al e Si, sendo que esses elementos encontram-se mais concentrados nas partículas que apresentam maior porosidade (partículas 1, 3 e 4). O elemento P não foi identificado em todas as partículas portadoras de Fe em maior proporção. Outra observação importante é que a partícula 5, portadora de Al em maior proporção, apresentou novamente a presença do elemento Si, evidenciando ser caulinita o mineral portador de Al.

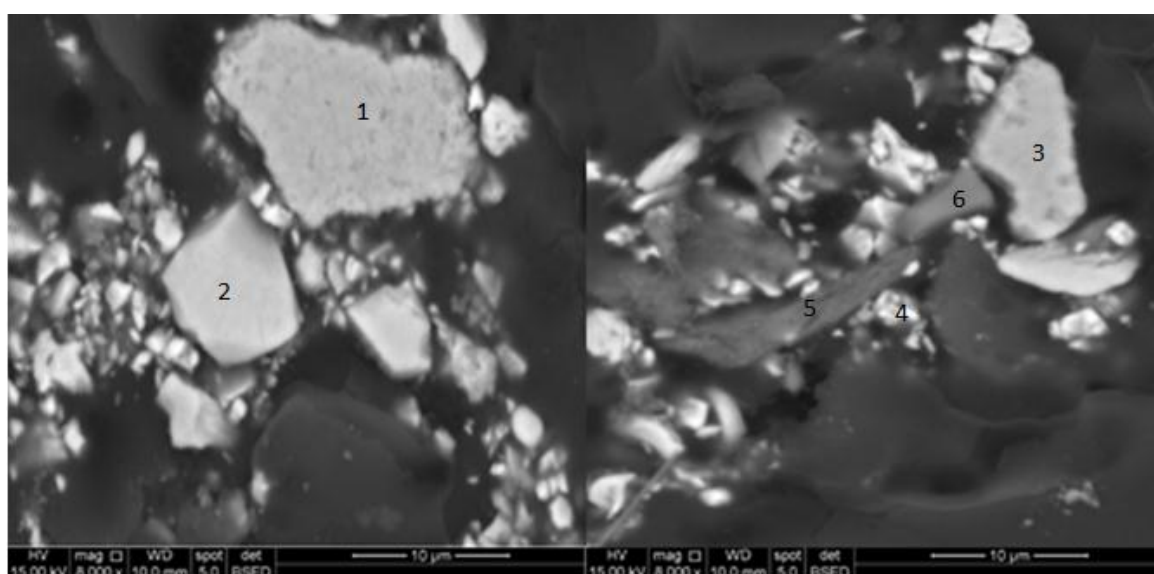


Figura 5.15 - Fotomicrografias representando o concentrado da condição padrão.

Tabela V.5 - Elementos identificados nas partículas do concentrado representando a condição padrão através da microanálise

Partícula	%Fe	%Si	%O	%Al	%P
1	69,65	1,55	26,14	1,78	0,88
2	80,00	0,05	19,67	0,29	-
3	73,45	1,09	24,05	1,15	0,26
4	77,67	1,53	18,64	2,16	-
5	7,23	29,41	33,86	25,87	0,15
6	3,13	59,85	36,86	-	0,16

A análise granulométrica mostrou que o d_{50} desse concentrado é igual a $8\mu\text{m}$, conforme apresentado na figura 5.16. A densidade e a área superficial são, respectivamente: $4,805\text{g}/\text{cm}^3$ e $5.059\text{cm}^2/\text{g}$.

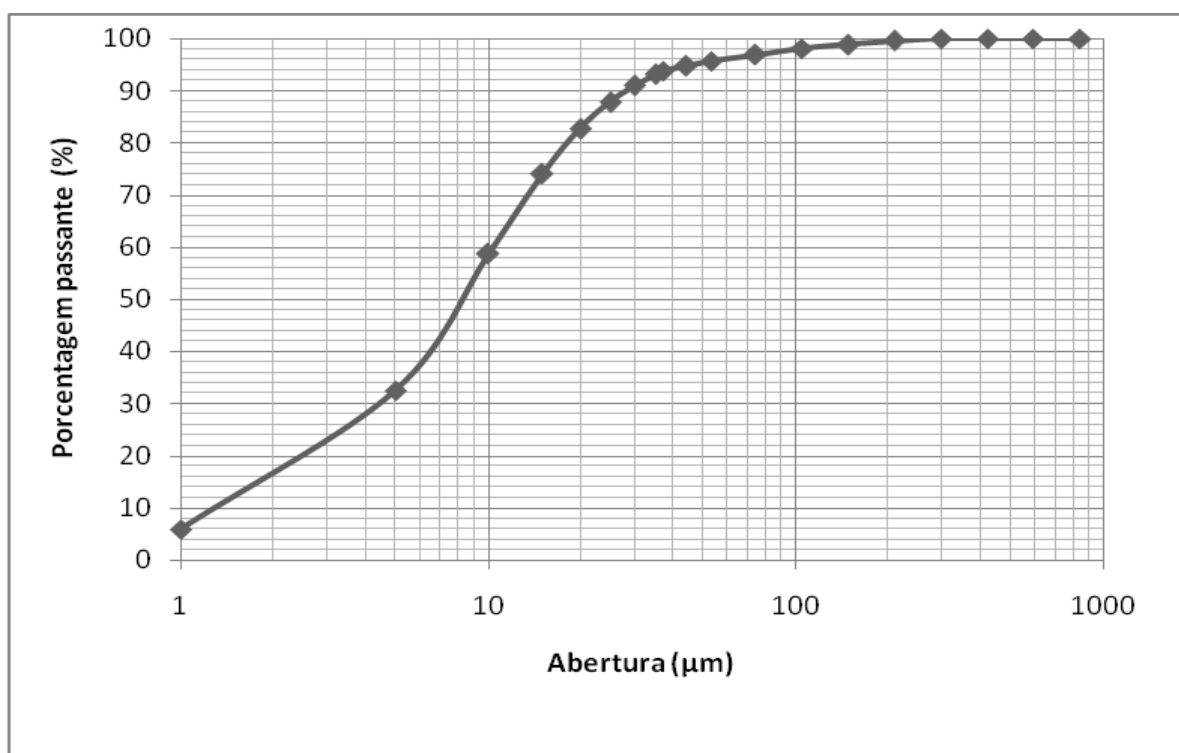


Figura 5.16 - Distribuição granulométrica do concentrado representado a condição padrão.

5.3.4 Ensaios de flotação com dispersantes

Visando verificar a influência do grau de dispersão das partículas presentes no *underflow* da microdeslamagem em tambor na flotação, foram realizados ensaios de flotação em bancada, com as dosagens mais eficientes dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio obtidas nos ensaios de dispersão e os resultados foram comparados com aqueles da condição padrão. As dosagens selecionadas foram: 300g/t, 600g/t e 1200 g/t.

Buscando aumentar a confiabilidade dos ensaios de flotação com adição de dispersantes, os testes foram realizados em duplicata.

Os resultados completos dos testes são apresentados no anexo VII. A figura 5.17 mostra a média do teor de sílica no concentrado em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio. Observa-se que os dispersantes testados aumentam o teor de sílica no concentrado.

O dispersante hexametáfosfato de sódio mostrou que sua utilização na flotação implica em aumento do teor de sílica no concentrado, sendo esse aumento proporcional à dosagem. O comportamento do poliacrilato de sódio é análogo ao do hexametáfosfato de sódio até a dosagem de 600g/t, a partir dessa dosagem ocorre uma tendência de estabilização da sílica.

A figura 5.18 mostra a recuperação metálica em função da dosagem dos dispersantes testados. Observa-se que o hexametáfosfato de sódio, na dosagem igual a 300g/t, provoca uma ligeira redução da recuperação metálica e que a partir dessa dosagem ocorre o aumento da recuperação. O poliacrilato de sódio, na dosagem igual a 300g/t, não altera a recuperação metálica, mas a partir dessa dosagem ocorre o aumento da recuperação metálica.

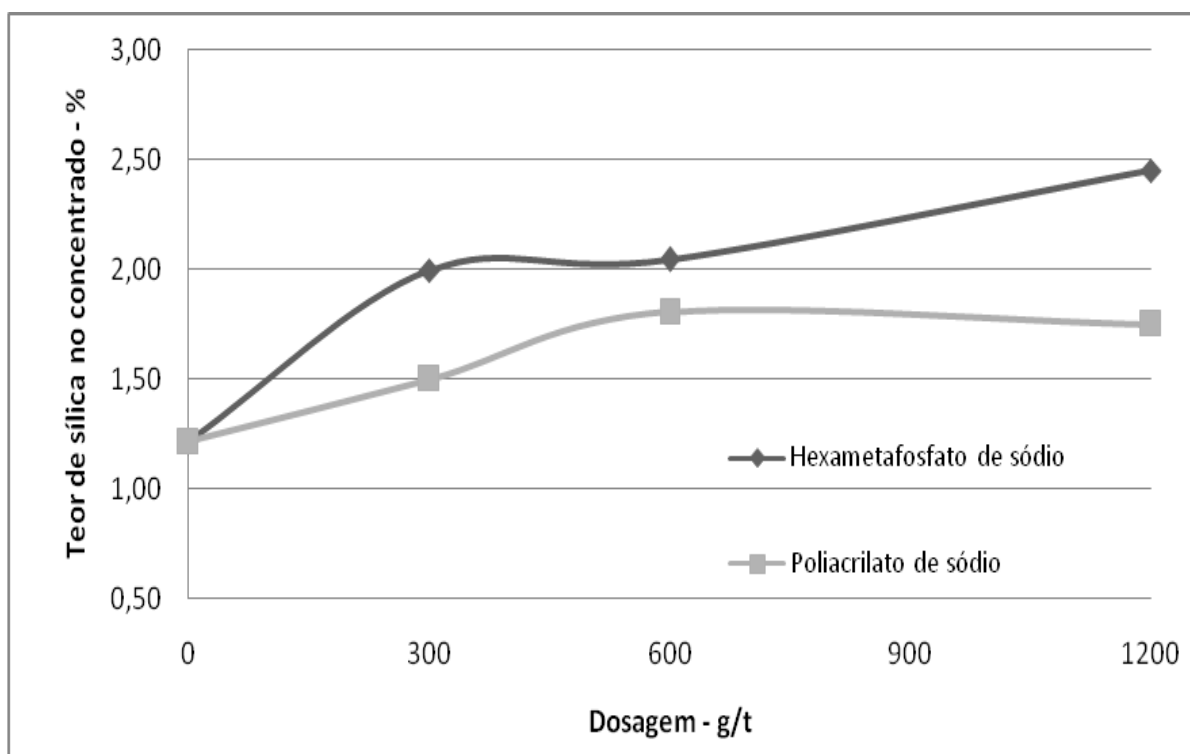


Figura 5.17 - Teor de sílica no concentrado em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.

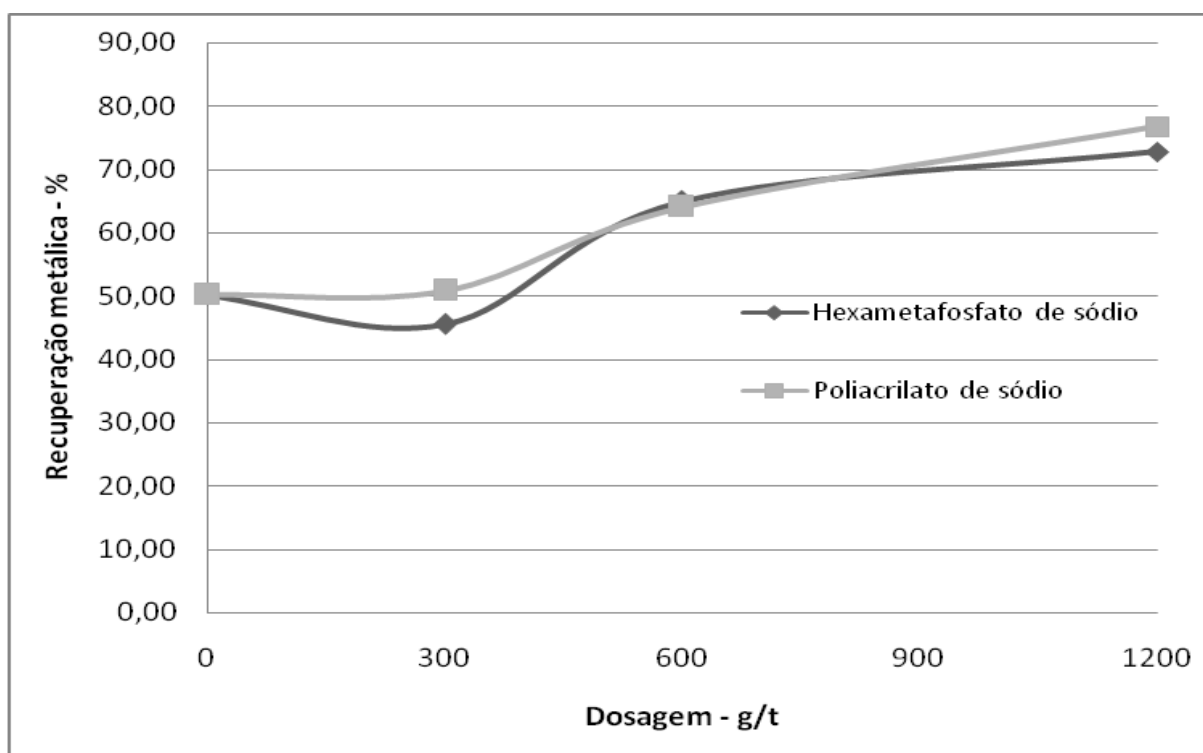


Figura 5.18 - Recuperação metálica em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.

A figura 5.19 mostra o teor de fósforo no concentrado em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio. Observa-se que os dispersantes testados não alteram significativamente o teor de fósforo no concentrado.

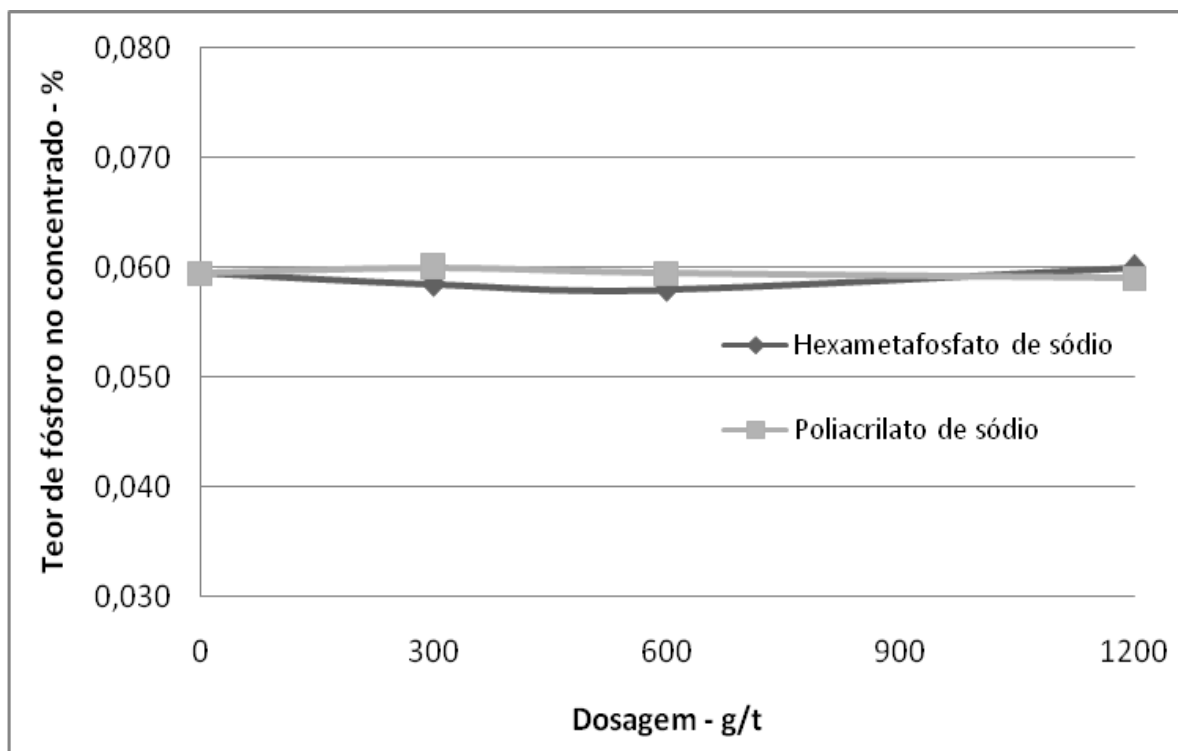


Figura 5.19 - Teor de fósforo no concentrado em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.

A figura 5.20 mostra o teor de alumina em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio. Observa-se que os dispersantes testados, na dosagem de 300g/t, não provocam alterações no teor de alumina e que a partir dessa dosagem o comportamento dos dispersantes é distinto. O poliacrilato de sódio provocou aumento do teor de alumina e o hexametáfosfato não provocou alterações significativas.

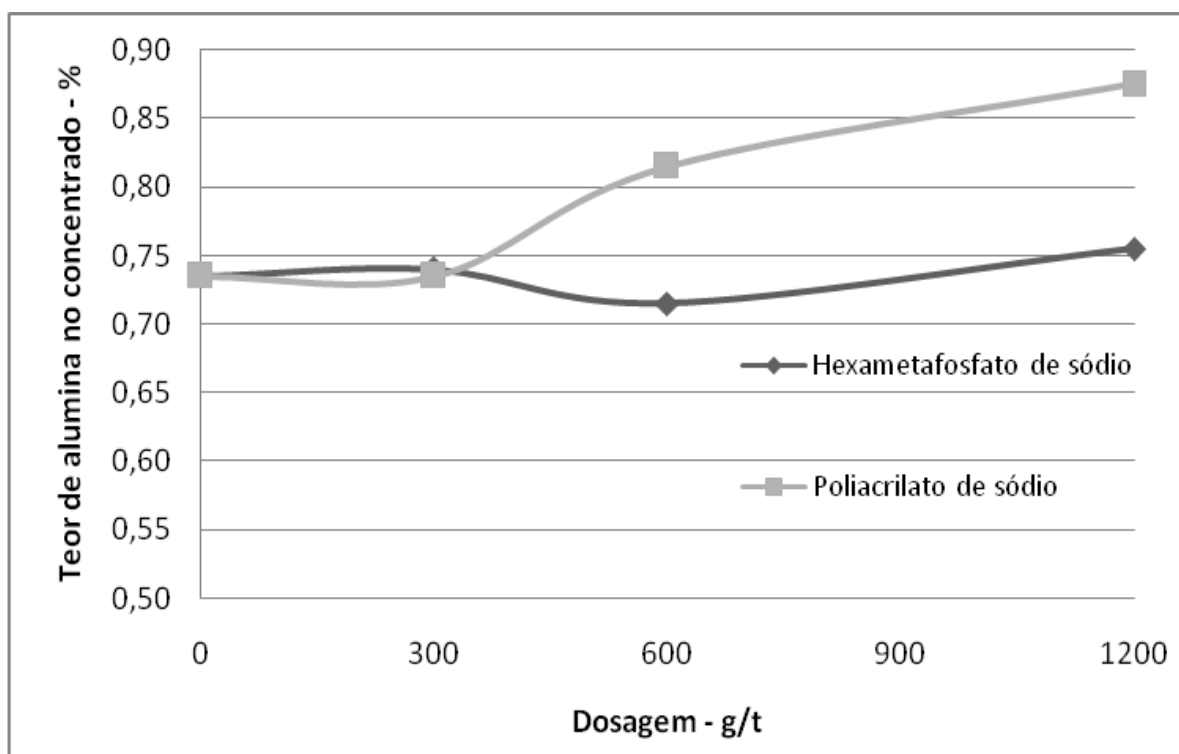


Figura 5.20 - Teor de alumina no concentrado em função da dosagem dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio.

5.3.5 Cinética de flotação

Visando conhecer o tempo de flotação necessário para alcançar um teor de sílica compatível com a especificação do *pellet feed* redução direta Samarco ($\text{SiO}_2 < 1,13\%$), uma vez que o tempo padrão (3min) não foi suficiente, realizou-se um ensaio de flotação denominado cinética de flotação. Esse ensaio é uma adaptação do procedimento descrito no item 4.4, sendo alterado apenas o tempo de flotação e a coleta do flotado.

Na cinética de flotação o tempo de flotação é maior (10min) e a coleta do flotado é fracionada, ocorrendo nos seguintes instantes: 0,5min, 1min, 1,5min, 2min, 4min, 6min, e 10min.

A condição adotada nesse ensaio foi análoga à condição padrão. Buscando aumentar a robustez dos dados o ensaio foi realizado em duplicata. Os resultados completos são apresentados no anexo VIII.

A figura 5.21 apresenta a média aritmética dos teores de sílica no concentrado e de ferro no rejeito em função do tempo de flotação. Observa-se que, para alcançar a especificação do *pellet feed* redução direta Samarco, é necessário um tempo de flotação superior a 4min. Esse aumento do tempo provoca a redução da recuperação metálica, uma vez que o teor de ferro no rejeito aumenta.

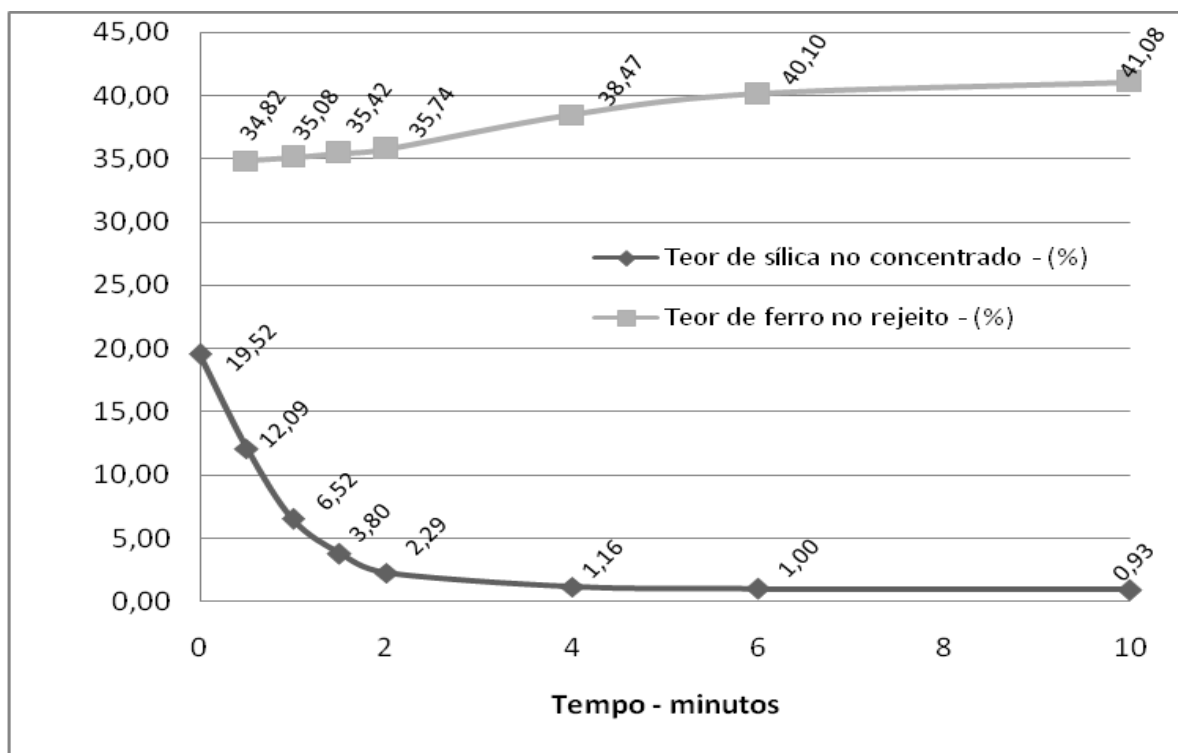


Figura 5.21 - Teor de sílica no concentrado e ferro no rejeito em função do tempo de flotação.

CAPÍTULO 6: CONCLUSÕES

A microdeslamagem em tambor mostrou ser um eficiente método de classificação, sendo as evidências mais relevantes: as diferenças de cor, granulometria e área superficial apresentadas entre os produtos dessa classificação. Além disso, ocorreu uma concentração de ferro para o *underflow* da microdeslamagem em tambor (alimentação da flotação) concomitantemente com a redução dos argilominerais portadores de alumina e fósforo.

Os ensaios de dispersão mostraram que os dispersantes hidróxido de sódio, hexametáfosfato de sódio e poliacrilato de sódio, em seus respectivos pontos de maiores eficiências, promoveram graus de dispersão que podem ser considerados análogos, uma vez que a diferença apresentada entre eles ocorreu na primeira casa decimal. Para redução dos argilominerais portadores de alumina o hexametáfosfato de sódio foi o mais eficiente e para redução do fósforo o poliacrilato de sódio mostrou ser o mais eficiente.

A flotação, seguindo o planejamento fatorial de experimentos (DOE), mostrou que para todas as proporções de eteraminas estudadas o fator dosagem de eteramina foi o mais significativo dentre os fatores estudados para as variáveis resposta teor de sílica no concentrado e recuperação metálica.

As curvas representando as 5 proporções de eteraminas estudadas mostraram um comportamento similar para as 9 condições estudadas. A condição 5 (amido de mandioca 1250g/t, eteramina 450g/t e pH 10,5) e a proporção de 100% de eterdiamina foi selecionada como condição padrão, sendo a média aritmética do teor de sílica no concentrado e da recuperação metálica, respectivamente: 1,21% e 50,19%.

A caracterização tecnológica desse concentrado mostrou que os minerais portadores de ferro contem também os elementos alumínio e silício, sendo que esses elementos encontram-se mais concentrados nas partículas que apresentam maior porosidade, característica dos minerais hidratados de ferro. O mineral portador do elemento alumínio encontra-se associado ao elemento silício, evidenciando ser caulinita. Não foi identificado o mineral portador de fósforo. O d_{50} , a densidade e a área superficial são: 8 μ m, 4,805g/cm³ e 5.059cm²/g, respectivamente.

Os ensaios de flotação com adição de dispersante mostraram que os dispersantes, para a amostra estudada, provocaram aumento do teor de sílica no concentrado concomitantemente com o aumento da recuperação metálica.

Os ensaios de cinética de flotação mostraram que para alcançar um teor de sílica no concentrado compatível com a especificação do *pellet feed* redução direta Samarco ($\text{SiO}_2 < 1,13\%$) é necessário aumentar o tempo de residência na flotação.

Por fim, a microdeslamagem e a flotação mostraram ser uma rota de processo capaz de concentrar o *overflow* dos ciclones de 101,6mm (4 polegadas) de diâmetro do Concentrador I da Samarco, revertendo-se em um melhor aproveitamento de seus recursos naturais não renováveis.

CAPÍTULO 7: RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

A concentração desse rejeito (lama usina) proveniente do *overflow* do ciclone de 4 polegadas de diâmetro do Concentrador I, através das etapas de microdeslamagem em tambor e flotação, em laboratório, mostrou recuperar aproximadamente 20% da massa que é descartada atualmente.

A reprodução industrial dos dados obtidos em laboratório implicaria no aumento da produção do concentrador I em aproximadamente 400 mil toneladas por ano.

Destaca-se ainda o ganho de ordem ambiental de primordial relevância, pois aproximadamente 20% de toda lama gerada no Concentrador I deixaria de ser enviada para a barragem de contenção de rejeitos.

CAPÍTULO 8: SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Para complementação desse estudo, recomenda-se para trabalhos futuros:

- 1) Estudo de métodos centrífugos para a classificação da lama usina;
- 2) Estudo de depressores alternativos para concentração do *underflow* da microdeslamagem em tambor;
- 3) Melhor entendimento da falta de seletividade da flotação com adição de dispersantes.

CAPÍTULO 9: REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ARAÚJO, A.C. (1982) **Influência de íons de alumínio e caolinita na flotação catiônica reversa de quartzo e hematita**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

BORGES, A.M.B. (1993) **Arraste na flotação catiônica reversa de minérios de ferro**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

CASTRO, E.F. (2009) **Testes de concentração magnética com a lama final** (Relatório Interno Samarco).

CASTRO, E.F. (2010) **Testes de flotação com a lama usina** (Relatório Interno Samarco).

CASTRO, E.F. (2011) **Testes de sedimentação e flotação com a lama usina** (Relatório Interno Samarco).

CASTRO, E.F., MAPA, P.S., VIEIRA, M.G., JUNIOR, L.A.P. (2011) **Influência do pH de dispersão nas etapas de deslamagem e flotação do Concentrador I da Samarco Mineração**. 12º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro - ABM. Vitória, p.183-189.

CHAVES, A.P., LEAL FILHO, L.S. (2004) **Flotação**. In: LUZ, A.B., SAMPAIO, J.A., de ALMEIDA, S.L.M. **Tratamento de Minérios**. 4. ed. Rio de Janeiro, cap. 10, p. 411-455

FUERSTENAU, D.W. (1980) **Fine particles flotation**. In: SOMASUNDARAN, P. **Fine particles processing**, V.I, c.35, p.669-705.

GALÉRY, R. (1985) **Influência do estado de dispersão na flutuabilidade do sistema willemita/dolomita**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. 92 p.

GONTIJO, C.F. (2010) **Aumento da seletividade da flotação reversa de minério de ferro com a utilização de polieletrólitos**. 11º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro - ABM. Belo Horizonte, p.119-132.

IWASAKI, I., COOKE, S.R.B., HARRAWAY, D.H. e SHOY, H.S. (1962) Iron wash ore slimes – some mineralogical and flotation characteristics. Transactions AIME 223. P. 97-108.

KLASSEN, V.I. e MOKROUSOV, V.A. (1963) **An Introduction to the Theory of Flotation**. London, Butterworth. 620 p.

LEJA, J. (1982) **Surface Chemistry of Froth Flotation**. New York: Plenum Press, 758p.

LIMA, N.P. (2001) **Comportamento de minérios itabiríticos dos complexos Alegria e Fábrica Nova frente aos processos de deslamagem e flotação**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. 126 p.

LUZ, J.A.M. e LIMA, R.M.F. (2001) **Análise granulométrica por técnicas que se baseiam na sedimentação gravitacional: Lei de Stokes**. Revista Escola de Minas, Ouro Preto, Vol. 54. Nº 2, p. 155-159.

MAPA, P.S. (2006) **Rota de processo para o underflow da deslamagem de minério de ferro do concentrador 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, 172 p.

MONTE, M.B.M., PERES, A.E.C. (2004) **Química de Superfície na Flotação**. In: LUZ, A.B., SAMPAIO, J.A., ALMEIDA, S.L.M. **Tratamento de Minérios**. 4. ed. Rio de Janeiro, cap. 9 p. 339-407.

OLIVEIRA, P.S. (2006) **Rotas para recuperação de ferro fino contido no underflow do espessador de lama da usina de Conceição**. (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 128 p.

PARKS, G.A. (1965) **The Isoelectric Point of Solid Oxides, Solid Hydroxides, and Aqueous Hidroxo-Complexes Systems.** Chemical Reviews, v.65, p.177-198.

PARKS, G.A. (1967) **Aqueous surface chemistry of oxides and complex oxides minerals; isoelectronic point and zero point of charge.** In: GOULD, R.F. (Ed.). **Equilibrium Concepts in Natural Water Systems.** Washington: American Chemical Society, v. 67, p.121-160. (Advances in Chemistry Series).

PERES, A.E.C., COELHO, E.M., ARAUJO, A.C. (1980) **Flotação, espessamento, deslamagem e floculação seletiva.** In: COELHO, E.M. **Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia;** In Memoriam Prof. Paulo Abib Andery. Recife: ITEP-CNPq, p. 205-286.

PERES, A.E.C., ARAUJO, A.C. (2006) **A flotação como operação unitária no tratamento de minérios.** In: CHAVES, A.P. **Flotação o estado da arte no Brasil.** Vol. 4. São Paulo, cap. 1, p.1-29.

RABELO, P.J.B. (1994) **Estudos de caracterização e redução do teor de fósforo do minério de ferro da mina de Alegria, Mariana, MG.** Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. 266 p.

RABOCKAI, T (1979) **Físico Química de Superfícies.** OEA Washington. 128p.

ROCHA, L. (2008) **Estudo de aproveitamento econômico das lamas de uma mineração de ferro, através de concentração por flotação catiônica reversa.** Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. 126 p.

SANTOS, I.J. (2003) **Estudo da produção de concentrados de minério de ferro a partir de rejeitos da Barragem de Germano.** Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Mineral). Escola de Minas da UFOP, Ouro Preto. 106 p.

- SILVA, G.M.A. (1994) **Estudos sobre o estado de agregação de um minério de ferro**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. 145 p.
- SILVESTRE, A.O. (2007) **Estudo do estado de dispersão das partículas em polpa de minério sulfetado de chumbo-zinco**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. 90 p.
- SOMASUNDARAN, P. (1980) **Principles of Flocculation, Dispersion, and Selective Flocculation**. In: SOMASUNDARAN, P. **Fine particles processing**, v.II, c.48, p.947-976.
- SOUZA JÚNIOR, M. (1994) **Caracterização mineralógica e tecnológica do minério de ferro itabirítico anfibolítico da jazida de Alegria, Mariana, MG**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. 208 p.
- TURRER, A.D., RABELO, P.J.B. (1999) **O uso de fatorial para avaliar os efeitos do % Al_2O_3 na água de flotação dos minérios de ferro da Samarco Mineração S.A.** In: **II Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro**, Ouro Preto, p. 208-220.
- VIANA, P.R.M., SOUZA, H.S. (1985) **The use of corn grits as a depressant for the flotation of quartz in hematite ore**. In: Castro, S.H.F., ALVAREZ, J.M. (Eds.). **Proceedings of the 2nd Latin-American Congress on Froth Flotation, Developments in Mineral Processing**, 9, Elsevier, Amsterdam. p. 233-244.
- VIEIRA, A.M. (1995) **Flotação – Alguns Tópicos**. Curso Interno SAMARCO.
- VIEIRA, M.G. (2009) **Produção de um pellet feed a partir da concentração do rejeito da flotação mecânica da Samarco**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. 90 p.
- VIEIRA, M.G. (2011) **Efeito da reologia de polpa e avaliação de dispersantes como aditivo de moagem na remoagem de um concentrado de minério de ferro**. Tese de

Doutorado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. 151 p.

YOON, R.H. (1992) **Advances in the science and technology of flotation**. In: SALUM, M.J.G. e CIMINELLI, V.S.T. Flotation: fundamentals, practice and environment. Belo Horizonte, p. 3-18.

CAPÍTULO 10: ANEXOS

Anexo I - Análises químicas dos produtos dos ensaios de dispersão

	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Amostra
Hidróxido de sódio	54,10	17,43	1,81	0,051	3,21	0,09	<i>Underflow</i> pH 8,75
	54,06	16,54	2,30	0,054	3,65	0,10	<i>Overflow</i> pH8,75
	54,26	17,41	1,67	0,049	3,14	0,09	<i>Underflow</i> pH 9,5
	53,54	16,96	2,41	0,055	3,86	0,10	<i>Overflow</i> pH 9,5
	55,89	15,81	1,36	0,045	2,74	0,08	<i>Underflow</i> pH 10,0
	52,45	17,93	2,73	0,057	4,12	0,10	<i>Overflow</i> pH 10,0
	56,31	15,39	1,29	0,041	2,64	0,08	<i>Underflow</i> pH 10,5
	52,38	17,82	2,75	0,060	4,29	0,11	<i>Overflow</i> pH 10,5
	56,52	15,09	1,31	0,042	2,62	0,08	<i>Underflow</i> pH 11,0
	51,95	18,24	2,79	0,061	4,45	0,11	<i>Overflow</i> pH 11,0
	55,99	15,62	1,43	0,042	2,72	0,08	<i>Underflow</i> pH 11,5
	52,03	17,98	2,83	0,062	4,55	0,11	<i>Overflow</i> pH 11,5
Hexametafosfato de sódio	55,35	15,73	1,81	0,048	3,13	0,09	<i>Underflow</i> 0g/t
	53,90	16,92	2,18	0,053	3,63	0,09	<i>Overflow</i> 0g/t
	57,22	13,54	1,43	0,049	3,03	0,08	<i>Underflow</i> 75 g/t
	52,06	19,29	2,46	0,055	3,59	0,10	<i>Overflow</i> 75 g/t
	58,55	12,28	1,25	0,045	2,58	0,08	<i>Underflow</i> 150 g/t
	52,74	17,98	2,53	0,061	3,85	0,10	<i>Overflow</i> 150 g/t
	56,35	15,62	1,20	0,048	2,44	0,07	<i>Underflow</i> 300 g/t
	52,08	18,58	2,70	0,073	3,98	0,11	<i>Overflow</i> 300 g/t
	56,62	15,23	1,18	0,051	2,45	0,07	<i>Underflow</i> 600 g/t
	52,18	18,40	2,70	0,080	4,00	0,11	<i>Overflow</i> 600 g/t
	57,42	14,12	1,19	0,054	2,40	0,07	<i>Underflow</i> 1200 g/t
	53,85	15,94	2,70	0,100	4,03	0,11	<i>Overflow</i> 1200 g/t
Poliacrilato de sódio	55,35	15,73	1,81	0,048	3,13	0,09	<i>Underflow</i> 0g/t
	53,90	16,92	2,18	0,053	3,63	0,09	<i>Overflow</i> 0g/t
	56,02	14,85	1,70	0,048	3,16	0,09	<i>Underflow</i> 75 g/t
	52,75	18,39	2,39	0,050	3,60	0,09	<i>Overflow</i> 75 g/t
	57,33	13,69	1,37	0,047	2,79	0,08	<i>Underflow</i> 150 g/t
	51,29	20,01	2,62	0,055	3,82	0,09	<i>Overflow</i> 150 g/t
	57,17	14,37	1,28	0,043	2,44	0,08	<i>Underflow</i> 300 g/t
	52,34	18,50	2,53	0,058	3,91	0,10	<i>Overflow</i> 300 g/t
	56,98	14,66	1,27	0,041	2,44	0,07	<i>Underflow</i> 600 g/t
	52,79	17,83	2,48	0,056	3,99	0,10	<i>Overflow</i> 600 g/t
	56,75	15,06	1,22	0,039	2,43	0,07	<i>Underflow</i> 1200 g/t
	52,43	18,16	2,57	0,057	4,08	0,10	<i>Overflow</i> 1200 g/t

Anexo II - Resultados dos testes de flotação utilizando a proporção de 100% de etermonoamina

pH	10,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,04	3,71	1,06	0,056	3,42	0,10	550,8	59,51	72,04
% solidos	30	Rejeito	35,75	43,28	2,84	0,034	2,62	0,07	374,8	40,49	27,96
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,09	1,96	0,97	0,062	3,89	0,11	223,8	24,22	29,80
% solidos	30	Rejeito	48,75	25,32	2,00	0,042	2,81	0,08	700,3	75,78	70,20
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,03	2,31	0,74	0,060	3,51	0,10	239,4	25,98	31,94
% solidos	30	Rejeito	48,58	25,39	2,09	0,043	2,89	0,08	682,1	74,02	68,06
pH	11,0	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1000	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	300	Concentrado	65,87	1,28	0,71	0,061	3,49	0,10	408,4	45,65	56,84
% solidos	30	Rejeito	42,08	34,53	2,45	0,036	2,71	0,07	486,3	54,35	43,16
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	66,18	1,23	0,73	0,059	3,67	0,11	299	32,21	40,30
% solidos	30	Rejeito	46,03	28,95	2,23	0,040	2,84	0,08	629,2	67,79	59,70
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,16	1,89	1,03	0,067	4,04	0,12	217,6	23,66	29,14
% solidos	30	Rejeito	49,13	24,67	2,06	0,043	2,85	0,08	702,1	76,34	70,86
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,91	1,17	0,70	0,061	3,49	0,10	354,3	39,75	49,53
% solidos	30	Rejeito	44,35	31,31	2,34	0,040	2,78	0,07	537	60,25	50,47
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,08	5,25	1,00	0,055	3,34	0,10	500,2	54,61	65,12
% solidos	30	Rejeito	41,05	35,62	2,66	0,037	2,88	0,07	415,7	45,39	34,88
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250,00	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450,00	Concentrado	65,84	1,51	0,67	0,058	3,46	0,10	256,5	28,02	34,88
% solidos	30,00	Rejeito	48,39	25,40	2,18	0,043	3,06	0,08	658,8	71,98	65,12
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,26	2,20	0,74	0,061	3,52	0,10	228	25,02	30,86
% solidos	30	Rejeito	48,66	25,21	2,16	0,044	2,88	0,08	683,4	74,98	69,14
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,06	3,75	1,09	0,058	3,34	0,10	526,7	54,55	66,06
% solidos	30	Rejeito	39,15	38,90	2,46	0,034	2,52	0,07	438,8	45,45	33,94
pH	11,0	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1000	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	300	Concentrado	65,81	1,19	0,82	0,063	3,65	0,11	333,7	36,50	45,41
% solidos	30	Rejeito	45,80	29,29	2,28	0,038	2,79	0,07	580,6	63,50	54,59
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,08	5,16	1,07	0,056	3,36	0,10	465,3	51,15	60,99
% solidos	30	Rejeito	42,52	33,67	2,52	0,038	2,86	0,07	444,4	48,85	39,01
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,86	1,61	0,67	0,057	3,45	0,20	245,5	27,03	33,65
% solidos	30	Rejeito	48,47	25,40	2,19	0,042	2,94	0,08	662,7	72,97	66,35
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,20	5,34	1,14	0,057	3,38	0,10	493,3	54,74	65,40
% solidos	30	Rejeito	40,41	36,66	2,63	0,038	2,78	0,07	407,8	45,26	34,60
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,86	3,79	1,11	0,058	3,45	0,10	516,7	55,14	66,56
% solidos	30	Rejeito	39,36	38,44	2,48	0,094	2,52	0,07	420,4	44,86	33,44
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,53	4,45	1,03	0,055	3,41	0,10	492,5	54,89	65,92
% solidos	30	Rejeito	41,03	35,58	2,74	0,039	2,86	0,07	404,7	45,11	34,08
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,58	3,38	1,04	0,056	3,40	0,10	536,4	58,64	71,59
% solidos	30	Rejeito	36,46	42,33	2,76	0,033	2,64	0,07	378,3	41,36	28,41

Anexo III - Resultados dos testes de flotação utilizando a proporção de 100% de eterdiamina

pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,43	4,69	1,06	0,054	3,37	0,07	572,2	63,11	75,68
% solidos	30	Rejeito	34,90	44,38	2,95	0,033	2,65	0,05	334,4	36,89	24,32
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	64,70	2,49	1,06	0,062	3,72	0,09	293,3	32,34	39,56
% solidos	30	Rejeito	46,70	28,28	2,01	0,038	2,81	0,05	613,5	67,66	60,44
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,07	2,39	0,77	0,060	2,50	0,09	287,8	31,76	39,07
% solidos	30	Rejeito	47,34	27,08	2,19	0,042	2,89	0,06	618,3	68,24	60,93
pH	11,0	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1000	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	300	Concentrado	65,67	1,61	0,76	0,057	3,40	0,10	417,4	45,74	56,78
% solidos	30	Rejeito	41,59	35,29	2,28	0,037	2,81	0,07	495,1	54,26	43,22
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,89	1,23	0,69	0,059	3,56	0,10	354,3	39,36	49,02
% solidos	30	Rejeito	44,94	30,57	2,22	0,038	2,80	0,07	545,9	60,64	50,98
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,03	2,13	1,00	0,063	3,66	0,09	263,2	29,70	36,51
% solidos	30	Rejeito	48,15	26,23	2,08	0,040	2,70	0,06	623	70,30	63,49
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,92	1,20	0,78	0,060	3,55	0,09	370,6	41,21	51,36
% solidos	30	Rejeito	43,85	32,05	2,42	0,038	2,69	0,06	528,6	58,79	48,64
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	62,80	5,69	1,07	0,056	3,23	0,10	544,6	60,31	71,60
% solidos	30	Rejeito	37,72	40,47	2,79	0,036	2,68	0,05	358,4	39,69	28,40
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250,00	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450,00	Concentrado	65,90	1,96	0,71	0,058	3,36	0,10	325,1	36,19	45,09
% solidos	30,00	Rejeito	45,85	29,03	2,41	0,043	2,83	0,08	573,1	63,81	54,91
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,55	2,01	0,73	0,060	3,48	0,10	266,8	29,70	36,81
% solidos	30	Rejeito	47,80	26,53	2,19	0,043	2,76	0,08	631,4	70,30	63,19
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,87	4,32	1,22	0,059	3,41	0,10	551,6	61,65	74,44
% solidos	30	Rejeito	35,91	43,26	2,74	0,036	2,51	0,07	343,1	38,35	25,56
pH	11,0	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1000	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	300	Concentrado	65,66	1,68	0,77	0,059	3,44	0,10	396,7	43,91	54,50
% solidos	30	Rejeito	42,88	33,27	2,51	0,039	2,76	0,07	506,8	56,09	45,50
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	62,21	6,36	1,15	0,059	3,31	0,10	507	57,05	67,09
% solidos	30	Rejeito	40,67	36,36	2,70	0,040	2,63	0,07	381,7	42,95	32,91
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,58	1,99	0,70	0,062	3,33	0,10	303,6	33,85	41,97
% solidos	30	Rejeito	45,91	29,00	2,37	0,044	2,81	0,08	593,2	66,15	58,03
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	62,56	6,05	1,18	0,058	3,10	0,10	501,1	56,41	66,71
% solidos	30	Rejeito	41,31	35,28	2,60	0,038	2,90	0,07	387,2	43,59	33,29
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,66	4,41	1,23	0,060	3,39	0,10	547,7	61,95	74,55
% solidos	30	Rejeito	35,64	43,62	2,78	0,035	2,51	0,06	336,4	38,05	25,45
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	62,53	6,09	0,96	0,055	3,31	0,10	518,5	58,45	69,09
% solidos	30	Rejeito	40,06	36,81	2,88	0,039	2,88	0,07	368,6	41,55	30,91
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,70	4,26	1,13	0,061	3,32	0,10	571,4	64,37	77,51
% solidos	30	Rejeito	33,52	46,22	3,12	0,032	2,59	0,07	316,3	35,63	22,49

Anexo IV - Resultados dos testes de flotação utilizando a proporção de 75% de etermonoamina + 25% eterdiamina

pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	65,47	2,06	0,94	0,055	3,50	0,11	448,2	50,10	62,01
% solidos	30	Rejeito	40,80	36,05	2,72	0,040	2,75	0,06	446,4	49,90	37,99
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,48	1,57	0,85	0,063	4,18	0,11	179	19,93	24,67
% solidos	30	Rejeito	49,87	23,72	2,00	0,042	2,81	0,07	719,1	80,07	75,33
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,88	1,79	0,70	0,054	3,37	0,09	270,3	30,43	37,89
% solidos	30	Rejeito	47,76	26,49	2,19	0,042	2,87	0,07	618,1	69,57	62,11
pH	11,0	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1000	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	300	Concentrado	65,88	1,39	0,76	0,058	3,54	0,10	378,5	42,30	52,68
% solidos	30	Rejeito	43,62	32,28	2,44	0,038	2,77	0,06	516,2	57,70	47,32
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,85	1,27	0,70	0,061	3,80	0,11	266,3	29,67	36,94
% solidos	30	Rejeito	47,38	27,09	2,20	0,040	2,81	0,07	631,1	70,33	63,06
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,16	1,47	0,88	0,063	3,93	0,11	221	24,59	30,29
% solidos	30	Rejeito	48,49	25,70	2,03	0,038	2,79	0,07	677,6	75,41	69,71
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,85	1,25	0,76	0,060	3,58	0,11	349	38,91	48,43
% solidos	30	Rejeito	44,71	30,74	2,38	0,039	2,80	0,07	548	61,09	51,57
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	62,36	6,40	1,02	0,054	3,31	0,09	548,8	61,54	72,54
% solidos	30	Rejeito	38,16	39,48	3,02	0,034	2,80	0,06	343	38,46	27,46
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250,00	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450,00	Concentrado	65,57	2,11	0,70	0,057	3,39	0,09	308,7	34,54	42,81
% solidos	30,00	Rejeito	46,19	28,37	2,41	0,043	3,01	0,07	585	65,46	57,19
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,83	1,83	0,80	0,062	3,47	0,09	234,1	26,56	33,05
% solidos	30	Rejeito	48,68	24,98	2,27	0,046	2,97	0,08	647,4	73,44	66,95
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,87	2,58	1,07	0,060	3,51	0,10	459	51,36	62,98
% solidos	30	Rejeito	40,14	37,25	2,62	0,037	2,60	0,06	434,7	48,64	37,02
pH	11,0	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1000	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	300	Concentrado	66,00	1,40	0,80	0,060	3,54	0,10	387	43,17	53,86
% solidos	30	Rejeito	42,78	33,48	2,50	0,038	2,71	0,06	509,5	56,83	46,14
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,57	4,37	0,95	0,054	3,43	0,08	494,7	56,06	67,36
% solidos	30	Rejeito	39,90	37,40	2,63	0,037	2,78	0,06	387,8	43,94	32,64
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,17	2,42	0,71	0,057	3,47	0,09	276,3	31,15	38,38
% solidos	30	Rejeito	47,24	26,92	2,25	0,044	3,12	0,07	610,6	68,85	61,62
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,75	4,08	0,98	0,056	3,24	0,09	514,8	57,17	68,89
% solidos	30	Rejeito	38,65	39,27	2,62	0,036	2,70	0,07	385,7	42,83	31,11
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,98	2,60	1,07	0,062	3,45	0,09	439	49,87	61,26
% solidos	30	Rejeito	40,57	36,71	2,54	0,034	2,61	0,06	441,3	50,13	38,74
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	62,98	5,10	1,08	0,058	3,46	0,09	519,5	59,49	70,82
% solidos	30	Rejeito	38,62	38,80	2,93	0,037	2,91	0,06	353,8	40,51	29,18
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	65,17	2,32	0,96	0,061	3,65	0,09	483,5	53,85	66,35
% solidos	30	Rejeito	38,66	39,10	2,75	0,035	2,74	0,06	414,3	46,15	33,65

Anexo V - Resultados dos testes de flotação utilizando a proporção de 75% de eterdiamina + 25% de etermonoamina

pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,50	3,22	1,08	0,060	3,62	0,10	504,7	55,79	68,02
% solidos	30	Rejeito	38,46	39,25	2,86	0,036	2,75	0,07	400	44,21	31,98
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,22	1,77	0,99	0,066	4,08	0,12	208,4	22,99	28,35
% solidos	30	Rejeito	49,11	24,53	2,12	0,044	2,96	0,08	698	77,01	71,65
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,73	1,55	0,59	0,048	3,54	0,08	251,2	27,85	34,60
% solidos	30	Rejeito	48,14	26,75	1,43	0,028	2,87	0,06	650,8	72,15	65,40
pH	11,0	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1000	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	300	Concentrado	65,88	1,57	0,80	0,057	3,69	0,11	318,1	35,17	43,80
% solidos	30	Rejeito	45,99	28,59	2,53	0,043	2,95	0,08	586,4	64,83	56,20
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,86	1,34	0,77	0,070	3,89	0,12	290,7	31,90	39,72
% solidos	30	Rejeito	46,53	27,86	2,47	0,044	2,97	0,08	620,5	68,10	60,28
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,30	1,69	0,98	0,071	4,15	0,12	197,7	21,81	26,92
% solidos	30	Rejeito	49,51	21,13	2,14	0,046	5,76	0,08	708,9	78,19	73,08
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,48	1,34	0,75	0,068	3,91	0,12	255,7	28,43	35,19
% solidos	30	Rejeito	47,20	26,96	2,39	0,049	2,98	0,08	643,6	71,57	64,81
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	62,95	5,18	1,08	0,059	3,50	0,10	519,4	57,28	68,16
% solidos	30	Rejeito	38,95	38,15	3,04	0,042	2,96	0,07	387,4	42,72	31,84
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250,00	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450,00	Concentrado	65,61	1,59	0,69	0,067	3,68	0,11	261,9	28,91	35,85
% solidos	30,00	Rejeito	47,73	26,26	2,29	0,042	3,03	0,08	644,1	71,09	64,15
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,81	1,55	0,74	0,066	3,86	0,11	225,9	25,23	31,39
% solidos	30	Rejeito	49,55	23,52	2,36	0,049	3,08	0,09	669,5	74,77	68,61
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,69	3,02	1,07	0,060	3,57	0,10	477,6	52,94	64,74
% solidos	30	Rejeito	39,99	37,21	2,66	0,037	2,80	0,07	424,5	47,06	35,26
pH	11,0	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1000	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	300	Concentrado	65,64	1,63	0,78	0,060	3,63	0,10	353,4	39,20	48,64
% solidos	30	Rejeito	44,76	31,57	2,38	0,038	1,90	0,07	548,2	60,80	51,36
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,45	4,79	0,96	0,057	3,28	0,10	484,9	53,79	64,52
% solidos	30	Rejeito	40,69	36,16	2,66	0,038	2,85	0,07	416,5	46,21	35,48
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	66,06	1,32	0,64	0,060	3,66	0,10	247	27,67	34,55
% solidos	30	Rejeito	48,49	25,01	2,29	0,044	3,19	0,08	645,8	72,33	65,45
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,58	4,80	1,11	0,058	3,46	0,10	506,2	56,81	68,27
% solidos	30	Rejeito	39,40	37,77	2,76	0,036	2,99	0,07	384,9	43,19	31,73
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,30	3,39	1,10	0,058	3,53	0,10	476,6	53,00	64,42
% solidos	30	Rejeito	39,77	37,50	2,69	0,039	2,79	0,07	422,6	47,00	35,58
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,27	5,10	0,99	0,056	3,61	0,10	490,1	54,52	65,20
% solidos	30	Rejeito	41,19	35,10	2,81	0,037	3,05	0,07	408,9	45,48	34,80
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,84	3,07	1,04	0,061	3,44	0,10	519,7	57,48	70,45
% solidos	30	Rejeito	37,46	40,53	3,01	0,042	2,74	0,07	384,5	42,52	29,55

Anexo VI - Resultados dos testes de flotação utilizando a proporção de 50% de etermonoamina + 50% eterdiamina

pH		Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	65,01	2,58	0,90	0,059	3,39	0,10	499,4	55,40	68,09
% solidos	30	Rejeito	37,54	41,07	2,56	0,035	2,55	0,07	402,0	44,60	31,91
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,28	1,68	0,87	0,068	3,85	0,11	269,6	29,82	36,79
% solidos	30	Rejeito	47,54	26,64	2,34	0,043	2,87	0,08	634,6	70,18	63,21
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,99	1,37	0,75	0,066	3,54	0,11	366,6	41,06	51,22
% solidos	30	Rejeito	44,39	31,15	2,54	0,043	2,67	0,08	526,3	58,94	48,78
pH	11,0	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1000	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	300	Concentrado	65,84	1,31	0,69	0,058	3,54	0,09	362	40,83	50,82
% solidos	30	Rejeito	44,48	30,98	2,48	0,038	2,79	0,07	524,5	59,17	49,18
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	66,02	1,28	0,65	0,061	3,63	0,10	311,8	34,23	42,71
% solidos	30	Rejeito	45,87	29,32	2,29	0,039	2,65	0,07	599,2	65,77	57,29
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,18	1,76	0,85	0,072	3,92	0,12	243	26,46	32,60
% solidos	30	Rejeito	48,32	25,56	2,31	0,046	2,86	0,08	675,3	73,54	67,40
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,71	1,48	0,69	0,061	3,61	0,10	304,7	33,94	42,16
% solidos	30	Rejeito	46,16	28,93	2,19	0,039	2,73	0,07	593,1	66,06	57,84
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,54	3,25	0,96	0,057	3,29	0,10	532,3	59,71	72,85
% solidos	30	Rejeito	36,96	41,55	2,79	0,033	2,68	0,06	359,2	40,29	27,15
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250,00	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450,00	Concentrado	65,69	1,74	0,61	0,056	3,50	0,10	266,3	29,96	37,21
% solidos	30,00	Rejeito	46,69	27,97	2,19	0,041	2,91	0,08	622,5	70,04	62,79
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,94	1,59	0,69	0,058	3,37	0,10	255,1	28,82	35,92
% solidos	30	Rejeito	47,78	26,55	2,09	0,043	2,87	0,08	630,1	71,18	64,08
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,86	3,03	1,09	0,057	3,32	0,10	495,5	55,39	67,91
% solidos	30	Rejeito	37,93	40,60	2,54	0,034	2,49	0,06	399,1	44,61	32,09
pH	11,0	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1000	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	300	Concentrado	65,86	1,72	0,69	0,059	3,54	0,10	261,4	29,01	36,11
% solidos	30	Rejeito	47,99	26,20	2,20	0,043	2,81	0,08	639,8	70,99	63,89
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	63,77	4,05	1,02	0,056	3,33	0,10	489,5	54,96	66,25
% solidos	30	Rejeito	39,70	37,91	2,47	0,036	2,71	0,07	401,2	45,04	33,75
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	450	Concentrado	65,99	1,63	0,65	0,058	3,43	0,10	265,7	29,89	37,28
% solidos	30	Rejeito	47,88	26,18	2,22	0,044	2,97	0,08	623,3	70,11	62,72
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,33	3,96	1,00	0,057	3,23	0,10	480,7	54,03	65,70
% solidos	30	Rejeito	40,27	36,93	2,56	0,038	2,78	0,07	409,0	45,97	34,30
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	750	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,56	3,00	1,09	0,060	3,50	0,10	497,0	54,17	66,12
% solidos	30	Rejeito	39,04	39,04	2,45	0,034	2,56	0,06	420,4	45,83	33,88
pH	11,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,40	3,33	0,90	0,056	3,38	0,10	501,3	56,49	68,77
% solidos	30	Rejeito	38,50	39,32	2,65	0,036	2,83	0,07	386,1	43,51	31,23
pH	10,5	Amostras	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Peso seco (g)	Distrib. Massa (%)	Distrib. Metál. (%)
Amido g/t	1250	Alimentação	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09			
Amina g/t	150	Concentrado	64,49	2,94	0,94	0,055	3,37	0,09	512,7	57,02	69,51
% solidos	30	Rejeito	36,90	41,65	2,71	0,035	2,73	0,07	386,5	42,98	30,49

Anexo VII - Resultados dos ensaios de flotação com adição de dispersantes

	Dispersante	Amostra	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Massa (g)	Rec. Peso	Rec. Metal
			Aliment.	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09	-	-
Hexametafosfato de sódio	0 g/t	Conc.	65,89	1,23	0,69	0,059	3,56	0,10	354,3	39,36	49,02
		Rej.	44,94	30,57	2,22	0,038	2,80	0,07	545,9		
		Conc.	65,92	1,20	0,78	0,060	3,55	0,09	370,6	41,21	51,36
		Rej.	43,85	32,05	2,42	0,038	2,69	0,06	528,6		
	300 g/t	Conc.	65,73	1,76	0,74	0,059	3,17	0,10	340,8	37,89	47,08
		Rej.	44,80	30,33	2,30	0,050	3,12	0,08	558,7		
		Conc.	65,80	2,23	0,74	0,058	3,00	0,09	317,0	35,46	44,11
		Rej.	45,53	29,42	2,28	0,051	3,01	0,08	576,9		
	600 g/t	Conc.	65,89	2,18	0,74	0,059	2,99	0,09	478,7	53,02	66,04
		Rej.	37,67	39,97	2,76	0,050	3,23	0,07	424,2		
		Conc.	66,34	1,91	0,69	0,057	2,73	0,09	457,8	51,01	63,97
		Rej.	39,11	37,78	2,78	0,0560	3,33	0,07	439,6		
	1200 g/t	Conc.	65,64	2,70	0,77	0,060	2,95	0,09	522,2	58,63	72,76
		Rej.	34,78	43,76	3,06	0,053	3,26	0,07	368,4		
		Conc.	65,68	2,20	0,74	0,0600	2,93	0,09	523,6	58,76	72,95
		Rej.	34,37	44,43	3,04	0,0510	3,20	0,07	367,5		
Poliacrilato de sódio	Dispersante	Amostra	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂	Massa (g)	Rec. Peso	Rec. Metal
		Aliment.	52,90	19,19	1,88	0,053	3,09	0,09	-	-	-
	0 g/t	Conc.	65,89	1,23	0,69	0,059	3,56	0,10	354,3	39,36	49,02
		Rej.	44,94	30,57	2,22	0,038	2,80	0,07	545,9		
		Conc.	65,92	1,20	0,78	0,060	3,55	0,09	370,6	41,21	51,36
		Rej.	43,85	32,05	2,42	0,038	2,69	0,06	528,6		
	300 g/t	Conc.	66,10	1,46	0,72	0,060	3,43	0,10	345,1	38,00	47,49
		Rej.	45,25	29,91	2,40	0,042	2,83	0,07	563,0		
		Conc.	66,15	1,54	0,75	0,060	3,40	0,11	392,9	43,27	54,10
		Rej.	42,73	33,38	2,58	0,040	2,79	0,07	515,2		
	600 g/t	Conc.	65,64	1,82	0,80	0,059	3,30	0,10	467,7	51,78	64,25
		Rej.	39,22	37,67	2,91	0,039	3,19	0,07	435,6		
		Conc.	65,86	1,79	0,83	0,060	3,36	0,10	459,4	51,28	63,85
		Rej.	39,56	37,53	2,84	0,039	2,91	0,07	436,4		
	1200 g/t	Conc.	65,97	1,85	0,90	0,059	3,30	0,10	548,5	61,05	76,14
		Rej.	33,19	46,34	3,28	0,036	2,79	0,06	349,9		
Conc.		66,01	1,65	0,85	0,059	3,35	0,10	555,2	62,03	77,41	
Rej.		32,27	47,53	3,39	0,035	2,80	0,06	339,8			

Anexo VIII – Resultados dos ensaios de cinética de flotação

	Produto	Tempo de flotação	Massa (g) flotado	% Fe	% SiO ₂	Teor SiO ₂	Teor Acum.
						Concentrado	Fe rejeito
Cinética 1	Alimentação	0	910,30	52,66	19,33	19,33	---
	Rejeito 1	0,5	200,80	34,96	44,25	12,28	34,96
	Rejeito 2	1	110,10	35,69	42,43	6,74	35,22
	Rejeito 3	1,5	49,10	38,75	37,65	3,99	35,70
	Rejeito 4	2	27,90	40,46	35,21	2,32	36,04
	Rejeito 5	4	58,60	57,55	11,32	1,18	38,87
	Rejeito 6	6	31,40	63,38	3,55	1,01	40,48
	Rejeito 7	10	20,20	63,99	2,63	0,93	41,43
	Concentrado		412,20	66,22	0,93	---	
Cinética 2	Produto	Tempo de flotação	Massa (g) flotado	% Fe	% SiO ₂	Teor SiO ₂	Teor Acum.
						Concentrado	Fe rejeito
	Alimentação	0	923,90	52,51	19,71	19,71	---
	Rejeito 1	0,5	218,70	34,68	44,90	11,90	34,68
	Rejeito 2	1	107,60	35,48	42,96	6,31	34,94
	Rejeito 3	1,5	43,40	36,61	40,67	3,61	35,14
	Rejeito 4	2	22,60	40,32	35,33	2,27	35,44
	Rejeito 5	4	54,60	57,07	12,04	1,15	38,08
	Rejeito 6	6	31,10	63,39	3,41	0,99	39,73
Rejeito 7	10	20,40	64,15	2,45	0,92	40,73	
Concentrado		425,50	66,32	0,92	---		