



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO

Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto

Departamento de Engenharia de Minas

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM



FLOTAÇÃO ANIÔNICA DE MINÉRIO DE FERRO

Autor: **DÉBORA ROSA NASCIMENTO**

Orientador: **Prof.^a Dr.^a ROSA MALENA FERNANDES
LIMA**

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

Área de concentração:
Tratamento de Minérios

Ouro Preto / abril de 2010

N244f

Nascimento, Débora Rosa.

Flotação aniônica de minério de ferro [manuscrito] / Débora Rosa Nascimento – 2010.

115f.: il., grafs., tabs.

Orientadora: Profa. Dra. Rosa Malena Fernandes Lima.

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

Área de concentração: Tratamento de minérios.

1. Flotação - Teses. 2. Minérios de ferro - Teses. 3. Íons - Teses. 4. Reagentes para flotação - Teses. I. Universidade Federal de Ouro Preto. II. Título.

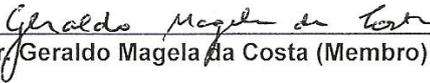
CDU: 622.765

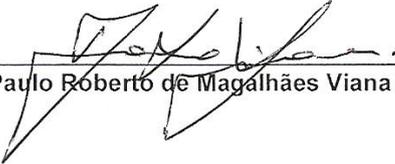
Catálogo: sisbin@sisbin.ufop.br

“FLOTAÇÃO ANIÔNICA DE MINÉRIO DE FERRO”

AUTORA: DÉBORA ROSA NASCIMENTO

Esta dissertação foi apresentada em sessão pública e aprovada em 22 de abril de 2010, pela Banca Examinadora composta pelos seguintes membros:


• Prof. Dr. Geraldo Magela da Costa (Membro) – UFOP


• Prof. Dr. Paulo Roberto de Magalhães Viana (Membro) – UFMG


• Prof.^a Dr.^a Rosa Malena Fernandes Lima (Orientadora) – UFOP

Ao meu filho Paulinho e ao meu marido Pablo.

AGRADECIMENTOS

- À Prof.^a Dr.^a Rosa Malena Fernandes Lima, por sua paciência na orientação deste trabalho.
- Ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral (PPGEM), UFOP, em especial ao secretário Marcelo da Costa, pela prontidão em atender as solicitações de auxílio na elaboração deste trabalho.
- Aos professores do PPGEM – UFOP, pela contribuição com informações relevantes ao trabalho.
- Aos técnicos dos laboratórios do Departamento de Engenharia de Minas, UFOP, em especial ao técnico Luís Cláudio do Sacramento pela disponibilidade em auxiliar nas atividades práticas.
- Aos colegas Ana Cláudia, Emily, Michel e Guilherme pelo companheirismo das rotinas em laboratório.
- À colega e estagiária, do curso Técnico em Mineração, Pamela Lisboa pelo auxílio em diversos experimentos realizados em conjunto e pela companhia em idas e vindas aos laboratórios do DEMIN.
- Aos meus familiares (mãe, pai e irmãos: Lanise, Tales e Túlio) pela motivação, paciência e muito apoio nestes dois anos de dias e dias difíceis e imprevisíveis, às vezes.
- Ao meu marido e filho pela alegria e compreensão pela minha ausência em vários momentos únicos em suas vidas.
- À CAPES, pela concessão da minha bolsa de mestrado.
- À VALE pelo financiamento do projeto.
- À FAPEMIG, pelos recursos utilizados para aquisição de diversos equipamentos do laboratório de Propriedades Interfaciais do DEMIN.
- AO CNPq pelos recursos utilizados para montagem do sistema de microflotação do Laboratório de Flotação do DEMIN.

RESUMO

A crescente demanda por minério de ferro pelo mercado consumidor propicia a exploração e concentração de minérios marginais (de baixo teor de Fe e altos conteúdos de sílica e outras impurezas). No entanto, para a produção de concentrados a partir de minérios pobres e complexos dentro das especificações de mercado, faz-se necessário pesquisar novas rotas de processo. Dentre algumas possibilidades pode-se destacar a flotação aniônica direta dos minerais de ferro e flotação aniônica inversa dos minerais de ganga pela prévia ativação dos silicatos presentes. Nesse trabalho estão apresentados estudos de flotação aniônica direta e inversa de minério de ferro usando oleato de sódio como coletor. Em uma primeira fase foram efetuados estudos da interferência dos depressores metassilicato, fluorsilicato e hexametáfosfato de sódio, dextrina branca e amido de milho na flotabilidade dos minerais hematita e quartzo com oleato de sódio nas dosagens de 50 mg/L para a hematita e 70 mg/L para o quartzo, em pH 7. Nesses estudos, verificou-se que o hexametáfosfato de sódio não conduziu a separação seletiva entre os dois minerais e que com o condicionamento prévio do metassilicato de sódio na dosagem de 1 mg/L, em pH 9, foram obtidas flotabilidades de 82 e 32%, respectivamente para a hematita e quartzo. A ativação prévia dos minerais com $MnCl_2$ (dosagem de 5 mg/L) e o posterior condicionamento com metassilicato de sódio (dosagem de 100 mg/L) e oleato de sódio (dosagem de 50 mg/L), resultou em flotabilidade de 73% do quartzo e 15% da hematita. Em pH 7, as espécies predominantes do Mn em solução são Mn^{2+} e o $MnOH^+$, que se adsorveram sobre a superfície do quartzo tornando-a positiva, o que propiciou a adsorção do oleato sobre a superfície do mesmo. Esse efeito não foi observado para a hematita, cujo ponto isoelétrico foi de 7,8. Em ensaios de flotação direta, utilizando o depressor fluorsilicato de sódio, efetuados com a amostra de minério de ferro, da Mina Fábrica Nova, foram obtidos concentrados *rougher* com teor de Fe de 46,7% e de SiO_2 de 28,8% e para o metassilicato de sódio, utilizando a mesma amostra, os teores obtidos foram 49,3 e 25,3% de Fe e SiO_2 , respectivamente. No caso da flotação inversa da ganga silicática com ativação prévia com $MnCl_2$ os resultados foram piores do que aqueles obtidos na flotação direta do minério de Fábrica Nova.

Palavras chave: Flotação aniônica, minério de ferro, ativação com íons.

ABSTRACT

The increasing demand for iron ore by the consumer market provides the exploitation and concentration of marginal ores (low Fe and high contents of SiO₂ and other impurities). However, for the production of poor and complex ore concentrates within the specifications of the market it is necessary to search new processing routes among them can highlight the direct anionic flotation of iron minerals. In this work, there are studies about anionic flotation of iron ore using sodium oleate as collector. In the first phase, were conducted studies about interference of depressants metasilicate, hexametaphosphate and fluorsilicate of sodium, dextrin white and corn starch in flotability of hematite and quartz with sodium oleate at doses of 50 mg/L for hematite and 70 mg/L for quartz at pH 7. In these studies, it was found that sodium hexametaphosphate did not lead to selective separation between the two minerals, and the conditioning with sodium metasilicate in the dosage of 1 mg/L, pH 9, were obtained flotability of 82 and 32% , respectively, for hematite and quartz. The previous activation of minerals with MnCl₂ (dosage of 5 mg/L) and subsequent conditioning with sodium metasilicate (dosage of 100 mg/L) and oleic acid (dosage of 50 mg/L) resulted in 73% and 15% of flotability of quartz and hematite. At pH 7, the Mn predominant species in solution are Mn²⁺ and MnOH⁺, which is adsorbed on the surface of quartz making it positive, which allowed the adsorption of oleate on the surface. This effect was not observed for the hematite, whose isoelectric point was 7.8. In direct flotation tests, using the depressor fluorsilicate of sodium, made with the sample of iron ore from Mina Fábrica Nova, were obtained rougher concentrates with Fe content of 46.7% and 28.8% SiO₂ and the metasilicate of sodium, using the same sample, the levels obtained were 49.3 and 25.3% Fe and SiO₂, respectively. In the case of reverse flotation of gangue silicates with previous activation with MnCl₂ resulted in worse results than those obtained in the direct flotation of the ore from Fábrica Nova.

Keywords: anionic flotation, iron ore, activation with ions.

SUMÁRIO

1 – INTRODUÇÃO	15
2 – JUSTIFICATIVA E RELEVÂNCIA	16
3 – OBJETIVO.....	17
4 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	18
4.1 – Minério de Ferro	18
4.1.1 – Aspectos gerais.....	18
4.1.2 – Características mineralógicas dos principais minerais de itabiritos	20
4.1.3 – Beneficiamento de Minério de Ferro.....	21
4.2 – Flotação	21
4.2.1 – Dupla camada elétrica	23
4.2.2 – Adsorção de coletores	27
4.2.3 – Reagentes na flotação.....	34
4.2.4 – Flotação catiônica reversa de minério de ferro.....	42
4.2.5 – Flotação aniônica direta.....	46
4.2.6 – Interferência de cátions na flotação de minérios de ferro.....	50
5 – MATERIAIS E METODOLOGIA	53
5.1 – Origem e preparo das amostras	53
5.2 - Microflotação.....	58
5.3 – Levantamento das curvas de Potencial Zeta.....	59
5.4 – Preparo das soluções dos reagentes.....	60
5.4.1 - Coletor oleato de sódio (1% p/v)	60
5.4.2 – Depressor amido de milho (1% p/v).....	61
5.5 – Ensaio de flotação em escala de bancada	61
6. RESULTADOS E DISCUSSÃO	65
6.1 – Caracterização química do minério Fábrica Nova	65
6.2 – Ensaio de microflotação	65

6.2.1 – Sistema metassilicato de sódio / oleato de sódio.....	65
6.2.2 – Sistema fluorsilicato de sódio / oleato de sódio	67
6.2.3 – Sistema hexametáfosfato de sódio / oleato de sódio	69
6.2.4 – Sistema dextrina branca / oleato de sódio	70
6.2.5 – Sistema amido de milho / oleato de sódio.....	72
6.2.6 – Sistema cloreto de cálcio / metassilicato de sódio / oleato de sódio	74
6.2.7 – Sistema cloreto de ferro II / metassilicato de sódio / oleato de sódio	76
6.2.8 – Sistema cloreto de manganês / metassilicato de sódio / oleato de sódio.....	77
6.2.9 – Sistema cloreto de alumínio / metassilicato de sódio / oleato de sódio.....	78
6.3 – Estudos eletrocinéticos.....	80
6.3.1 – Sistema fluorsilicato de sódio / oleato de sódio	80
6.3.2 – Sistema cloreto de manganês / metassilicato de sódio / oleato de sódio.....	81
6.3.3 – Sistema cloreto de alumínio / metassilicato de sódio / oleato de sódio.....	83
6.4 – Flotação em escala de bancada.....	85
6.4.1 – Sistema fluorsilicato de sódio / oleato de sódio	85
6.4.2 – Sistema metassilicato de sódio / oleato de sódio.....	95
6.4.3 – Sistema cloreto de manganês / metassilicato de sódio / oleato de sódio.....	101
7. CONCLUSÕES.....	104
8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	106
APÊNDICE 1: Balanços de Massas e Metalúrgicos dos Ensaio de Flotação em Bancada	110

FIGURAS

Figura 1: Representação esquemática da DCE e da distribuição de potencial. (a) carga da superfície (b) Plano de Stern (c) camada difusa (Fuerstenau e Palmer, 1976).....	24
Figura 2: Dupla Camada Elétrica evidenciando adsorção específica (Bockris, 1973 apud Montes e Peres, 2004)	25
Figura 3: Ativação do quartzo por cátions metálicos, (Fuerstenau, 2002).....	30
Figura 4: Diagrama da concentração logarítmica para 10^{-4} M de Al^{3+} , (Fuerstenau, 1976)	31
Figura 5: Diagrama da concentração logarítmica para 10^{-3} M de Ca^{2+} , (Fuerstenau, 1976)	31
Figura 6: Diagrama da concentração logarítmica para 10^{-4} M de Fe^{2+} , (Fuerstenau, 1976)	32
Figura 7: Diagrama da concentração logarítmica para 10^{-4} M de Mn^{2+} , (Fuerstenau, 1976)	32
Figura 8: Estrutura do ácido oléico	35
Figura 9: Diagrama de equilíbrio/mobilidade eletroforética (Laskowski, 1987 apud Viana, 2005).....	36
Figura 10: Diagrama de distribuição de várias espécies de silicato em solução aquosa saturada com sílica amorfa a 25°C (Marinakis e Shergold, 1985).....	38
Figura 11: Diagrama do logaritmo da concentração para solução de 1×10^{-3} mol/L de SiO_2 (Marinakis e Shergold, 1985)	39
Figura 12: Diagrama das moléculas do hexametáfosfato de sódio (Martins, 2001) ...	40
Figura 13: Estrutura geral do amido.....	41
Figura 14: Estrutura geral da dextrina.....	41
Figura 15: Potencial zeta de hematita e quartzo puros em água destilada em função do pH (Lopes, 2009).....	49
Figura 16: Potencial zeta de hematita condicionada em água destilada, hematita na presença de oleato de sódio, hematita na presença de oleato de sódio e silicato de sódio (Lopes, 2009).....	49

Figura 17: Potencial zeta de quartzo condicionado com água destilada, quartzo na presença de oleato de sódio, quartzo na presença de oleato de sódio e silicato de sódio em função do pH (Lopes, 2009).....	50
Figura 18: Potencial zeta do quartzo em função do pH na presença de 1×10^{-4} M de FeCl_2 (Fuerstenau, 1976).....	52
Figura 19: Fluxograma do preparo dos minerais quartzo e hematita para os ensaios de microflotação e potencial zeta.....	53
Figura 20: Fluxograma do preparo dos finos do minério de ferro para os ensaios de flotação em bancada.....	54
Figura 21: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com metassilicato de sódio e oleato de sódio (50mg/L) em pH 7 e 9.....	66
Figura 22: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com metassilicato de sódio e oleato de sódio (70mg/L) em pH 7 e 9.....	66
Figura 23: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio (50mg/L) em pH 7 e 9.....	67
Figura 24: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio (70mg/L) em pH 7 e 9.....	68
Figura 25: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com hexametáfosfato de sódio e oleato de sódio (50mg/L) em pH 7 e 9.....	69
Figura 26: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com hexametáfosfato de sódio e oleato de sódio (70mg/L) em pH 7 e 9.....	70
Figura 27: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com dextrina branca e oleato de sódio (50mg/L) em pH 7 e 9.....	71
Figura 28: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com dextrina branca e oleato de sódio (70mg/L) em pH 7 e 9.....	71
Figura 29: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com amido de milho e oleato de sódio (50mg/L) em pH 7 e 9.....	72
Figura 30: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com amido de milho e oleato de sódio (70mg/L) em pH 7 e 9.....	73
Figura 31: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com cloreto de cálcio, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (50mg/L) em função do pH.....	74
Figura 32: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com cloreto de cálcio, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (70mg/L) em função do pH.....	75
Figura 33: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com cloreto de ferro, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (50mg/L) em função do pH.....	76

Figura 34: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com cloreto de ferro, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (70mg/L) em função do pH.....	76
Figura 35: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com cloreto de manganês, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (50mg/L) em função do pH.....	77
Figura 36: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com cloreto de manganês, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (70mg/L) em função do pH.....	78
Figura 37: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com cloreto de alumínio, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (50mg/L) em função do pH.....	79
Figura 38: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com cloreto de alumínio, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (70mg/L) em função do pH.....	79
Figura 39: Potencial Zeta da hematita condicionada com fluorsilicato de sódio e com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio	80
Figura 40: Potencial Zeta do quartzo condicionado com fluorsilicato de sódio e com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio em função do pH.....	81
Figura 41: Potencial Zeta da hematita previamente condicionado com $MnCl_2$	82
Figura 42: Potencial Zeta do quartzo previamente condicionado com $MnCl_2$	83
Figura 43: Potencial Zeta da hematita condicionada com $AlCl_3$, metassilicato de sódio e oleato de sódio em função do pH	84
Figura 44: Potencial Zeta do quartzo condicionado com $AlCl_3$, metassilicato de sódio e oleato de sódio em função do pH	84
Figura 45: Gráfico Pareto para a variável resposta recuperação metalúrgica de Fe (Y_1), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio.....	86
Figura 46: Gráfico dos efeitos principais para a variável resposta recuperação metalúrgica de Fe (Y_1), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio.....	87
Figura 47: Gráfico das interações para a variável resposta recuperação metalúrgica de Fe (Y_1), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio	88
Figura 48: Gráfico do cubo para a variável resposta recuperação metalúrgica de Fe (Y_1), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio	88
Figura 49: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Fe (Y_2), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio.....	89
Figura 50: Gráfico dos efeitos principais para a variável resposta teor de Fe (Y_2), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio.....	89
Figura 51: Gráfico das interações para a variável resposta teor de Fe (Y_2), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio.....	90

Figura 52: Gráfico do cubo para a variável resposta teor de Fe (Y_2), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio.....	91
Figura 53: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de SiO_2 (Y_3), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio.....	92
Figura 54: Gráfico dos efeitos principais para a variável resposta teor de SiO_2 (Y_3), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio.....	92
Figura 55: Gráfico das interações para a variável resposta teor de SiO_2 (Y_3), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio.....	93
Figura 56: Gráfico do cubo para a variável resposta teor de SiO_2 (Y_3), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio.....	94
Figura 57: Gráfico para condição otimizada para o sistema de flotação fluorsilicato de sódio/oleato de sódio.....	95
Figura 58: Gráfico Pareto para variável resposta recuperação metalúrgica de ferro, sistema de flotação metassilicato de sódio/oleato de sódio.....	97
Figura 59: Gráfico Pareto para variável resposta teor de Fe no concentrado, sistema de flotação metassilicato de sódio/oleato de sódio.....	97
Figura 60: Gráfico Pareto para variável resposta teor de SiO_2 no concentrado, sistema de flotação metassilicato de sódio/oleato de sódio.....	98
Figura 61: Gráfico dos efeitos principais para variável resposta teor de Fe no concentrado, sistema de flotação metassilicato de sódio/oleato de sódio.....	99
Figura 62: Gráfico dos efeitos principais para variável resposta teor de SiO_2 no concentrado, sistema de flotação metassilicato de sódio/oleato de sódio.....	99
Figura 63: Gráfico para condição otimizada para o sistema de flotação metassilicato de sódio/oleato de sódio.....	100
Figura 64: Recuperação metalúrgica de ferro para a flotação aniônica com ativação prévia do minério de ferro com $MnCl_2$, usando metassilicato de sódio/oleato de sódio.....	101
Figura 65: Teor de Fe para a flotação aniônica com ativação prévia do minério de ferro com $MnCl_2$, usando metassilicato de sódio/oleato de sódio.....	102
Figura 66: Teor de SiO_2 para a flotação aniônica com ativação prévia do minério de ferro com $MnCl_2$, usando metassilicato de sódio/oleato de sódio.....	102

TABELAS

Tabela 1: Composição mineralógica dos tipos de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero.....	19
Tabela 2: Adsorção de coletores em silicatos	27
Tabela 3: Estruturas químicas de coletores catiônicos	35
Tabela 4: Coletores aniônicos utilizados na flotação de óxidos e silicatos.....	36
Tabela 5: Análise mineralógica semi-quantitativa da amostra de minério de ferro da Mina de Serra serpentina determinadas por microscopia ótica	44
Tabela 6: Análise granuloquímica da amostra de minério Serra Serpentina.....	45
Tabela 7: Composição química da amostra de hematita compacta	47
Tabela 8: Composição química da amostra de quartzo de Taboões.....	48
Tabela 9: Análise mineralógica semi-quantitativa da amostra de minério de ferro da Mina de Fábrica Nova determinadas por microscopia ótica	55
Tabela 10: Composição mineralógica qualitativa do minério de Fábrica Nova por faixa granulométrica, determinado por difratometria de raios X (método do pó total).....	56
Tabela 11: Análise granuloquímica da amostra de minério Fábrica Nova.....	57
Tabela 12: Os fatores e seus níveis para o planejamento fatorial da flotação aniônica direta em escala de bancada	62
Tabela 13: Planejamento estatístico da flotação aniônica direta em escala de bancada..	62
Tabela 14: Composição química do minério Fábrica Nova	65
Tabela 15: Resultados obtidos dos testes do planejamento estatístico feito com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio	86
Tabela 16: Resultados obtidos dos testes do planejamento estatístico feito com metassilicato de sódio e oleato de sódio.....	96

1 – INTRODUÇÃO

A produção de minério de ferro vem ganhando destaque na economia mundial. A importância do Brasil neste mercado é tão grande, que o país se encontra na segunda posição de maior produtor deste minério no mundo. O principal mercado consumidor do minério de ferro é a siderurgia, na fabricação de aços. Minas Gerais possui destaque entre os estados brasileiros por ter a maior produção do minério de ferro e por possuir grandes reservas, principalmente na região do chamado Quadrilátero Ferrífero. Este fato faz com que as empresas exploradoras do minério de ferro invistam em pesquisas com o intuito de otimizar a sua produção.

Em minas que possuem minérios de ferro de altos teores, a planta de beneficiamento se baseia em processos de cominuição e de classificação. Porém, quando há minérios pobres faz-se necessário o uso de processos de concentração, através de métodos gravíticos, magnéticos e a flotação.

A flotação vem sendo largamente utilizada em termos industriais nos últimos cem anos e consagrou-se como o método mais utilizado na separação de minerais. Tornou-se assim a operação chave em usinas de processamento de minérios. O custo de instalação e da sua operação pode determinar a viabilidade econômica de exploração de um determinado mineral. Dessa forma, é imperativo que o seu desempenho seja o mais otimizado possível. Esta otimização do processo de flotação tem sido alvo de várias pesquisas que buscam estudar, principalmente, a influência dos possíveis reagentes utilizados neste sistema.

Diante dos fatos supracitados, neste trabalho são apresentadas as investigações da influência dos depressores para a flotação aniônica direta de minério de ferro, além de estudos sobre a flotação aniônica reversa com ativação prévia do quartzo com sais de cálcio, manganês, ferro e alumínio.

2 – JUSTIFICATIVA E RELEVÂNCIA

A indústria extrativista de minério, principalmente o setor de minério de ferro, apresentou nos últimos anos grande crescimento, gerando vultuosos lucros para as empresas deste setor. Apesar da crise, econômica mundial, que teve maior impacto nas empresas e sociedade no final de 2008 e início de 2009, empresas produtoras de minério de ferro já apresentam retorno às grandes vendas, principalmente para o mercado internacional.

Diante de um cenário competitivo de *commodities*, onde o minério de ferro só se torna rentável quando extraído com alto teor e transportado até o consumidor final com baixo custo e eficiência, o setor demonstra a crescente necessidade das empresas pela procura por alternativas viáveis economicamente e operacionalmente para a concentração de minério de ferro cada vez mais complexo e com baixos teores de ferro.

Vários estudos apontam nesta direção, como os de Lopes (2009), que efetuou flotação direta de minério de ferro, usando coletores como o oleato de sódio, o sulfato e o hidroxamato de sódio e como depressor o metassilicato de sódio e ensaios de flotação reversa, usando amina e amido, com uma amostra de itabirito hematítico. Os resultados da flotação direta para todos os coletores testados foram menos satisfatórios que o já conhecido e bastante utilizado sistema de flotação catiônica reversa. No entanto, fazem-se necessários estudos mais completos com a utilização de outros depressores além de estudos de flotação reversa aniônica com ativação prévia do quartzo por meio de íons, visando maior seletividade na separação entre os minerais de ferro e de ganga silicatada.

3 – OBJETIVO

O trabalho proposto teve por objetivo efetuar estudos de flotação aniônica direta e reversa com ativação prévia do quartzo do minério de ferro de baixo teor da Mina de Fábrica Nova, explotado pela VALE, em Mariana – MG, visando a obtenção de concentrados, que atendam as especificações para a indústria siderúrgica.

Os objetivos específicos deste trabalho foram:

- i. Efetuar ensaios de microflotação dos minerais hematita e quartzo, condicionados com os depressores metassilicato de sódio, fluorsilicato de sódio, amido de milho, hexametáfosfato de sódio e dextrina branca nos valores de pH e de concentrações do coletor de maior flotabilidade determinados por Lopes (2009);
- ii. Efetuar estudos dos mecanismos de adsorção dos depressores que se mostraram mais promissores na etapa anterior, por medidas eletroforéticas dos minerais condicionados com esses reagentes.
- iii. Verificar a influência dos sais CaCl_2 , FeCl_2 , MnCl_2 e AlCl_3 na flotabilidade dos minerais hematita e quartzo com o(s) depressor(es) e oleato de sódio que apresentou(ram) melhor(es) resultado(s).
- iv. Efetuar ensaios de flotação, em escala de bancada com o(s) reagente(s) que indicaram a possibilidade de separação seletiva entre a hematita e o quartzo nos ensaios de microflotação.

4 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

4.1 – Minério de Ferro

4.1.1 – Aspectos gerais

O ferro é o quarto elemento mais abundante da crosta terrestre (4,2%), depois do oxigênio, silício e alumínio; e o segundo elemento metálico mais abundante, depois do alumínio. Este fato foi determinado por estudos feito por Washington e Clarke onde seu dados apontam para 3,08% de Fe_2O_3 (hematita), 3,80% de FeO (óxido ferroso) e 15,34% de Al_2O_3 (alumina) na crosta terrestre (Roe, 1957).

Metal de transição, o ferro tem como símbolo de elemento químico Fe e massa atômica 56. À temperatura ambiente encontra-se no estado sólido e apresenta característica ferromagnética. O ferro tem sido utilizado extensivamente para a produção de aço, liga metálica fundamental na produção de ferramentas, máquinas, veículos de transporte (automóveis, navios, etc.), como elemento estrutural (de pontes, edifícios, etc.), e uma infinidade de outras aplicações.

Na natureza o ferro raramente encontra-se isolado, é muito comum encontrá-lo combinado com diversos minerais, principalmente os óxidos. Os principais minerais de ferro são hematita $\alpha(\text{Fe}_2\text{O}_3)$, magnetita (Fe_3O_4), goethita $\alpha(\text{FeOOH})$, a siderita (FeCO_3), a pirita (FeS_2) e a ilmenita (FeTiO_3). Assim, o mesmo é extraído da natureza sob a forma de minério de ferro. As principais impurezas encontradas nos minério de ferro são sílica, alumina, álcalis e compostos de enxofre e fósforo (Alecrim, 1982).

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

Segundo Santos e Brandão (2003) em estudos de caracterização mineralógica e microestrutural do minério de ferro oriundo do Quadrilátero Ferrífero observaram que amostras de diferentes frentes da Mina de Alegria apresentaram a ocorrência abundante de goethita com variações da morfologia, textura e composição. Para a realização destes estudos, os autores usaram a microscopia óptica e microscopia eletrônica de varredura – EDS. Os resultados apontaram para a presença de goethita botrioidal, microporos,

variedades terrosas e goethita formando traços de intercrescimento com hematita martítica. Contudo, a principal ocorrência é de goethita do tipo terrosa a qual apresenta alta quantidade de ferro e variação de Al_2O_3 (entre 2 e 7%) e de SiO_2 (entre 2 e 10%). Este tipo de goethita pode ser classificada em intergranular e intragranular de acordo com a variação de textura. No tipo de goethita intragranular ocorre microporos e interstícios na hematita martítica. Este tipo de mineral gera expressiva quantidade de finos e materiais porosos durante o seu beneficiamento. Estes materiais aumentam a superfície específica do concentrado o que pode gerar problemas na produção de alguns produtos específicos comercializados pelas empresas mineradoras de minério de ferro.

A tabela 1 apresenta a composição mineralógica dos principais tipos de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero. Nestes tipos de minério a hematita é o mineral-minério mais abundante, a magnetita aparece subordinadamente. Fosfatos de ferro podem ocorrer em todos os tipos de minério. Sulfetos estão ocasionalmente presentes.

Tabela 1: Composição mineralógica dos tipos de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero

Tipos de Minério	Componentes Principais		Acessórios**
Itabirito Comum	Bandas claras	quartzo	Hematita, clorita, sericita, dolomita, pirofilita, óxido de Mn
	Bandas escuras	óxidos de Fe*	Sericita, quartzo, pirofilita
Itabirito dolomítico	Bandas claras	dolomita	Quartzo, óxido de Fe*, pirofilita, talco, óxido de Mn
	Bandas escuras	óxidos de Fe*	quartzo, dolomita, óxido de Mn
Itabirito Anfibolítico	Bandas claras	tremolita/actinolita, hornblenda, grunerita	Quartzo, dolomita, óxido de Fe*
	Bandas escuras	óxidos de Fe*	Quartzo, dolomita, anfibólio
Minério de alto teor	Hematita		Magnetita, quartzo, pirofilita
*Hematita é o mineral-minério dominante. Magnetita aparece subordinadamente.			
**Fosfatos de ferro podem ocorrer em todos os tipos. Sulfetos estão ocasionalmente presentes			

Fonte: Rosière e outros (1993).

4.1.2 – Características mineralógicas dos principais minerais de itabiritos

- Hematita

Hematita é um óxido de ferro III ($\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$) com 69,9% de ferro em sua estrutura. Pode ser encontrado em rochas de várias idades, sendo muito abundante na natureza. Apresenta em sua estrutura o titânio e o magnésio. Sua cor varia do preto ao castanho avermelhado e quando terrosa, apresenta-se avermelhada. Sua densidade varia de 4,9 a 5,3 e a cor de seu traço, entre vermelho claro e vermelho amarronzado (Alecrim, 1982).

Para Cornell e Schwertmann (1996), a hematita tem densidade teórica de 5,3 g/cm³. Esta é mais comumente encontrada na forma isolada (mineral), em agregados com partículas distintas, o caso mais clássico é com a partícula do quartzo, ou em associação com a goethita e também com limonitas. É um mineral muito comum, tendo sua cor dependente da granulometria e do arranjo cristalino, pode ser preto, cinza, marrom, marrom avermelhado, ou vermelho. As principais variedades são: "Bloodstone", ferro rosa, minério do Kidney, martita (oxidação da magnetita) e especularita (hematita com brilho especular) (Cornell e Schwertmann, 1996).

- Magnetita

A magnetita, óxido de ferro de fórmula Fe_3O_4 , contendo 72,4% de ferro, e tendo em sua estrutura Fe bivalente e Fe trivalente que ocupa sítios octaédricos e/ou sítios tetraédricos, o que lhe confere uma grande diferença em relação a outros óxidos de ferro (Cornell e Schwertmann, 1996).

A cor da magnetita é preta, às vezes com reflexos azulados, apresentando brilho metálico a submetálico opaco e traço preto na porcelana. Sua densidade varia de 4,9 a 5,18. Apresenta um forte magnetismo (Alecrim, 1982).

- Goethita

A goethita é um hidróxido de ferro ($\alpha\text{-FeOOH}$), que contém 63% de ferro em sua estrutura. Sua estrutura cristalina é de empacotamento hexagonal compacto, semelhante à hematita no que diz respeito ao arranjo dos íons de oxigênio, onde os interstícios octaédricos existentes são preenchidos pelos íons Fe (Cornell e Schwertmann, 1996). Possui o hábito ortorrômbico, apresentando uma morfologia essencialmente acicular, mas podendo ser também bipiramidal, cúbicos, etc. Ocorre na natureza com granulometria variada.

A goethita possui um poder de pigmentação bem menor que a hematita, apresentando uma coloração amarela.

- Quartzo

O quartzo é um dos minerais mais abundantes que ocorre sobre a crosta terrestre; muito resistente ao intemperismo ele sobrevive à erosão em grãos que formam a maior parte das areias de praia e de desertos, por exemplo. O quartzo (SiO_2) é gerado por processos metamórficos, magmáticos, diagenéticos e hidrotermais; apresenta brilho, fratura conchoidal, forma dos cristais, transparência e cores variadas (Atlas de Minerais e de Rochas, 2009).

4.1.3 – Beneficiamento de Minério de Ferro

A concentração de minério de ferro pode ser efetuada através de vários métodos e principalmente da combinação entre eles. O que diferencia na escolha e emprego do método de concentração do minério de uma empresa para outra são as características físicas, químicas e mineralógicas do minério.

Para o processamento de minérios de ferro de alto teor faz-se uso de cominuição, classificação e deslamagem. Para os minérios de ferro de baixo teor torna-se necessário a introdução de operações de concentração, como a flotação, a fim de se aumentar o teor de ferro e minimizar os teores de SiO_2 , Al_2O_3 no concentrado da flotação.

Araújo e outros (2003) realizaram estudos sobre a relevância da mineralogia dos minérios de ferro brasileiros para a seleção do método de concentração mais adequado, principalmente para os finos. Esses pesquisadores observaram que a presença de quartzo liberado como mineral de ganga indica que a flotação será a operação de concentração mais indicada. A presença de magnetita mesmo apenas na forma de cristais intercrescidos em grãos de hematita sugere que a concentração pode ser feita com apenas separação magnética ou com a combinação de separação magnética e flotação. A presença de gibsita e/ou caulinita interfere em todos os métodos de concentração (gravítico, magnético e flotação).

4.2 – Flotação

A flotação, segundo Rabockai (1979), consiste em fazer flutuar sobre uma fase líquida um material de natureza hidrofóbica, enquanto que o material de natureza hidrofílica se deposita no fundo do recipiente. Este processo ocorre agitando-se a suspensão, ou borbulhando-se ar através da mesma. As partículas hidrofóbicas aderem

às bolhas que as transportam à superfície da suspensão. Este processo, ainda, requer a produção de espuma de modo que seja criada uma interface ar-líquido de grande área que deve ser estável. Logo, para alcançar resultados satisfatórios utilizam-se espumantes e outros aditivos com finalidades diversas.

Os compostos minerais, os quais são denominados oxi-minerais, possuem o elemento oxigênio em comum a todos esses compostos, sendo os íons deste elemento, O^{2-} e OH^- , a fração volumétrica absolutamente dominante na estrutura cristaloquímica desses minerais (Brandão, 1985).

A maioria das ligações entre o oxigênio e os outros elementos é iônica e/ou covalente; mais raramente, ligações de hidrogênio também estão presentes. Em certas classes importantes de silicatos há unidades fundamentais constituídas por oxigênio, silício e cátions metálicos, internamente unidas por ligações covalentes e iônicas. Essas unidades ligam-se a outras semelhantes, por meio de ligações iônicas estabelecidas através de cátions metálicos. No caso dos filossilicatos e quase todos os argilo-minerais na união entre placas unitárias há sempre um componente de ligações de Van der Waals, além das iônicas (Brandão, 1985).

Em apenas duas espécies de filossilicatos – talcos e pirofilita – há apenas ligações de Van der Waals entre as placas estruturais; a superfície resultante da fragmentação desses minerais tem caráter apolar, conseqüentemente eles são naturalmente hidrofóbicos.

Todos os demais silicatos e a quase totalidade dos outros oxi-minerais apresentam superfícies de fratura predominantemente polares, devido ao rompimento de ligações total ou parcialmente iônicas. Estas superfícies tem, portanto, alta afinidade com a água, tendo então caráter hidrofílico.

A flotação de oxi-minerais, segundo Brandão (1985), é um fenômeno complexo devido às diversidades que estes minerais apresentam. As diferenças de composição química, estrutura cristaloquímica e solubilidade em água estão entre os aspectos com maior grau de diversidade entre os minerais oxidados além da grande diversidade de comportamento frente à presença de coletores aniônicos e catiônicos com diferenças de propriedades químicas.

O fato fundamental é que a quase totalidade dos oxi-minerais flota se sua superfície originalmente hidrofílica for transformada, predominantemente, em hidrofóbica através da adsorção de algum coletor adequado.

Os coletores ao adsorverem-se sobre as partículas de uma determinada espécie mineral, que na grande maioria das vezes são hidrofílicas, transformam-nas em hidrofóbicas. Em geral, são agentes tensoativos de estrutura heteropolar. O grupo polar do coletor deve apresentar afinidade pelo mineral a ser flotado para que ocorra a adsorção, e as cadeias hidrocarbônicas do mesmo, produzem a superfície hidrofóbica.

Pelo exposto anteriormente, o conhecimento das propriedades superficiais dos minerais é de grande importância para o entendimento e desenvolvimento de condições e reagentes que propiciem a seletividade no processo. Dentre essas propriedades cita-se a carga superficial dos minerais (sólidos) em meio aquoso.

4.2.1 – Dupla camada elétrica

A maior parte das partículas adquire uma carga elétrica na superfície quando postas em contato com um meio aquoso. Os mecanismos de geração de carga superficial de sólidos em meio aquoso mais importantes são (Montes e Peres, 2004):

- ionização da superfície;
- dissolução de íons;
- adsorção de íons provenientes da solução e
- defeitos na rede cristalina dos minerais.

A formação da dupla camada elétrica (DCE) na interface sólido/líquido ocorre pela atração de íons de carga elétrica contrária à carga do sólido, denominados de contra-íons, visando desta forma o equilíbrio da carga na interface.

A adsorção de íons presentes no meio aquoso sobre a superfície dos sólidos classifica-se em não específica e específica.

A Figura 1 apresenta uma representação esquemática da DCE e da distribuição do potencial eletrostático de Stern.

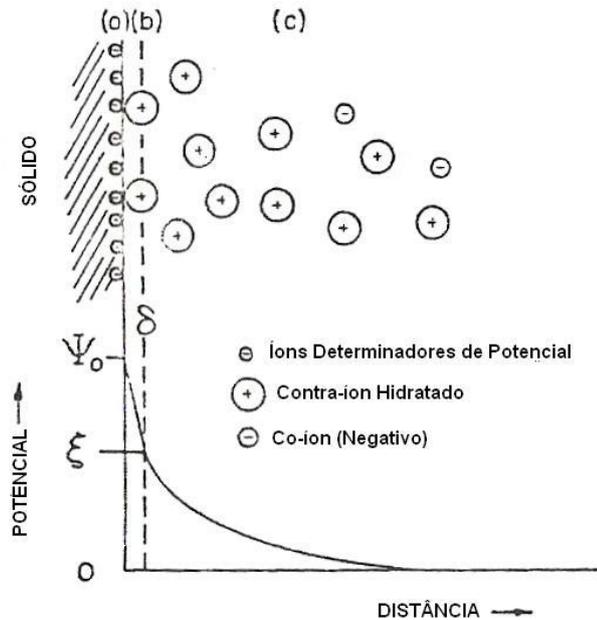


Figura 1: Representação esquemática da DCE e da distribuição de potencial. (a) carga da superfície (b) Plano de Stern (c) camada difusa (Fuerstenau e Palmer, 1976)

Uma contribuição complementar ao modelo de Stern, também importante, refere-se à demonstração de que grande parte da superfície deve estar recoberta inicialmente por uma camada de moléculas de água, onde a constante dielétrica seria bem pequena devido à imobilidade a que estão submetidas. O Plano Interno de Helmholtz é aquele que passa pelos centros dos íons não solvatados e especificamente adsorvidos na superfície do sólido. O Plano Externo de Helmholtz é aquele que passa pelos centros dos contra-íons solvatados e situados próximos à superfície do sólido. A Figura 2 representa a DCE com todas as contribuições ao modelo.

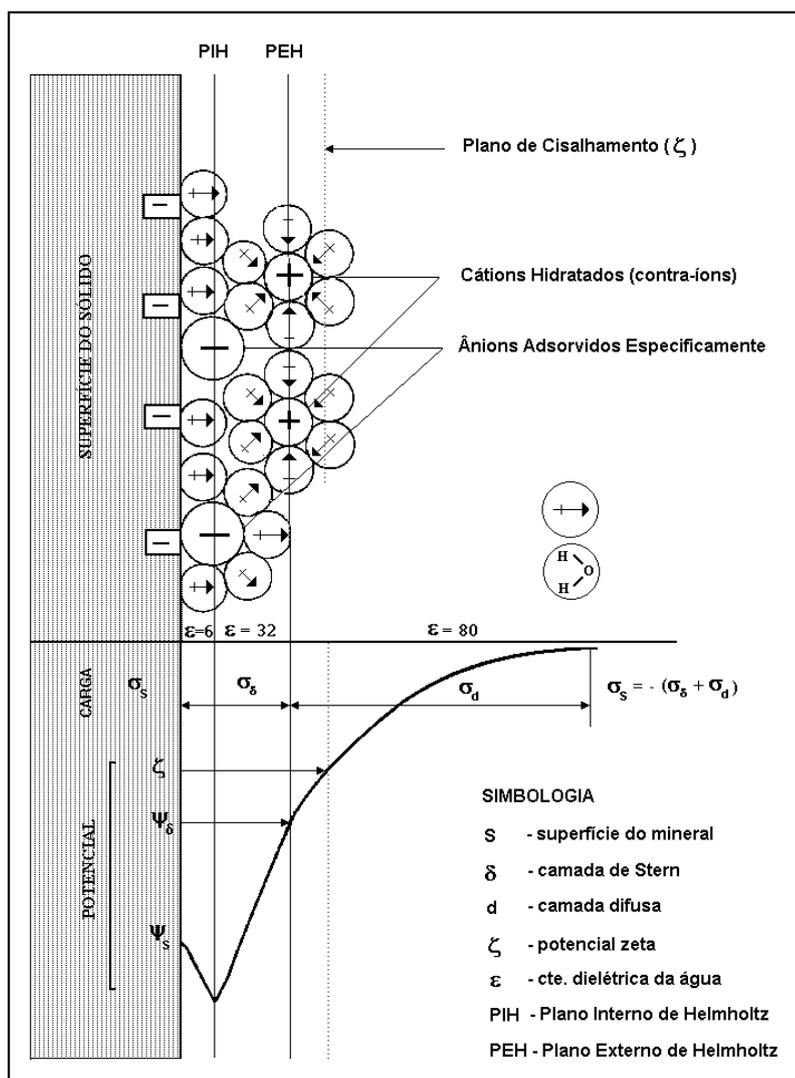


Figura 2: Dupla Camada Elétrica evidenciando adsorção específica (Bockris, 1973 *apud* Montes e Peres, 2004)

Na dupla camada elétrica, o potencial que pode ser mais facilmente medido experimentalmente é o Potencial Zeta (ζ), isto é, o potencial medido no plano de cisalhamento entre a partícula e a solução, quando os dois estão em movimento relativo, na presença de um campo elétrico. Este deslocamento diferencial das partes da dupla camada elétrica leva ao aparecimento de um potencial eletrocinético, podendo ser medido por meio de fenômenos ou efeitos eletrocinéticos.

As técnicas mais usadas na determinação do potencial ζ são a eletroforese e o potencial de escoamento. A técnica de eletroforese consiste em medir a mobilidade eletroforética das partículas carregadas em uma suspensão aquosa (as partículas

eletricamente carregadas, suspensas em uma polpa, movimentam-se sob a ação de um campo elétrico aplicado).

Os íons determinantes do potencial (i.d.p.) são aqueles que exercem um controle significativo sobre a carga da superfície. No caso de óxidos inorgânicos simples (SiO_2 , Al_2O_3 , TiO_2), de baixa solubilidade, a carga da superfície é atribuída à dissociação anfotérica (Montes e Peres, 2004). Por exemplo:



O ponto correspondente à atividade dos íons determinantes do potencial (i.d.p.) em que a carga superficial é zero é denominado ponto de carga zero (PCZ), que é um dos parâmetros importantes no estudo da flotação dos minerais, pois indica, entre outros, o tipo de surfatante que deverá ser usado no processo bem como as condições químicas de dispersão da polpa. O PCZ é determinado experimentalmente pela determinação dos valores do Potencial Zeta em função da concentração de i.d.p.

O ponto isoeletrico de carga (PIE) é a carga elétrica das partículas que depende do valor de pH da solução, que possa anular o potencial zeta (ζ). O PIE constitui uma característica especial de um sistema mineral-solução, uma vez que a adsorção de surfatantes na dupla camada elétrica pode ocorrer no plano de cisalhamento e, portanto, o sinal e o valor do potencial ζ exerce influência significativa no processo de adsorção.

O equilíbrio total ou parcial entre os minerais, alta ou parcialmente solúveis em água, com as diferentes espécies químicas em solução tem efeito decisivo nas características de adsorção de coletores, ativadores ou depressores. Em muitos sistemas de oxi-minerais e coletores, o mecanismo de adsorção pode ser considerado como uma superposição de processos químicos e físicos. No entanto, em vários outros casos ele parece ser puramente, ou pelo menos preponderantemente, físico em sua natureza – exemplo, sistemas envolvendo aminas e outros coletores catiônicos.

4.2.2 – Adsorção de coletores

Segundo Fuerstenau e Palmer (1976) a adsorção de coletores sobre a superfície mineral pode ocorrer pela atração eletrostática com superfície do mineral, associação de cadeias hidrocarbônicas do coletor ou por interação química do coletor com os íons metálicos na superfície do mineral. Os dois primeiros mecanismos são fortemente influenciados pela dupla camada elétrica em termos da superfície mineral. Na tabela 2 estão apresentados de forma resumida os tipos de adsorção de coletores sobre as superfícies de silicatos bem como as suas principais características.

Tabela 2: Adsorção de coletores em silicatos

Modelo	Forças / Ligações Associadas ao Modelo	Principais Características	Principais Sistemas
<p>Modelo Eletrostático:</p> <p>1- Modelo da Hemicela*</p> <p>2- Modelo da Condensação**</p> <p>3- Modelo da admicela***</p>	<p>Adsorção física, interações de natureza eletrostática e forças de van der Walls.</p>	<p>- Flotação controlada pelo PZC, pH e intensidade de carga superficial.</p> <p>- Forte influência do tamanho de cadeia hidrocarbônica.</p> <p>- Coadsorção de moléculas neutras aumentando a fluabilidade.</p> <p>- Pode ocorrer a adsorção de espécie coloidal com carga contrária à superfície.</p>	<p>Aminas, sulfatos e sulfonatos, valor de pH onde a carga do grupo polar do reagente é contrária à carga de superfície.</p>
<p>Modelo Químico:</p> <p>1- Quimissorção</p> <p>1.1- Simples (adsorção nos cátions da superfície)</p> <p>1.2- Autoativada (dissolução dos cátions, hidrólise e readsorção)</p> <p>1.3- Induzida (introdução de cátions na solução)</p> <p>1.4- Por ponte de hidrogênio</p>	<p>Adsorção química, ligações químicas em geral covalentes e de ponte de hidrogênio.</p>	<p>- Forte controle do valor de pH onde ocorre a hidrólise dos cátions metálicos.</p> <p>- Reagentes formam sais insolúveis com cátions metálicos.</p> <p>- Moléculas neutras podem adsorver diretamente em conjunto com a espécie iônica.</p>	<p>1- Ácidos carboxílicos e hidroxâmico, valor de pH onde a carga do grupo polar do reagente é de mesmo sinal que a carga de superfície.</p> <p>2- Aminas, ácidos carboxílicos, sulfatos, sulfonatos; qualquer valor de pH.</p>
<p>*Modelo da Hemicela (HM): adsorção em uma camada, interações eletrostáticas e ligações laterais. **Modelo da Condensação Bidimensional (CB): interações normais, laterais e termos entrópicos para a camada adsorvida. Agregação controlada por heterogeneidade da superfície e camadas bidimensionais. ***Modelo da Admicela (AD): surfatante/íons contrários agregam-se em camada duplas incompletas.</p>			

Fonte: Viana e outros, 2005.

Baseado no modelo da formação da hemicela, Brandão (1985) disserta que a hematita e a goethita, cujos p.i.e são 6 e 7, respectivamente, serão flotados quando um surfatante aniônico é usado nas condições de pH correspondente a potenciais zeta positivos; reciprocamente, na região de potenciais zeta negativos, somente um surfatante catiônico pode promover a flotação.

No entanto, o autor relata que uma aparente contradição ao modelo supracitado possa ocorrer em flotações com íons coletores, cuja carga é igual à da interface na qual se processa a adsorção, em regiões de pH relativamente próximas ao PIE. Nestas regiões, o potencial zeta tem valor absoluto ainda relativamente baixo, embora a carga já tenha sinal contrário; para valores maiores do potencial zeta, a barreira eletrostática pode ser tão intensa que impeça, que níveis mínimos de hidrofobicidade sejam atingidos. Este fenômeno pode ser explicado como se segue:

- a- quando os métodos eletroforéticos determinam um valor positivo, este é um valor médio, estatístico. No entanto, haverá sítios superficiais com cargas positivas e negativas, devido à heterogeneidade da superfície sólida. Quanto mais próximo do PIE, maior será a abundância dos sítios minoritário, com carga oposta e vice-versa.
- b- Para que haja a formação de hemimicelas e se atinjam portanto níveis de hidrofobicidade que resultem em flotação, é necessário que as cadeias de hidrocarbonetos dos íons coletores sejam suficientemente longas; assim a contribuição maior das ligações de van der Waals pode influir para que a barreira energética seja ultrapassada.

A quimissorção, segundo Brandão (1985), é um mecanismo frequente em muitos sistemas minerais, principalmente com ácidos carboxílicos (de cadeia longa) ou seus sabões alcalinos. Mais raramente tem sido sugerida no caso de hidroxamatos e mesmo com sulfonatos e sulfatos de alquila. Altas densidades de adsorção e mesmo altas recuperações na flotação de minerais, com coletores aniônicos, em faixas de pH onde o potencial zeta é altamente negativo, são sugestivas de adsorção química do coletor. Fato que ocorre no caso dos ácidos graxos e de metais para os quais os primeiros tem alta reatividade.

A força promotora no caso da quimissorção é a reatividade da parte polar do coletor em relação a sítios catiônicos, usualmente metais alcalinos-terrosos e de transição, ou complexos derivados desses metais. Normalmente, esses metais são

constituintes originais da rede cristalina dos minerais ou podem ter sido adicionados como agentes ativadores. Uma avaliação muito conveniente da reatividade de um coletor aniônico para com um metal específico é o produto de solubilidade do sal correspondente, em meio aquoso. Uma relação direta entre os dados de produto de solubilidade e a precipitação dos respectivos sais orgânicos na interface sólido/solução constitui a essência da chamada Teoria de Solubilidade da Flotação. Esta é uma das mais antigas teorias formuladas para a adsorção, principalmente de ácidos graxos e seus sabões alcalinos. Quando ocorrem valores extremamente baixos dos produtos de solubilidade dos sabões dos metais alcalinos-terrosos, tais compostos são muito estáveis e podem precipitar-se na interface mineral/solução. No entanto, a teoria da solubilidade não pode ser considerada um mecanismo geral da quimissorção, existem duas objeções contra esta teoria (Brandão, 1985):

- a- Em certos sistemas são identificadas espécies diferentes em relação às aquelas precipitadas a partir de soluções puras (sistemas homogêneos); usualmente não se tem dados referentes à solubilidade desses complexos superficiais formados.
- b- Em outros sistemas, a adsorção ocorre significativamente em concentrações do coletor diferentes daquelas previstas pelos respectivos produtos de solubilidade. As atividades dos ânions coletores junto à interface sólido/solução e as dos cátions metálicos liberados pelo mineral podem ser bem maiores junto à interface, do que em meio da solução. Portanto, o limite de solubilidade pode ser atingido apenas na interface, onde há então a precipitação de compostos metal/coletor. Este fato leva à formação de película hidrofóbica e estável, o que conduz à flotação.

Os hidroxí-complexos de metais polivalentes são em geral ativos em relação à interface sólido/líquido de muitos oxí-minerais. O primeiro hidroxí-complexo resultante da hidrólise do cátion metálico simples é o mais importante. Para os metais divalentes, esse íon tem a fórmula geral MOH^+ ; sendo também um cátion, este hidroxí-complexo é atraído pelas interfaces com carga negativa, onde adsorve-se especificamente. Para estes complexos é possível a formação de ligações de hidrogênio entre si num processo de polimerização após a adsorção. Conseqüentemente, ocorre a formação de uma rede de sítios reativos cobrindo largos trechos da interface sólido/líquido. Esta rede promove mudança de estrutura drástica na dupla camada elétrica (em relação à sua condição original), o que frequentemente resulta no estabelecimento de um novo plano interno de

Helmholtz (PIH); onde se localizam os novos sítios ativos em relação aos íons coletores, que podem adsorver-se especificamente (Brandão, 1985; Fuerstenau e Palmer, 1976).

Um exemplo clássico de ativação com íons polivalentes é o quartzo que para valores de pH acima de 3 apresenta potencial zeta negativo, porém com a adição de íons polivalentes pode-se ativar a superfície do mesmo, conduzindo a flotabilidade deste mineral em valores de pH superiores ao PIE. A figura 3 mostra os limites da flotação do quartzo com sulfonato, ativada por cátions, na faixa de pH onde ocorre a hidrólise dos mesmos.

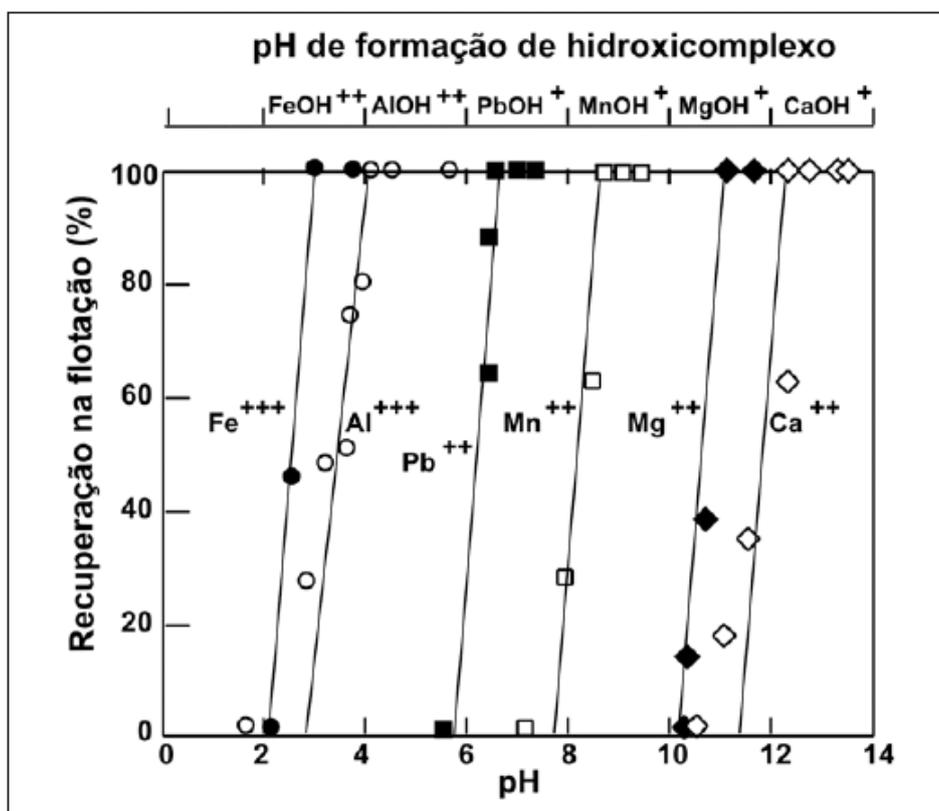


Figura 3: Ativação do quartzo por cátions metálicos, (Fuerstenau, 2002)

A adesão da película polimerizada de íons complexos ao substrato mineral, além da coesão no próprio filme adsorvido são bastante frágeis. Neste sentido, com um coletor adequado, capaz de adsorver-se a essa película polimerizada, pode-se alcançar uma flotação seletiva, em sistemas envolvendo este tipo de mecanismo de adsorção de coletores. Nestes casos, um mesmo íon complexante pode ser ativador com um dado mineral, e ao mesmo tempo funcionar como depressor para outro ou mais minerais também presentes.

Os diagramas de concentração *versus* pH para cátions metálicos são bastante úteis na compreensão dos sistemas de flotação aniônica de óxidos e silicatos ativados pelos cátions divalentes e trivalentes, como os digramas para o Al^{3+} , Ca^{2+} , Fe^{2+} e Mn^{2+} apresentados nas figuras 4, 5, 6 e 7, respectivamente.

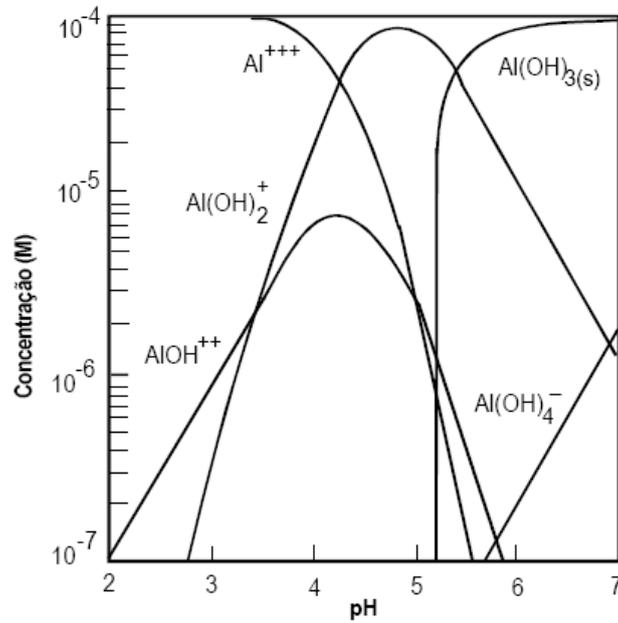


Figura 4: Diagrama da concentração logarítmica para 10^{-4} M de Al^{3+} , (Fuerstenau, 1976)

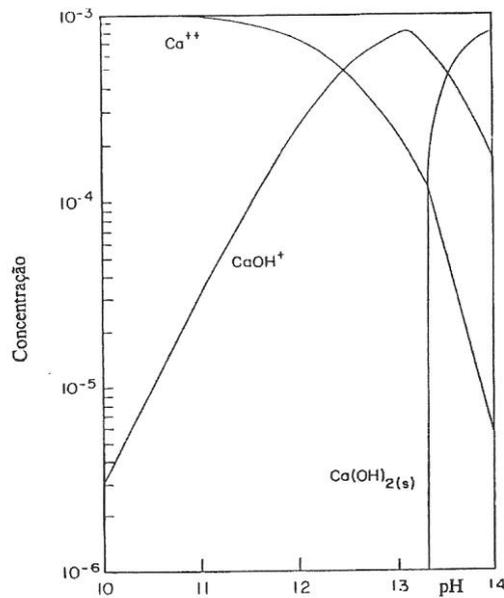


Figura 5: Diagrama da concentração logarítmica para 10^{-3} M de Ca^{2+} , (Fuerstenau, 1976)

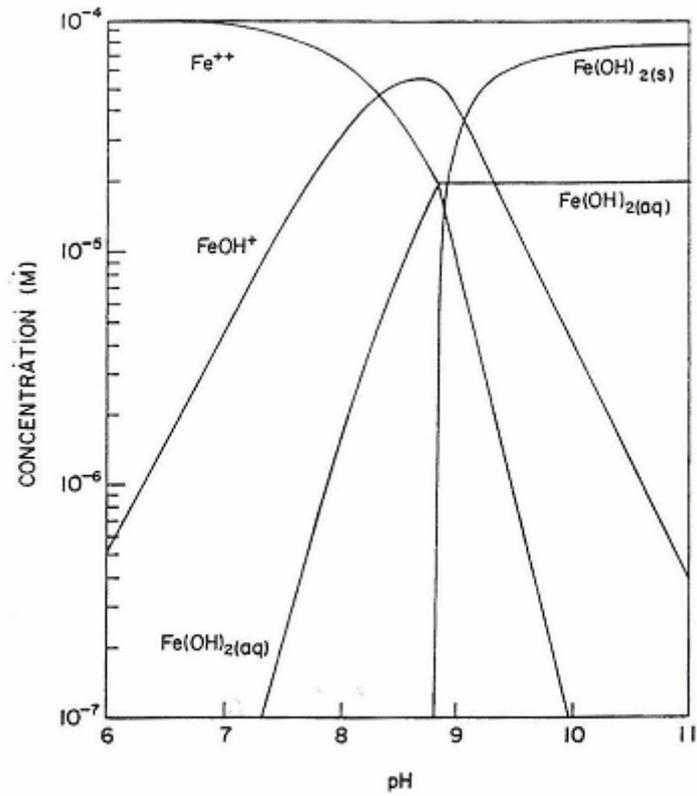


Figura 6: Diagrama da concentração logarítmica para 10^{-4} M de Fe^{2+} , (Fuerstenau, 1976)

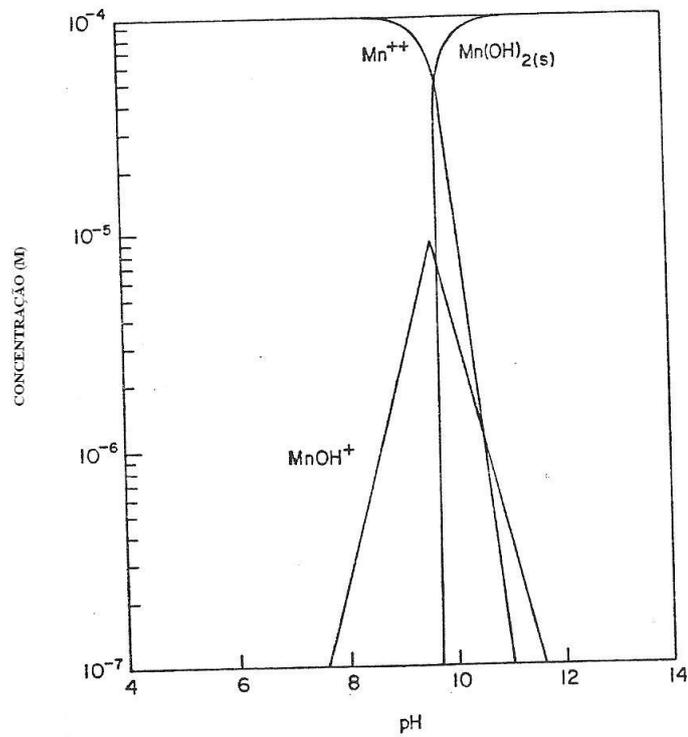


Figura 7: Diagrama da concentração logarítmica para 10^{-4} M de Mn^{2+} , (Fuerstenau, 1976)

A quimissorção de espécies iônicas ou moleculares de coletor pode ocorrer pela adsorção direta do coletor em sítios de cátions metálicos na superfície do mineral ou ser promovida pela auto-ativação, onde cátions metálicos deixam a superfície, são hidrolizados e readsorvem ou, ainda, por cátions introduzidos forçadamente nos sistemas. Vijaya (2002) *apud* Viana (2005) mostra a necessidade de hidrólise do íon metálico Al^{3+} na adsorção de oleato na superfície de sillimanita. O máximo de adsorção do oleato ocorreu em pH 7,5 e a reação de quimissorção proposta é representada pela equação 3. Considerou-se que os prótons do ácido oléico se polarizavam em direção aos grupos hidroxila da superfície com a formação de moléculas de água. Dessa maneira, os grupos superficiais OH facilitavam a desprotonação do ácido, promovendo sua adsorção. Em um experimento isolado, o ácido oléico foi adicionado em uma solução com íons Al^{3+} e, mesmo após várias horas, para se alcançar o equilíbrio da reação, não foi detectado oleato de alumínio precipitado. Como a diminuição do ácido oléico foi observada em valor de pH, onde o hidróxido de alumínio é formado, inferiu-se que o ácido oléico só reage na presença do hidróxido do metal.



Segundo Brandão (1985), em sistemas de flotação é freqüente a ocorrência simultânea e superposta das adsorções química e física. Quando se considera os tipos de ligação possíveis na adsorção de coletores na interface sólido/líquido, pode-se compreender estes fenômenos, como se segue:

- a- Ligação normal: é aquela desenvolvida entre o grupo polar do coletor e a interface, pode ser de natureza química ou física;
- b- Ligação lateral: desenvolvida pelas espécies adsorvidas entre si. A mais frequente é a ligação de van der Waals entre as cadeias de hidrocarbonetos dos coletores.

Na flotação aniônica de oxi-minerais é mais comum que a quimissorção de espécies de coletores ocorra primeiro, seguida de adsorção física a partir dos sítios onde estão ancoradas as primeiras espécies. Outro fato frequente na flotação de oxi-minerais é chamada co-adsorção de espécies neutras do coletor, ou ainda de moléculas neutras quimicamente relacionadas, após, ou secundariamente em relação à adsorção primária

de espécies ionizadas do coletor. Este fenômeno pode ocorrer em dois casos (Brandão, 1985):

- a- Nos coletores ionizáveis, como os ácidos carboxílicos e aminas, nas regiões de pH onde as duas espécies coexistem em concentrações substanciais;
- b- Na adição de hidrocarbonetos, como querosene ou óleos diversos, que atuam num processo de co-adsorção com o coletor, aumentando o nível de hidrofobicidade da película adsorvida na interface.

4.2.3 – Reagentes na flotação

Os reagentes utilizados na flotação de minérios de ferro são os coletores, depressores, espumantes, agentes reguladores e modificadores.

- Coletores

Os coletores são surfatantes, que se adsorvem seletivamente na interface sólido/líquido, tornando as partículas hidrofóbicas. Segundo Leja (1983), são moléculas anfipáticas ativas na superfície, do tipo R-Z (moléculas de caráter duplo) onde Z representa o grupo polar e R representa o grupo apolar. O grupo polar Z consiste em associações de dois ou mais átomos com ligações covalentes; este grupo possui um momento de dipolo permanente o que atribui a este grupo um caráter hidrofílico. O grupo apolar R é representado pelos hidrocarbonetos; não possuem dipolo permanente e representam a parte hidrofóbica da molécula anfipática.

Os coletores podem ser classificados em aniônicos, catiônicos e não-iônicos, conforme a carga elétrica associada ao grupo polar, além de ser classificado conforme a estrutura do hidrocarboneto e do tipo específico do grupo polar.

- Coletores catiônicos:

Segundo Prasad (1992), os coletores catiônicos são usados para flotar minerais que tem a carga superficial negativa. O elemento comum a todos estes coletores é o grupo de nitrogênio com elétrons pareados. Os principais coletores catiônicos utilizados são as aminas e seus derivados. Exemplos destes coletores e suas respectivas estruturas químicas estão apresentados na tabela 3.

Tabela 3: Estruturas químicas de coletores catiônicos

Coletor	Estrutura	Forma
Amina primária	R-NH ₂	Sólida
Diamina primária	$\begin{array}{c} \text{H} \\ \\ \text{R-N-C-C-CN} \end{array}$	Sólida
Éter amina	R-O-C-C-C-NH ₂	Líquida
Éter diamina	$\begin{array}{c} \text{H} \\ \\ \text{R-O-C-C-C-N-C-C-CN} \end{array}$	Líquida
Condensado	$\begin{array}{c} \text{H} \quad \text{H} \quad \text{H} \\ \quad \quad \\ \text{R-C-N-C-C-N-C-C-N-C-R} \\ \quad \quad \quad \\ \text{O} \quad \quad \quad \text{O} \end{array}$	Sólida

Fonte: Prasad, 1992.

- Coletores aniônicos:

Os principais coletores aniônicos utilizados na flotação de óxidos e quartzo são carboxilato, sulfonato, alquil-sulfato e hidroxamato. Estes coletores e suas respectivas fórmulas estruturais estão apresentados na tabela 4 (Fuerstenau, 1976).

Dentre os coletores aniônicos do tipo carboxilato, tem-se o ácido oléico. Este é um ácido graxo insaturado de cadeia longa possuindo 18 carbonos na sua estrutura (figura 8), cuja fórmula molecular é C₁₈H₃₄O₂. O ácido oléico, quando saponificado com hidróxido de sódio, apresenta-se na forma líquida na temperatura ambiente, sendo um líquido incolor a levemente amarelado. Por possuir uma cadeia grande lipofílica, o ácido oléico é insolúvel em água e solúvel em solventes orgânicos e óleos vegetais.

Os coletores aniônicos são do tipo sulfonato, sulfonato de petróleo natural e sulfonato sinteticamente modificado foram desenvolvidos para a flotação seletiva do minério de ferro que possui baixos teores de ferro. Estes coletores parecem ser efetivos para os oxi-minerais como a goethita, hematita, limonita, magnetita e siderita (Prasad, 1992).

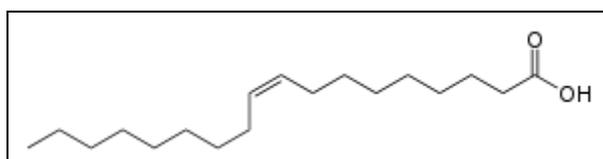


Figura 8: Estrutura do ácido oléico

Tabela 4: Coletores aniônicos utilizados na flotação de óxidos e silicatos.

Coletor	Fórmula estrutural
Carboxilato	$\text{R}-\text{C} \begin{array}{l} \diagup \text{O}^- \\ \diagdown \text{O} \end{array} \cdots \cdots \text{Na}^+$
Sulfonato	$\text{R}-\text{S} \begin{array}{l} \text{O} \\ \parallel \\ \text{O}^- \end{array} \cdots \cdots \text{Na}^+$
Alquil-sulfato	$\text{R}-\text{O}-\text{S} \begin{array}{l} \text{O} \\ \parallel \\ \text{O}^- \end{array} \cdots \cdots \text{Na}^+$
Hidroxamato	$\text{R}-\text{C} \begin{array}{l} \text{H} \\ \\ \text{N} \\ \\ \text{O}^- \end{array} \begin{array}{l} \parallel \\ \text{O} \end{array} \cdots \cdots \text{Na}^+$

Fonte: Fuerstenau, 1976.

A dissociação de sulfatos e sulfonatos estende-se a valores extremamente baixos de pH, enquanto o pKa dos ácidos carboxílicos está na faixa de 4 a 5 (Viana, e outros, 2005). A formação de um precipitado coloidal dos ácidos carboxílicos pode ocorrer em torno de pH 3 a 4 (figura 9), que, provavelmente, impede a adsorção em pH muito ácido, uma vez que o precipitado tem carga positiva nessa faixa de pH, onde vários silicatos e óxidos apresentam carga superficial positiva.

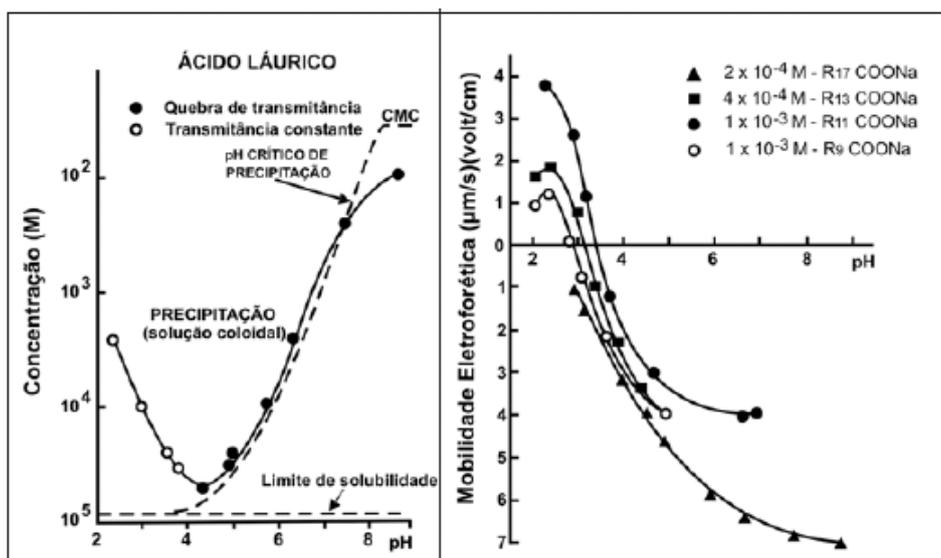


Figura 9: Diagrama de equilíbrio/mobilidade eletroforética (Laskowski, 1987 apud Viana, 2005)

- Depressores

Os depressores são compostos que melhoram a interação entre a superfície do mineral e moléculas de água, além de evitar a adsorção do coletor sobre o mesmo. Segundo Prasad (1992), os depressores podem ser do tipo orgânico e inorgânico.

Compostos orgânicos como os polissacarídeos (amidos, dextrinas e seu derivados) são comumente usados como depressores orgânicos no processo de flotação. Outros reagentes usados como depressores são os taninos e seus derivados, como o quebracho.

Os depressores inorgânicos são compostos químicos adicionados à flotação para manter a superfície de um ou mais minerais hidrofílica. Alguns exemplos de depressores inorgânicos: óxido de cálcio (CaO – deprime pirita); hidrosulfureto de sódio (NaHS – deprime cobre e mineral de ferro sulfetado); sulfato de zinco (ZnSO₄ – deprime esfalerita); cianeto alcalino (NaCN – deprime os minerais de sulfetos); cianeto de cálcio (Ca(CN)₂ – deprime cobalto e níquel); ferro e ferricianeto (deprime cobre e sulfeto de ferro); ácido fluorídrico (deprime micas, quartzo, apatita e espudêmio); dicromato (deprime galena); permanganato (deprime esfalerita, pirrotita e arsenopirita) e silicatos de sódio (deprimem cobre e ferro) (Prasad, 1992).

Os silicatos de sódio são uma mistura de sais de sódio utilizados na flotação de minerais como depressores, dispersantes e agente controlador de íons solúveis. Geralmente, consistem de metassilicato (Na₂SiO₃), dimetassilicato (Na₂Si₂O₅) e ortossilicato (Na₄SiO₄). Sua composição química pode ser expressa pela fórmula geral $m\text{Na}_2\text{O } n\text{SiO}_2$, na qual a relação n/m se refere ao módulo do silicato de sódio, que é bem característico. Os silicatos de sódio, cujo módulo variam de 2,2 a 3 são frequentemente utilizados na flotação, enquanto que os silicatos de sódio que apresentam módulo inferior a este formam uma polpa fortemente alcalina e comportam-se como depressores fracos. Já os silicatos com módulo superior a 3 são insolúveis em água (Bulatovic, 2007; Rao, 2004).

A dissociação hidrolítica ocorre intensamente com o metasilicato de sódio, equação 4 (Bulatovic, 2007).



A dissociação do metassilicato de sódio, $\text{Na}_2\text{SiO}_3 \times 9 \text{H}_2\text{O}$, com relação n/m igual a um, foi sugerida por Greenburg e Sinclair (apud Mishra, 1982) e está representada pela equação 5.



O diagrama de solubilidade apresentado na figura 10, mostra que a solubilidade da sílica amorfa é independente do pH entre pH 4 e 9 e nesta faixa de pH predomina a espécie solúvel do ácido monossilício ($\text{Si}(\text{OH})_4$). Em valores de pH acima de 9 a solubilidade aumenta devido à formação de monossilicato, dissilicato e outros íons silicato polinucleares.

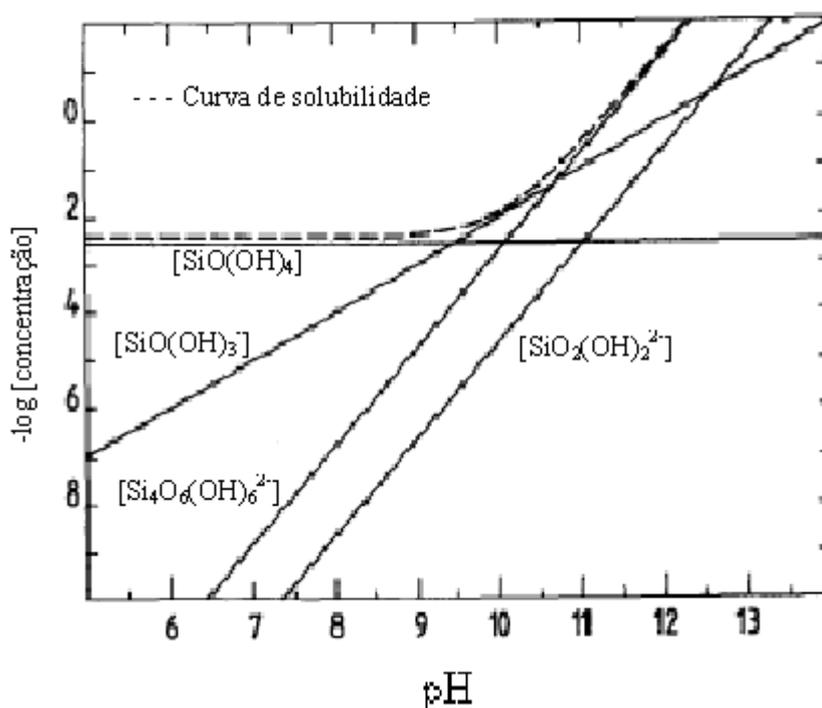


Figura 10: Diagrama de distribuição de várias espécies de silicato em solução aquosa saturada com sílica amorfa a 25°C (Marinakis e Shergold, 1985)

Segundo Marinakis e Shergold (1985), em valores de pH abaixo de 9, a espécie predominante na solução é o ácido silícico (H_4SiO_4) nesta região existe uma pequena quantidade do íon $\text{SiO}(\text{OH})_3^-$, que é predominante na faixa de pH de 9,5 a 12,5. Em valores de pH acima de 6, a espécie iônica $\text{SiO}_2(\text{OH})_2^{2-}$ aparece, porém só é predominante em pH 13. A espécie iônica $\text{Si}_4\text{O}_6(\text{OH})_6^{2-}$ não predomina em nenhum

valor de pH, mas sua concentração máxima está na faixa de pH de 10 a 12. A figura 11 apresenta o diagrama de distribuição para solução de silicato de sódio na concentração de 1×10^{-3} mol/L.

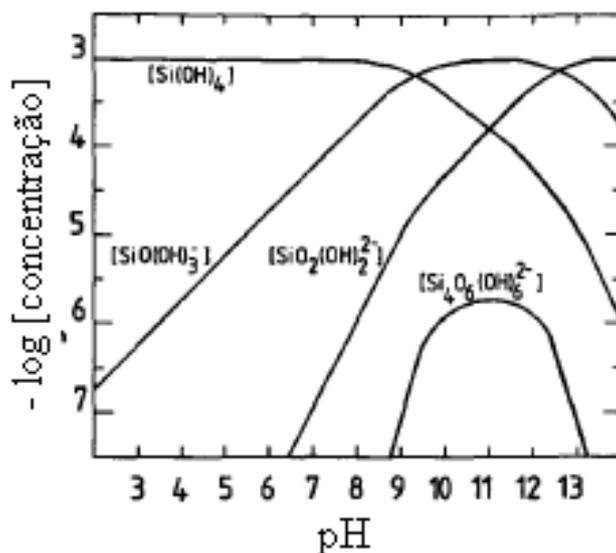
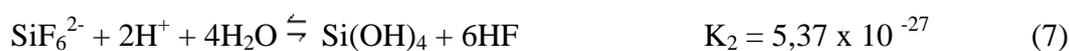


Figura 11: Diagrama do logaritmo da concentração para solução de 1×10^{-3} mol/L de SiO_2 (Marinakis e Shergold, 1985)

Segundo Sillen e Martell, (apud Song e colaboradores, 2002), as principais reações de hidrólise do fluorsilicato de sódio podem ser expressas de acordo com as equações 6 a 9, das quais se pode observar que como a constante de equilíbrio K_2 é muito pequena, em meio ácido, o íon SiF_6^{2-} pode ser predominante.



O hexametáfosfato de sódio consiste numa mistura de polifosfatos lineares com a fórmula aproximada $\text{Na}(\text{NaPO}_3)_n\text{ONa}$ em que n é cerca de 12. O hexametáfosfato de sódio é muito solúvel na água. Soluções concentradas superiores a 50% m/m podem ser

preparadas, mas estas são muito viscosas, pelo que é recomendável limitar as soluções em *stock* a 40% m/m. Deve ser usada água fria. Deve ser evitado o uso de água com temperatura superior a 40°C, uma vez que pode causar alguma hidrólise do polifosfato. O hexametáfosfato de sódio granulado dissolve-se mais facilmente se adicionar gradualmente a água sujeita a agitação forte.

O hexametáfosfato de sódio (figura 12) pode ser considerado um dos principais polifosfatos utilizados, principalmente como dispersante, na flotação. As moléculas de polifosfatos, em meio aquoso, sofrem dissociação e a conformação molecular adquirida depende do meio. Assim, a eficácia, bem como as concentrações de dispersante necessárias para promover à estabilização são fortemente dependentes do pH (Martins, 2001).

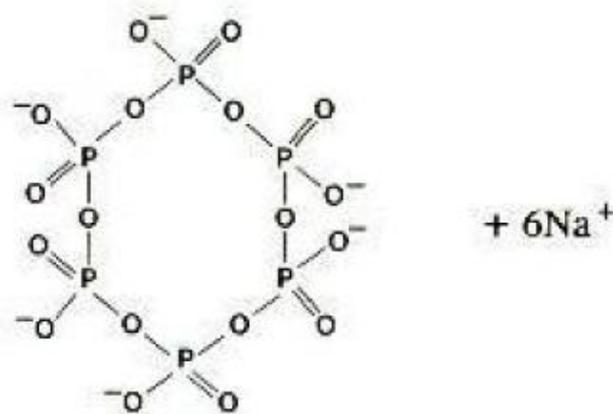


Figura 12: Diagrama das moléculas do hexametáfosfato de sódio (Martins, 2001)

O hexametáfosfato de sódio utilizado como dispersante, nos estudos de Silva (2006), na flotação do minério de zinco, aumentou a carga da dupla camada elétrica, proporcionando um aumento da mobilidade eletroforética; ou seja, este dispersante aumentou significativamente a carga negativa do mineral de zinco, mostrando ser eficiente em pH em torno de 10,5. O hexametáfosfato inibe o efeito adverso de lamas e sais solúveis na flotação de óxidos de zinco, assim como, o silicato de sódio que pode dispersar as lamas e efetivamente deprimir ganga de minerais silicatados, tais como o quartzo. O hexametáfosfato de sódio atua como depressor, devido aos seus ânions serem adsorvidos na superfície do mineral, formando complexos hidrofílicos estáveis (Silva, 2006).

O amido (figura 13) e a dextrina (figura 14) são classificados como agentes reguladores orgânicos pertencentes ao grupo dos não iônicos. Possuem muita semelhança estrutural com os agentes surfatantes com ação de coletores, diferindo apenas na multipolaridade em toda sua cadeia, que na adsorção seletiva de um sólido, torna-o hidrofílico, expondo os grupos polares de sua cadeia para o meio aquoso (Rao, 2004).

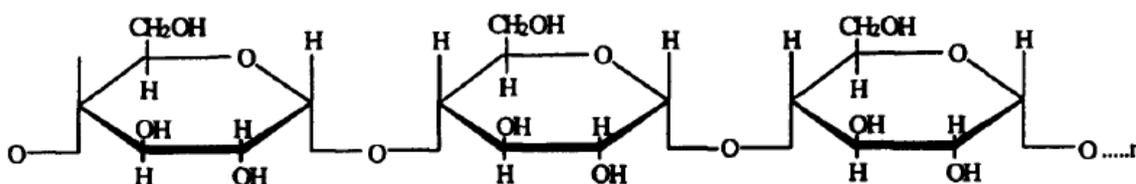


Figura 13: Estrutura geral do amido

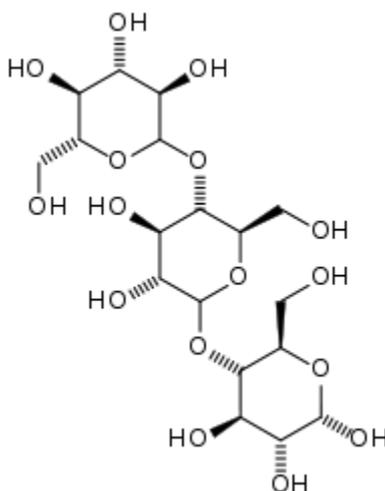


Figura 14: Estrutura geral da dextrina

O amido consiste em glicopiranoses que por si é formada por duas frações principais: amilose e amilopectina. Geralmente, a amilopectina tem uma estrutura ramificada que pode diferir de acordo com a maneira em que o amido é produzido. Os modificadores que tornam o amido útil para flotação são introduzidos em sua cadeia no momento da fabricação, como os aldeídos e os álcoois terminais, que indicam o nível de oxidação e o tipo de agente oxidante deste amido (Bulatovic, 1999).

Dextrinas são polissacarídeos solúveis em água, formados na quebra hidrolítica do amido. A solubilidade é dependente dos parâmetros de processo como a temperatura, tempo de aquecimento e acidez (Bulatovic, 1999; Rao, 2004).

4.2.4 – Flotação catiônica reversa de minério de ferro

Lima (1997) estudou o mecanismo de adsorção de amido de milho e amina pelas superfícies da hematita e do quartzo por espectroscopia infravermelha a transformada de Fourier. Em uma primeira etapa foram efetuados ensaios de microflotação das amostras minerais puras (quartzo e hematita) em célula EMDEE. Nesses estudos, observou que a flotabilidade máxima obtida para o quartzo (99%) foi alcançada com 5mg/l de acetato de eteramina e $\text{pH} > 10$. Para a hematita a flotabilidade máxima (98%) foi alcançada com 25mg/l de acetato de eteramina e $\text{pH} = 10,5$ e com 50mg/l de acetato de eteramina e pH variando de 6 a 10,5. O amido é pouco eficiente na depressão do quartzo, mas em relação à hematita observou-se que a uma concentração de 1mg/L de amido a hematita foi totalmente deprimida. Fato que propicia a separação seletiva entre os dois minerais. Para a adsorção do amido sobre a superfície da hematita ocorrem ligações de hidrogênio dos grupos alcoólicos da molécula da glucose com os grupos FeOH da superfície do mineral. Existem ligações de Van der Waals entre o oxigênio do éter presente no anel e o Fe. No caso da adsorção do amido sobre a superfície do quartzo se dá através de ligação de hidrogênio entre o grupo metanol da molécula de glucose e os grupos SiOH da superfície deste mineral, sendo esta última ligação mais intensa no caso do quartzo que na hematita. Já o mecanismo de adsorção do acetato de eteramina sobre a hematita e sobre o quartzo se dá através de atração eletrostática entre a superfície dos dois minerais, carregadas negativamente e íon eteramônio, além da formação de ligações de Van der Waals entre as cadeias hidrocarbônicas do íon eteramônio e da eteramina molecular. Mesmo ocorrendo a adsorção prévia do amido, não houve impedimento para que ocorresse a adsorção da amina sobre a superfície dos dois minerais, porém no caso da hematita a adsorção do amido foi maior que a da amina e no quartzo ocorreu o inverso.

Reis (1987) estudou as propriedades e a aplicação do griz de milho na flotação catiônica reversa de minérios itabiríticos. A reologia de suspensões de amidos não-modificados demonstrou-se, experimentalmente, que as soluções têm inicialmente um caráter pseudoplástico, o qual, após modificação física (agitação), passa a newtoniano. Pesquisando a vantagem relativa de vários métodos de gelatinização do griz, obteve índices que permitiram concluir que o mesmo gelatinizado por efeito térmico e aquele solubilizado por adição de soda cáustica (NaOH), levaram a resultados semelhantes e superiores aos de outros métodos, tanto no que se refere a seletividade quanto à

recuperação. Considerou-se, entretanto, o método de gelatinização por adição de soda cáustica o mais apropriado a uma aplicação prática, visto que o processo de flotação de minério de ferro requerer um circuito muito alcalino. Devido a esse fato e ao inconveniente do uso de caldeiras para a produção de água quente em um concentrador, a maioria das empresas optou pela utilização da rota da soda cáustica. Para tanto, observou-se, ainda, que a condição ótima para gelatinização de uma relação de massa amido/soda é de 4:1 associada a um tempo de gelatinização de 20 minutos.

Lima, e outros, (2008), efetuaram ensaios de flotação inversa, em escala de bancada, com amostras de minério de ferro da Mina de Fábrica Nova, localizada em Mariana, MG. Para estes ensaios de flotação, foram fixados o pH em 10,5, porcentagem de sólidos em 45% em peso e rotação da célula de flotação em 1200RPM. As variáveis estudadas foram dosagem de coletor, amina EDA (A) e depressor, amido de milho (B), cujos níveis de dosagem foram de 75 e 150 g/t e de 200 e 400g/t para os respectivos reagentes. Para estudar a influência das variáveis supracitadas e seus respectivos níveis nas variáveis respostas: recuperação metalúrgica de Fe (X) e teores de Fe (Y) e SiO₂ (Z) no concentrado utilizou como ferramenta estatística o Algoritmo de Yates. Após a análise de significância das variáveis estudadas sobre as variáveis respostas, chegou-se às seguintes equações:

$$X = 75,53 + 11,41B + 15,03AB \quad (10)$$

$$Y = 61,43 - 2,72B \quad (11)$$

$$Z = 7,48 + 4,44B + 4,33AB \quad (12)$$

Observou-se, então, que a variável dosagem de amido teve efeito significativo sobre a recuperação metalúrgica de Fe, teor de Fe e de SiO₂ no concentrado (equações 10, 11 e 12) e que há uma inter-relação das duas variáveis (dosagem de amido e dosagem de amina) sobre as variáveis respostas X e Z (equações 10 e 12). Segundo estes mesmos estudos, o maior teor de Fe obtido foi de 63,99%, quando utilizados 150 g/t de amina e 200 g/t de amido. Nestas mesmas dosagens de reagentes o teor de SiO₂ obtido foi de 3,4 % (representa o menor teor obtido) e a recuperação metalúrgica de 57,02 %.

Lopes (2009) efetuou ensaios de flotação reversa, em escala de bancada, com amostras de minério de ferro da Mina de Serra Serpentina, localizada na região de Conceição do Mato Dentro, MG, cuja análise mineralógica semi-quantitativa

determinadas por microscopia ótica e análise granuloquímica estão apresentadas nas tabelas 5 e 6.

Tabela 5: Análise mineralógica semi-quantitativa da amostra de minério de ferro da Mina de Serra serpentina determinadas por microscopia ótica

Minerais identificados	Porcentagem
Hematita Especular	20
Hematita Lamelar	24
Hematita Granular	11
Hematita Sinuosa	0,2
Hematita Compacta*	55,2
Hematita Martítica	0
Magnetita	0
Goethita	1
Goethita Terrosa	0,5
Quartzo Livre	43
Quartzo Misto	0
Óxido de Manganês	0
Caulinita	0,1
Gbisita	0,5
Outros	0
Poros	4
Grau de liberação do quartzo	100
*Hematita compacta é a soma da hematita especular, hematita lamelar, hematita granular e hematita sinuosa.	

Fonte: Lima e outros (2008).

Tabela 6: Análise granuloquímica da amostra de minério Serra Serpentina

Faixa granulométrica (µm)	% simples	Teores (%)									Distribuição (%)			
		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	Mn	P	PPC	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P
+104	5,09	29,78	57,30	0,240	0,029	0,007	0,036	0,02	0,01	0,220	29,99	40,78	9,04	23,13
-30	57,77	32,12	53,80	0,330	0,032	0,012	0,028	0,02	0,01	0,310	25,86	30,61	9,93	18,49
-36	20,96	37,98	44,50	0,740	0,042	0,025	0,111	0,07	0,02	0,530	22,9	18,97	16,68	20,14
-38	16,18	45,19	29,04	3,660	0,053	0,075	0,255	0,10	0,04	1,920	21,25	9,65	64,36	38,2
Total recalculado	100,0	35,34	48,02	0,95	0,04	0,02	0,08	0,04	0,02	0,61	100,0	100,0	100,0	100,0

Fonte: Lopes, 2009.

Para estes ensaios de flotação, foram fixados o pH em 10,5, porcentagem de sólidos em 45% em peso e rotação da célula de flotação em 1200RPM. Para analisar a influência das variáveis estudadas (coletor: amina EDA - (A) e depressor: amido de milho gelatinizado - (B)) sobre as variáveis respostas (recuperação metalúrgica de Fe – (X), teor de Fe - (Y), teor de SiO₂ – (Z) no concentrado), utilizou como ferramenta estatística o Planejamento de Experimentos, em uma primeira fase de estudos; cujos os níveis de dosagem foram de 200 e 400 g/t (para o amido) e de 75 e 150 g/t (para a amina). Após a análise de significância das variáveis estudadas sobre as variáveis respostas, chegou-se às seguintes equações:

$$X = 82,40 - 5,78B \quad (13)$$

$$Y = 63,54 + 5,08B \quad (14)$$

$$Z = 8,01 - 7,14B \quad (15)$$

Observou-se, pelas equações acima, que somente a dosagem de amina foi significativa para as variáveis respostas. No entanto, o maior teor de Fe obtido foi de 66,62 % quando utilizado 200 g/t de amido e 150 g/t de amina.

4.2.5 – Flotação aniônica direta

A flotação aniônica direta é, geralmente, utilizada para minérios que possuem baixo teor ou para rejeitos, que foram descartados para barragens de rejeito. Os coletores usados são os ácidos graxos e os depressores ainda estão sendo estudados (Araújo, et al, 2004).

Luz (1996) estudou a flotação aniônica direta de minério de ferro, através de ensaios realizados em células de Fuerstenau e ensaios de flotação em escala de bancada. Utilizou como coletores o sulfonato de petróleo, o óleo de arroz e o óleo rícino, saponificados em meio aquoso e alcoólico. Como depressores foram utilizados o silicato e hexametáfosfato de sódio e o ácido tânico (tanino). O sulfonato de petróleo apresentou resultados promissores para a faixa de pH entre 6 e 8. O óleo de arroz, saponificado em meio alcóolico apresentou melhores resultados em relação ao reagente saponificado em meio aquoso. O óleo de arroz teve melhor desempenho em comparação ao óleo de rícino saponificado em meio aquoso. No entanto, o óleo de rícino saponificado em meio alcóolico apresentou alta flotabilidade para a hematita e baixa para sílica, a uma concentração de 400 g/t deste reagente, indicando uma boa seletividade entre os minerais. O silicato de sódio apresentou ser pouco eficaz na

depressão do quartzo. O hexametáfosfato de sódio demonstrou ser um depressor "enérgico" tanto para o quartzo quanto para a hematita. E o ácido tânico (tanino) mostrou ser mais seletivo, apresentando concentrados mais puros apesar de deprimir um pouco a hematita, reduzindo sua recuperação no concentrado.

Lopes (2009), em estudos de microflotação efetuados com amostras de hematita e quartzo, cujas composições químicas estão apresentadas nas tabelas 7 e 8, com o coletor oleato de sódio obteve máxima flotabilidade (100%) para a hematita nas seguintes condições: 50 mg/L, pH 7 e tempo de condicionamento de 4 minutos. Para o quartzo a máxima flotabilidade (98%) foi obtida para a concentração de 70 mg/L, pH 9 e tempo de condicionamento de 6 minutos. Posteriormente, nos ensaios de microflotação dos mesmos minerais efetuados com metassilicato de sódio verificou-se que houve maior depressão da hematita (flotabilidade de 0,66%) que do quartzo (flotabilidade de 15,9%) para a dosagem de 2% p/v.

Tabela 7: Composição química da amostra de hematita compacta

Óxido	Teor (%)
SiO ₂	0,73
Al ₂ O ₃	0,4957
P ₂ O ₅	0,0366
MnO	0,1369
CaO	0,0464
TiO ₂	0,0484
MgO	0,0892
Ferro Total	68,68
Ferro II	0,17
Fe ₂ O ₃	97,96
FeO	0,22
PPC	0,31

Fonte: Lopes, 2009.

Tabela 8: Composição química da amostra de quartzo de Taboões

Elemento/óxido	Teor (%)
Al ₂ O ₃	0,2218
CaO	0,2013
Fe ₂ O ₃	0,0494
K ₂ O	0,0377
MgO	0,0348
MnO	-
Na ₂ O	0,0249
TiO ₂	0,0035
SiO ₂ *	99,4266

*obtido por diferença.

Fonte: Lopes, 2009.

Lopes (2009) também efetuou medidas de potencial zeta dos minerais puros, hematita e quartzo, condicionados em água destilada e, posteriormente, condicionados com os reagentes utilizados nos ensaios de microflotação que estão apresentados nas figuras de 15 a 17. A figura 15 apresenta os resultados obtidos pela determinação dos valores de potencial zeta para os minerais hematita e quartzo. Os pontos isoelétricos (PIE) da hematita e quartzo ocorreram nos valores de pH 7,8 e 1,8, respectivamente (figura 15). Através da figura 16, observou-se a reversão do potencial zeta da hematita no valor de pH (aproximadamente 3,5) quando usou-se oleato de sódio e quando usou-se oleato combinado com silicato de sódio. Entre os pH 2 e 4 infere-se que ocorra atração eletrostática do carboxilato com a superfície da hematita carregada positivamente e na região de pH acima de 7,8, adsorção química, pois os valores absolutos de potencial zeta do mineral condicionado com o coletor foram maiores que os valores obtidos do mineral na ausência de reagente (água destilada). Quando o mineral foi previamente condicionado com metassilicato de sódio, verificou-se que todos os valores de potencial zeta a partir do ponto de reversão (pH 3,5) foram menos eletronegativos do que aqueles valores obtidos para o mineral condicionado com oleato de sódio. Logo, houve a “diminuição” da adsorção do coletor sobre a superfície do mineral, devido à prévia adsorção de espécies de metassilicato presentes na solução, o que ocasionou a baixa flotabilidade (0,66%).

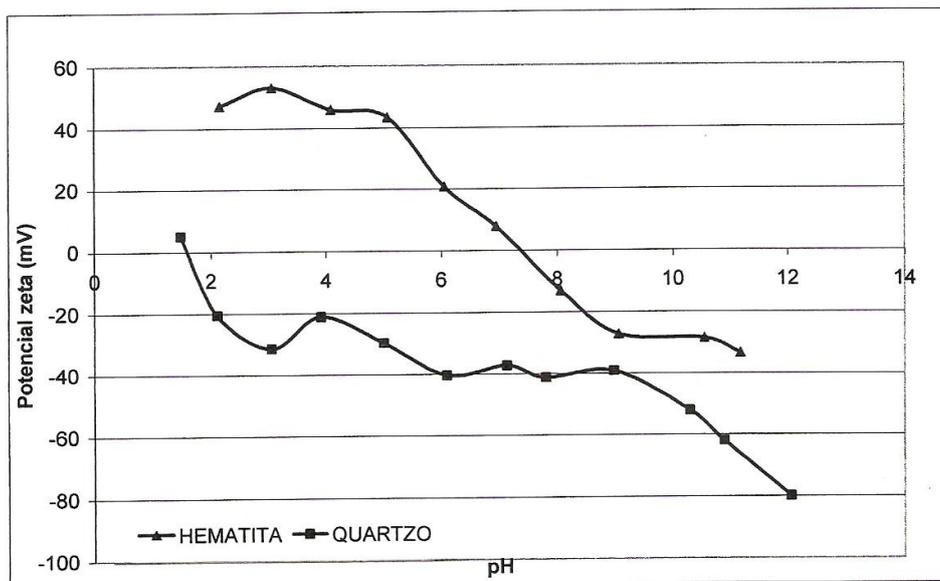


Figura 15: Potencial zeta de hematita e quartzo puros em água destilada em função do pH (Lopes, 2009)

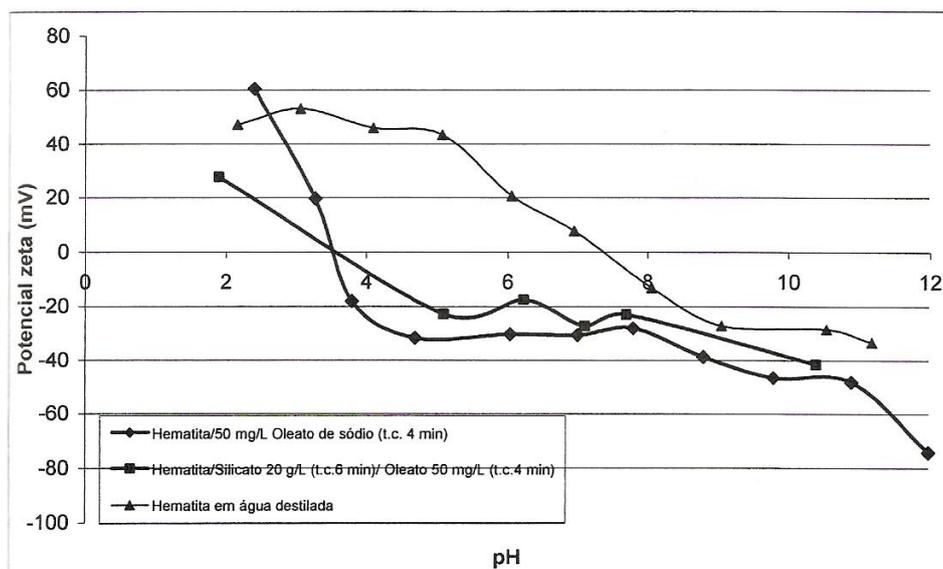


Figura 16: Potencial zeta de hematita condicionada em água destilada, hematita na presença de oleato de sódio, hematita na presença de oleato de sódio e silicato de sódio (Lopes, 2009)

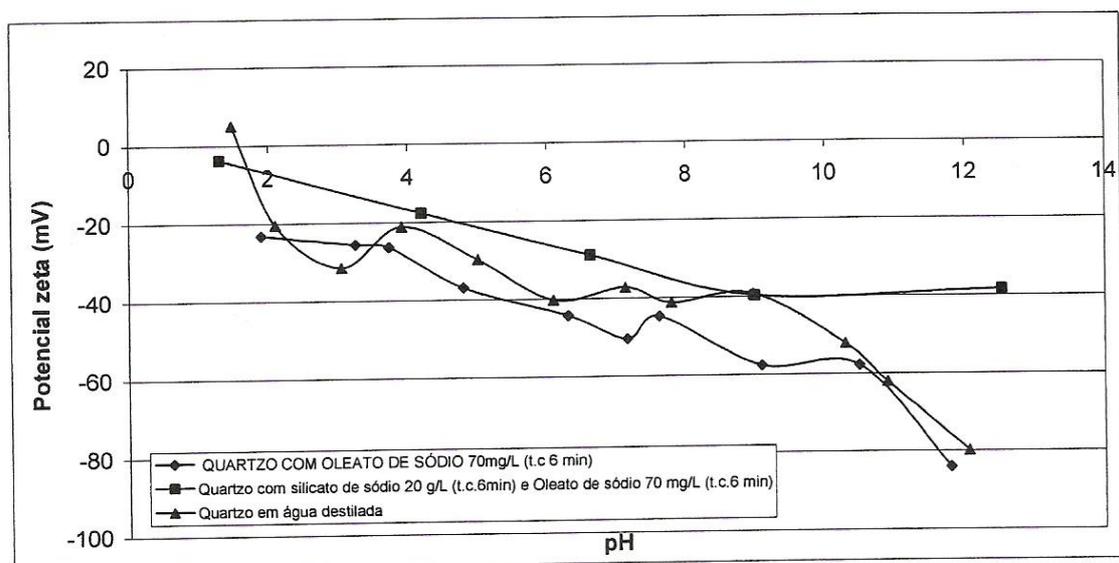


Figura 17: Potencial zeta de quartzo condicionado com água destilada, quartzo na presença de oleato de sódio, quartzo na presença de oleato de sódio e silicato de sódio em função do pH (Lopes, 2009)

Na figura 17 os potenciais zeta do quartzo condicionado com solução de oleato de sódio foram ligeiramente mais negativos do que os valores obtidos com o mineral condicionado apenas com água destilada, exceto para o valor de pH 3,5. Ao condicionar este mineral com depressor e coletor, os valores do potencial zeta mostraram-se menos negativos do que aqueles obtidos para o mineral condicionado água destilada. Esses mesmos efeitos foram observados para a hematita; logo, houve adsorção química do oleato de sódio sobre o quartzo também, o que poderia estar relacionado com os traços da impureza, especialmente de Al_2O_3 , CaO , Fe_2O_3 , MgO e TiO_2 .

Em ensaios de flotação em escala de bancada com a amostra de minério “Serra Serpentina” efetuados no valor de pH 7, Lopes (2009) obteve recuperação metalúrgica de Fe de 90% e teores de Fe e SiO_2 no concentrado de 58,2 e 14,2%, respectivamente. Esses valores foram muito piores que aqueles obtidos com o mesmo minério na flotação inversa usando amina e amido em pH 10,5 (recuperação metalúrgica de Fe de 75,8% e teores de Fe e SiO_2 no concentrado de 66,4 e 3,8%, respectivamente).

4.2.6 – Interferência de cátions na flotação de minérios de ferro

Scott e Smith (1993) estudaram o efeito dos cátions cálcio na flotação de quartzo e magnetita, utilizando diamina como coletor e constataram que, para concentrações de

CaCl_2 acima de 0,1mol/l, a recuperação de ambos os minerais diminui. Isso pode ser atribuído à adsorção de cátions Ca^{2+} na dupla camada elétrica das duas espécies minerais, que é a espécie predominante nos valores de pH abaixo de 11.

Iwasaki et al. (1980) estudaram os efeitos dos cátions cálcio e magnésio na flotação catiônica do quartzo contido em minérios de ferro, verificando que os íons cálcio, adsorvidos como CaOH^+ , e os íons magnésio, unidos pela heterocoagulação como Mg(OH)_2 precipitado, foram responsáveis pela floculação do quartzo em suspensão e, conseqüentemente, pela depressão na flotação catiônica em soluções alcalinas.

Os concentrados de minério de ferro da Samarco são normalmente estocados em tanques que alimentam o mineroduto que transporta a polpa para a etapa de pelotização em Ponta Ubu/ES. Até 2003 a adição de cal hidratada para o ajuste de pH da polpa para o valor de 11,4 era efetuado na alimentação dos tanques de concentrado. Visando verificar a influência do ajuste do pH pela adição de cal hidratada na alimentação do espessador de concentrado, cuja água clarificada é recirculada para a planta industrial (etapas de deslamagem e flotação), Carvalho (2003) efetuou estudos da interferência de Ca^{2+} (adição de cal hidratada a várias concentrações) na flotação em escala de bancada de minério do ferro, matendo-se constante a dosagem de amido em 400 g/t e de 33 g/t de amina. Nesses estudos verificou-se que houve aumento do teor de SiO_2 do concentrado com o aumento da dosagem de cal a que o autor atribui a ineficiência da etapa de deslamagem em conseqüência do baixo nível de dispersão da polpa devido a ação coagulante da cal hidratada pela atração dos cátions Ca^{2+} pela superfície dos minerais de ganga silicatada que possuem cargas negativas elevadas em valores de pH (10 a 10,5) de flotação reversa de minério de ferro.

Segundo Fuerstenau (1976) ao dissertar sobre a flotação aniônica dos óxidos e silicatos, os íons metálicos polivalentes também são adsorvidos especificamente em óxidos e silicatos; este fenômeno ocorre quando o cátion envolvido se hidrolisa gerando hidróxido complexo. Para ilustrar este fenômeno, compara-se a amplitude de pH onde o potencial zeta do quartzo na presença de um íon metálico é positivo com o diagrama de distribuição do cátion em questão. Como exemplo, tem-se que o potencial zeta do quartzo é positivo entre os valores de pH 8,4 e 11,9 na presença de 1×10^{-4} mol/litro de cloreto ferroso (figura 18). Estes dados podem ser demonstrados conforme o digrama de distribuição do FeOH^+ , apresentado na figura 6.

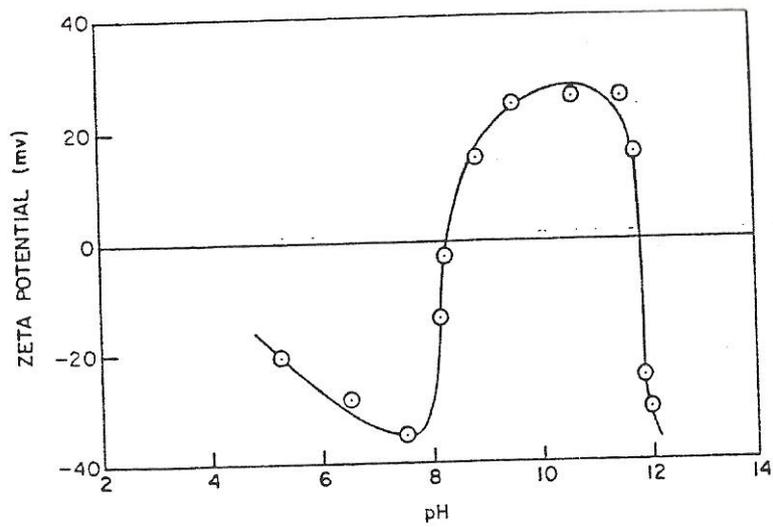


Figura 18: Potencial zeta do quartzo em função do pH na presença de 1×10^{-4} M de FeCl_2 (Fuerstenau, 1976).

5 – MATERIAIS E METODOLOGIA

5.1 – Origem e preparo das amostras

Foram utilizadas as mesmas amostras dos minerais puros, hematita compacta e quartzo, utilizadas por Lopes (2009). A amostra de minério de ferro de baixo teor da Mina de Fábrica de Nova, localizada no município de Mariana - MG, foi fornecida pela VALE.

Os minerais “puros” foram utilizados nos testes de microflotação e nos testes de potencial zeta, que tiveram por objetivo estudar o mecanismo de adsorção dos reagentes pela superfície da hematita e quartzo. Para tais finalidades, as etapas de preparação da amostra podem ser visualizadas no fluxograma da figura 19. Para os testes de microflotação, foi utilizada a fração granulométrica entre 270 e 325#. Para os ensaios de potencial zeta as amostras foram pulverizadas para granulometria inferior a 10 μm .

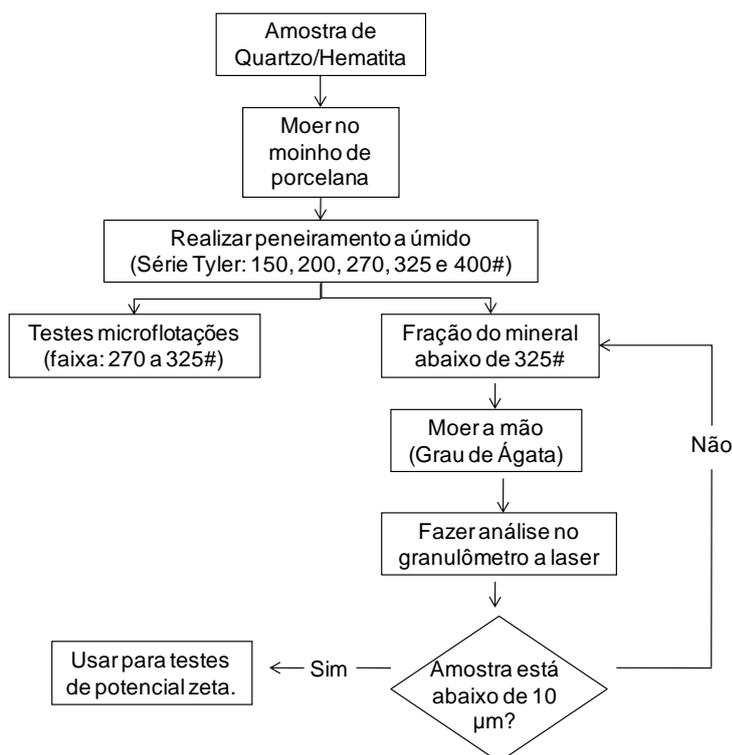


Figura 19: Fluxograma do preparo dos minerais quartzo e hematita para os ensaios de microflotação e potencial zeta

A amostra de minério de ferro de baixo teor de Fábrica Nova foi utilizada nos testes de flotação em bancada. Estas amostras encontravam-se presentes no laboratório do DEMIN/UFOP e foram homogeneizadas e quarteadas em pacotes de 20 Kg, aproximadamente. Para cada um destes pacotes realizou-se as etapas ilustradas no fluxograma da figura 20.

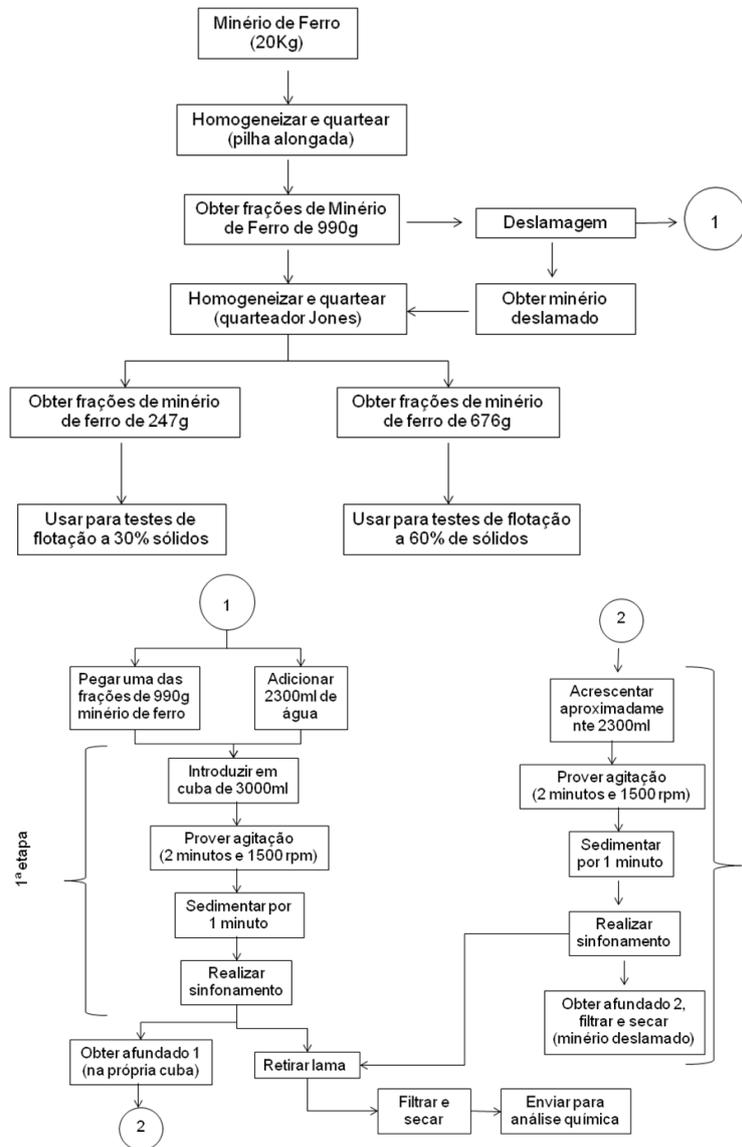


Figura 20: Fluxograma do preparo dos finos do minério de ferro para os ensaios de flotação em bancada

Nas tabelas 9 e 10 estão apresentadas a análise mineralógica semi-quantitativa das amostras de minério de ferro de Fábrica Nova determinadas por microscopia ótica e a composição mineralógica qualitativa do minério de ferro de Fábrica Nova por faixa granulométrica, determinada por difratometria de raios X (método do pó total). Observa-se que foi detectado caulinita somente na fração abaixo de 37 μm .

Tabela 9: Análise mineralógica semi-quantitativa da amostra de minério de ferro da Mina de Fábrica Nova determinadas por microscopia ótica

Minerais identificados	Porcentagem
Hematita Especular	0,19
Hematita Lamelar	0,72
Hematita Granular	4,10
Hematita Sinuosa	1,25
Hematita Compacta*	6,26
Hematita Martítica	30,41
Magnetita	0,77
Goethita	3,67
Goethita Terrosa	2,14
Quartzo Livre	56,09
Quartzo Misto	0,06
Óxido de Manganês	0,00
Caulinita	0,13
Gbisita	0,48
Outros	0,00
Poros	12,50
Grau de liberação do quartzo	99,89
*Hematita compacta é a soma da hematita especular, hematita lamelar, hematita granular e hematita sinuosa.	

Fonte: Lima e outros (2008).

Tabela 10: Composição mineralógica qualitativa do minério de Fábrica Nova por faixa granulométrica, determinado por difratometria de raios X (método do pó total)

Faixa granulométrica		% simples	Minerais identificados			
#	µm		Hematita (Fe ₂ O ₃)	Goethita (FeO(OH))	Quartzo (SiO ₂)	Caulinita (Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄)
+150	+104	28,3	X	X	X	-
-150+200	-104+74	22,8	X	X	X	-
-200+400	-74+38	32,0	X	X	X	-
-400	-38	16,9	X	X	X	X

Fonte: Lima e outros (2008).

Cabe ressaltar aqui que a diferença marcante entre o minério Serra Serpentina, utilizado por Lopes (2009) e o minério Fábrica Nova são o alto percentual de hematita martítica (30,41%) inexistente no minério Serra Serpentina, 5,81% de goethita em Fábrica Nova e 1,49% em Serra Serpentina, 12,5% de poros em Fábrica Nova e 4,38% em Serra Serpentina.

Na tabela 11 está apresentada a análise granuloquímica da amostra de minério Fábrica Nova, onde observa-se que 17% da amostra encontra-se abaixo de 38 µm, com maior teor de Fe (47,58%) e menor teor de SiO₂ (24,79%).

Tabela 11: Análise granuloquímica da amostra de minério Fábrica Nova

Faixa granulométrica (µm)	% simples	Teores (%)									Distribuição (%)			
		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	Mn	P	PPC	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P
+105	28,3	31,32	53,28	0,36	0,015	0,026	0,008	0,142	0,025	1,60	28,2	28,8	16,1	20,7
-105+74	22,8	22,08	67,18	0,30	0,012	0,021	0,014	0,090	0,018	1,13	16,0	29,3	10,8	12,0
-74+53	20,3	26,38	60,39	0,42	0,010	0,011	0,070	0,095	0,026	1,30	17,0	23,4	13,5	15,5
-53+38	11,6	35,39	47,28	0,52	0,019	0,012	0,058	0,149	0,035	1,81	13,1	10,5	9,5	11,9
-38	17,0	47,58	24,79	1,86	0,070	0,028	0,074	0,379	0,080	4,09	25,7	8,0	50,1	39,9
Total	100,0	31,45	52,35	0,63	0,023	0,020	0,039	0,162	0,034	1,88	100,0	100,0	100,0	100,0

Fonte: Lima e outros (2008).

5.2 - Microflotação

Os ensaios de microflotação em tubo de Hallimond modificado foram realizados para verificar a influência de diversos depressores, dentre eles o fluorsilicato de sódio (Na_2SiF_6), metasilicato de sódio (Na_2SiO_3), hexametáfosfato de sódio (NaPO_3)₆, amido de milho e dextrina branca com o coletor oleato de sódio na flotabilidade dos minerais puros hematita e quartzo, efetuados nos valores de pH 7 e 9 que foram os valores de máxima flotabilidade dos minerais hematita e quartzo respectivamente, com o oleato de sódio determinado por Lopes (2009).

Outro grupo de ensaios de microflotação também foi realizado para determinar o comportamento dos minerais puros hematita e quartzo previamente condicionados com sais como cloreto de cálcio (CaCl_2), cloreto de manganês (MnCl_2), cloreto de alumínio (AlCl_3) e cloreto de ferro II (FeCl_2) na presença do coletor oleato de sódio e do depressor que apresentou melhor resultado nos ensaios anteriores (metassilicato de sódio).

Os primeiros ensaios (na ausência dos sais) de microflotação foram realizados, em triplicata, de acordo com o procedimento descrito a seguir:

- i. Pesou-se 1 g da amostra (hematita ou quartzo) e a transferiu para o tubo de Hallimond;
- ii. Adicionou-se 270 mL das soluções dos depressores nas concentrações: 0,1; 0,5; 1,0; 10; 100; 250; 500; 1000; 2000 e 4000 mg/ L (para alguns depressores foi utilizado uma faixa menor de concentração: de 0,1 a 1000 mg/L) com o pH previamente ajustado para 7 e 9, previamente determinados por Lopes (2009);
- iii. Condicionou-se por 6 minutos com o depressor;
- iv. Adicionou-se o oleato de sódio nas concentrações de 50 mg/L para hematita e 70 mg/L para o quartzo, previamente determinados por Lopes (2009), e condicionou-se por mais 4 minutos para a hematita e 6 minutos para o quartzo;
- v. Flotou - se por 1 minuto;
- vi. Cessou-se a agitação e recolheram-se as frações flotado e afundado, separadamente;

vii. Filtrou-se e secou-se cada fração que posteriormente foram pesadas para o cálculo da flotabilidade de acordo com a fórmula:

$$\text{Flotabilidade (\%)} = \left[\frac{mf}{mf + mfa} \right] \times 100$$

onde: m_f = massa do flotado, m_{af} = massa do afundado.

Os demais ensaios de microflotação (na presença dos sais) foram realizados, em triplicata, de acordo com o procedimento descrito a seguir:

- i. Pesou-se 1 g da amostra (hematita ou quartzo) que foi transferida para o tudo de Hallimond;
- ii. Adicionou-se 270 mL das soluções dos sais nas concentrações: 50 e 100 mg/L com o pH previamente ajustado para 3, 5, 7, 9, 11 e 13;
- iii. Condiçãoou-se por 6 minutos com o sal;
- iv. Adicionou-se o metassilicato de sódio na concentração de 100 mg/L, e condiçãoou-se por mais 6 minutos;
- v. Adicionou-se o oleato de sódio nas concentrações 50 mg/L para a hematita e 70 mg/L para o quartzo, e condiçãoou-se por mais 4 minutos para a hematita e 6 minutos para o quartzo;
- vi. Flotou - se por 1 minuto;
- vii. Cessou-se a agitação e recolheram-se as frações flotado e afundado, separadamente;
- viii. Filtrou-se e secou-se cada fração que posteriormente foram pesadas para o cálculo da flotabilidade de acordo com a fórmula:

$$\text{Flotabilidade (\%)} = \left[\frac{mf}{mf + mfa} \right] \times 100$$

onde: m_f = massa do flotado, m_{af} = massa do afundado.

5.3 – Levantamento das curvas de Potencial Zeta

A determinação das curvas de potencial zeta foi efetuada para os minerais hematita e quartzo puros, na presença de depressor, coletor/depressor, sal e

coletor/depressor/sal. Foi utilizado o Zetâmetro Nano Z – Nanoseries, Malvern do Laboratório de Propriedades Interfaciais do DEMIN / UFOP. Cabe ressaltar aqui que as determinações das curvas de potencial zeta foram efetuadas em duplicata, para cada ponto determinado.

A metodologia para a determinação das curvas de potencial zeta em função do pH foi efetuada da seguinte forma:

- i. Preparou-se a solução do reagente em balão volumétrico de 250 mL;
- ii. Pesou-se 0,125 g do mineral para cada valor de pH;
- iii. Ajustou-se o pH da solução (25 mL) adicionando soluções diluídas dos reguladores de pH, ácido clorídrico (HCl) ou hidróxido de sódio (NaOH) (variação de pH: 2, 4, 6, 8, 10 e 12);
- iv. Adicionou-se o mineral (0,125 g);
- v. Manteve-se a dispersão (mineral/solução) em agitação por 6 minutos;
- vi. Coletou-se a dispersão com o auxílio de uma seringa e a injetou na cubeta limpa e ambientada com esta dispersão;
- vii. Inseriu-se a cubeta no equipamento para leitura do potencial zeta;
- viii. Plotou-se o gráfico (ζ versus pH) com os valores lidos pelo zetâmetro.

A metodologia supracitada sofreu algumas variações em função do(s) tipo(s) de reagente(s) utilizado(s), representado(s) no passo (i), na determinação do potencial zeta.

5.4 – Preparo das soluções dos reagentes

5.4.1 - Coletor oleato de sódio (1% p/v)

- i. Pesou-se 1g de ácido oléico (marca CROMOLINE, fabricante Química Fina Ltda);
- ii. Adicionou-se 10 mL de água destilada (sob agitação magnética);
- iii. Adicionou-se 1,7 mL de hidróxido de sódio 10%p/v (manteve sob agitação magnética até que a solução ficasse límpida de cor amarelada);
- iv. Transferiu-se o oleato de sódio para um balão volumétrico de 100 mL e completou-se o volume.

5.4.2 – Depressor amido de milho (1% p/v)

- i. Pesou-se 1g de amido de milho;
- ii. Adicionou-se 2 mL de água destilada (sob agitação magnética);
- iii. Adicionou-se 5 mL de hidróxido de sódio (NaOH) a 5 %p/v (manteve sob agitação magnética até que a solução ficasse límpida);
- iv. Transferiu-se para balão volumétrico de 100 mL e completou-se o volume.

5.5 – Ensaios de flotação em escala de bancada

Os testes de flotação em escala de bancada (em células CDC) foram realizados com as amostras do minério de ferro de Fábrica Nova usando oleato de sódio com os depressores que se mostraram mais promissores nos ensaios de microflotação em relação a seletividade na separação entre hematita e quartzo: fluorsilicato de sódio e metassilicato de sódio.

Para os testes de flotação aniônica direta, em escala de bancada, onde utilizou-se os reagentes oleato de sódio (coletor), fluorsilicato de sódio e metassilicato de sódio (depressores), foram analisadas as variáveis - deslamagem, porcentagem de sólidos, dosagem de coletor e dosagem de depressor - como fatores de influência para as variáveis respostas - recuperação metalúrgica de ferro, teores de Fe e SiO₂ nos concentrados obtidos.

Para estas análises, optou-se pelo planejamento estatístico de experimentos, mais especificamente o planejamento fatorial de dois níveis, sem réplicas (ensaios exploratórios). Logo, o planejamento foi feito com quatro fatores (deslamagem, porcentagem de sólidos, dosagem de coletor e dosagem de depressor), sendo que cada um destes fatores apresentou dois níveis (um nível mínimo e outro máximo), conforme tabela 12.

Tabela 12: Os fatores e seus níveis para o planejamento fatorial da flotação aniônica direta em escala de bancada

Variáveis	Níveis		Legenda
	-	+	
Deslamagem	Sim	Não	A
Porcentagem de sólidos (%)	30	60	B
Dosagem de oleato de sódio (g/t)	600	1200	C
Dosagem de depressor (g/t)	600	2400	D

A legenda mostrada na tabela 12 é um modo de simplificar as análises feitas pelo *software* estatístico Minitab 15. A tabela 13 apresenta uma saída deste *software* sobre o planejamento de como os experimentos da flotação aniônica direta em escala de bancada foram executados em laboratório.

Tabela 13: Planejamento estatístico da flotação aniônica direta em escala de bancada

Ordem padrão	Ordem aleatória	A	B	C	D
1	16	sim	30	600	600
2	14	não	30	600	600
3	9	sim	60	600	600
4	1	não	60	600	600
5	5	sim	30	1200	600
6	10	não	30	1200	600
7	12	sim	60	1200	600
8	3	não	60	1200	600
9	7	sim	30	600	2400
10	15	não	30	600	2400
11	6	sim	60	600	2400
12	4	não	60	600	2400
13	13	sim	30	1200	2400
14	11	não	30	1200	2400
15	2	sim	60	1200	2400
16	8	não	60	1200	2400

A primeira coluna “Ordem padrão” na tabela 13 apresenta os experimentos na sequência característica do modelo estatístico usado, onde para cada linha correspondem os valores (mínimo ou máximo) dos fatores apresentados nas colunas “A”, “B”, “C” e “D”. Por exemplo, para o experimento 1 os níveis se apresentam todos

no mínimo. A segunda coluna “Ordem aleatória” da mesma tabela 13 apresenta uma sequência sorteada pelo Minitab 15, a qual representa a ordem em que os experimentos foram executados no laboratório.

Para verificar a influência dos sais (AlCl_3 , FeCl_2 , MnCl_2 e CaCl_2) sobre flotação aniônica do minério de ferro, definiu-se a melhor condição obtida no planejamento estatístico de experimentos supracitado (não deslamar, 60% de sólidos, dosagens mínimas para ambos os reagentes) e considerou como única variável a dosagem dos sais que foram adicionados ao sistema de flotação.

O procedimento padrão dos ensaios de flotação em bancada, com os sistemas fluorsilicato de sódio/oleato de sódio e metassilicato de sódio/oleato de sódio foi o seguinte:

- i. Adicionou-se o minério de ferro na cuba de 1L;
- ii. Adicionou-se o volume de água necessário para obtenção da polpa com a porcentagem de sólidos desejada, descontando-se os volumes das soluções de oleato de sódio e de depressor;
- iii. Ajustou-se o rotor em 1200 rpm;
- iv. Adicionou-se o volume de depressor (solução a 0,5% p/v);
- v. Ajustou-se o pH 7;
- vi. Condicionou-se por 6 minutos;
- vii. Adicionou-se o volume do oleato de sódio (solução a 1 % p/v);
- viii. Condicionou-se por 6 minutos;
- ix. Verificou-se o pH (se necessário, reajustou-o);
- x. Abriu-se o ar e flotou-se por 2 minutos;
- xi. Retirou-se os produtos flotado e afundado, secou-se e pesou-se;
- xii. Após secagem, homogeneizou-se, quarteou-se e pulverizou-se o flotado e o afundado, que foram enviados para Vale, em Mariana – MG, para análise química;
- xiii. Calculou-se os balanços de massas e metalúrgicos (apresentados no Apêndice 1).

O procedimento padrão dos ensaios de flotação em escala de bancada, com os sistemas cloreto de alumínio/metassilicato de sódio/oleato de sódio e cloreto de manganês/metassilicato de sódio/oleato de sódio foi o seguinte:

- i. Adicionou-se o minério de ferro na cuba de 1L;

- ii. Adicionou-se o volume de água necessário para obtenção da polpa com a porcentagem de sólidos desejada, descontando-se os volumes das soluções de oleato de sódio e depressor;
- iii. Ajustou-se o rotor em 1200 rpm;
- iv. Adicionou-se o volume da solução contendo sal (solução a 1% p/v);
- v. Ajustou-se o pH: 7 (MnCl_2) ou 9 (AlCl_3), que foram determinados nos ensaios de microflotação;
- vi. Condicionou-se por 6 min;
- vii. Adicionou-se o volume do depressor (solução a 1 % p/v);
- viii. Condicionou-se por 6 min;
- ix. Verificou-se o pH (se necessário, reajustou-o);
- x. Adicionou-se o volume do oleato de sódio (solução a 1 % p/v);
- xi. Condicionou-se por 6 min;
- xii. Verificou-se o pH (se necessário, reajustou-o);
- xiii. Abriu-se o ar e flotou-se por 2 min;
- xiv. Retirou-se os produtos flotado e afundado, secou-se e pesou-se;
- xv. Após secagem, homogeneizou-se, quarteou-se e pulverizou-se o flotado e o afundado, que foram enviados para Vale, em Mariana - MG, para análise química;
- xvi. Calculou-se os balanços de massas e metalúrgicos (apresentados no Apêndice 1).

6. RESULTADOS E DISCUSSÃO

6.1 – Caracterização química do minério Fábrica Nova

Na tabela 14 está apresentada a composição química do minério Fábrica Nova antes da deslamagem, após a deslamagem e da lama gerada.

Tabela 14: Composição química do minério Fábrica Nova

Minério	Peso (%)	Teores (%)			
		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P
“in natura” *	100,00	31,45	52,35	0,63	0,034
Deslamado	88,97	30,79	53,34	0,51	0,030
Lama	11,03	33,74	45,64	1,71	0,062

*Lima e outros (2008).

Cabe ressaltar aqui que os teores do minério deslamado e da lama foram obtidos pelas médias dos balanços metalúrgicos apresentados no Apêndice 1. Observa-se pela tabela 14 que há pouca diferença entre os teores de Fe para o minério sem deslamar, deslamado e para a lama, fato que poderia explicar a não significância da deslamagem na flotação deste minério em escala de bancada. Em relação ao teor de SiO₂, a lama teve o seu teor diminuído em quase 10% em relação ao minério sem deslamar e deslamado. Porém os teores de Al₂O₃ e P foram bem maiores.

6.2 – Ensaio de microflotação

6.2.1 – Sistema metassilicato de sódio / oleato de sódio

As flotabilidades dos minerais hematita e quartzo, condicionados com metassilicato de sódio (concentração variando em 0,1; 0,5; 1,0; 10 e 100 mg/L) e oleato de sódio (50 mg/L para a hematita e 70 mg/L para o quartzo) em pH 7 e 9 estão apresentadas nas figuras 21 e 22.

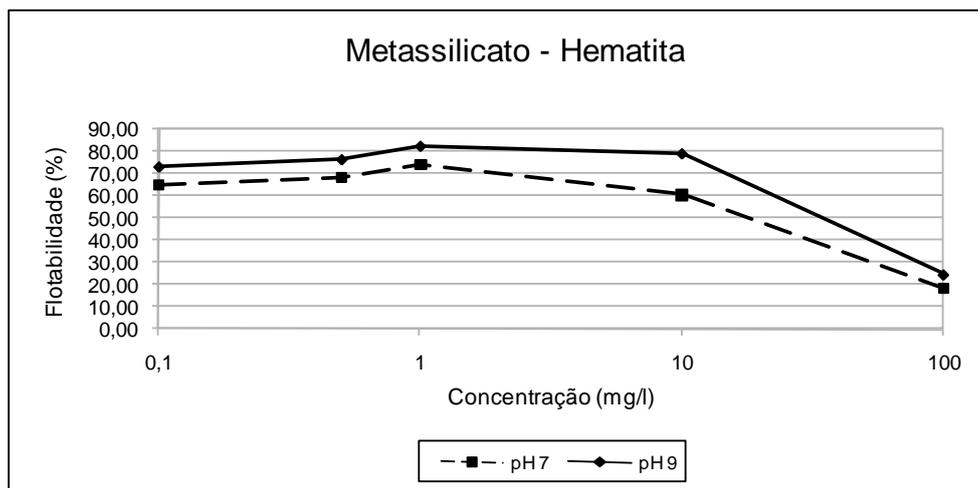


Figura 21: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com metassilicato de sódio e oleato de sódio (50mg/L) em pH 7 e 9

Observam-se maiores flotabilidades da hematita quando este mineral está condicionado com concentrações baixas de metassilicato de sódio e em pH 9, sendo a maior flotabilidade obtidos de 82,42% com 1mg/L de metassilicato de sódio e 50mg/L de oleato de sódio, em pH 9. A partir da concentração de 10 mg/L de metassilicato de sódio a flotabilidade da hematita diminui bruscamente. Somente em concentração mais alta do depressor aniônico (100 mg/L de metassilicato de sódio) houve, aparentemente, maior adsorção deste reagente sobre a hematita de modo a atribuir à superfície deste mineral um caráter mais hidrofílico.

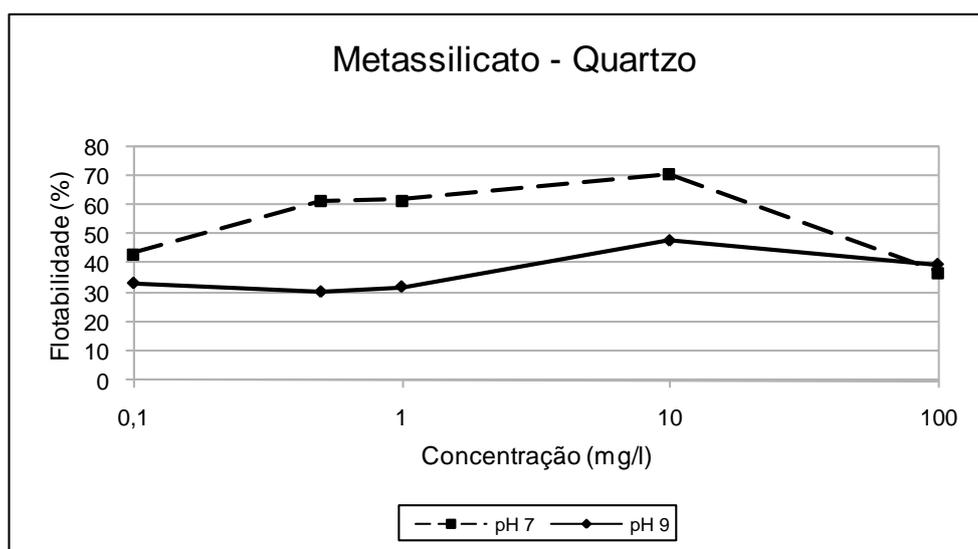


Figura 22: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com metassilicato de sódio e oleato de sódio (70mg/L) em pH 7 e 9

Para o mineral quartzo, o metassilicato de sódio deprime melhor este mineral em pH 9, sendo que a menor flotabilidade obtida foi de 30,33% quando o quartzo foi condicionado com 0,5mg/L de metassilicato de sódio e 70mg/L de oleato de sódio em pH 9.

Contudo, o condicionamento dos minerais estudados com metassilicato de sódio e oleato de sódio em pH 9, figuras 21 e 22, apresenta para a dosagem de 1 mg/L de depressor uma flotabilidade de 82,42% para a hematita e de 32% para o quartzo (a segunda menor flotabilidade). Ou seja, nas condições em que os experimentos foram efetuados e considerando baixas dosagens do depressor (0,1; 0,5; 1 e 10 mg/L), pode-se observar que o metassilicato de sódio tem maior afinidade pela hematita em relação ao quartzo, confirmando os estudos de Lopes (2009).

6.2.2 – Sistema fluorsilicato de sódio / oleato de sódio

As flotabilidades dos minerais hematita e quartzo, condicionados com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio em pH 7 e 9 estão apresentadas nas figuras 23 e 24.

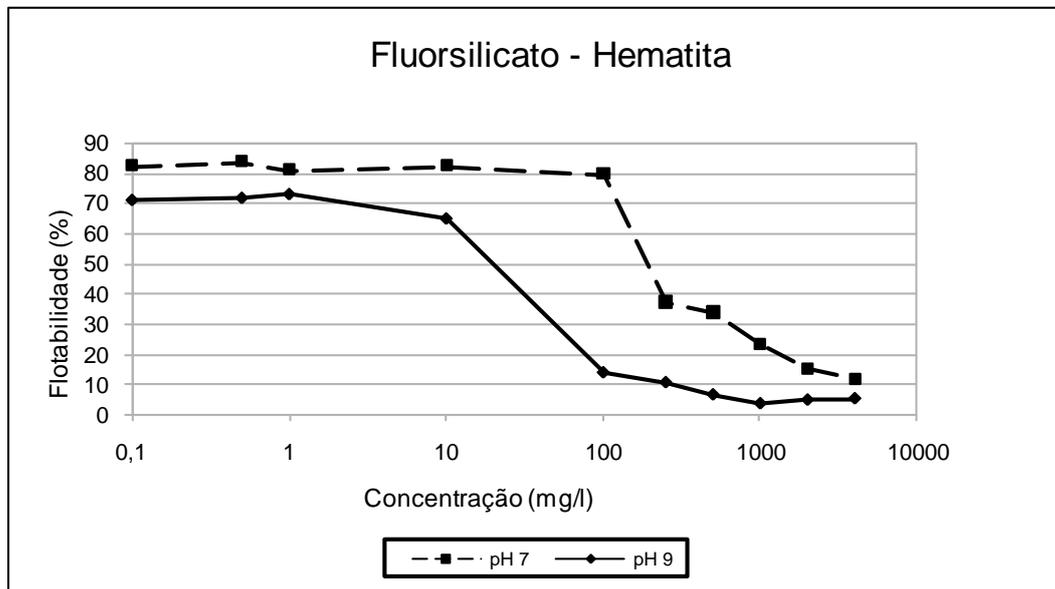


Figura 23: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio (50mg/L) em pH 7 e 9

Observa-se que ao condicionar a hematita com fluorsilicato de sódio em baixas concentrações (menor que 10 mg/L) a flotabilidade deste mineral é maior,

principalmente em pH 7. A maior flotabilidade da hematita obtida foi de 83,5% quando este mineral foi condicionado com 0,5 mg/L de fluorsilicato de sódio e 50 mg/L de oleato de sódio, em pH 7. No entanto, houve uma queda de flotabilidade do mineral de cerca de 20% em relação à máxima flotabilidade (100%), obtido por Lopes (2008). A partir de 100 mg/L de fluorsilicato de sódio ocorreu diminuição brusca da flotabilidade da hematita tanto em pH 7 quanto em pH 9.

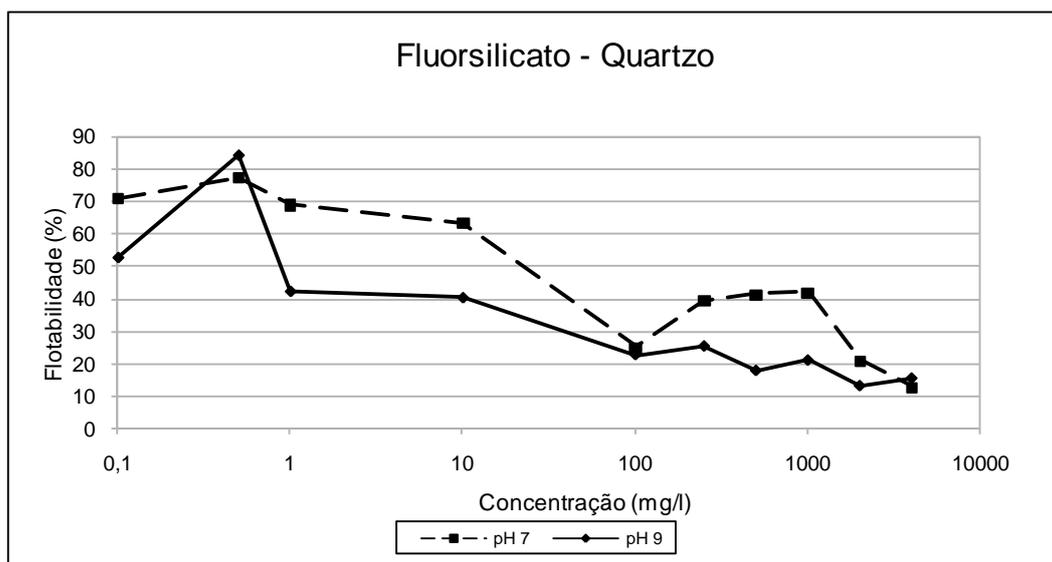


Figura 24: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio (70mg/L) em pH 7 e 9

Observa-se no gráfico da figura 24 que em concentração maiores de fluorsilicato de sódio este depressor deprime melhor o mineral quartzo, ressaltando o ponto cuja concentração de fluorsilicato de sódio foi de 100 mg/L onde a flotabilidade do quartzo foi baixa tanto para o pH 7 (24,9%) quanto para o pH 9 (22,5%).

As curvas de flotabilidade *versus* concentração de fluorsilicato de sódio apresentaram menores valores quando ambos os minerais, quartzo e hematita, foram condicionados em pH 9. Nesse valor de pH as espécies presentes na solução são $[\text{SiO}(\text{OH})_3^-]$, $[\text{SiO}_2(\text{OH})_2^{2-}]$ e $[\text{Si}_4\text{O}_6(\text{OH})_6^-]$ (Marinakís e Shergold, 1985). Fato que justifica depressão mais efetiva em pH 9 do fluorsilicato de sódio.

Considerando o sistema apresentado nas figuras 23 e 24 em pH 7, no ponto cujos minerais foram condicionados com fluorsilicato de sódio a 100 mg/L, as flotabilidades dos minerais hematita e quartzo foram, respectivamente, 79,4 e 24,9%. Este fato

demonstra que o fluorssilicato de sódio, em condições específicas, apresentou ser mais efetivo em deprimir o quartzo em relação à hematita.

6.2.3 – Sistema hexametáfosfato de sódio / oleato de sódio

As flotabilidades dos minerais hematita e quartzo, condicionados com hexametáfosfato de sódio e oleato de sódio em pH 7 e 9 estão apresentadas nas figuras 25 e 26.

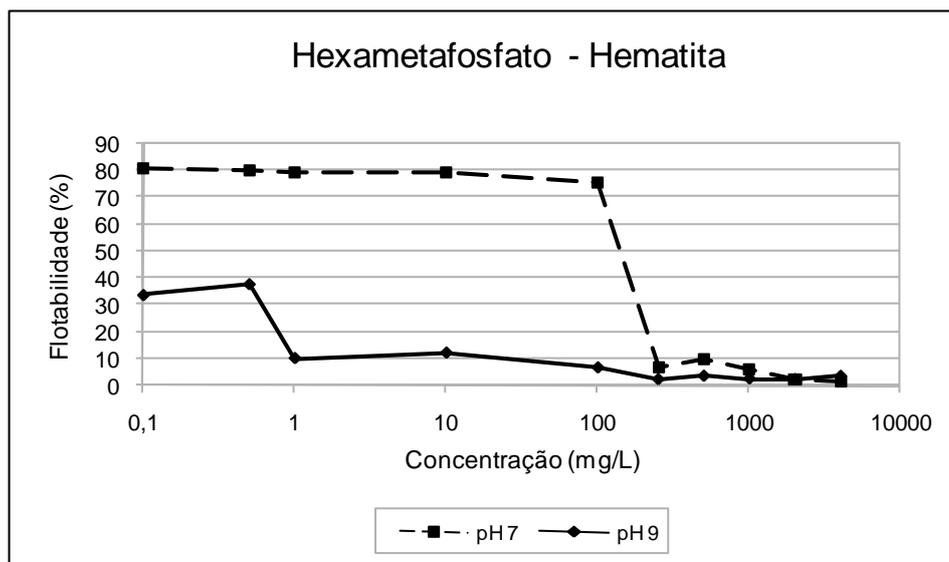


Figura 25: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com hexametáfosfato de sódio e oleato de sódio (50mg/L) em pH 7 e 9

Observa-se que a hematita quando condicionada com o hexametáfosfato de sódio, em concentrações abaixo de 100 mg/L, apresentou maiores flotabilidades em pH 7 em relação ao pH 9. A maior flotabilidade da hematita (80,8%) foi obtida quando este mineral foi condicionado com 0,1 mg/L de hexametáfosfato de sódio e 50 mg/L de oleato de sódio, em pH 7.

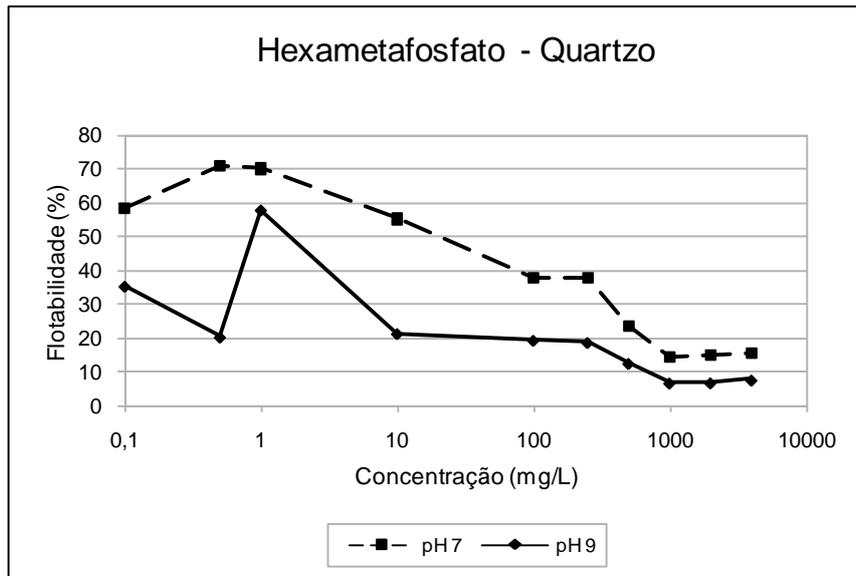


Figura 26: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com hexametáfosfato de sódio e oleato de sódio (70mg/L) em pH 7 e 9

O quartzo quando condicionado com hexametáfosfato de sódio, em baixas concentrações, e oleato de sódio em pH 7, também, apresentou maiores flotabilidades em relação ao pH 9. A maior flotabilidade obtida para este mineral foi de 70,3%, quando este último foi condicionado com 1mg/L de hexametáfosfato de sódio e 70 mg/L de oleato de sódio.

Pelas figuras 25 e 26, observa-se que o hexametáfosfato de sódio tem afinidade tanto com a hematita quanto com o quartzo, em pH 7. Em pH 9, este depressor deprimiu ambos os minerais estudados. Ou seja, o hexametáfosfato de sódio apresentou ser um efetivo depressor tanto para o quartzo quanto para a hematita, em pH 9, não conduzindo a nenhuma seletividade na separação dos dois minerais por flotação.

6.2.4 – Sistema dextrina branca / oleato de sódio

As flotabilidades dos minerais hematita e quartzo, condicionados com dextrina branca e oleato de sódio em pH 7 e 9 estão apresentadas nas figuras 27 e 28.

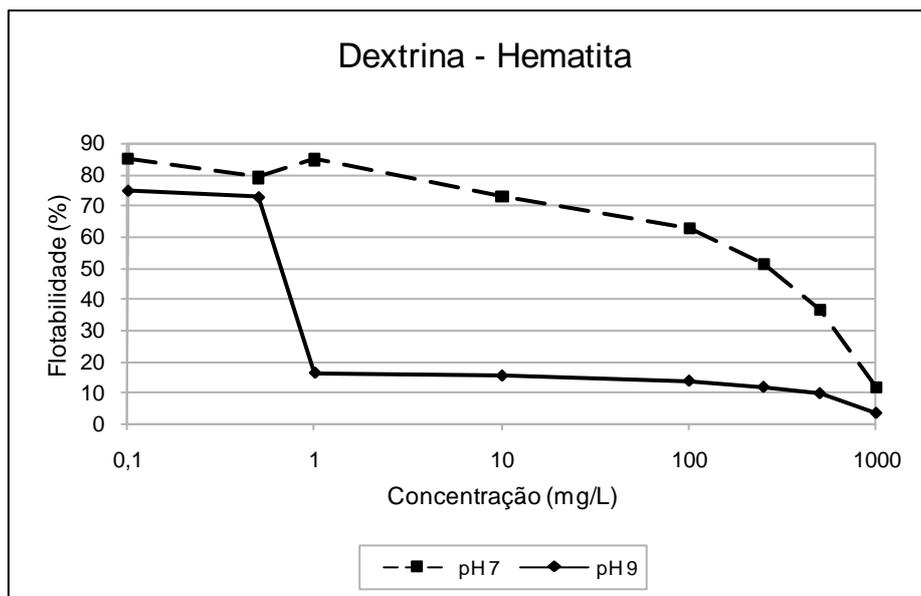


Figura 27: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com dextrina branca e oleato de sódio (50mg/L) em pH 7 e 9

Observa-se que em pH 9, a dextrina branca (em concentrações acima de 1 mg/L) deprimiu a hematita (figura 27), cujos os valores de flotabilidade foram aproximadamente constante (em torno de 15%). Porém, em pH 7 ocorreu o contrário, as flotabilidades de hematita foram maiores em relação ao pH 9, observando que esta flotabilidade diminui com o aumento da concentração de dextrina.

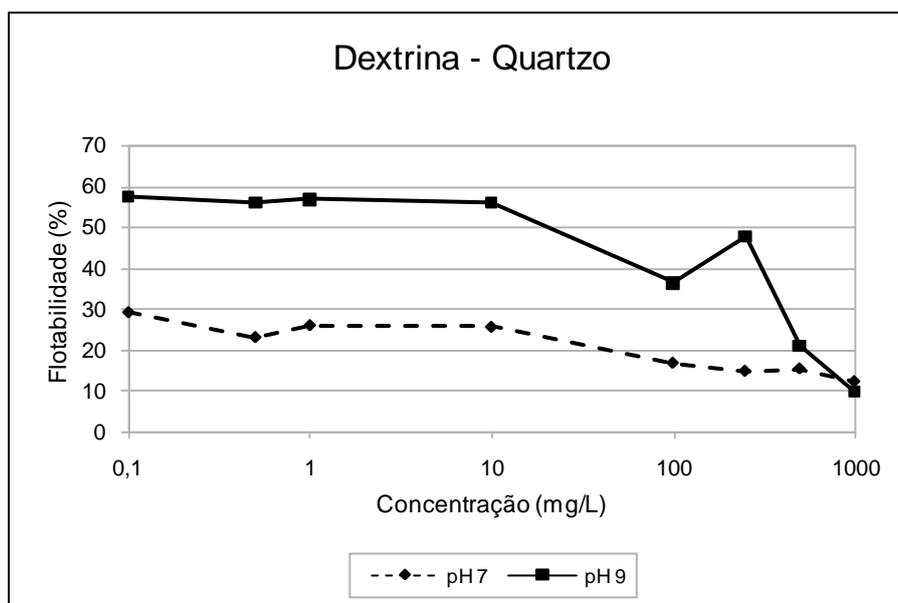


Figura 28: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com dextrina branca e oleato de sódio (70mg/L) em pH 7 e 9

O quartzo condicionado com dextrina branca em pH 9 (figura 28) apresentou maiores flotabilidades (em torno de 55%) em relação ao pH 7. No entanto, para o pH 7 as flotabilidades do quartzo foram aproximadamente constante, em torno de 25%.

O comportamento apresentado pelos minerais estudados com o sistema de reagentes dextrina branca e oleato de sódio, em pH 9 (figura 26 e 27) é contrário aos comportamentos apresentados pelos minerais com os outros sistemas apresentados até esta parte do presente trabalho. Ou seja, a dextrina branca, em pH 9, teve menor afinidade com o quartzo em relação a hematita.

6.2.5 – Sistema amido de milho / oleato de sódio

As flotabilidades dos minerais hematita e quartzo, condicionados com amido de milho e oleato de sódio em pH 7 e 9 estão apresentadas nas figuras 29 e 30.

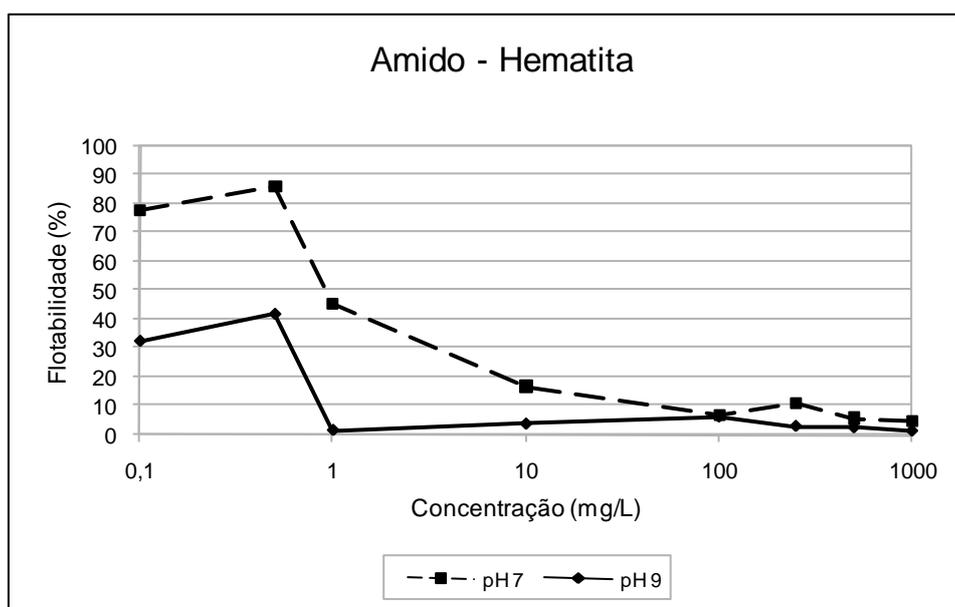


Figura 29: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com amido de milho e oleato de sódio (50mg/L) em pH 7 e 9

Através da figura 29, observa que a hematita foi deprimida pelo amido de milho em pH 9, principalmente em concentrações acima 1 mg/L. Este comportamento já havia sido identificado por Lima (1997) em que justifica-se o fenômeno pela alta adsorção do amido pela hematita, tornando-a de caráter hidrofílico. Em pH 7 o comportamento das flotabilidades da hematita são semelhante às flotabilidades obtidas em pH 9, com uma

leve aumento no valor das flotabilidades. No entanto, Lima (1997) estudou a flotação catiônica, usando o amido como depressor e amina como coletor.

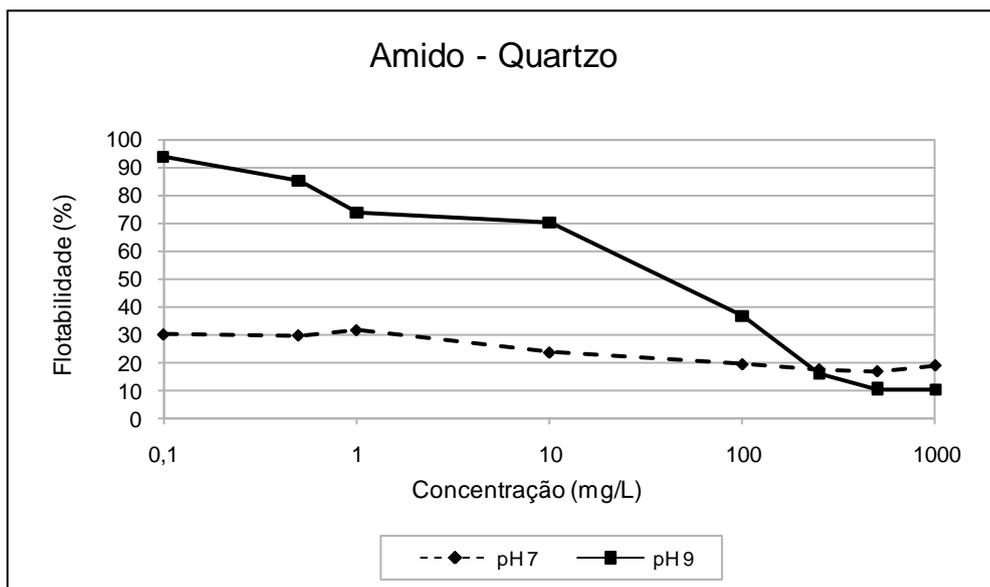


Figura 30: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com amido de milho e oleato de sódio (70mg/L) em pH 7 e 9

Na figura 30, observa-se que em pH 9 a flotabilidade do quartzo foi maior em relação ao pH 7. Esta flotabilidade do quartzo quando condicionado com amido de milho em pH 9 tende a diminuir com o aumento da concentração deste depressor. Para o quartzo condicionado com o mesmo depressor amido de milho, porém em pH 7 apresenta valores de flotabilidades aproximadamente constante em torno de 25%.

O comportamento apresentado pelo sistema amido de milho / oleato de sódio muito se assemelha ao comportamento apresentado pelo sistema dextrina branca / oleato de sódio.

Diante dos dados apresentados anteriormente para os sistemas com os depressores (metassilicato de sódio, fluorsilicato de sódio, hexametáfosfato de sódio, dextrina branca e amido de milho) e oleato de sódio, observa-se que dois depressores deprimiram o quartzo (metassilicato de sódio e fluorsilicato de sódio) e outros dois depressores (dextrina branca e amido de milho) deprimiram a hematita. Com o objetivo de continuar analisando os reagentes para a flotação aniônica optou-se por escolher entre os depressores inorgânicos. Primeiro, optou-se pelo metassilicato de sódio que apresentou maior flotabilidade da hematita (82%). Porém os resultados gerados pelo

uso do fluorsilicato de sódio demonstraram ser interessantes para estudos de flotação direta em escala de bancada.

Desse modo, o sistema metassilicato de sódio / oleato de sódio foi utilizado para testes de microflotações com a adição de sais e, posteriormente, para teste de flotação em escala de bancada e o sistema fluorsilicato de sódio / oleato de sódio foi utilizado para ensaios de flotação aniônica direta em escala de bancada.

6.2.6 – Sistema cloreto de cálcio / metassilicato de sódio / oleato de sódio

As flotabilidades dos minerais hematita e quartzo, condicionados com cloreto de cálcio, depressor metassilicato de sódio e coletor oleato de sódio, em função do pH estão apresentadas nas figuras 31 e 32.

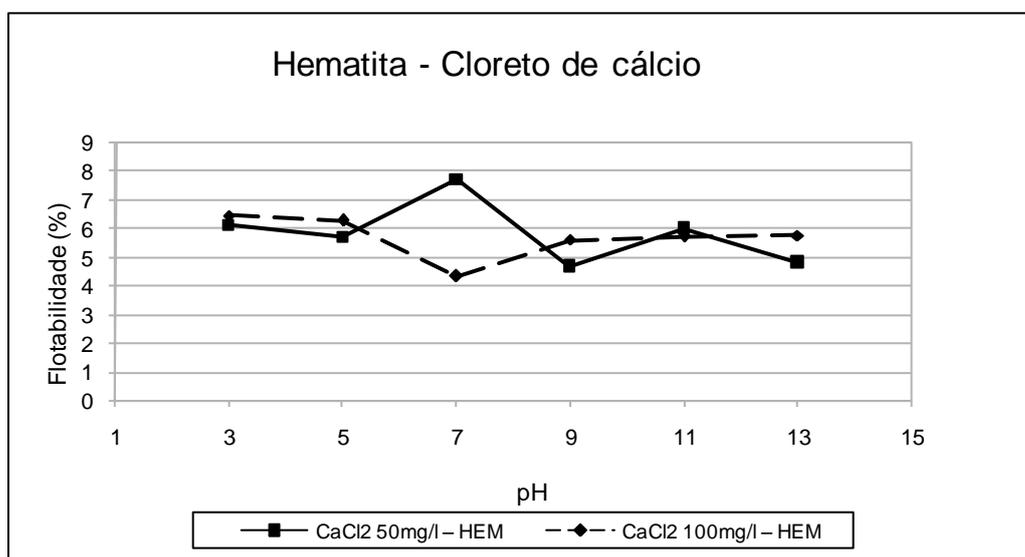


Figura 31: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com cloreto de cálcio, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (50mg/L) em função do pH

O pré-condicionamento da hematita com CaCl₂ (figura 31) em todos os valores de pH estudados deprimiu ainda mais o mineral, pois a flotabilidade do mineral diminuiu de 25% (figura 21) para valores menores do que 10%. No caso do quartzo (figura 32) o aumento da depressão foi menos acentuado (figura 22) do que no caso da hematita. No entanto, como era de se prever para os valores de pH acima de 11, especialmente para a dosagem de 100 mg/L de CaCl₂, observou-se ligeiro aumento da flotabilidade do mineral. Nestes valores de pH há a formação do hidroxicomplexo

CaOH^+ (figura 3), que com o carboxilato reage quimicamente, o que possibilita a flotação aniônica reversa, usando o metassilicato de sódio como depressor e o oleato de sódio como coletor.

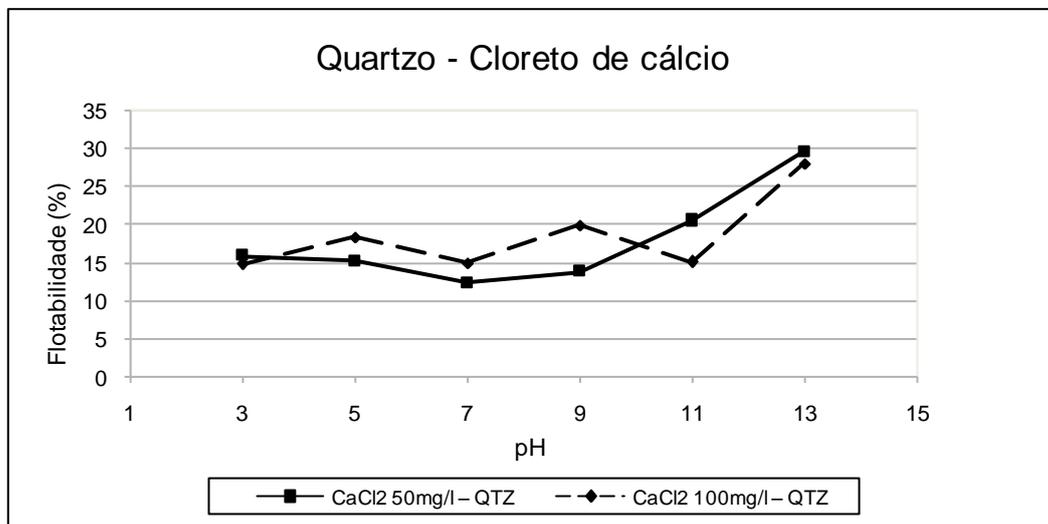


Figura 32: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com cloreto de cálcio, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (70mg/L) em função do pH

A adição forçada de íons metálicos no sistema auxilia a ativação da superfície de silicatos a fim de promover a adsorção do coletor tornando a superfície do mineral de caráter hidrofóbico. Ao condicionar previamente os minerais, hematita e quartzo, com o cloreto de cálcio observou-se que os íons Ca^{2+} não foram adsorvidos pela hematita, fazendo com este mineral fosse totalmente deprimido. Já para o quartzo, observou-se um pequeno aumento na flotabilidade deste mineral em relação à hematita, mas sem indicar uma condição propensa à flotação do quartzo utilizando metassilicato de sódio e oleato de sódio. Porém em pH 13 a flotabilidade do quartzo foi maior em relação aos outros valores de pH estudados, fato que pode ser explicado pela maior adsorção da espécie CaOH^+ sobre a espécie mineral neste valor de pH, conforme demonstrado no diagrama de concentração versus pH para $1 \times 10^{-3} \text{M}$ de Ca^{2+} (figura 5).

6.2.7 – Sistema cloreto de ferro II / metassilicato de sódio / oleato de sódio

As flotabilidades dos minerais hematita e quartzo, condicionados com cloreto de ferro, depressor metassilicato de sódio e coletor oleato de sódio, em função do pH estão apresentadas nas figuras 33 e 34.

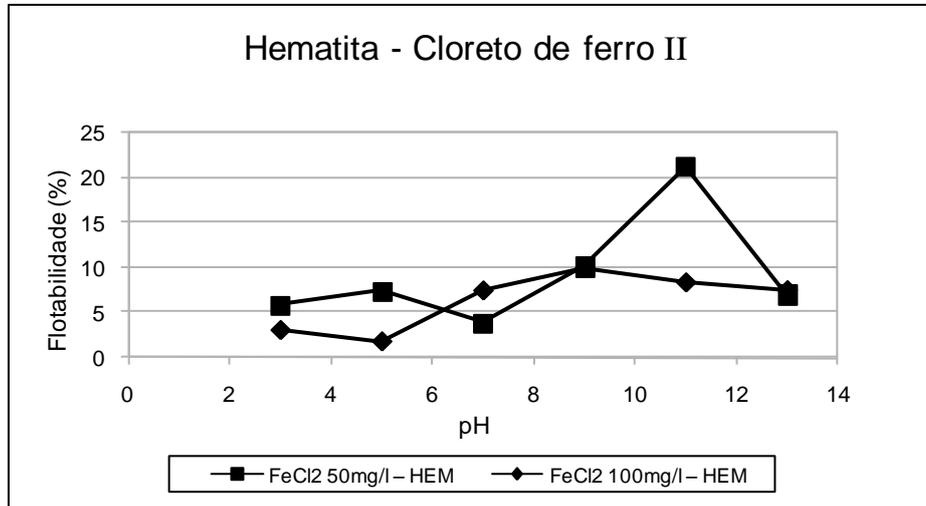


Figura 33: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com cloreto de ferro, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (50mg/L) em função do pH

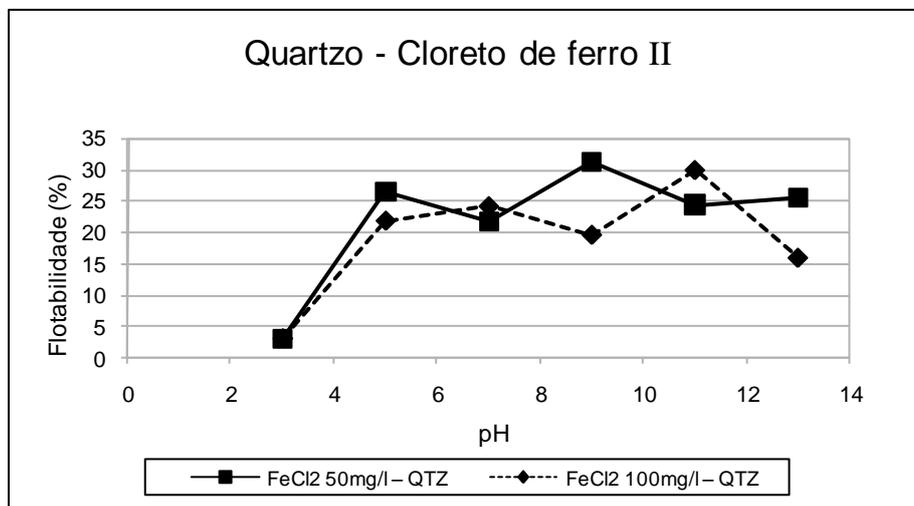


Figura 34: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com cloreto de ferro, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (70mg/L) em função do pH

Pela figura 33, observa-se que o menor ponto de flotabilidade, de 2%, ocorreu quando a hematita foi condicionada com o cloreto de ferro a 100 mg/L em pH 5. Para o

quartzo o menor ponto de flotabilidade, 3%, foi obtido quando este mineral foi condicionado com o cloreto de ferro tanto a 50 mg/L quanto a 100 mg/L (figura 34). Para a dosagem de 100 mg/L de metassilicato de sódio a flotabilidade da hematita estava em torno de 20 a 25% para os valores de pH 7 e 9 (figura 21). Para o quartzo em torno de 40% (figura 22). Ou seja, não houve diminuição acentuada da flotabilidade do quartzo nos valores de pH 7 e 9 (figura 22), uma vez que nesses valores de pH as espécies predominantes Fe^{2+} e $FeOH^+$ (figura 6) são atraídas pela superfície do quartzo carregada negativamente nesses valores de pH (figura 14) e como postulado por Fuerstenau e Palmer (1976) há adsorção química do carboxilato na superfície do mineral.

Observou-se, portanto, que ao condicionar previamente o mineral, hematita com o cloreto de ferro, os íons Fe^{2+} , $FeOH^+$ não foram adsorvidos pela hematita, especialmente para os valores de pH menores que 7,8 (PIE do mineral, figura 14). Em valores de pH 9 e 11, a flotabilidade do quartzo foi maior em relação aos outros valores de pH estudados, fato que pode ser explicado pela maior adsorção de íons $FeOH^+$ sobre a espécie mineral em pH 10, conforme demonstrado no diagrama de concentração versus pH para $1 \times 10^{-4} M$ de Fe^{2+} (figura 6).

6.2.8 – Sistema cloreto de manganês / metassilicato de sódio / oleato de sódio

As flotabilidades dos minerais hematita e quartzo, condicionados com cloreto de manganês, depressor metassilicato de sódio e coletor oleato de sódio, em função do pH estão apresentadas nas figuras 35 e 36.

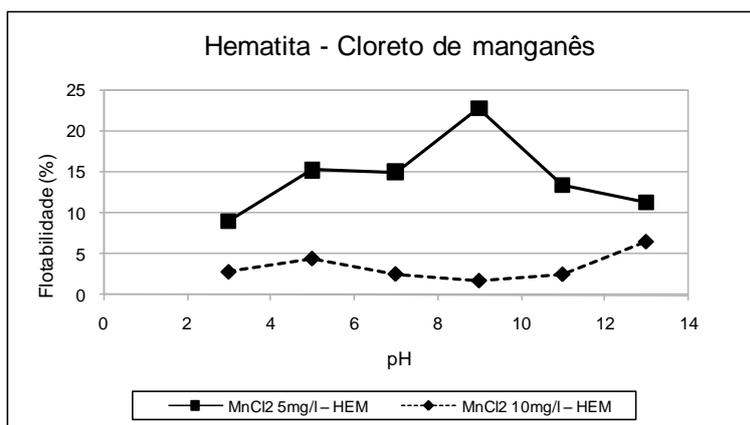


Figura 35: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com cloreto de manganês, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (50mg/L) em função do pH

Observa-se que o sistema apresentado pelos gráficos das figuras 35 e 36 demonstra uma tendência em deprimir a hematita quando esta é condicionado com o cloreto de manganês a 5 e 10 mg/L e em todos os pontos de pH analisados. O quartzo é deprimido quando condicionado com uma dosagem de 10 mg/L de cloreto de manganês, porém quando condicionado com o cloreto de manganês a 5 mg/L observa-se uma tendência no aumento da flotabilidade até o pH 7 e após este pH ocorre uma diminuição da flotabilidade, fato que pode ser explicado pela presença de maior concentração de íons Mn^{2+} e $MnOH^+$ na solução quando esta se encontra neste valor de pH, conforme ilustrado pelo diagrama de concentração *versus* pH de $1 \times 10^{-4} M$ de Mn^{2+} (figura 7), que se adsorveu na superfície negativa do mineral (figura 14). Logo, o pH 7 apresenta uma janela de seletividade para separação dos minerais analisados, sendo que na dosagem de 5 mg/L de cloreto de manganês a flotabilidade do quartzo foi de 73% e a flotabilidade da hematita foi de 15%.

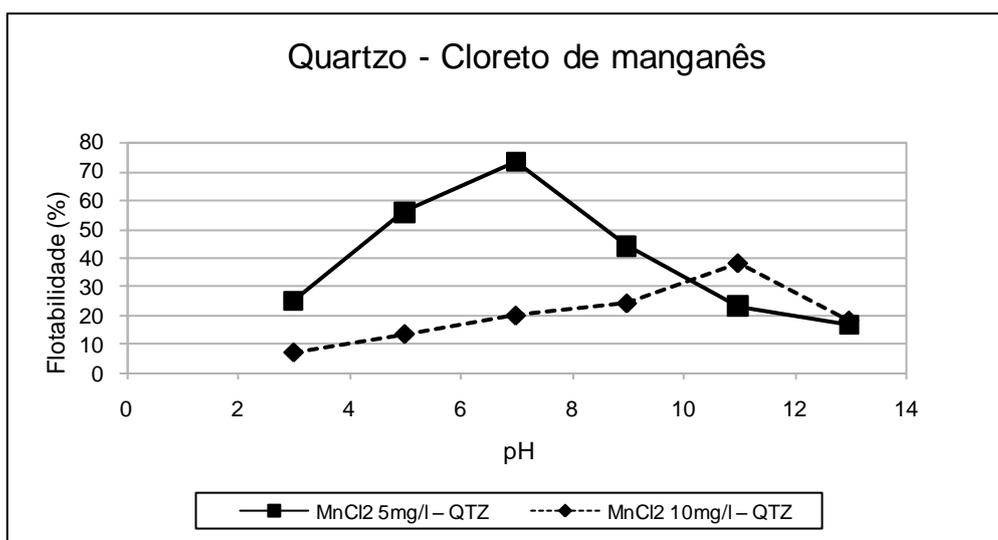


Figura 36: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com cloreto de manganês, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (70mg/L) em função do pH

6.2.9 – Sistema cloreto de alumínio / metassilicato de sódio / oleato de sódio

As flotabilidades dos minerais hematita e quartzo, condicionados com cloreto de alumínio, depressor metassilicato de sódio e coletor oleato de sódio, em função do pH estão apresentadas nas figuras 37 e 38.

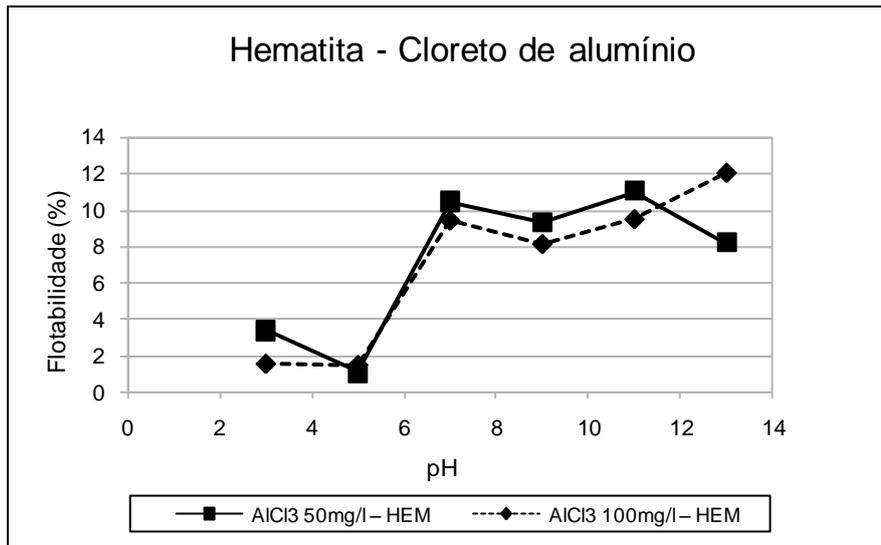


Figura 37: Flotabilidade do mineral hematita condicionado com cloreto de alumínio, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (50mg/L) em função do pH

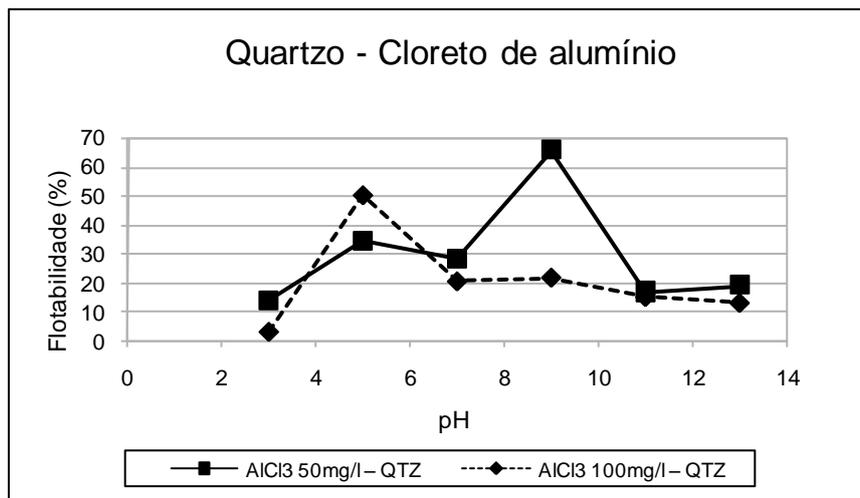


Figura 38: Flotabilidade do mineral quartzo condicionado com cloreto de alumínio, metassilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (70mg/L) em função do pH

As figuras 37 e 38 apresentam uma tendência em flotar o quartzo e deprimir a hematita. No valor de pH 9 nota-se que a flotabilidade do quartzo foi de 65% quando condicionado com 50 mg/L de cloreto de alumínio. Com esta mesma dosagem de cloreto de alumínio, também no valor de pH 9, a flotabilidade da hematita foi de 9%. Fato este que leva a observar a presença de seletividade na separação entre os minerais.

No entanto, pelo diagrama de estabilidade de espécies apresentado na figura 4 esta maior flotabilidade do quartzo neste valor de pH poderia estar relacionada com as espécies $\text{Al}(\text{OH}_2)^+$ à baixíssimas concentrações.

6.3 – Estudos eletrocinéticos

6.3.1 – Sistema fluorsilicato de sódio / oleato de sódio

As curvas de potencial zeta dos minerais hematita e quartzo para o sistema de reagentes fluorsilicato de sódio (100 mg/L) e oleato de sódio (50 mg/L para a hematita e 70 mg/L para o quartzo) estão apresentados nas figuras 39 e 40.

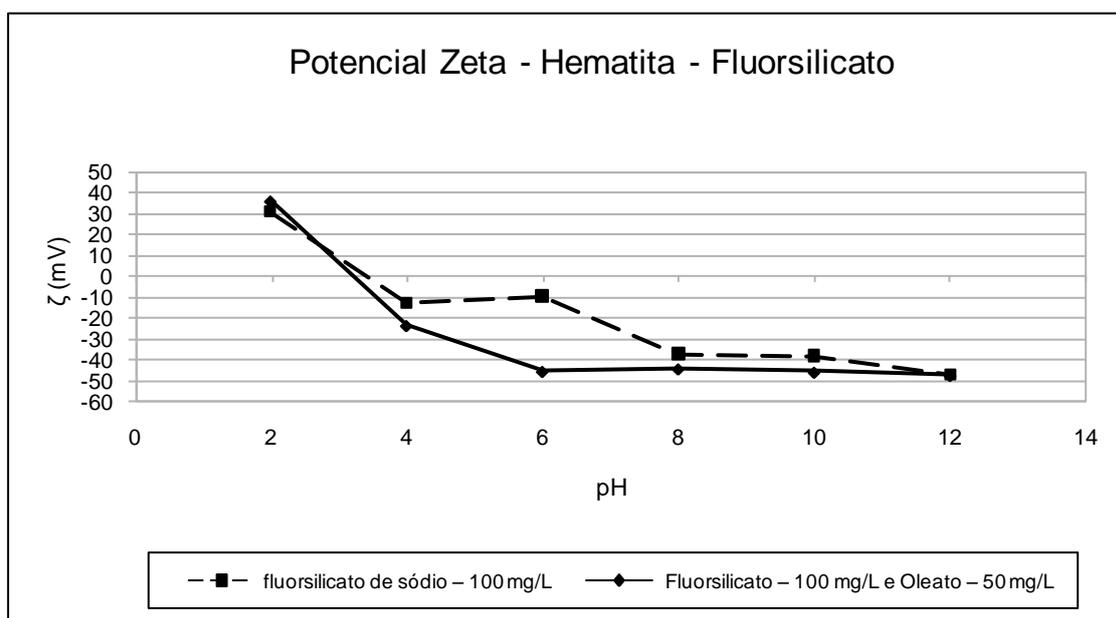


Figura 39: Potencial Zeta da hematita condicionada com fluorsilicato de sódio e com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio

Pela figura 39, observa-se a reversão do potencial zeta no valor de pH, aproximadamente, 3,5 para a hematita condicionada tanto com fluorsilicato de sódio quanto com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio, que pode ser explicado pela atração eletrostática da espécie SiF_6^{2-} pela superfície do mineral carregada positivamente até o PIE (7,8). A partir deste valor há adsorção específica das espécies HF_2^- , que possui maior atividade em valores de pH alcalinos. O que está coerente com a pequena queda de flotabilidade do mineral com esse reagente para os valores de pH 7 e 9. No entanto,

apesar desse depressor ter sido adsorvido na superfície do mineral não impediu a adsorção do oleato, pois os valores de potencial zeta do mineral tornou-se ainda mais negativos após condicionamento com o oleato, evidenciando claramente a adsorção química do mesmo sobre a superfície da hematita. Para este mesmo valor de pH (~ 3,5), Lopes (2009) também observou a reversão de potencial zeta quando a hematita foi condicionada com oleato de sódio (figura 15). Em valores de pH entre 2 e 4 infere-se que ocorra atração eletrostática do carboxilato com a superfície da hematita carregada positivamente. Na região acima do PIE da hematita, pH 7,8, ocorre adsorção química.

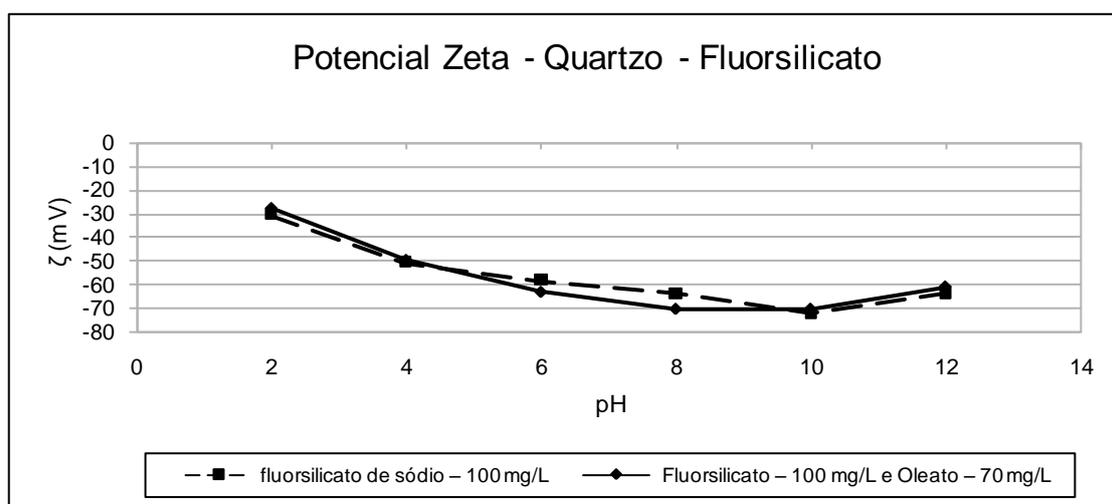


Figura 40: Potencial Zeta do quartzo condicionado com fluorsilicato de sódio e com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio em função do pH

Observa-se que todos os valores do potencial zeta obtidos com o quartzo condicionado com fluorsilicato de sódio e com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio (figura 40) foram negativos, o que demonstra que ocorreu a adsorção química do fluorsilicato de sódio sobre o quartzo tornando a superfície deste mineral de caráter hidrofílico, uma vez que os valores de potencial zeta do mineral condicionado com fluorsilicato de sódio, seguido de condicionamento com oleato de sódio permaneceu inalterado, o que está coerente com os resultados da microflotação (figura 24).

6.3.2 – Sistema cloreto de manganês / metassilicato de sódio / oleato de sódio

As curvas de potencial zeta dos minerais hematita e quartzo para o sistema de reagentes cloreto de manganês, metassilicato de sódio e oleato de sódio estão apresentados nas figuras 41 e 42.

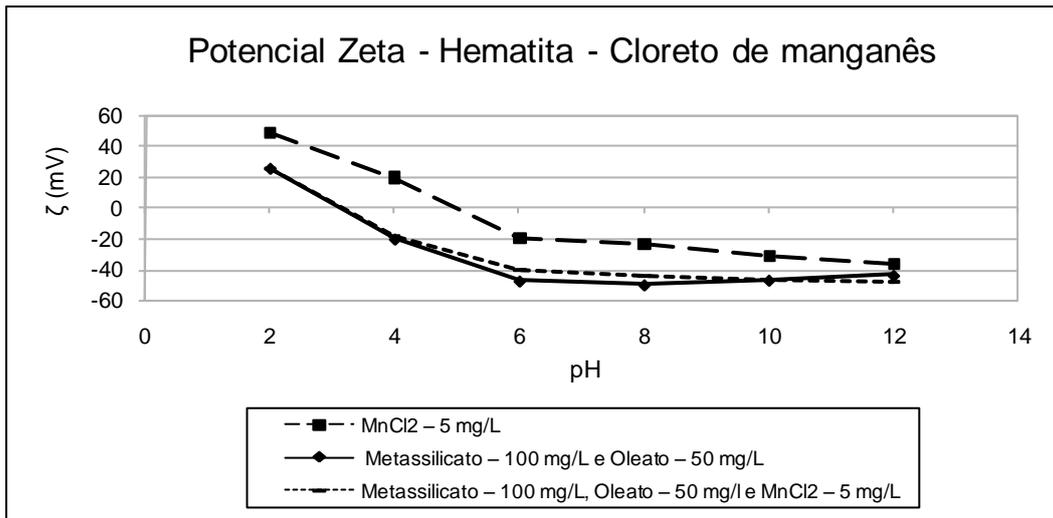


Figura 41: Potencial Zeta da hematita previamente condicionado com $MnCl_2$

Através da figura 41 observa-se uma reversão nos valores de potencial zeta em torno de pH 5,5 quando a hematita é condicionada com cloreto de manganês. Nesse sistema observa-se que o íon Mn^{2+} é um íon determinante de potencial. Com metassilicato de sódio e oleato de sódio e com cloreto de manganês, metassilicato de sódio e oleato de sódio, houve reversão do potencial zeta no valor de 3,5 devido a adsorção da espécie aniônica $[SiO(OH)_3]^-$ pela superfície do mineral carregado positivamente para valor de pH abaixo de 7,8 (figura 15). Este fato pode explicar a depressão da hematita neste sistema, onde não ocorreu de modo significativo a adsorção deste reagente na hematita, uma vez que o potencial zeta do mineral permaneceu praticamente inalterado quando o mesmo foi pré-condicionado com $MnCl_2$.

Para que ocorra flotação do quartzo com adição de íons metálicos no sistema, segundo Fuerstenau (1976) é importante conhecer o pH em que ocorre a primeira hidrólise do sal de modo a formar o hidroxicomplexo. No caso do $MnCl_2$ o valor de pH que ocorre essa hidrólise é, aproximadamente, 7 conforme ilustrado pela figura 7. Este valor de pH (7) é o mesmo que ocorreu maior flotabilidade do quartzo para os testes de microflotação utilizando o $MnCl_2$, metassilicato de sódio e oleato de sódio (figura 36), embora não tenha sido observado reversão do potencial zeta do mineral para a concentração de $MnCl_2$ de 5mg/L, o que pode estar associado à baixa concentração do hidroxicomplexo em $MnOH^+$ na solução (figura 7).

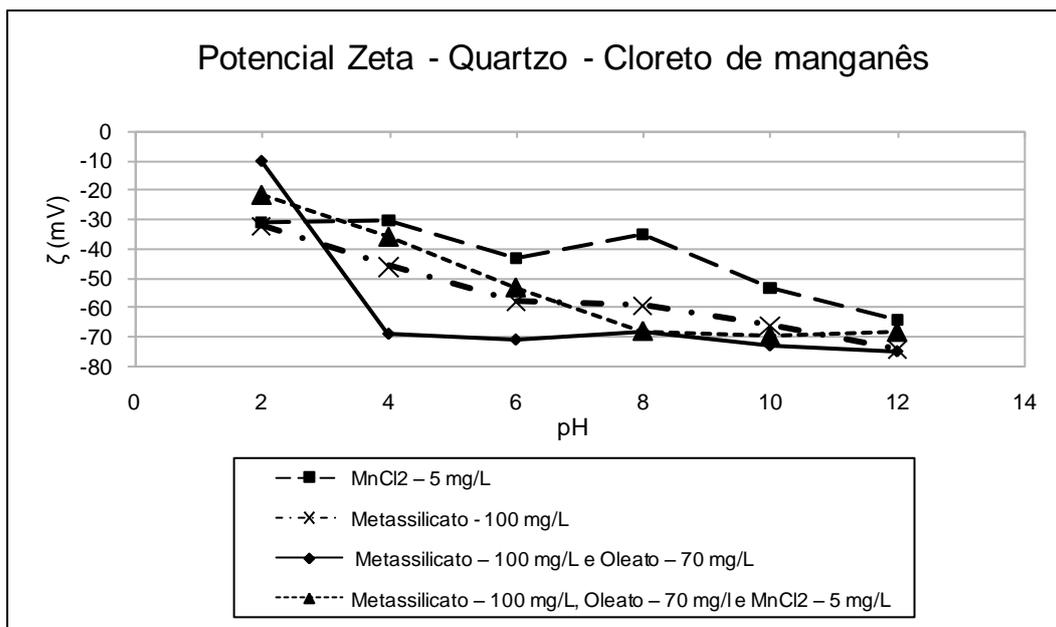


Figura 42: Potencial Zeta do quartzo previamente condicionado com $MnCl_2$

Os valores de potencial zeta do quartzo condicionado com metassilicato de sódio e oleato foram mais negativos que aqueles valores do mineral condicionado com $MnCl_2$, exceto para o valor de pH 2. Com o prévio condicionamento do mesmo com $MnCl_2$, seguido do condicionamento com o metassilicato de sódio e com oleato de sódio, verificou-se que os valores de potencial zeta não foram tão negativos quanto aqueles valores de potencial zeta obtidos com o quartzo condicionado com o metassilicato de sódio e oleato de sódio, fato que evidencia a adsorção química da espécie $MnOH^+$ e o carboxilato.

6.3.3 – Sistema cloreto de alumínio / metassilicato de sódio / oleato de sódio

As curvas de potencial zeta dos minerais hematita e quartzo para o sistema de reagentes cloreto de alumínio, metassilicato de sódio e oleato de sódio estão apresentados nas figuras 43 e 44.

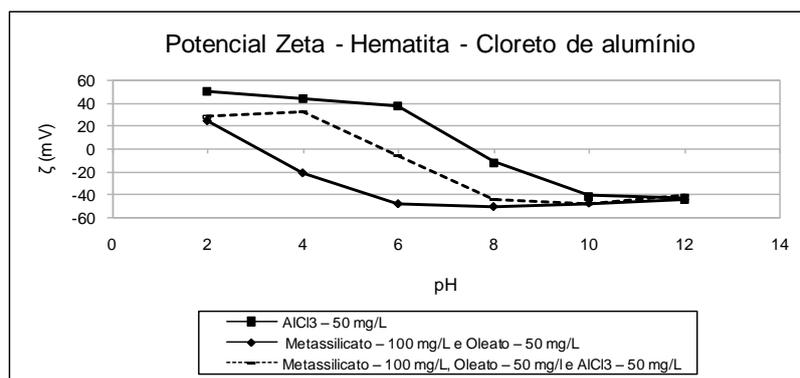


Figura 43: Potencial Zeta da hematita condicionada com AlCl_3 , metassilicato de sódio e oleato de sódio em função do pH

Para o condicionamento da hematita com metassilicato de sódio e oleato de sódio no valor de pH próximo a 3,5 ocorreu a reversão dos valores do potencial zeta. Para o condicionamento da hematita com cloreto de alumínio, metassilicato de sódio e oleato de sódio ocorreu a reversão dos valores de potencial zeta em pH próximo a 5,5. Como era de se esperar com o uso isolado de AlCl_3 o sinal de potencial zeta da hematita permaneceu inalterado até o valor de pH 7,8 que é o PIE do mineral (figura 15), pois as espécies predominantes na solução são Al^{3+} , $\text{Al}(\text{OH})_2^+$ e $\text{Al}(\text{OH})_2^{2+}$, têm o mesmo sinal da superfície do mineral. Para o mineral condicionado com 100 mg/L de metassilicato de sódio houve reversão do potencial zeta no valor de pH 4, o que se deve a adsorção das espécies $[\text{SiO}(\text{OH})_3^-]$ e $[\text{SiO}_2(\text{OH})_2^-]$. A partir do valor pH 9 há a possibilidade também de adsorção química da espécie $[\text{SiO}_6(\text{OH})_6^{2-}]$ além das duas espécies citadas anteriormente.

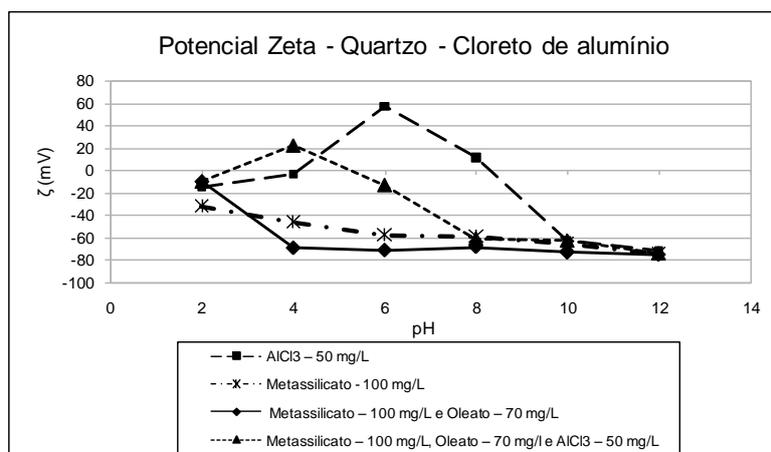


Figura 44: Potencial Zeta do quartzo condicionada com AlCl_3 , metassilicato de sódio e oleato de sódio em função do pH

Observa-se, na figura 44, que para a faixa de pH entre, aproximadamente, 4 e 8,5, os valores de potencial zeta para o quartzo condicionado com cloreto de alumínio são positivos, fato justificado pelo diagrama de concentração *versus* pH de $1 \times 10^{-4} \text{M}$ Al^{3+} , $\text{Al}(\text{OH})_2^+$ e $\text{Al}(\text{OH})^{2+}$ (figura 4). Este fenômeno justifica a maior flotabilidade obtida para o quartzo nos testes de microflotação condicionando este mineral com o mesmo sistema de reagentes, em pH 9. Este valor de pH é próximo ao valor de pH de formação dos hidróxicomplexos, favorecendo à adsorção do oleato sobre a superfície do quartzo, tornando-o de caráter hidrofóbico.

6.4 – Flotação em escala de bancada

Nos testes de flotação em escala de bancada foram analisados os sistemas: oleato de sódio e fluorsilicato de sódio como flotação aniônica direta, além do uso de MnCl_2 e AlCl_3 com metassilicato e oleato de sódio.

6.4.1 – Sistema fluorsilicato de sódio / oleato de sódio

Na tabela 15 estão apresentados os testes, os fatores (deslamagem (A), porcentagem de sólidos (B) e dosagem do oleato de sódio (C) e do fluorsilicato de sódio (D)) e as variáveis respostas (recuperação metalúrgica (Y_1) e teores de Fe (Y_2) e SiO_2 (Y_3)) do planejamento estatístico fatorial com quatro fatores a dois níveis.

A primeira análise feita no planejamento estatístico com o oleato de sódio e o fluorsilicato de sódio foi verificar as influências causadas pelos fatores estudados em relação a variável resposta recuperação de metalúrgica. A figura 45 mostra através do Gráfico de Pareto a significância dos fatores estudados para a recuperação metalúrgica de ferro.

Tabela 15: Resultados obtidos dos testes do planejamento estatístico feito com fluorsilicato de sódio e oleato de sódio

Teste	A	B	C	D	Y ₁	Y ₂	Y ₃
1	sim	30	600	600	73,68	30,15	54,44
2	não	30	600	600	67,46	30,51	53,52
3	sim	60	600	600	46,23	39,96	39,32
4	não	60	600	600	40,41	35,27	45,61
5	sim	30	1200	600	64,26	33,13	49,9
6	não	30	1200	600	60,79	31,08	52,2
7	sim	60	1200	600	47,49	46,14	29,73
8	não	60	1200	600	38,68	41,84	35,94
9	sim	30	600	2400	80,54	30,02	54,65
10	não	30	600	2400	69,63	31,58	52,21
11	sim	60	600	2400	46,34	47,06	28,73
12	não	60	600	2400	48,52	45,14	31,36
13	sim	30	1200	2400	35,77	31,5	52,46
14	não	30	1200	2400	68,43	32,65	50,33
15	sim	60	1200	2400	36,11	47,18	28,48
16	não	60	1200	2400	46,4	49,63	24,4

Observa-se pela figura 45 que o único fator significativo estatisticamente para a recuperação de ferro no sistema oleato de sódio/fluorsilicato de sódio é a porcentagem de sólidos, ou seja, para conseguir alterar a recuperação de ferro neste sistema deve-se alterar a porcentagem de sólidos.

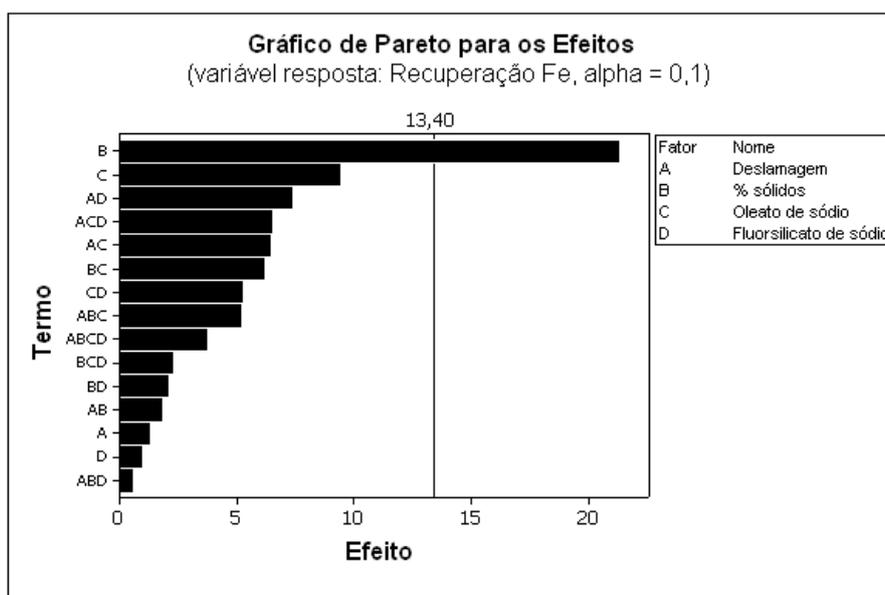


Figura 45: Gráfico Pareto para a variável resposta recuperação metalúrgica de Fe (Y₁), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

A porcentagem de sólidos influencia de modo negativo a recuperação metalúrgica de ferro, pois a linha, apresentada na figura 46, é decrescente; a medida que se aumenta a porcentagem de sólidos a recuperação metalúrgica de ferro tende a diminuir. Nesta mesma figura 46, é possível notar que a dosagem do oleato de sódio também pode influenciar a recuperação de ferro de forma negativa, porém esta influência é bem inferior do que a influência da porcentagem de sólidos. As variáveis deslamagem e dosagem de fluorsilicato de sódio não causam nenhum efeito na recuperação metalúrgica de ferro.

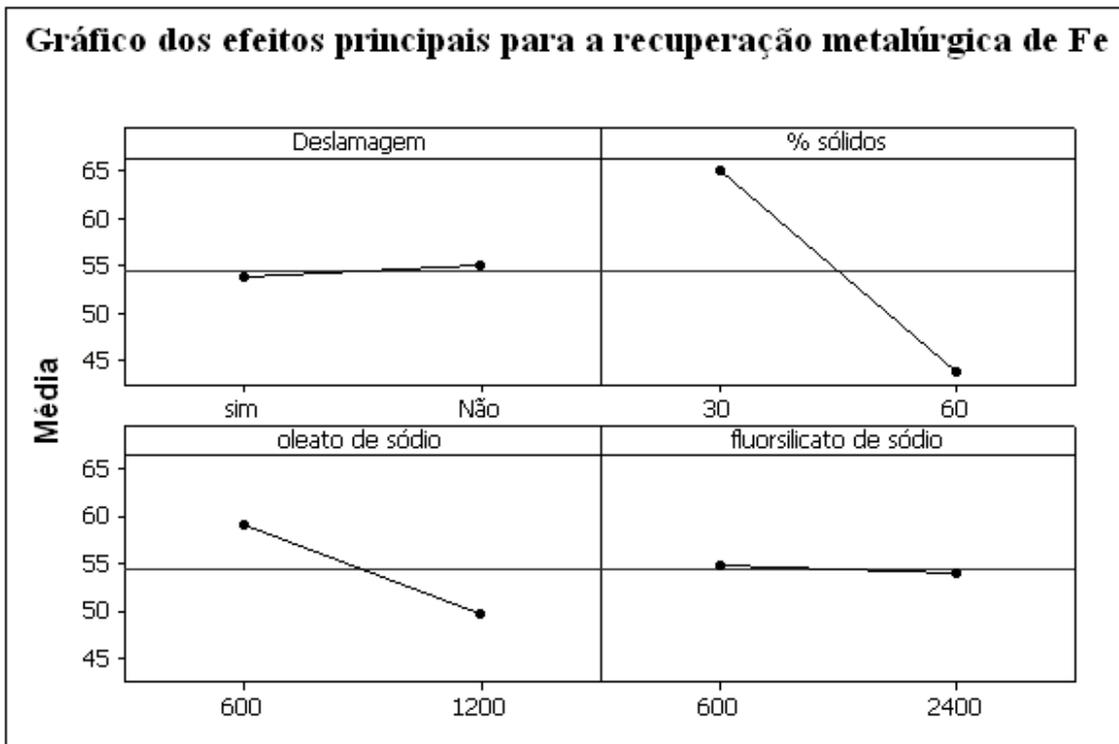


Figura 46: Gráfico dos efeitos principais para a variável resposta recuperação metalúrgica de Fe (Y_1), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

Quando ocorre interação entre os fatores do sistema analisado pode-se notar, na figura 47, que a interação das variáveis deslamagem e porcentagem de sólidos provocam efeitos, em tendência negativa, na recuperação metalúrgica de ferro.

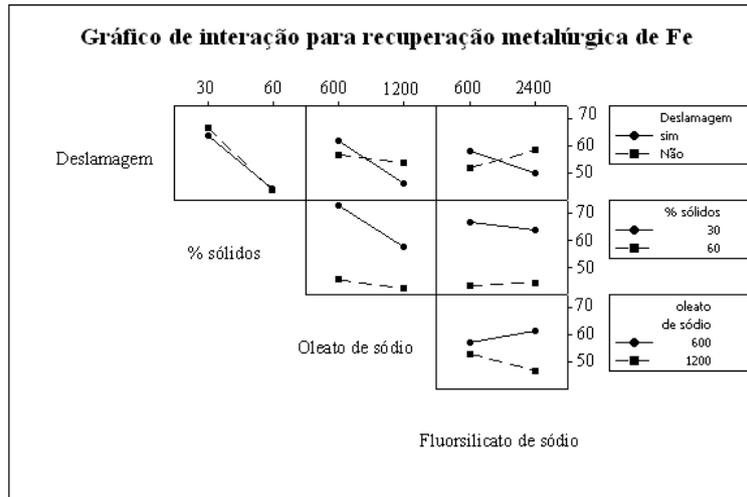


Figura 47: Gráfico das interações para a variável resposta recuperação metalúrgica de Fe (Y_1), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

A figura 48 apresenta as possíveis combinações entre os fatores utilizados no sistema em estudo e suas respectivas recuperações de ferro. Este é um cenário em que se pode tomar a decisão de quais níveis utilizar na flotação aniônica do minério de ferro quando utilizados o oleato de sódio e o fluorsilicato de sódio. Se a variável resposta fosse somente a variável recuperação metalúrgica de ferro, poderia-se buscar a maximização desta variável, sendo o seu valor (conforme figura 48) de 80,54% onde o minério foi deslamado, foi utilizado 30% de sólidos, 2400 g/t de fluorsilicato de sódio e 600 g/t de oleato de sódio.

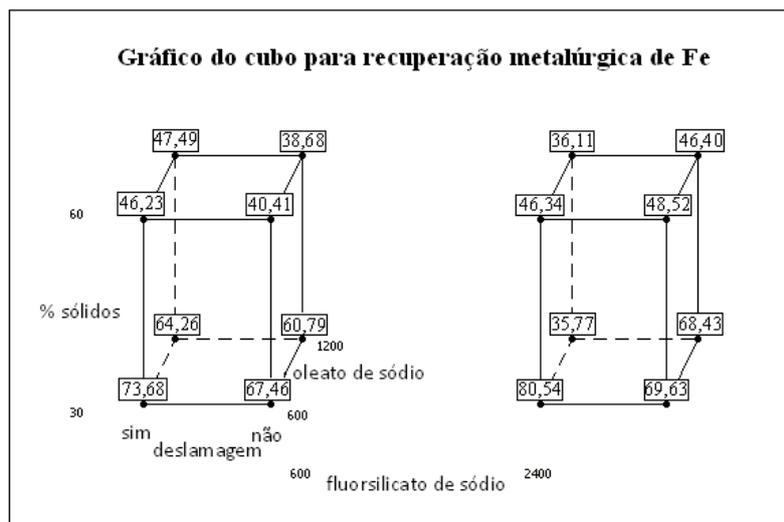


Figura 48: Gráfico do cubo para a variável resposta recuperação metalúrgica de Fe (Y_1), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

O planejamento estatístico analisado sob a variável resposta teor de Fe no concentrado, apresenta como fatores significantes (figura 49) a porcentagem de sólidos e a dosagem do fluorsilicato de sódio. A medida que aumenta os níveis destes fatores o teor de Fe no concentrado tende a aumentar (figura 50). A dosagem do oleato de sódio causa pequena influência positiva no teor de ferro e a variável deslamagem não causa nenhum efeito.

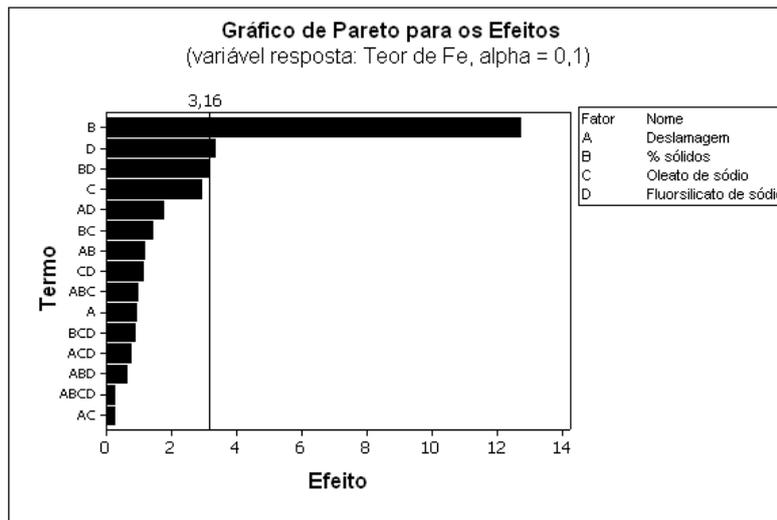


Figura 49: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de Fe (Y_2), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

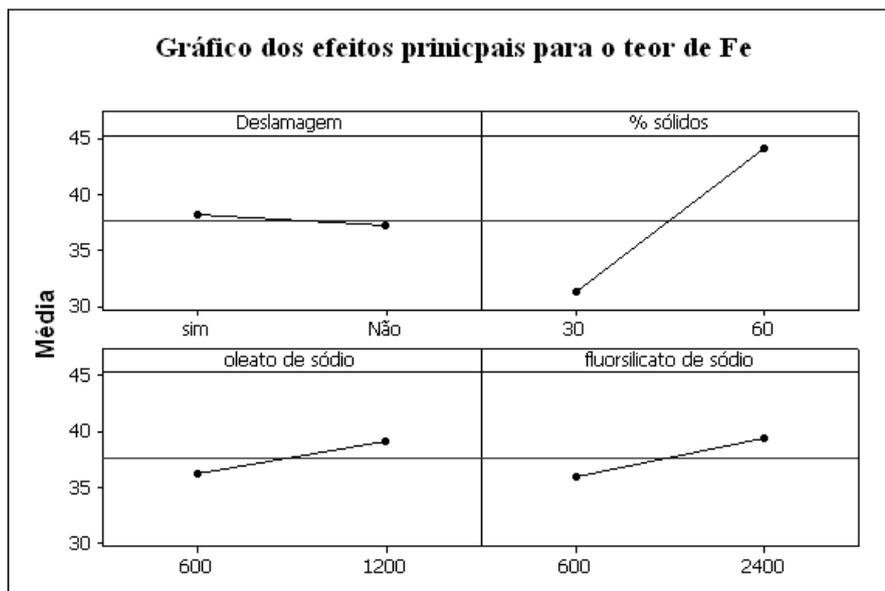


Figura 50: Gráfico dos efeitos principais para a variável resposta teor de Fe (Y_2), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

Ao analisar as interações entre os fatores estudados neste sistema, observa-se que (figura 51) a interação entre a variável deslamagem e a porcentagem de sólidos é a maior influência positiva do teor de ferro.

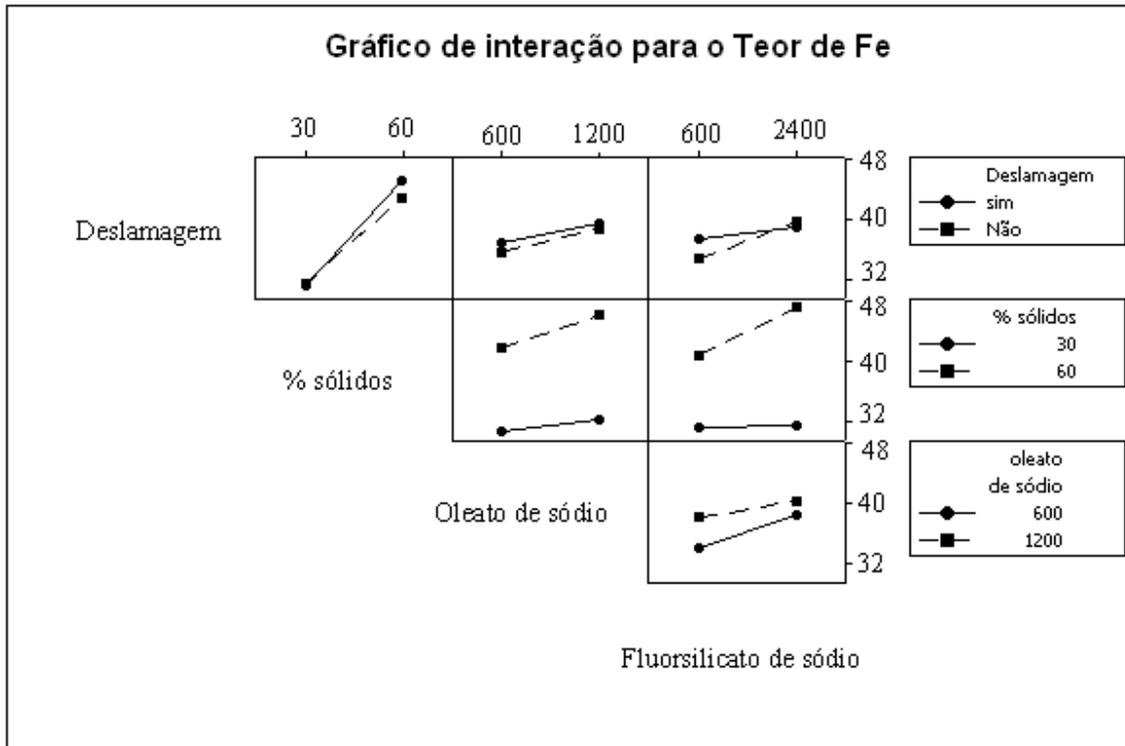


Figura 51: Gráfico das interações para a variável resposta teor de Fe (Y_2), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

Analisando os testes de flotação aniônica direta de minério de ferro, utilizando o sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio, em relação ao teor de ferro pode-se dizer que a condição otimizada deste sistema, analisando apenas a variável resposta teor de Fe no concentrado e adotando-se como critério a maximização desta variável (figura 52), foi a situação em que se obteve 49,63% de teor de ferro: o minério não foi deslamado, utilizou-se 60% de sólidos, 2400 g/t de fluorsilicato de sódio e 1200 g/t de oleato de sódio.

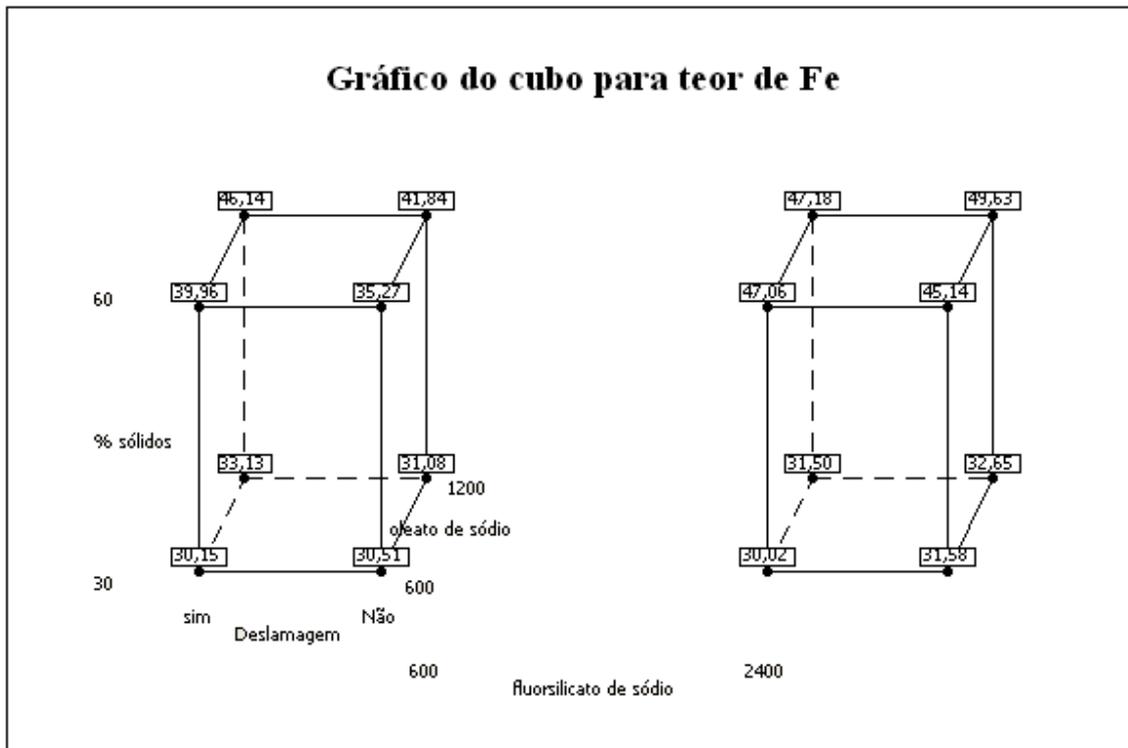


Figura 52: Gráfico do cubo para a variável resposta teor de Fe (Y_2), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

Observando a figura 53, tem-se que a porcentagem de sólidos, a dosagem de fluorsilicato de sódio e a interação entre estes dois fatores são significativos para o teor de SiO_2 no concentrado.

A porcentagem de sólidos e a dosagem de fluorsilicato de sódio (figura 54) apresenta efeito negativo sobre o teor de SiO_2 , o que demonstra ser um bom resultado visto que para o teor de Fe no concentrado (figura 51) estes mesmos fatores apresentam efeito positivo. A dosagem de oleato de sódio gera um efeito negativo muito pequeno e a variável deslamagem não gera efeito para o teor de SiO_2 no concentrado.

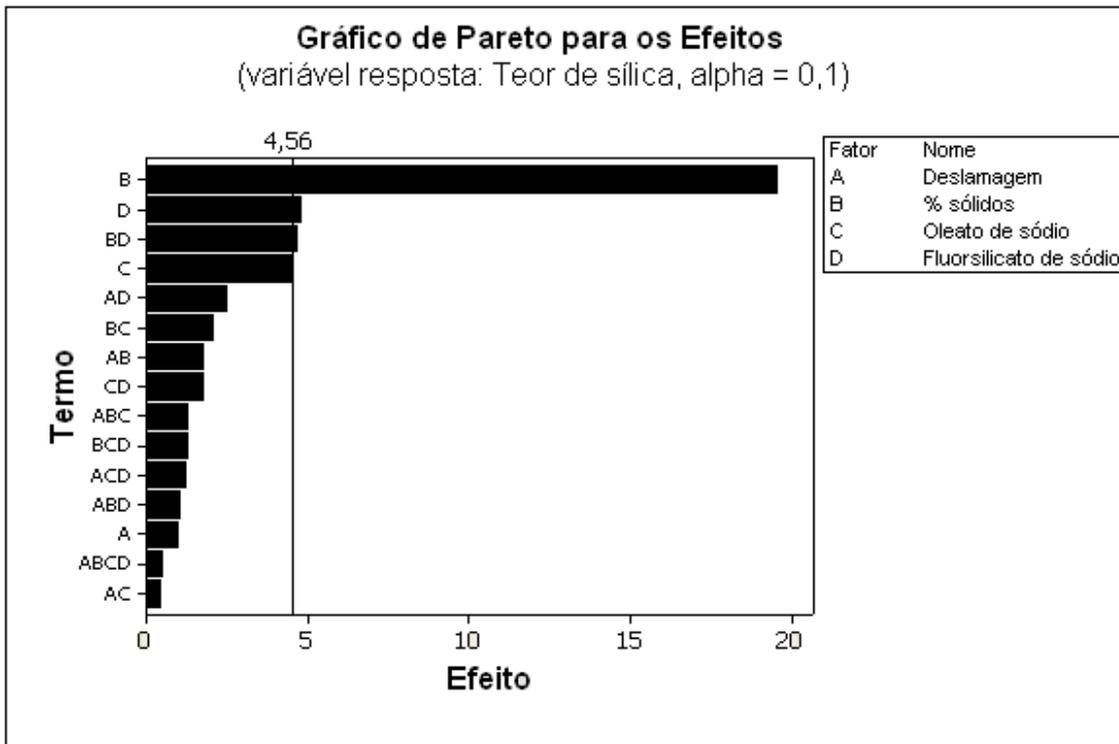


Figura 53: Gráfico Pareto para a variável resposta teor de SiO_2 (Y_3), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

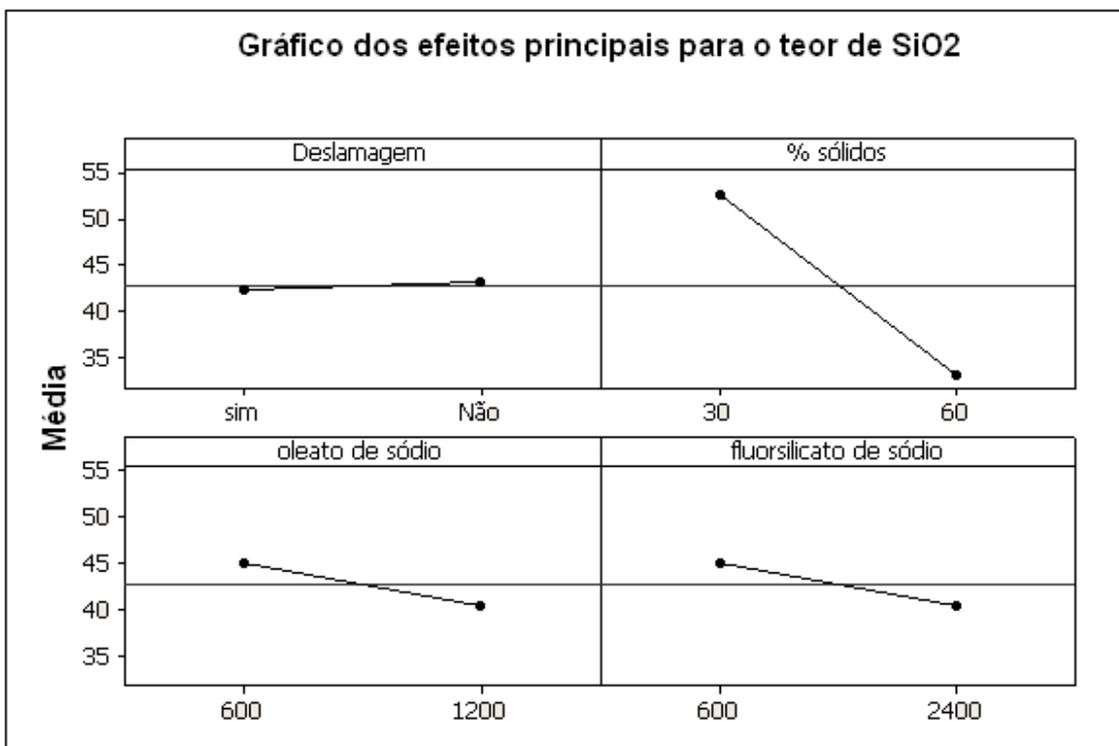


Figura 54: Gráfico dos efeitos principais para a variável resposta teor de SiO_2 (Y_3), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

A interação porcentagem de sólidos e dosagem de fluorsilicato de sódio que mostrou ser significativa para o teor de SiO_2 no concentrado (figura 53), apresenta ter influência negativa quando se tem 60% de sólidos no sistema estudado (figura 55). A interação entre a deslamagem e a porcentagem de sólidos apresenta influência negativa (figura 55) no teor de SiO_2 .

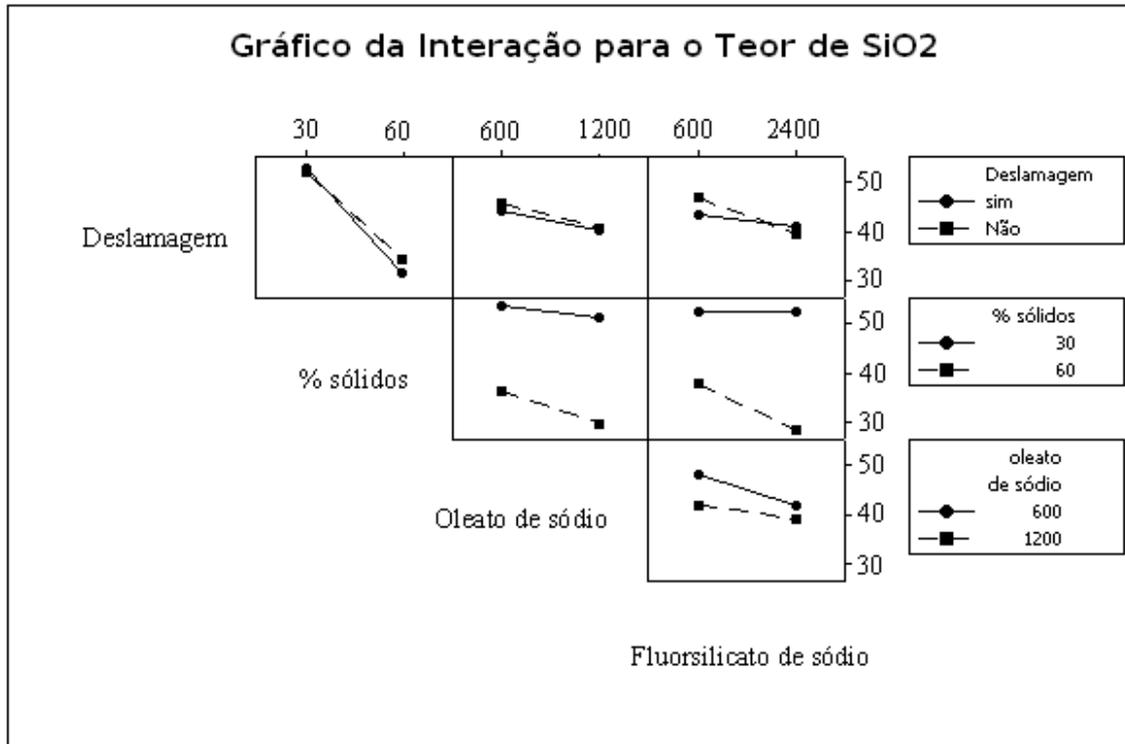


Figura 55: Gráfico das interações para a variável resposta teor de SiO_2 (Y_3), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

Analisando o sistema de reagentes – fluorsilicato de sódio/oleato de sódio – sob apenas a variável resposta, o teor de SiO_2 , pode-se dizer que para a minimização desta variável a condição otimizada para a obtenção de 24,4% de teor de SiO_2 no concentrado, foi: o minério não foi deslamado, utilizou-se 60% de sólidos, 2400 g/t de fluorsilicato de sódio e 1200 g/t de oleato de sódio.

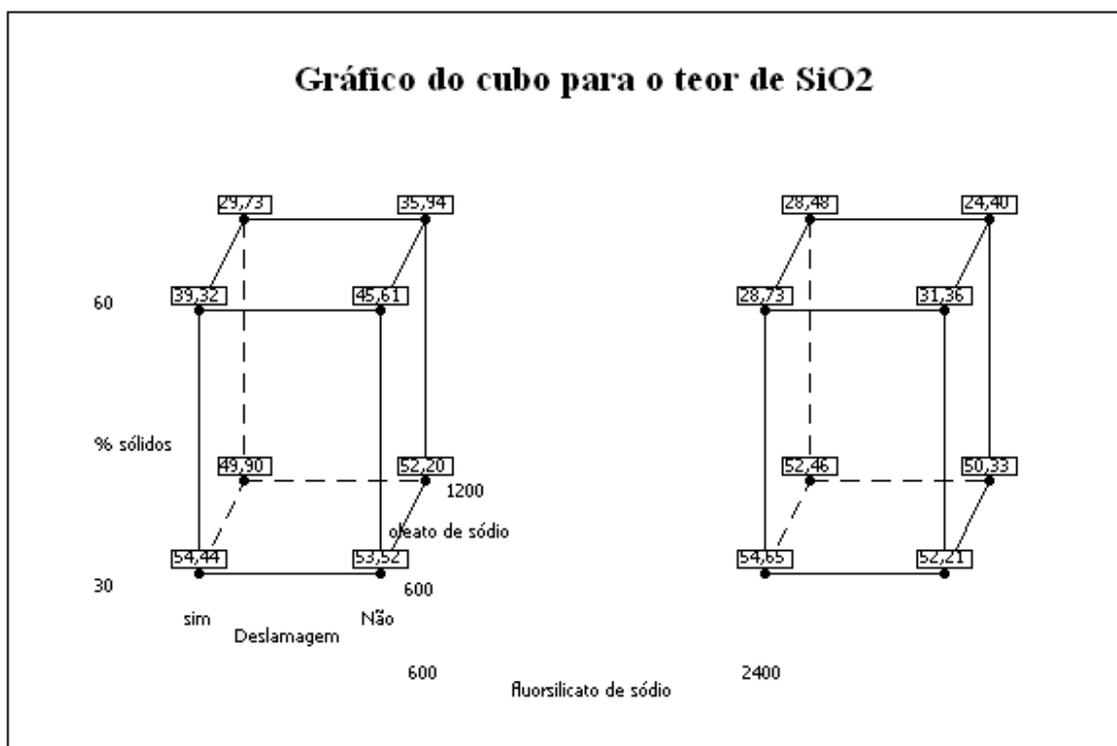


Figura 56: Gráfico do cubo para a variável resposta teor de SiO₂ (Y₃), sistema fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

Após as análises apresentadas neste item e análise da significância das variáveis estudadas (deslamagem (A), porcentagem de sólidos (B), dosagem de fluorsilicato (C) e dosagem de oleato de sódio (D)) sobre as variáveis respostas (recuperação metalúrgica (Y₁), teor de Fe (Y₂) e teor de SiO₂ (Y₃)), obteve-se as seguintes equações:

$$Y_1 = 54,42 - 10,65B \quad (19)$$

$$Y_2 = 37,67 + 6,35B + 1,67D + 1,56BD \quad (20)$$

$$Y_3 = 42,70 - 9,76B - 2,38D - 2,33BD - 2,28C \quad (21)$$

A figura 57 apresenta a condição otimizada para o sistema de flotação fluorsilicato de sódio e oleato de sódio.

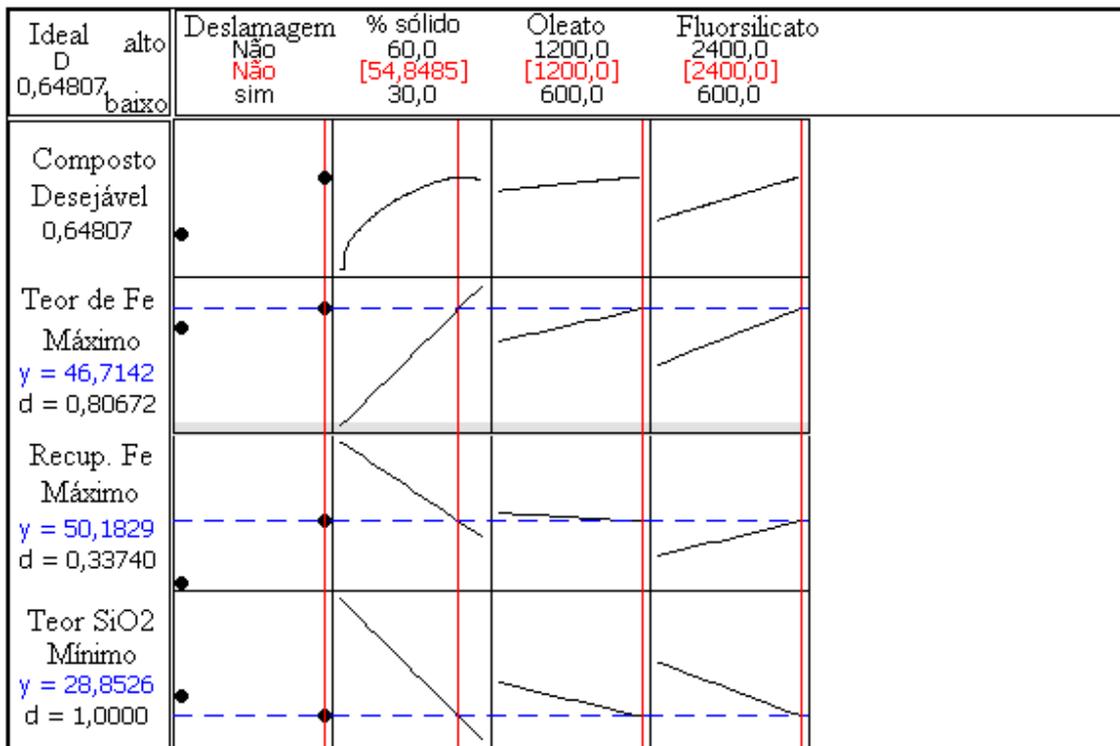


Figura 57: Gráfico para condição otimizada para o sistema de flotação fluorsilicato de sódio/oleato de sódio

Analisando a figura 57, observa-se que o ponto ótimo para o sistema de flotação fluorsilicato de sódio e oleato de sódio é obtido com o máximo de recuperação metalúrgica a 50,18%, máximo de teor de Fe a 46,71% e o mínimo de teor de SiO₂ a 28,85%, quando o minério de ferro não é deslamado, está a 60 % de sólidos, com 2400 g/t de fluorsilicato de sódio e 1200 g/t de oleato de sódio. Com esse mesmo minério, Lima e outros (2008) através de flotação reversa (amido/amina) produziu um concentrado do minério sem deslamar com teor de 64% de Fe, 3,4% de SiO₂ e recuperação metalúrgica de Fe de 57%.

6.4.2 – Sistema metassilicato de sódio / oleato de sódio

Na tabela 16 estão apresentados os testes, os fatores (deslamagem (A), porcentagem de sólidos (B) e dosagem do oleato de sódio (C) e do metassilicato de sódio (D)) e as variáveis respostas (recuperação metalúrgica (Y₁) e teores de Fe no concentrado (Y₂) e teor de SiO₂ no concentrado (Y₃)) do planejamento estatístico fatorial com quatro fatores a dois níveis. Cabe ressaltar aqui que os testes foram

realizados em pH 9, uma vez que a depressão da hematita foi menor neste valor de pH, o inverso ocorreu para o quartzo, conforme resultados dos ensaios de microflotação apresentados nas figuras 21 e 22.

Tabela 16: Resultados obtidos dos testes do planejamento estatístico feito com metassilicato de sódio e oleato de sódio

Teste	A	B	C	D	Y₁	Y₂	Y₃
1	sim	30	600	600	83,62	30,04	54,43
2	não	30	600	600	71,9	31,7	51,89
3	sim	60	600	600	59,84	42,79	35,59
4	não	60	600	600	48,29	40,46	38,33
5	sim	30	1200	600	80,2	33,87	48,82
6	não	30	1200	600	66,81	28	57,43
7	sim	60	1200	600	61,83	49,28	25,31
8	não	60	1200	600	50,27	41,84	35,94
9	sim	30	600	2400	79,37	30,02	54,65
10	não	30	600	2400	81,83	31,58	52,21
11	sim	60	600	2400	52,91	47,06	28,73
12	não	60	600	2400	57,18	45,14	31,36
13	sim	30	1200	2400	84,36	31,5	52,46
14	não	30	1200	2400	73,05	32,65	50,33
15	sim	60	1200	2400	50,82	47,18	28,48
16	não	60	1200	2400	57,38	49,63	24,44

No planejamento estatístico realizado com o metassilicato de sódio e oleato de sódio foram feitos ensaios exploratórios, sem réplica, para verificar a significância dos fatores sobre as variáveis respostas. As figuras 58, 59 e 60 apresentam a significância dos fatores estudados para a recuperação metalúrgica, teores de Fe e de SiO₂ no concentrado, respectivamente.

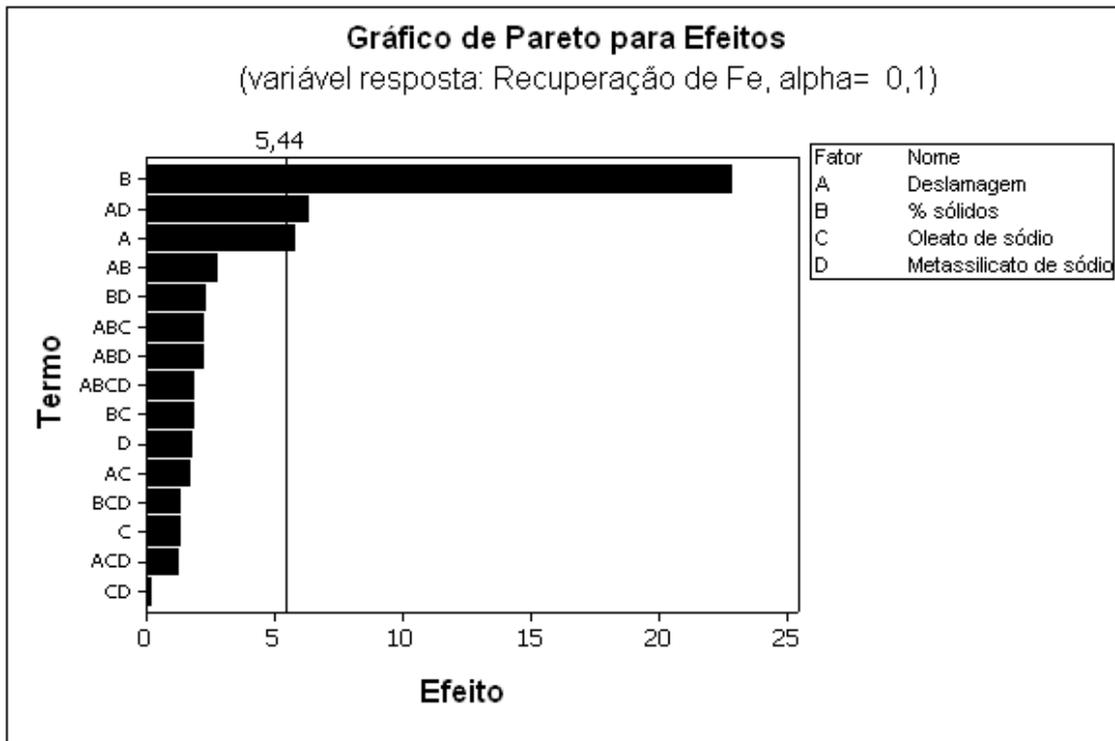


Figura 58: Gráfico Pareto para variável resposta recuperação metalúrgica de ferro, sistema de flotação metassilicato de sódio/oleato de sódio

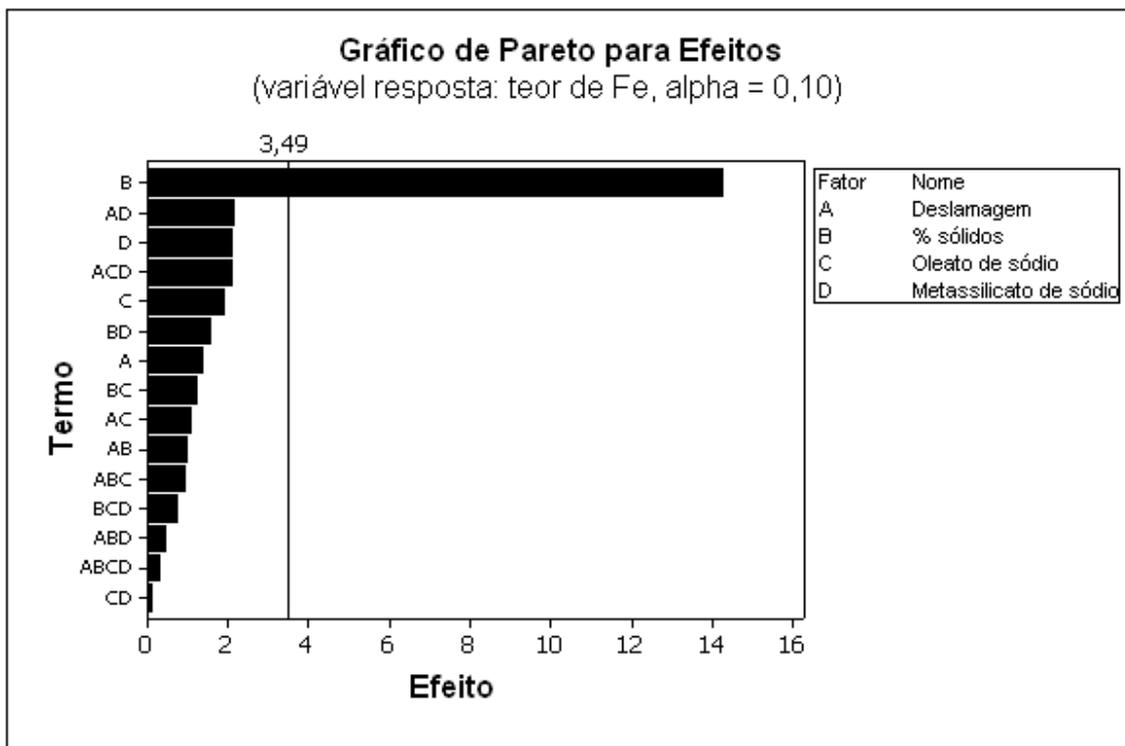


Figura 59: Gráfico Pareto para variável resposta teor de Fe no concentrado, sistema de flotação metassilicato de sódio/oleato de sódio

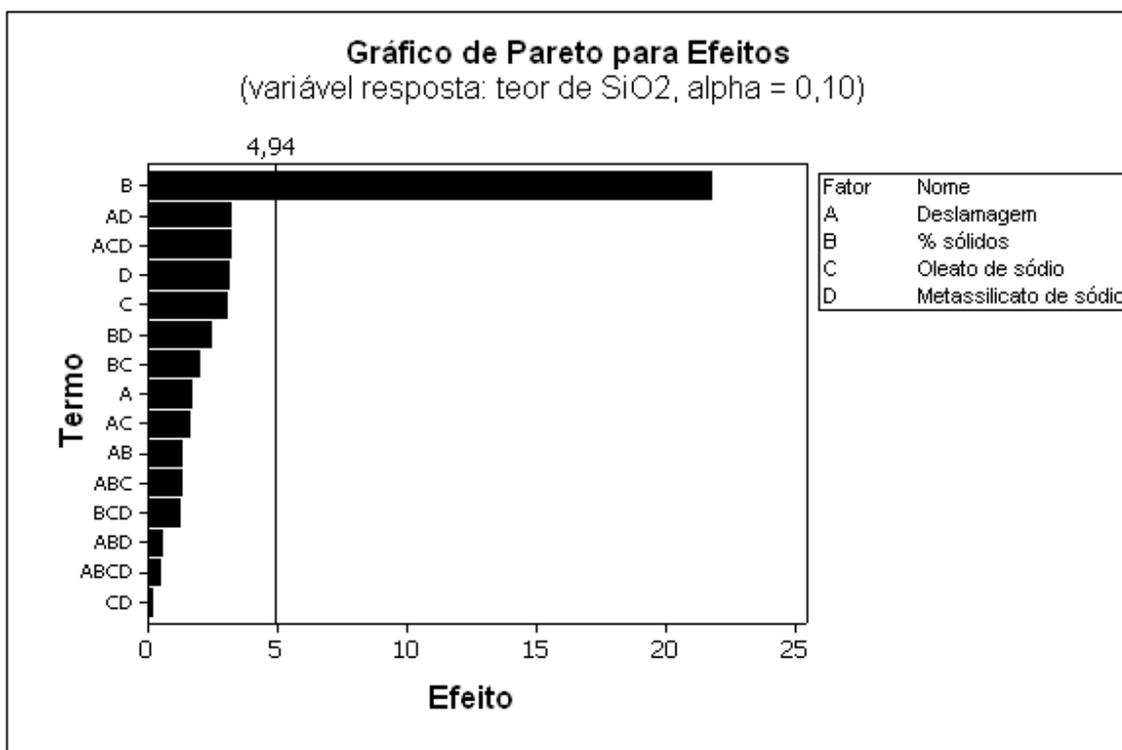


Figura 60: Gráfico Pareto para variável resposta teor de SiO₂ no concentrado, sistema de flotação metassilicato de sódio/oleato de sódio

Para a recuperação metalúrgica de ferro (figura 58), a porcentagem de sólidos, a interação entre deslamagem e dosagem de metassilicato de sódio e a deslamagem foram os fatores que se apresentaram ser significativos estatisticamente. Para o teor de Fe (figura 59) e de SiO₂ no concentrado (figura 60) o único fator que mostrou ser significativo foi a porcentagem de sólidos. Considerando como variáveis respostas, o teor de Fe (Y₂) e o teor de SiO₂ (Y₃) no concentrado, para determinação de parâmetros dos próximos ensaios plotaram-se os gráficos das figuras 61 e 62.

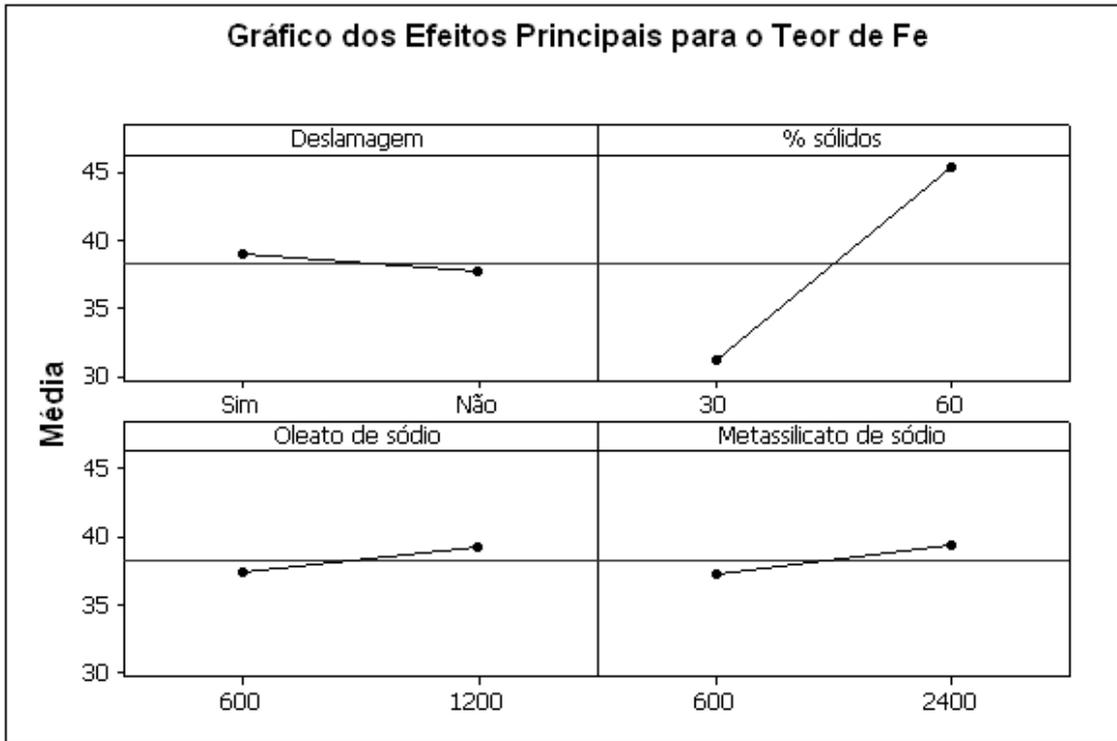


Figura 61: Gráfico dos efeitos principais para variável resposta teor de Fe no concentrado, sistema de flotação metassilicato de sódio/oleato de sódio

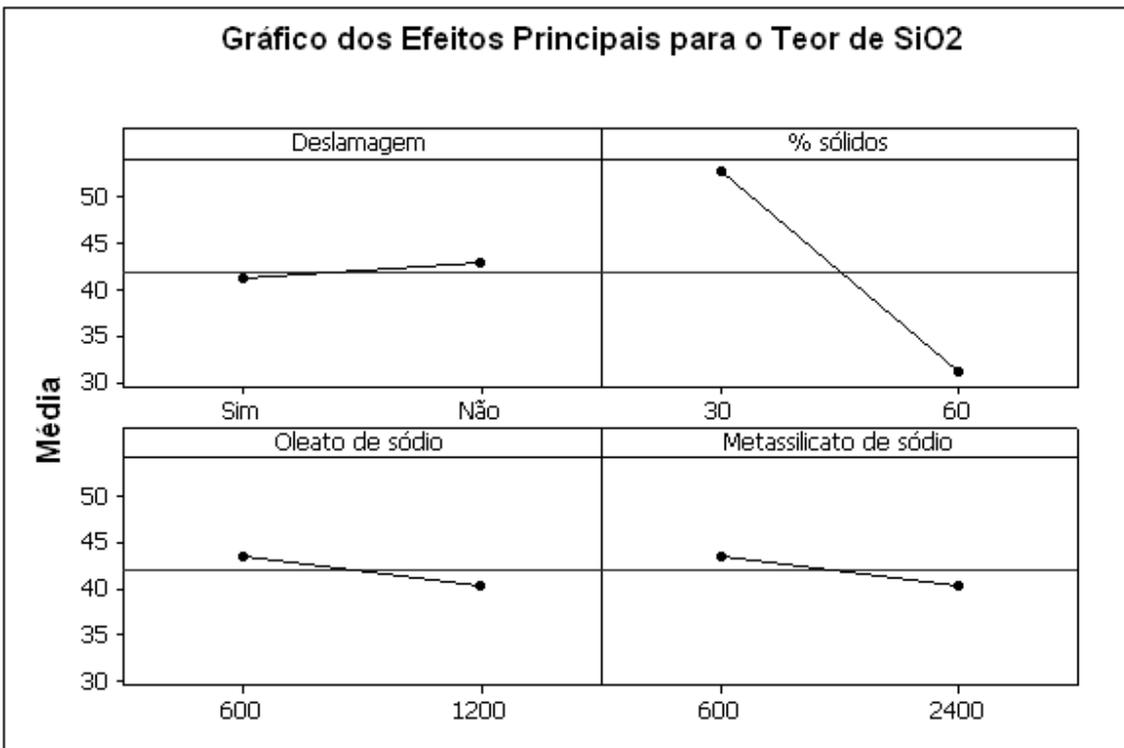


Figura 62: Gráfico dos efeitos principais para variável resposta teor de SiO₂ no concentrado, sistema de flotação metassilicato de sódio/oleato de sódio

Conforme a figura 61 o aumento da porcentagem de sólidos tende a aumentar o teor de Fe no concentrado e conforme a figura 62 o aumento da porcentagem de sólidos tende a diminuir o teor de SiO₂ no concentrado.

Após as análises apresentadas neste item e análise da significância das variáveis estudadas (deslamagem (A), porcentagem de sólidos (B), dosagem de metassilicato de sódio (C) e dosagem de oleato de sódio (D)) sobre as variáveis respostas (recuperação metalúrgica (Y₁), teor de Fe (Y₂) e teor de SiO₂ (Y₃) no concentrado), obteve-se as seguintes equações:

$$Y_1 = 66,23 - 11,41B + 3,14AD - 2,89A + 1,36AB \quad (19)$$

$$Y_2 = 38,30 + 7,13B \quad (20)$$

$$Y_3 = 41,90 - 10,88B \quad (21)$$

A figura 63 apresenta a condição otimizada para o sistema de flotação metassilicato de sódio e oleato de sódio.

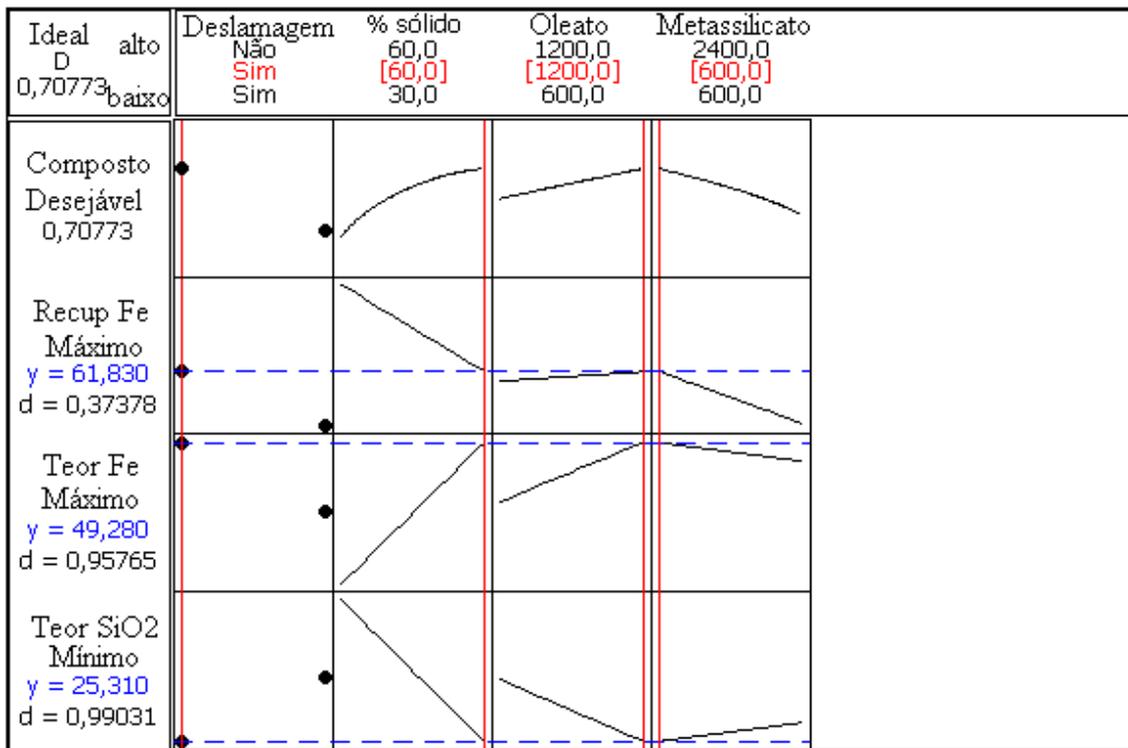


Figura 63: Gráfico para condição otimizada para o sistema de flotação metassilicato de sódio/oleato de sódio

Desse modo, a condição otimizada do sistema metassilicato de sódio/oleato de sódio: minério não deslamado, 60 % de sólidos, 600 g/t de metassilicato de sódio e 1200 g/t de oleato de sódio.

Observa-se que os resultados obtidos com esse depressor (recuperação metalúrgica de Fe de 61,8%, com 49,3% de Fe e 25,3% de SiO₂ no concentrado) foram ligeiramente melhores que os resultados obtidos com o fluorsilicato de sódio (recuperação metalúrgica de Fe igual a 50,18%, 46,7% de Fe e 28,85% de SiO₂ no concentrado). No entanto, há de se lembrar que os ensaios foram efetuados para valores de pH 9 e 7, respectivamente para o metassilicato e fluorsilicato de sódio. Em ambos os casos, a performance do minério na flotação direta foi muito inferior à flotação inversa, conforme discutido anteriormente. Lopes (2009) chegou à mesma conclusão quando efetuou ensaios com o minério Serra Serpentina.

6.4.3 – Sistema cloreto de manganês / metassilicato de sódio / oleato de sódio

As recuperações metalúrgicas de Fe, os teores de Fe e de SiO₂ no concentrado obtidos com os ensaios em bancada de flotação aniônica com “ativação” prévia do quartzo adicionando o íon Mn²⁺ no sistema, podem ser vistos nas figuras 64, 65 e 66.

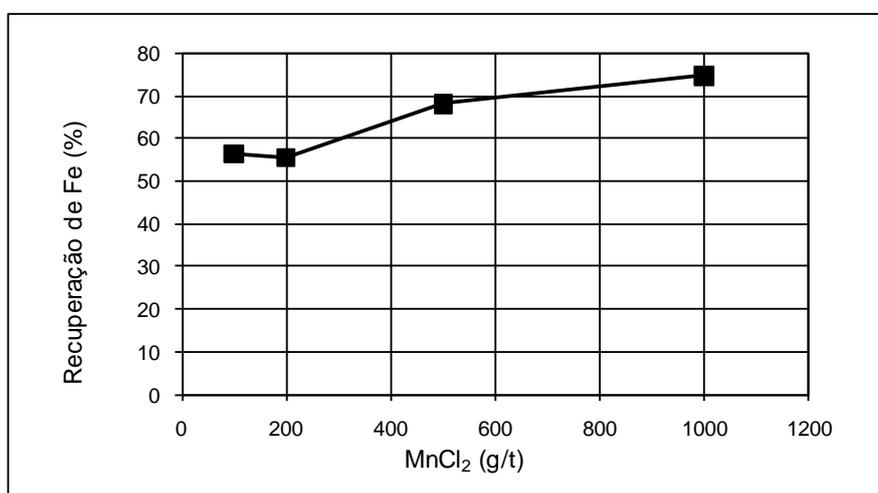


Figura 64: Recuperação metalúrgica de ferro para a flotação aniônica com ativação prévia do minério de ferro com MnCl₂, usando metassilicato de sódio/oleato de sódio

Ao condicionar previamente o minério com cloreto de manganês, observa-se que a recuperação metalúrgica de ferro aumenta à medida que a concentração do sal

aumenta (figura 64), sendo que a maior recuperação metalúrgica de ferro encontrada foi de 75% a concentração de 200 g/t de $MnCl_2$. O que é coerente com os resultados dos ensaios de microflotação apresentados nas figuras 35 e 36.

Os teores de Fe e de SiO_2 no concentrado não se alteram muito com a variação da concentração do cloreto de manganês. O maior teor de Fe encontrado foi de 36% quando utilizada a concentração de 500 g/t de $MnCl_2$ (figura 65), enquanto que o menor teor de SiO_2 encontrado foi de 45,83% a uma concentração de 500 g/t de $MnCl_2$ (figura 66).

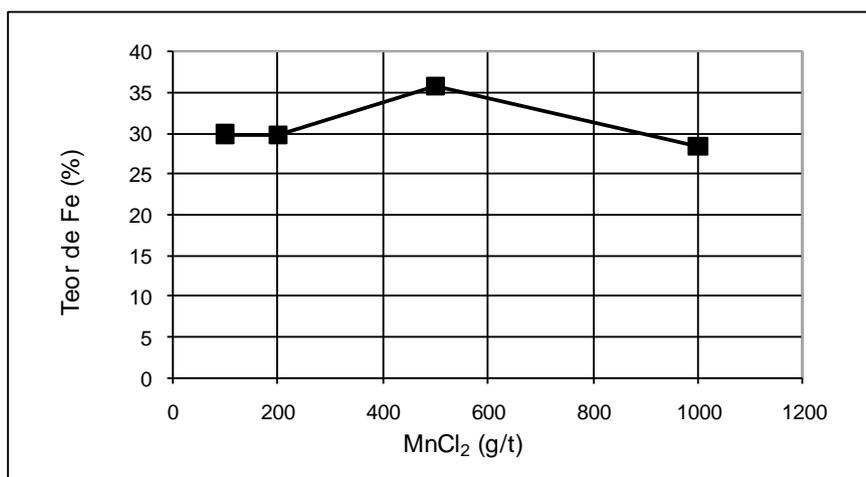


Figura 65: Teor de Fe para a flotação aniônica com ativação prévia do minério de ferro com $MnCl_2$, usando metassilicato de sódio/oleato de sódio

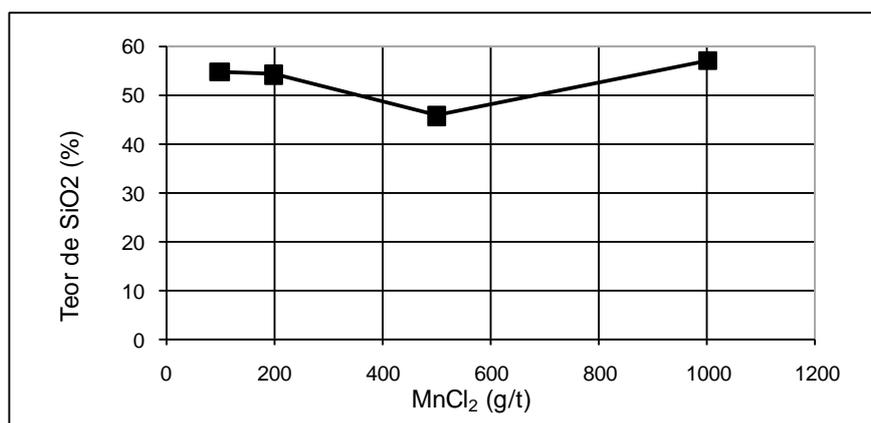


Figura 66: Teor de SiO_2 para a flotação aniônica com ativação prévia do minério de ferro com $MnCl_2$, usando metassilicato de sódio/oleato de sódio

Ao analisar o maior teor de Fe e o menor teor de SiO_2 no concentrado, observou-se que estes valores foram encontrados na mesma concentração de cloreto de manganês,

500 g/t. Porém, a maior recuperação metalúrgica de ferro foi encontrada em uma outra concentração de MnCl_2 , 1000 g/t. Além destes resultados apresentarem dificuldade em encontrar a melhor condição de flotação; os resultados dos testes em bancada da flotação aniônica com adoção do íon Mn^{2+} , não mostraram ser condizentes com os testes de microflotação (figuras 35 e 36). Ou seja, os resultados obtidos foram piores do que os resultados obtidos na flotação.

7. CONCLUSÕES

A flotação aniônica tem sido cada vez mais estudada como uma alternativa para a concentração de minério de ferro de baixo teor. Um dos parâmetros que gera diversas pesquisas é o reagente, utilizado neste tipo de beneficiamento.

Após a apresentação dos testes, resultados e análises neste trabalho, concluiu-se que:

- Através dos ensaios de microflotações o depressor que apresentou maior eficiência na depressão do quartzo foi o fluorsilicato de sódio, obtendo flotabilidade de 24,9%, quando este mineral foi condicionado, em pH 7, com 70 mg/L de oleato de sódio e 100 mg/L deste depressor, sendo a flotabilidade da hematita para estas mesmas condições de 79,4%;
- O metassilicato de sódio deprimiu o quartzo chegando a uma flotabilidade de 32%, quando condicionado, em pH 9, com 70 mg/L de oleato de sódio e 1 mg/L deste depressor, a hematita apresentou flotabilidade de 82,42% nas mesmas condições aplicadas nos testes;
- O hexametáfosfato de sódio propicia a flotação de ambos os minerais em concentrações baixas deste depressor e a depressão de ambos os minerais em concentrações mais altas deste depressor;
- O uso de amido de milho e oleato de sódio proporcionou resultados próximos aos encontrados na literatura quando se trata do clássico sistema amina/amido: a hematita apresentou flotabilidade 17% e o quartzo de 70 %, nas seguintes condições experimentais: pH 7 e 10 mg/L de amido;
- O uso de dextrina branca levou a comportamento semelhante ao amido de milho, em pH 9, registrando flotabilidade do quartzo em média de 55% e da hematita em média de 15%;
- O condicionamento prévio do quartzo com $MnCl_2$ mostrou ser satisfatório em pH 7 cujo valor do potencial zeta é negativo e onde ocorre a hidrólise do sal em complexos de hidróxidos, favorecendo a adsorção do coletor sobre a superfície do mineral, tornando-o de caráter hidrofóbico;
- O condicionamento da hematita com fluorsilicato de sódio levou a reversão nos valores de potencial zeta em torno do pH 3,5, o que pode ser explicado pela atração eletrostática da espécie SiF_6^{2-} pela superfície do mineral carregada

positivamente até o PIE (7,8). A partir deste valor há adsorção específica das espécies HF_2^- , que possui maior atividade em valores de pH alcalinos.

- Apesar do fluorsilicato de sódio ter sido adsorvido na superfície da hematita o mesmo não impediu a adsorção do oleato de sódio, pois os valores de potencial zeta tornaram-se ainda mais negativos na presença deste coletor.
- O condicionamento da hematita com MnCl_2 apresentou uma reversão nos valores de potencial zeta em torno do pH 5,5, ou seja, o íon Mn^{2+} é um íon determinante de potencial.
- Para o MnCl_2 o valor de pH em que ocorre a primeira hidrólise do sal de modo a formar o hidroxicomplexo é em torno de 7. Este foi o valor de pH que ocorreu maior flotabilidade do quartzo para os testes de microflotação utilizando o MnCl_2 , metassilicato de sódio e oleato de sódio.
- Através dos ensaios de flotação em bancada, o sistema fluorsilicato de sódio e oleato de sódio não proporcionou seletividade entre a hematita e a ganga do minério de ferro. Os resultados mostram que a melhor condição de flotação foi obtida com minério não deslamado, 60% de sólidos, 2400 g/t de fluorsilicato de sódio e 1200 g/t de oleato de sódio. O teor de ferro no concentrado foi de 46,71% e o teor de sílica foi de 28,85%;
- Para o sistema metassilicato de sódio e oleato de sódio, a condição otimizada, utilizada para os ensaios de flotação em bancada com adição de íons, foi: minério não deslamado, 60% de sólidos e 1200 g/t de oleato de sódio e 600 g/t de metassilicato de sódio;
- A “ativação” prévia do quartzo na flotação em bancada com o minério Fábrica Nova produziu concentrados ainda piores do que na flotação direta.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Alecrim, José Duarte. *Recursos Minerais do Estado de Minas Gerais*. Belo Horizonte: Metaning, 1982. 297 p.
2. Araujo, A.C.; Amarante, S.C.; Souza, C.C.; Silva, R.R.R. *Ore mineralogy and its relevance for selection of concentration methods*. Mineral Processing and Extractive Metallurgy. Volume 112. p. C54 – C64. April, 2003.
3. Araujo, A. C., Viana, P. R. M., Peres, A. E. C., *Reagents in iron ores flotation*. Minerals Engineering, vol. 18, p. 219-224. 2005.
4. Atlas de minerais e de rochas. Museu Heinz Ebert. Unesp. Disponível em: <http://www.rc.unesp.br/museudpm/banco/silicatos/tectossilicatos/quartzo.html>. Acessado em: fevereiro de 2009.
5. Brandão, P.R.G. (1985). *Flotação de Oxi-minerais*. In: Peres, A.E.C. (1999-II). Flotação.
6. Bulatovic, S.M. *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice*; Vol. 1; 1st Edition; Elsevier; Amsterdam. p. 81-86, 178-180 e 215-232. 2007.
7. Bulatovic, S.M. *Use of Organic Polymers in the Flotation of Polymetallic Ores: A Review*. Minerals Engineering. Vol. 12. Nº 4. Ed. Pergamon. Canadá. p. 341-354. 1999.
8. Carvalho, M. R. *Interferência de cátions Ca^{2+} nas etapas de deslamagem e flotação de minério de ferro*. Dissertação de mestrado. Programa de Pós Graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, 2003.
9. Cornell, R. M. e Schwertmann, U. *The iron oxides*. New York: VCH. 1996.
10. Fuerstenau, M. C. e Palmer, B. R. *Anionic flotation of oxides and silicates*. p. 148 – 196. In Fuerstenau, M. C. Flotation, v. 1, AIME. New York. 1976.
11. Fuerstenau, M.C. *Flotation*, A.M. Gaudin Memorial Volume. New York, AIME Inc.(1976).
12. Fuerstenau, M.C., Hank, K.N. *Metal-surfactant precipitation and adsorption in froth flotation*. *Journal of colloid and interface science*, 2002.
13. Irany Tereza, Nicola Pamplona e Natalia Gomez. *O Lucro da Vale subiu em 2008*. Estado de São Paulo. 20/2/2009.

14. Iwasaki, I., Smith, K. A., Lipp, R. J., Sato, H. *Fine Particles Processing*. Proceedings of the international symposium of fine particles processing. v. 2. Las Vegas. p. 1057 – 1080. 1980.
15. Lecture, G. *Role of surface phenomena in the beneficiation of fine particles*. SME-AIME Annual Meeting. Atlanta, GA. 1983.
16. Leja, J. *Flotation Surfactants*. In: Leja, J. *Surface Chemistry of Froth Flotation*. 2nd Printing. New York and London: Plenum Press, 1983. p. 205 – 339.
17. Lima, R. M. F. *Adsorção de amido e amina na superfície da hematita e do quartzo e sua influência na flotação*. Pós graduação em Engenharia Metalúrgica e de minas. UFMG. Tese. 1997. 238 p.
18. Lima, R.M.F., Lopes, G. M., Franco, G. P. e Coelho P. A. *Flotação de minérios de ferro de baixos teores*. Relatório parcial. Laboratório de Propriedades Interfaciais. DEMIN. Universidade Federal de Ouro Preto. 2008. 73 p.
19. Lopes, G. M. *Flotação direta de minério de ferro*. Dissertação de mestrado. Programa de Pós Graduação em Engenharia Mineral, Departamento de Engenharia de Minas, UFOP. Ouro Preto, fevereiro de 2009. 175 p.
20. Luz, J. A. M. *Flotação aniônica de rejeito itabirítico: estudo de reagentes alternativos e modelamento polifásico do processo*. Tese de doutorado. Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas pela Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, 1996.
21. Magalhães, M. S., Brandão, P. R. G. *Microstructures of industrial sinters from Quadrilátero Ferrífero's iron ores, Minas Gerais State, Brazil*. *Minerals Engineering*, vol 16. p. 1251-1256. Novembro de 2003.
22. Marinakis, K.I.; Shergold, H.L. *Influence of Sodium Silicate Addition on The Adsorption of Oleic Acid by Fluorite, Calcite and Barite*. *International Journal of Mineral Processing*. Vol 14. Elsevier Scientific Publishing B.V. Amsterdam. p 177-193. 1985.
23. Martins, G. J. M. *Influência da dureza da água em suspensões de esmalte cerâmico*. Dissertação de mestrado. Pós Graduação em Ciência e Engenharia de Materiais pela Universidade Federal de Santa Catarina. Florianópolis, 2001. 114 p.
24. Mishra, S.K., *Electrokinetic Properties and Flotation Behavior of Apatite and Calcite in the Presence of Sodium Oleate and Sodium Metasilicate*. *International*

- Journal of Mineral Processing. Vol 9. Elsevier Scientific Publishing Company. Amsterdam. p. 59-73. 1982.
25. Monte, M. B. M. e Peres, A. E. C. *Química de superfície na flotação*. p. 339 – 407. In *Tratamento de Minérios*. 4ª ed. Rio de Janeiro: CETEM, 2004.
 26. Panorama do Minério de Ferro. Disponível em: <http://www.ibram.org.br/sites/1300/1382/00000039.pdf>. Acessado em 27/02/09.
 27. Panorama Produção Mineral. Disponível em: <http://www.ibram.org.br/sites/700/784/00001367.pdf>. Acessado em 27/02/09.
 28. Prasad, M.S. *Reagents in the mineral industry – recente trends and applications*. Minerals Engineering, vol. 5, 1992. P. 279 – 294.
 29. Rabockai, T. *Físico-Química de Superfícies*. Instituto de Química da Universidade de São Paulo. São Paulo, 1979. 128 p.
 30. Rao, S.R. *Surface Chemistry of Froth Flotation*. Second Edition. Vol. 2. Reagents and Mechanisms. First Edition by Jan Leja. 1982. Kluwer Academic/Plenum Publishers. New York. p. 581-583. 2004.
 31. Reis, R. L. R. *Propriedades e aplicação do griz de milho na flotação catiônica reversa de minérios itabiríticos*. Dissertação de mestrado. Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de minas pela Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, 1987.
 32. Roe, L.a. *Iron ore beneficiation*. U.S.A. Minerals Publishing Company. 1957
 33. Rosière, C. A., Chemale Jr. F., Guimarães, M. L. V. Um modelo para a evolução microestrutural dos minérios de ferro do Quadrilátero Ferrífero. Parte I – Estruturas e Rescristalização. Geonomos, *CPMT/IGC/UFGM, **UNISINOS, ***FUNDEP, 1 (1); p. 65 – 84. 1993.
 34. Santos, L.D., Brandao, P.R.G. *Morphological varieties of goethite in iron ores from Minas Gerais, Brazil*. Minerals Engineering, vol 16, p. 1285-1289. Nov. 2003.
 35. Scott, J.L e Smith, R. W. *Calcium ion effects in amine flotation of quartz and magnetite*. Minerals Engineering, v. 6, n. 12, p. 1245-1255, 1993.
 36. Silva, G. M. A. *Estudos sobre o estado de agregação de suspensão de um minério de ferro*. Dissertação de mestrado. Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas pela Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, 1994. 189 p.

37. Silva, T. A. V. *Estudos de reagentes na flotação de minério de zinco*. Dissertação de mestrado. Pós Graduação em engenharia Mineral pela Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, 2006. 119 p.
38. Santos, I. D. *Utilização do ácido húmico como agente depressor da hematita na flotação do minério de ferro*. Dissertação de mestrado. Pós Graduação de Engenharia pela Universidade Federal do Rio de Janeiro. Rio de Janeiro, RJ. 2006. 86 p.
39. Song, S.; Valdivieso, A. L.; Lu, S.; Ouyang, J. *Selective Dispersion in a Diaspore-Rutile Suspension by Sodium Fluorosilicate*. Powder Technology. Elsevier Science B.V. Vol. 123. México, p. 178-184. 2002.
40. Viana, P. R. M. Araujo, A. C., Peres, A. E. C. *Adsorção de coletores aniônicos em silicatos*. Revista Escola de Minas. Vol. 58. Nº 3. Ouro Preto, julho/setembro de 2005.

APÊNDICE 1: Balanços de Massas e Metalúrgicos dos Ensaio de Flotação em Bancada

Os balanços de massa e metalúrgico dos ensaios de flotação em bancada dos sistemas oleato de sódio/fluorsilicato de sódio, oleato de sódio/metassilicato de sódio e oleato de sódio/metassilicato de sódio/ MnCl_2 e oleato de sódio/metassilicato de sódio/ AlCl_3 estão apresentados nas tabelas 1, 2, 3 e 4 respectivamente.

Tabela 1: Balanço de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor fluorsilicato de sódio e coletor oleato de sódio

Teste	Condições do experimento	Produto	Massa		Teores (%)		Unidade metálica				Distribuição (%)	
			(g)	(%)	Fe	SiO2	Fe (g)	Fe (%)	SiO2 (g)	SiO2 (%)	Fe	SiO2
1	Deslamado, 30% sólidos	Flotado	180,03	73,30	30,15	54,44	5427,90	2209,97	9800,83	3990,40	73,68	73,01
	Oleato – 600 g/t	Afundado	65,58	26,70	29,56	55,26	1938,54	789,28	3623,95	1475,49	26,32	26,99
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	245,61	100,00	29,99	54,66	7366,45	2999,25	13424,78	5465,89	100,00	100,00
2	S/ deslamar, 30% sólidos	Flotado	168,35	68,55	30,51	53,52	5136,36	2091,35	9010,09	3668,60	67,46	69,51
	Oleato – 600 g/t	Afundado	77,25	31,45	32,07	51,15	2477,41	1008,72	3951,34	1608,85	32,54	30,49
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	245,60	100,00	31,00	52,77	7613,77	3100,07	12961,43	5277,46	100,00	100,00
3	Deslamado, 60% sólidos	Flotado	234,52	35,14	39,96	39,32	9371,42	1404,17	9221,33	1381,68	46,23	25,41
	Oleato – 600 g/t	Afundado	432,88	64,86	25,18	62,54	10899,92	1633,19	27072,32	4056,39	53,77	74,59
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	667,40	100,00	30,37	54,38	20271,34	3037,36	36293,64	5438,06	100,00	100,00
4	S/ deslamar, 60% sólidos	Flotado	237,52	35,33	35,27	45,61	8377,33	1246,22	10833,29	1611,57	40,41	30,34
	Oleato – 600 g/t	Afundado	434,70	64,67	28,42	57,23	12354,17	1837,82	24877,88	3700,85	59,59	69,66
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	672,22	100,00	30,84	53,12	20731,50	3084,04	35711,17	5312,42	100,00	100,00
5	Deslamado, 30% sólidos	Flotado	150,00	60,88	33,13	49,90	4969,50	2017,09	7485,00	3038,11	64,26	57,72
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	96,37	39,12	28,68	56,89	2763,89	1121,85	5482,49	2225,31	35,74	42,28
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	246,37	100,00	31,39	52,63	7733,39	3138,93	12967,49	5263,42	100,00	100,00
6	S/ deslamar, 30% sólidos	Flotado	150,23	60,79	31,08	52,20	4669,15	1889,27	7842,01	3173,10	60,79	60,35
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	96,91	39,21	31,08	53,16	3011,96	1218,73	5151,74	2084,54	39,21	39,65
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	247,14	100,00	31,08	52,58	7681,11	3108,00	12993,74	5257,64	100,00	100,00
7	Deslamado, 60% sólidos	Flotado	205,30	30,50	46,14	29,73	9472,54	1407,30	6103,57	906,78	47,49	16,41
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	467,80	69,50	22,39	66,46	10474,04	1556,09	31089,99	4618,93	52,51	83,59
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	673,10	100,00	29,63	55,26	19946,58	2963,39	37193,56	5525,71	100,00	100,00
8	S/ deslamar, 60% sólidos	Flotado	182,03	27,04	41,84	35,94	7616,14	1131,23	6542,16	971,71	38,68	17,51
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	491,23	72,96	24,58	62,75	12074,43	1793,43	30824,68	4578,42	61,32	82,49
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	673,26	100,00	29,25	55,50	19690,57	2924,66	37366,84	5550,14	100,00	100,00

Tabela 1: Balanço de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor fluorsilicato de sódio e coletor oleato de sódio (continuação)

Teste	Condições do experimento	Produto	Massa		Teores (%)		Unidade metálica				Distribuição (%)	
			(g)	(%)	Fe	SiO2	Fe (g)	Fe (%)	SiO2 (g)	SiO2 (%)	Fe	SiO2
9	Deslamado, 30% sólidos	Flotado	199,69	81,34	30,02	54,65	5994,69	2441,93	10913,06	4445,42	80,54	82,10
	Oleato – 600 g/t	Afundado	45,80	18,66	31,63	51,96	1448,65	590,11	2379,77	969,40	19,46	17,90
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	245,49	100,00	30,32	54,15	7443,35	3032,04	13292,83	5414,81	100,00	100,00
10	S/ deslamar, 30% sólidos	Flotado	169,50	68,90	31,58	52,21	5352,81	2175,85	8849,60	3597,25	69,63	68,48
	Oleato – 600 g/t	Afundado	76,51	31,10	30,51	53,24	2334,32	948,87	4073,39	1655,78	30,37	31,52
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	246,01	100,00	31,25	52,53	7687,13	3124,72	12922,99	5253,03	100,00	100,00
11	Deslamado, 60% sólidos	Flotado	183,53	27,27	47,06	28,73	8636,92	1283,10	5272,82	783,33	46,34	13,46
	Oleato – 600 g/t	Afundado	489,60	72,73	20,43	69,22	10002,53	1485,97	33890,11	5034,71	53,66	86,54
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	673,13	100,00	27,69	58,18	18639,45	2769,07	39162,93	5818,03	100,00	100,00
12	S/ deslamar, 60% sólidos	Flotado	205,44	30,43	45,14	31,36	9273,56	1373,62	6442,60	954,29	48,52	16,73
	Oleato – 600 g/t	Afundado	469,68	69,57	20,95	68,29	9839,80	1457,49	32074,45	4750,93	51,48	83,27
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	675,12	100,00	28,31	57,05	19113,36	2831,11	38517,05	5705,21	100,00	100,00
13	Deslamado, 30% sólidos	Flotado	88,38	35,90	31,50	52,46	2783,97	1130,73	4636,41	1883,11	35,77	35,87
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	157,83	64,10	31,67	52,53	4998,48	2030,17	8290,81	3367,37	64,23	64,13
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	246,21	100,00	31,61	52,50	7782,45	3160,90	12927,22	5250,49	100,00	100,00
14	S/ deslamar, 30% sólidos	Flotado	165,04	67,32	32,65	50,33	5388,56	2197,89	8306,46	3388,04	68,43	66,28
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	80,13	32,68	31,03	52,75	2486,43	1014,17	4226,86	1724,05	31,57	33,72
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	245,17	100,00	32,12	51,12	7874,99	3212,05	12533,32	5112,09	100,00	100,00
15	Deslamado, 60% sólidos	Flotado	147,10	21,83	47,18	28,48	6940,18	1029,94	4189,41	621,72	36,11	10,91
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	526,74	78,17	23,31	64,93	12278,31	1822,14	34201,23	5075,57	63,89	89,09
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	673,84	100,00	28,52	56,97	19218,49	2852,08	38390,64	5697,29	100,00	100,00
16	S/ deslamar, 60% sólidos	Flotado	170,45	26,11	49,63	24,44	8459,43	1295,97	4165,80	638,19	46,40	11,07
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	482,30	73,89	20,26	69,38	9771,40	1496,96	33461,97	5126,31	53,60	88,93
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	652,75	100,00	27,93	57,64	18230,83	2792,93	37627,77	5764,50	100,00	100,00

Tabela 2: Balanço de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor metassilicato de sódio e coletor oleato de sódio

Teste	Condições do experimento	Produto	Massa		Teores (%)		Unidade metálica				Distribuição (%)	
			(g)	(%)	Fe	SiO2	Fe (g)	Fe (%)	SiO2 (g)	SiO2 (%)	Fe	SiO2
1	Deslamado, 30% sólidos	Flotado	206,46	83,52	30,04	54,43	6.202,06	2.508,92	11.237,62	4.545,96	83,62	83,51
	Oleato – 600 g/t	Afundado	40,74	16,48	29,83	54,45	1.215,27	491,62	2.218,29	897,37	16,38	16,49
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	247,20	100,00	30,01	54,43	7.417,33	3.000,54	13.455,91	5.443,33	100,00	100,00
2	S/ deslamar, 30% sólidos	Flotado	175,95	72,26	31,70	51,89	5.577,62	2.290,51	9.130,05	3.749,35	71,90	72,57
	Oleato – 600 g/t	Afundado	67,56	27,74	32,27	51,09	2.180,16	895,31	3.451,64	1.417,45	28,10	27,43
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	243,51	100,00	31,86	51,67	7.757,78	3.185,81	12.581,69	5.166,80	100,00	100,00
3	Deslamado, 60% sólidos	Flotado	284,19	42,41	42,79	35,59	12.160,49	1.814,67	10.114,32	1.509,33	59,84	27,83
	Oleato – 600 g/t	Afundado	385,93	57,59	21,15	67,96	8.162,42	1.218,05	26.227,80	3.913,90	40,16	72,17
	Metassilicato – 600 mg/L	Alim. Recal.	670,12	100,00	30,33	54,23	20.322,91	3.032,73	36.342,12	5.423,23	100,00	100,00
4	S/ deslamar, 60% sólidos	Flotado	245,20	37,22	40,46	38,33	9.920,79	1.506,00	9.398,52	1.426,72	48,29	27,08
	Oleato – 600 g/t	Afundado	413,55	62,78	25,69	61,20	10.624,10	1.612,77	25.309,26	3.842,01	51,71	72,92
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	658,75	100,00	31,19	52,69	20.544,89	3.118,77	34.707,78	5.268,73	100,00	100,00
5	Deslamado, 30% sólidos	Flotado	179,51	72,64	33,87	48,82	6.080,00	2.460,25	8.763,68	3.546,18	80,20	66,17
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	67,62	27,36	22,20	66,25	1.501,16	607,44	4.479,83	1.812,74	19,80	33,83
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	247,13	100,00	30,68	53,59	7.581,17	3.067,68	13.243,50	5.358,92	100,00	100,00
6	S/ deslamar, 30% sólidos	Flotado	172,93	71,48	28,00	57,43	4.842,04	2.001,34	9.931,37	4.104,89	66,81	75,30
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	69,01	28,52	34,86	47,21	2.405,69	994,33	3.257,96	1.346,60	33,19	24,70
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	241,94	100,00	29,96	54,51	7.247,73	2.995,67	13.189,33	5.451,49	100,00	100,00
7	Deslamado, 60% sólidos	Flotado	260,15	38,65	49,28	25,31	12.820,19	1.904,79	6.584,40	978,29	61,83	18,31
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	412,90	61,35	19,17	71,15	7.915,29	1.176,03	29.377,84	4.364,88	38,17	81,69
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	673,05	100,00	30,81	53,43	20.735,49	3.080,82	35.962,23	5.343,17	100,00	100,00
8	S/ deslamar, 60% sólidos	Flotado	248,42	37,26	41,84	35,94	10.393,89	1.559,10	8.928,21	1.339,25	50,27	25,38
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	418,24	62,74	24,58	62,75	10.280,34	1.542,07	26.244,56	3.936,72	49,73	74,62
	Metassilicato – 600 g/t	Alim. Recal.	666,66	100,00	31,01	52,76	20.674,23	3.101,17	35.172,77	5.275,97	100,00	100,00

Tabela 2: Balanço de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando depressor metassilicato de sódio e coletor oleato de sódio (continuação)

Teste	Condições do experimento	Produto	Massa		Teores (%)		Unidade metálica				Distribuição (%)	
			(g)	(%)	Fe	SiO2	Fe (g)	Fe (%)	SiO2 (g)	SiO2 (%)	Fe	SiO2
9	Deslamado, 30% sólidos	Flotado	196,13	80,22	30,02	54,65	5887,82	2408,11	10718,50	4383,85	79,37	81,01
	Oleato – 600 g/t	Afundado	48,37	19,78	31,63	51,96	1529,94	625,74	2513,31	1027,94	20,63	18,99
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	244,50	100,00	30,34	54,12	7417,77	3033,85	13231,81	5411,78	100,00	100,00
10	S/ deslamar, 30% sólidos	Flotado	198,26	81,31	31,58	52,21	6261,05	2567,69	10351,15	4245,06	81,83	81,01
	Oleato – 600 g/t	Afundado	45,58	18,69	30,51	53,24	1390,65	570,31	2426,68	995,19	18,17	18,99
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	243,84	100,00	31,38	52,40	7651,70	3138,00	12777,83	5240,25	100,00	100,00
11	Deslamado, 60% sólidos	Flotado	218,89	32,78	47,06	28,73	10300,96	1542,75	6288,71	941,85	52,91	16,83
	Oleato – 600 g/t	Afundado	448,81	67,22	20,43	69,22	9169,19	1373,25	31066,63	4652,78	47,09	83,17
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	667,70	100,00	29,16	55,95	19470,15	2916,00	37355,34	5594,63	100,00	100,00
12	S/ deslamar, 60% sólidos	Flotado	256,02	38,27	45,14	31,36	11556,74	1727,34	8028,79	1200,03	57,18	22,16
	Oleato – 600 g/t	Afundado	413,03	61,73	20,95	68,29	8652,98	1293,32	28205,82	4215,80	42,82	77,84
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	669,05	100,00	30,21	54,16	20209,72	3020,66	36234,61	5415,83	100,00	100,00
13	Deslamado, 30% sólidos	Flotado	208,18	84,43	31,50	52,46	6557,67	2659,56	10921,12	4429,22	84,36	84,41
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	38,39	15,57	31,67	52,53	1215,81	493,09	2016,63	817,87	15,64	15,59
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	246,57	100,00	31,53	52,47	7773,48	3152,65	12937,75	5247,09	100,00	100,00
14	S/ deslamar, 30% sólidos	Flotado	177,40	72,04	32,65	50,33	5792,11	2352,13	8928,54	3625,80	73,05	71,08
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	68,85	27,96	31,03	52,75	2136,42	867,58	3631,84	1474,86	26,95	28,92
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	246,25	100,00	32,20	51,01	7928,53	3219,71	12560,38	5100,66	100,00	100,00
15	Deslamado, 60% sólidos	Flotado	227,23	33,79	47,18	28,48	10720,71	1594,44	6471,51	962,48	50,82	18,29
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	445,15	66,21	23,31	64,93	10376,45	1543,24	28903,59	4298,70	49,18	81,71
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	672,38	100,00	31,38	52,61	21097,16	3137,68	35375,10	5261,18	100,00	100,00
16	S/ deslamar, 60% sólidos	Flotado	235,65	35,46	49,63	24,44	11695,31	1760,02	5759,29	866,71	57,38	16,22
	Oleato – 1200 g/t	Afundado	428,85	64,54	20,26	69,38	8688,50	1307,52	29753,61	4477,59	42,62	83,78
	Metassilicato – 2400 g/t	Alim. Recal.	664,50	100,00	30,68	53,44	20383,81	3067,54	35512,90	5344,30	100,00	100,00

Tabela 3: Balanço de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando cloreto de manganês, metassilicato de sódio e oleato de sódio

Teste	Condições do experimento	Produto	Massa		Teores (%)		Unidade metálica				Distribuição (%)	
			(g)	(%)	Fe	SiO2	Fe (g)	Fe (%)	SiO2 (g)	SiO2 (%)	Fe	SiO2
1	S/ deslamar; 60% sól.; pH 7	Flotado	244,58	36,50	30,72	52,58	7513,50	1121,20	12860,02	1919,03	36,60	35,90
	Oleato e metassilicato – 600 g	Afundado	425,55	63,50	30,58	53,96	13013,32	1941,91	22962,68	3426,60	63,40	64,10
	MnCl2 – 100 g/t	Alim. Recal.	670,13	100,00	30,63	53,46	20526,82	3063,11	35822,69	5345,63	100,00	100,00
2	S/ deslamar; 60% sól.; pH 7	Flotado	324,76	48,33	32,22	50,60	10463,77	1557,18	16432,86	2445,47	50,76	45,81
	Oleato e metassilicato – 600 g	Afundado	347,21	51,67	29,24	55,98	10152,42	1510,84	19436,82	2892,51	49,24	54,19
	MnCl2 – 100 g/t – Réplica	Alim. Recal.	671,97	100,00	30,68	53,38	20616,19	3068,02	35869,67	5337,99	100,00	100,00
3	S/ deslamar; 60% sól.; pH 7	Flotado	297,22	44,20	32,01	50,43	9514,01	1414,83	14988,80	2228,98	46,52	41,62
	Oleato e metassilicato – 600 g	Afundado	375,23	55,80	29,15	56,04	10937,95	1626,58	21027,89	3127,06	53,48	58,38
	MnCl2 – 200 g/t	Alim. Recal.	672,45	100,00	30,41	53,56	20451,97	3041,41	36016,69	5356,04	100,00	100,00
4	S/ deslamar; 60% sól.; pH 7	Flotado	276,40	41,10	32,15	50,52	8886,26	1321,30	13963,73	2076,27	42,28	40,15
	Oleato e metassilicato – 600 g	Afundado	396,14	58,90	30,62	52,55	12129,81	1803,58	20817,16	3095,30	57,72	59,85
	MnCl2 – 200 g/t – Réplica	Alim. Recal.	672,54	100,00	31,25	51,72	21016,07	3124,88	34780,89	5171,57	100,00	100,00
5	S/ deslamar; 60% sól.; pH 7	Flotado	235,91	35,07	29,46	55,58	6949,91	1033,18	13111,88	1949,23	34,33	35,70
	Oleato e metassilicato – 600 g	Afundado	436,76	64,93	30,44	54,08	13294,97	1976,45	23619,98	3511,38	65,67	64,30
	MnCl2 – 500 g/t	Alim. Recal.	672,67	100,00	30,10	54,61	20244,88	3009,63	36731,86	5460,61	100,00	100,00
6	S/ deslamar; 60% sól.; pH 7	Flotado	247,21	36,83	29,48	54,33	7287,75	1085,89	13430,92	2001,24	29,44	45,74
	Oleato e metassilicato – 600 g	Afundado	423,92	63,17	41,20	37,58	17465,50	2602,40	15930,91	2373,74	70,56	54,26
	MnCl2 – 500 g/t – Réplica	Alim. Recal.	671,13	100,00	36,88	43,75	24753,25	3688,30	29361,83	4374,98	100,00	100,00
7	S/ deslamar; 60% sól.; pH 7	Flotado	140,88	20,88	30,08	52,98	4237,67	628,18	7463,82	1106,42	21,90	19,62
	Oleato e metassilicato – 600 g	Afundado	533,71	79,12	28,31	57,29	15109,33	2239,78	30576,25	4532,57	78,10	80,38
	MnCl2 – 1000 g/t	Alim. Recal.	674,59	100,00	28,68	56,39	19347,00	2867,96	38040,07	5638,99	100,00	100,00
8	S/ deslamar; 60% sól.; pH 7	Flotado	156,91	23,28	37,64	41,22	5906,09	876,18	6467,83	959,52	28,57	18,00
	Oleato e metassilicato – 600 g	Afundado	517,16	76,72	28,55	56,98	14764,92	2190,41	29467,78	4371,62	71,43	82,00
	MnCl2 – 1000 g/t – Réplica	Alim. Recal.	674,07	100,00	30,67	53,31	20671,01	3066,60	35935,61	5331,14	100,00	100,00

Tabela 4: Balanço de massa e metalúrgico dos testes de flotação, utilizando cloreto de alumínio, metassilicato de sódio e oleato de sódio

Teste	Condições do experimento	Produto	Massa		Teores (%)		Unidade metálica				Distribuição (%)	
			(g)	(%)	Fe	SiO2	Fe (g)	Fe (%)	SiO2 (g)	SiO2 (%)	Fe	SiO2
1	S/ deslamar; 60% sól.; pH 9	Flotado	174,29	26,28	40,74	37,08	7100,57	1070,85	6462,67	974,64	34,92	18,21
	Oleato e metassilicato – 600 g/	Afundado	488,79	73,72	27,07	59,37	13231,55	1995,47	29019,46	4376,46	65,08	81,79
	AICl3 – 100 g/t	Alim. Recal.	663,08	100,00	30,66	53,51	20332,12	3066,31	35482,14	5351,11	100,00	100,00
2	S/ deslamar; 60% sól.; pH 9	Flotado	158,74	23,97	37,86	40,76	6009,90	907,55	6470,24	977,07	29,93	18,11
	Oleato e metassilicato – 600 g/	Afundado	503,47	76,03	27,95	58,11	14071,99	2125,00	29256,64	4418,03	70,07	81,89
	AICl3 – 100 g/t – Réplica	Alim. Recal.	662,21	100,00	30,33	53,95	20081,88	3032,56	35726,88	5395,10	100,00	100,00
3	S/ deslamar; 60% sól.; pH 9	Flotado	170,59	25,71	39,97	37,82	6818,48	1027,72	6451,71	972,43	33,70	18,12
	Oleato e metassilicato – 600 g/	Afundado	492,87	74,29	27,22	59,17	13415,92	2022,11	29163,12	4395,61	66,30	81,88
	AICl3 – 200 g/t	Alim. Recal.	663,46	100,00	30,50	53,68	20234,40	3049,83	35614,83	5368,05	100,00	100,00
4	S/ deslamar; 60% sól.; pH 9	Flotado	171,79	25,63	38,34	40,27	6586,43	982,54	6917,98	1032,00	32,36	19,20
	Oleato e metassilicato – 600 g/	Afundado	498,56	74,37	27,62	58,40	13770,23	2054,18	29115,90	4343,39	67,64	80,80
	AICl3 – 200 g/t – Réplica	Alim. Recal.	670,35	100,00	30,37	53,75	20356,66	3036,72	36033,89	5375,38	100,00	100,00
5	S/ deslamar; 60% sól.; pH 9	Flotado	119,21	17,96	41,05	35,82	4893,57	737,45	4270,10	643,49	24,21	11,97
	Oleato e metassilicato – 600 g/	Afundado	544,37	82,04	28,14	57,69	15318,57	2308,47	31404,71	4732,62	75,79	88,03
	AICl3 – 500 g/t	Alim. Recal.	663,58	100,00	30,46	53,76	20212,14	3045,92	35674,81	5376,11	100,00	100,00
6	S/ deslamar; 60% sól.; pH 9	Flotado	137,95	20,60	38,48	39,19	5308,32	792,64	5406,26	807,27	26,05	15,06
	Oleato e metassilicato – 600 g/	Afundado	531,75	79,40	28,34	57,36	15069,80	2250,23	30501,18	4554,45	73,95	84,94
	AICl3 – 500 g/t – Réplica	Alim. Recal.	669,70	100,00	30,43	53,62	20378,11	3042,87	35907,44	5361,72	100,00	100,00
7	S/ deslamar; 60% sól.; pH 9	Flotado	182,93	27,46	36,33	43,06	6645,85	997,65	7876,97	1182,46	32,34	22,25
	Oleato e metassilicato – 600 g/	Afundado	483,22	72,54	28,78	56,96	13907,07	2087,68	27524,21	4131,83	67,66	77,75
	AICl3 – 1000 g/t	Alim. Recal.	666,15	100,00	30,85	53,14	20552,92	3085,33	35401,18	5314,30	100,00	100,00
8	S/ deslamar; 60% sól.; pH 9	Flotado	231,69	34,82	36,33	43,46	8417,30	1265,04	10069,25	1513,31	41,49	28,26
	Oleato e metassilicato – 600 g/	Afundado	433,69	65,18	27,37	58,94	11870,10	1783,96	25561,69	3841,67	58,51	71,74
	AICl3 – 1000 g/t – Réplica	Alim. Recal.	665,38	100,00	30,49	53,55	20287,39	3048,99	35630,94	5354,98	100,00	100,00