

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Dissertação de Mestrado

**FLOTAÇÃO DE FOSFATOS PRESENTES
EM MINÉRIOS DE FERRO BRASILEIROS**

Autora: Aline Pereira Leite Nunes
Orientador: Professor Armando Corrêa de Araujo

Fevereiro de 2009.

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Aline Pereira Leite Nunes

**FLOTAÇÃO DE FOSFATOS PRESENTES EM MINÉRIOS DE
FERRO BRASILEIROS**

Dissertação de mestrado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia
Metalúrgica e de Minas

Área de concentração: Tecnologia Mineral
Orientador: Professor Armando Corrêa de Araujo

Belo Horizonte
Escola de Engenharia da UFMG
2009

Para minha mãe Dilza,
meu esposo Roberto
e meu irmão André.

AGRADECIMENTOS

Agradeço a Deus por toda proteção, luz e por ter colocado no meu caminho pessoas maravilhosas que contribuíram para a realização desta pesquisa.

Ao Prof. Armando Corrêa de Araujo pela orientação não só neste trabalho, mas também pelo acompanhamento desde a graduação. Pela confiança, amizade e por todas as oportunidades de crescimento intelectual.

Ao aluno Matheus de Souza Arenare por toda dedicação e trabalho, que sem os quais não seria possível a realização deste trabalho.

Ao Prof. Paulo Roberto de Magalhães Viana pelos conselhos e dicas. Aos amigos Diego e Otávia por toda amizade e companheirismo.

Ao Dr. Eunírio Zanetti pela obtenção das amostras e pelas análises químicas.

Ao Prof. Roberto Galéry pela ajuda e por todo apoio durante a realização desta pesquisa.

À Andréia, Patrícia e Ilda por todo trabalho e colaboração durante a etapa de caracterização. Ao Germano pela ajuda na preparação das amostras. Ao Alberto, pela colaboração constante durante toda a parte experimental desta pesquisa.

Ao DEMin por toda estrutura colocada à disposição para a execução da pesquisa e pelo apoio de todos. Ao CPGEM, em especial Cida, Nelson e Prof. Vicente Tadeu Lopes Buono.

À FAPEMIG pelo financiamento da pesquisa.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	3
2. OBJETIVOS.....	5
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	6
3.1. Minério de Ferro – Aspectos Gerais	6
3.2. Gênese dos Depósitos de Minérios de Ferro	7
3.2.1. Geologia da Mina de Jangada.....	11
3.3. Fosfatos – Aspectos Gerais.....	11
3.4. Origem do Fósforo nos Depósitos de Minérios de Ferro.....	18
3.4.1. Exemplos de Diferentes Modos de Ocorrência do Fósforo nos Depósitos de Minérios de Ferro.....	22
3.5. Concentração de Minérios de Ferro.....	25
3.5.1. Separação Gravítica	28
3.5.2. Separação Magnética	28
3.5.3. Flotação.....	28
3.6. Flotação de Fosfatos	34
3.7. Exemplos de Processos Aplicados para Redução do Teor de Fósforo dos Minérios de Ferro.....	38
4. METODOLOGIA.....	44
4.1. Preparação das Amostras	44
4.2. Caracterização Química, Mineralógica e Morfológica.....	45
4.3. Moagem	46
4.4. Deslamagem.....	47
4.5. Testes de Microflotação	50
4.6. Medidas de Potencial Zeta.....	52
4.7. Flotação em Bancada	53
5. RESULTADOS E DISCUSSÃO	57
5.1. Características Químicas, Mineralógicas e Morfológicas da Amostra.....	57
5.1.1. Análises Químicas e Granuloquímica da Amostra Cabeça	57
5.1.2. Caracterização Mineralógica e Morfológica da Amostra Cabeça	59
5.2. Cominuição.....	77

5.3. Deslamagem.....	79
5.4. Testes de Microflotação.....	82
5.4.1. Microflotação da Hematita	83
5.4.2. Microflotação da Wavellita	87
5.5. Medidas de Potencial Zeta.....	98
5.6. Testes de Flotação em Bancada.....	99
5.6.1. Testes com Emulgin.....	99
5.6.2. Testes com Hidrocol	102
5.6.3. Testes com óleo de arroz	103
5.6.4. Testes com Berol	106
5.6.5. Testes com <i>tall oil</i>	108
5.6.6. Testes com amido e amina.....	111
5.6.7. Testes amina e óleo diesel	121
5.6.8. Testes com Gemul NCD	123
5.6.9. Testes com Gemul NSD	126
5.6.10. Testes com Flotigam 2835-2L.....	128
6. CONCLUSÕES.....	133
7. RELEVÂNCIA DO TRABALHO.....	135
8. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	136
9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	137
ANEXO I – Tabelas das Análises Granulométricas.....	144
ANEXO II – Tabelas das Medidas de Potencial Zeta	149
ANEXO III – Tabelas dos Testes de Microflotação	150
ANEXO IV – Tabelas dos Testes de Flotação	160

LISTA DE TABELAS

TABELA III.1: Processos de concentração aplicados a minérios de ferro (PERES, 2005).	27
TABELA III.2: Reagentes empregados como coletores na flotação de fosfatos (SIS <i>et al.</i> , 2003)	36
TABELA III.3: Depressores usados na flotação de minerais levemente solúveis (SIS <i>et al.</i> , 2003)	38
TABELA IV.1: Condições dos testes de moagem realizados em moinho de bolas	47
TABELA IV.2: Condições gerais dos testes de deslamagem	48
TABELA IV.3: Análise granulométrica no cyclosizer realizada com a lama do teste 1 de deslamagem	49
TABELA IV.4: Análise granulométrica no cyclosizer realizada com a lama do teste 2 de deslamagem.	49
TABELA IV.5: Análise granulométrica no cyclosizer realizada com a lama do teste 3 de deslamagem.	49
TABELA IV.6: Reagentes usados nos testes de microflotação	51
TABELA IV.7: Condições de realização dos testes de microflotação	52
TABELA IV.8: Reagentes usados nos testes de flotação em bancada e os respectivos tempos de condicionamento	55
TABELA V.1: Análises químicas da amostra cabeça e de algumas frações granulométricas	58
TABELA V.2: Distribuição acumulada dos elementos por fração granulométrica	58
TABELA V.3: Resultados dos testes de deslamagem	80
TABELA V.4: Análises químicas dos testes de flotação com Emulgin	100
TABELA V.5: Resultados dos testes de flotação com Emulgin	101
TABELA V.6: Análises químicas dos testes de flotação com Hidrocol	102
TABELA V.7: Resultados dos testes de flotação com Hidrocol	103
TABELA V.8: Análises químicas dos testes de flotação com óleo de arroz	104
TABELA V.9: Resultados dos testes de flotação com óleo de arroz	105
TABELA V.10: Análises químicas dos testes de flotação com Berol	106
TABELA V.11: Resultados dos testes de flotação com Berol	107
TABELA V.12: Análises químicas dos testes de flotação com <i>tall oil</i>	109

TABELA V.13: Resultados dos melhores testes de flotação com <i>tall oil</i>	110
TABELA V.14: Análises químicas dos testes de flotação com amido e amina.....	112
TABELA V.15: Resultados dos testes de flotação com amido e amina.....	114
TABELA V.16: Análises químicas dos testes de flotação com óleo diesel e amina.....	122
TABELA V.17: Resultados dos testes de flotação com óleo diesel e amina	122
TABELA V.18: Análises químicas dos testes de flotação com Gemul NCD	124
TABELA V.19: Resultados dos testes de flotação com Gemul NCD.....	125
TABELA V.20: Análises químicas dos testes de flotação com Gemul NSD.....	126
TABELA V.21: Resultados dos testes de flotação com Gemul NSD	127
TABELA V.22: Análises químicas dos testes de flotação com Flotigam 2835-2L	128
TABELA V.23: Resultados dos testes de flotação com Flotigam 2835-2L.....	129

LISTA DE FIGURAS

FIGURA 3.1: Localização e mapa geológico do Quadrilátero Ferrífero (DORR, 1969).	8
FIGURA 3.2: Relações de estabilidade de minerais de ferro em água (Modificado de GARRELS e CHRIST, 1965).....	10
FIGURA 3.3: Estrutura do grupo iônico PO_4^{3-}	12
FIGURA 3.4: Projeção (001) da fluorapatita.....	13
FIGURA 3.5: Hábito e sistema cristalográfico da wavellita.	14
FIGURA 3.6: Estrutura da wavellita.	15
FIGURA 3.7: Estrutura da senegalita (KEEGAN <i>et al.</i> , 1979).....	16
FIGURA 3.8: Cadeias de octaedros duplos de alumínio ao longo do eixo b (CID-DRESDNER, 1965).....	17
FIGURA 3.9: Estrutura da turquesa.	18
FIGURA 3.10: Associações químicas sedimentares em valores limites de Eh e pH. (Modificado de GARRELS e CHRIST, 1965).	21
FIGURA 3.11: Partícula de amostra proveniente do Amapá com fase rica em fósforo (fosfato de alumínio e bário) (VIANA e ARAUJO, 2007).....	23
FIGURA 3.12: Formas de ocorrência da senegalita no minério de ferro de Kouroudiako (GINESTE, 2005).	25
FIGURA 3.13: Modelo da dupla camada elétrica para uma partícula de carga de superfície negativa em solução.	30
FIGURA 3.14: Efeito do pH na flotabilidade da hematita com oleato de sódio (QUAST, 2006).	34
FIGURA 3.15: Recuperação de minerais nos concentrados finais da flotação na ausência (AF27) e presença (AF5) de silicato de sódio (modificado de GONG <i>et al.</i> , 1992).....	40
FIGURA 3.16: Efeito da temperatura e da dosagem de coletor (Atrac 1562) no teor de fósforo no concentrado de magnetita (SU <i>et al.</i> , 1998).....	41
FIGURA 3.17: Influência do pH no teor de P e na perda de ferro no concentrado (modificado de SUN <i>et al.</i> , 2002).....	42
FIGURA 4.1: Fluxograma de preparação das amostras.	45
FIGURA 4.2: Tubo de Hallimond Modificado sem extensor.	50

FIGURA 4.3: Tubo de Hallimond Modificado com extensor.....	51
FIGURA 4.4: Zeta-Meter System 3.0+. Laboratório de Fenômenos de Interface – DEMin.	53
FIGURA 4.5: Célula de flotação CDC do Laboratório de Tratamento de Minérios – DEMin.	54
FIGURA 4.6: Fluxograma dos procedimentos executados após a britagem terciária....	56
FIGURA 5.1: Distribuição acumulada do ferro, da sílica, da alumina, do fósforo e de PPC.	59
FIGURA 5.2: Área removida denominada AQJ1 e análise por MEV e EDS da parte 1.	60
FIGURA 5.3: Análise por MEV e EDS da parte 2.....	61
FIGURA 5.4: Análise por MEV e EDS da partícula da área removida AQJ1.....	61
FIGURA 5.5: Análise por difração de raios-X da área removida AQJ1.....	63
FIGURA 5.6: Área removida denominada APR1 e análise por MEV e EDS da partícula 1.	64
FIGURA 5.7: Análise por difração de raios-X da área removida APR1.....	65
FIGURA 5.8: Área removida denominada CCQ e análise geral por MEV e EDS.	66
FIGURA 5.9: Análise por difração de raios-X da área removida CCQ.	67
FIGURA 5.10: Área removida denominada LL1 e análise geral por MEV e EDS.....	68
FIGURA 5.11: MEV de cristais inteiros da amostra LL1.	69
FIGURA 5.12: Hábitos possíveis da senegalita.....	69
FIGURA 5.13: Área removida denominada CEAQ e análise geral por MEV e EDS....	70
FIGURA 5.14: Análise por difração de raios-X da área removida CEAQ.....	71
FIGURA 5.15: Área removida denominada ERJ1 e análise por MEV e EDS da partícula 1.	72
FIGURA 5.16: Área removida denominada ERJ1 e análise por MEV e EDS da partícula 2.	73
FIGURA 5.17: Análise por difração de raios-X da área removida ERJ1.....	74
FIGURA 5.18: Área removida denominada RJ1 e análise por MEV e EDS da parte 2. 75	
FIGURA 5.19: Análise por MEV e EDS da fração +0,150mm. F = fosfato e Q = quartzo.	76

FIGURA 5.20: Análise por MEV e EDS da fração +0,0750mm. F = fosfato e Q = quartzo.	76
FIGURA 5.21: Análises granulométricas após os primeiros testes de britagem e moagem.....	77
FIGURA 5.22: Análises granulométricas dos testes de britagem terciária com aberturas de saída de 5 e 2,5mm.....	78
FIGURA 5.23: Análises granulométricas após a segunda seqüência de testes de britagem e moagem.....	79
FIGURA 5.24: Análises granulométricas das lamas dos testes 1, 2 e 3 de deslamagem.	81
FIGURA 5.25: Índice de seletividade dos testes de deslamagem.	82
FIGURA 5.26: Microflotação da hematita com coletores óleo de arroz, Hidrocol, <i>tall oil</i> , Berol e emulgim em pH alcalino.	83
FIGURA 5.27: Microflotação da hematita com os coletores Hidrocol e Berol na ausência e na presença de silicato de sódio.	85
FIGURA 5.28: Microflotação da hematita com os coletores óleo de arroz, <i>tall oil</i> e Emulgin na ausência e na presença de silicato de sódio.	86
FIGURA 5.29: Microflotação da hematita com os coletores óleo de arroz, Berol, Hidrocol, Emulgin e <i>tall oil</i> na presença de diferentes concentrações de silicato de sódio.	87
FIGURA 5.30: Microflotação da wavellita com coletores óleo de arroz, Hidrocol, <i>tall oil</i> , Berol e emulgim em pH alcalino.	88
FIGURA 5.31: Microflotação da wavellita com os coletores Hidrocol e Berol na ausência e na presença de silicato de sódio.	89
FIGURA 5.32: Microflotação da wavellita com os coletores óleo de arroz, <i>tall oil</i> e Emulgin na ausência e na presença de silicato de sódio.	90
FIGURA 5.33: Microflotação da wavellita com os coletores óleo de arroz, Berol, Hidrocol, Emulgin e <i>tall oil</i> na presença de diferentes concentrações de silicato de sódio.	91
FIGURA 5.34: Microflotação da hematita e da wavellita na presença do silicato de sódio e do coletor Berol.	92

FIGURA 5.35: Microflotação da hematita e da wavellita na presença do silicato de sódio e do coletor Hidrocol.....	93
FIGURA 5.36: Microflotação da hematita e da wavellita na presença do silicato de sódio e do coletor óleo de arroz.....	94
FIGURA 5.37: Microflotação da hematita e da wavellita na presença do silicato de sódio e do coletor <i>tall oil</i>	95
FIGURA 5.38: Microflotação da hematita e da wavellita na presença do silicato de sódio e do coletor Emulgin.....	96
FIGURA 5.39: Microflotação da wavellita na presença de amido e de amina.....	97
FIGURA 5.40: Dissociação da amina em função do pH.....	98
FIGURA 5.41: Potencial zeta da wavellita.....	99
FIGURA 5.42: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com Emulgin para determinadas recuperações de ferro.....	101
FIGURA 5.43: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com Hidrocol para determinadas recuperações de ferro.....	103
FIGURA 5.44: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com óleo de arroz para determinadas recuperações de ferro.....	105
FIGURA 5.45: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com Berol para determinadas recuperações de ferro.....	108
FIGURA 5.46: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com <i>tall oil</i> para determinadas recuperações de ferro.....	111
FIGURA 5.47: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com amido e amina para determinadas recuperações de ferro.....	116
FIGURA 5.48: Análise por MEV e EDS do flotado teste 4.....	117
FIGURA 5.49: Análise por MEV e EDS do afundado teste 4.....	117
FIGURA 5.50: Análise por EDS do fosfato não identificado.....	118
FIGURA 5.51: Análise por difração de raios-X do flotado teste 4.....	119
FIGURA 5.52: Análise por difração de raios-X do afundado teste 4.....	120
FIGURA 5.53: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com amina e óleo diesel para determinadas recuperações de ferro.....	123
FIGURA 5.54: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com Gemul NCD para determinadas recuperações de ferro.....	125

FIGURA 5.55: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com Gemul NSD para determinadas recuperações de ferro.	127
FIGURA 5.56: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com Flotigam 2835-2l para determinadas recuperações de ferro.	129
FIGURA 5.57: Análise por difração de raios-X do flotado teste 101.	131
FIGURA 5.58: Análise por difração de raios-X do afundado teste 101.....	132

RESUMO

Os depósitos de minério de ferro têm apresentado cada vez mais composições mineralógicas complexas, uma vez que os minérios mais ricos estão se esgotando. Os maiores problemas estão relacionados aos teores em ferro cada vez mais baixos e teores de ganga cada vez maiores. Os fosfatos que ocorrem em depósitos sedimentares podem ser primários, na forma de apatita, e secundários, redepositados ou formando soluções sólidas com minerais oxidados de ferro. A redução do teor em fósforo dos minérios de ferro de depósitos não intemperizados, contendo magnetita ou hematita primária, pode ser efetuada por flotação catiônica ou aniônica e também por separação magnética. Nos depósitos de minério de ferro intemperizados, o fósforo ocorre altamente disseminado na forma de minerais secundários. A redução do teor de fósforo é mais complicada nesses casos e não há muita referência na literatura de estudos voltados para esses minérios. Estudos de caracterização química, mineralógica e morfológica de uma amostra do Quadrilátero Ferrífero para identificação de minerais de fósforo foram realizados. O minério é de alto teor, contendo hematita como principal mineral-minério e senegalita como principal mineral de ganga. A wavellita também foi identificada. A flotabilidade da wavellita foi avaliada na presença de diversos ácidos graxos, e o Hidrocol apresentou-se como melhor coletor ao longo da faixa de pH alcalino. Testes com amina mostraram uma flotabilidade superior a 90% entre pH 9,5 e pH 10,6 para a wavellita. O ponto isoelétrico da wavellita está em torno de pH 4,2. Os melhores testes de flotação foram realizados com amido como depressor de óxidos de ferro e amina EDA como coletor de fosfatos. O melhor resultado foi obtido com a flotação em dois estágios, sendo o primeiro com a adição de 500g/t de amido e 150g/t de amina em pH 10,5 e o segundo estágio com a adição de 350g/t de silicato de sódio e 200g/t de *tall oil* em pH 10,7. O concentrado obtido neste teste apresentou um concentrado com 0,168% de fósforo a partir de uma alimentação contendo 0,56% P.

ABSTRACT

Iron ore deposits are becoming increasingly complex in their mineralogical composition, as the richest ores are used up. The biggest problems are related to low levels of iron and levels of gangue are increasing. The phosphates that occur in sedimentary deposits can be primary, in the form of apatite, and secondary, forming solid solutions with oxidized iron minerals. Reducing the phosphorus content in iron ores of deposits containing primary magnetite or hematite can be achieved by anionic or cationic flotation. In weathered iron ore deposits, phosphorus is highly disseminated in the form of secondary minerals. Reducing the phosphorus content is more complicated in these cases and there is no reference in the literature of studies towards these minerals. Studies aiming at the chemical, mineralogical and morphological characterization of an iron ore sample from the Iron Ore Quadrangle of Minas Gerais, Brazil, were performed. The ore is rich, with hematite as the main ore-mineral and senegalite (an aluminium phosphate) as the main gangue mineral. Wavellite, yet another aluminium phosphate was also identified. The floatability of wavellite was evaluated in the presence of various fatty acids and Hidrocol was found as the best collector over the alkaline pH range. Tests with amine showed a greater than 90% recovery between pH 9.5 and pH 10.6 for wavellite. The wavellite isoelectric point was encountered at pH 4.2. The best batch flotation tests were those with starch as a depressant of iron oxides and amine EDA as collector for the phosphate phases. The best result was obtained by flotation in two stages, one with the addition of 500g/t of starch and 150g/t of amine at pH 10.5 and the second stage with the addition of 350g/t of sodium silicate and 200g/t of *tall oil* at pH 10.7. The product obtained in this test showed a concentrate with 0.168% phosphorus from a feed grade of 0,56%P.

1. INTRODUÇÃO

O minério de ferro é o principal bem mineral produzido no mundo em termos de quantidade e aplicação. Novas tendências em relação aos processos e equipamentos empregados na produção de concentrados visam atender ao aumento da demanda por minérios de alta qualidade, com menor custo e menor impacto ambiental.

Os depósitos de minério de ferro têm apresentado cada vez mais composições mineralógicas complexas, uma vez que os minérios mais ricos estão se esgotando. Os maiores problemas estão relacionados aos teores em ferro cada vez mais baixos e teores de ganga cada vez maiores. Minerais portadores de fósforo e também sulfetos estão se tornando comuns nos depósitos.

Nas gangas presentes nos minérios de ferro e em seus produtos de processamento, o fósforo é um elemento extremamente nocivo, devido à “fragilidade a frio”. Os aços produzidos a partir de minérios com alto teor de fósforo apresentam baixa resistência ao choque e baixa tenacidade.

Nos minérios de ferro de depósitos não intemperizados, a fonte primária do fósforo é a apatita. A remoção de fósforo desses minérios pode ser realizada por vários processos, como a separação magnética, deslamagem por flocculação seletiva e flotação. A flotação reversa de fosfatos tem se mostrado um processo eficaz nas minas de Kiruna - Suécia, Hércules - México, Chadormalu - Irã, no Peru, entre outras, onde a apatita é fácil e seletivamente flotada com reagentes aniônicos ou anfotéricos.

Já nos depósitos de minério de ferro intemperizados, o fósforo ocorre altamente disseminado na forma de minerais secundários. No Quadrilátero Ferrífero, por exemplo, as mineralizações por processos de enriquecimento supergênico geraram itabiritos ricos com teores normalmente superiores a 60% de ferro. Porém, os fluidos gerados durante o intemperismo sobre materiais originais como a apatita levam à dissolução desta, e o fósforo liberado fixa-se com outros cátions em fases secundárias, formando vários

fosfatos ricos em alumínio, como a wavellita e a senegalita. Para esses tipos de minérios, a remoção do fósforo é mais difícil e os métodos de concentração até agora utilizados não apresentaram bons resultados.

2. OBJETIVOS

Caracterizar química, mineralógica e morfológicamente associações de minerais de fósforo em uma amostra de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero. Avaliar a aplicabilidade da flotação para redução dos altos teores de fósforo para dentro das especificações de mercado utilizando-se diversos reagentes.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Minério de Ferro – Aspectos Gerais

O ferro é o quarto elemento mais abundante na crosta terrestre, representando cerca de 5% em peso da crosta. Os outros três elementos são: oxigênio (46,6%), silício (27,72%) e alumínio (8,13%). Esses valores indicam que minerais contendo oxigênio, como silicatos, óxidos e carbonatos devem ser os mais abundantes na crosta da terra.

O ferro é o metal essencial para a civilização e seus múltiplos empregos se fazem na forma de ligas com outros metais, originando uma ampla variedade de tipos de aços. O ferro existe em dois estados de valência na crosta, o ferroso (Fe^{2+}) e o férrico (Fe^{3+}). Existem diversos minerais que têm o ferro como constituinte principal, mas os mais importantes são a hematita (Fe_2O_3), a magnetita (Fe_3O_4), goethita (FeO.OH) e limonita ($\text{FeOOH.nH}_2\text{O}$). Esses minerais diferem entre si quanto ao estado de valência do ferro, quanto à sua composição e estrutura cristalina (SANTOS, 2005).

O termo minério de ferro pode ser usado como sinônimo para formações ferríferas em geral, ou com um significado econômico, referindo-se a rochas que foram, estão sendo ou poderão ser exploradas comercialmente.

Os minérios de ferro ocorrem numa variedade de ambientes geológicos dando origem a depósitos minerais de diferentes portes, formas, origens e constituições mineralógicas. Os depósitos de ferro podem ser divididos em cinco tipos (MARSDEN, 1990):

- I. Depósitos sedimentares e meta-sedimentares;
- II. Depósitos magmáticos;
- III. Minérios de metassomatismo de contato;
- IV. Minérios maciços em formações ferríferas com chert;
- V. Depósitos Residuais.

As Formações Ferríferas Pré-Cambrianas compostas por itabiritos e jaspelitos podem ser citadas como exemplos de depósitos do tipo sedimentar e meta-sedimentar. Como exemplo de depósitos magmáticos podem ser citados os minérios Tipo Kiruna enquanto os depósitos tipo Lago Superior são exemplos de depósitos residuais.

Em termos econômicos e técnicos, no contexto brasileiro pode-se dizer que a mais importante dessas classes de minérios se relaciona aos itabiritos e jaspelitos, associados às formações ferríferas proterozóicas (GIRODO, 2005).

3.2. Gênese dos Depósitos de Minérios de Ferro

Os principais depósitos de minério de ferro do mundo são originários das Formações Ferríferas Bandadas (FFB's) formadas no paleoproterozóico, onde ocorreu o máximo de deposição do ferro. As formações ferríferas do arqueano (3.5-2.6Ga) formaram-se a partir de sedimentação química em bacias marinhas profundas em uma época caracterizada por processos de cratonização progressiva. Essas formações podem ser classificadas como FFB's tipo Algoma e são abundantes em terrenos *Greenstone Belts* arqueanos. O Supergrupo Rio das Velhas (Quadrilátero Ferrífero, MG) é um exemplo de FFB's tipo Algoma do arqueano (2.9-2.6Ga). As formações ferríferas do paleoproterozóico (2.5-1.9Ga) podem ser classificadas como tipo Lago Superior e sugerem a existência de um período de estabilidade tectônica, onde ocorreu a deposição química de ferro e sílica em bacias continentais rasas. Como exemplos dessas formações tem-se o Supergrupo Minas, Grupo Itabira e a Formação Cauê (Quadrilátero Ferrífero, MG) (SANTOS, 2005; DARDENNE e SCHOBENHAUS, 2001).

O Quadrilátero Ferrífero localiza-se na borda sudeste do Cráton São Francisco e pode ser dividido em três Supergrupos: Rio das Velhas, Minas e Espinhaço. O Supergrupo Minas é de idade Paleoproterozóica e, portanto apresenta os depósitos de ferro mais importantes do Quadrilátero. A figura 3.1 apresenta o mapa geológico e as principais minas do Quadrilátero Ferrífero.

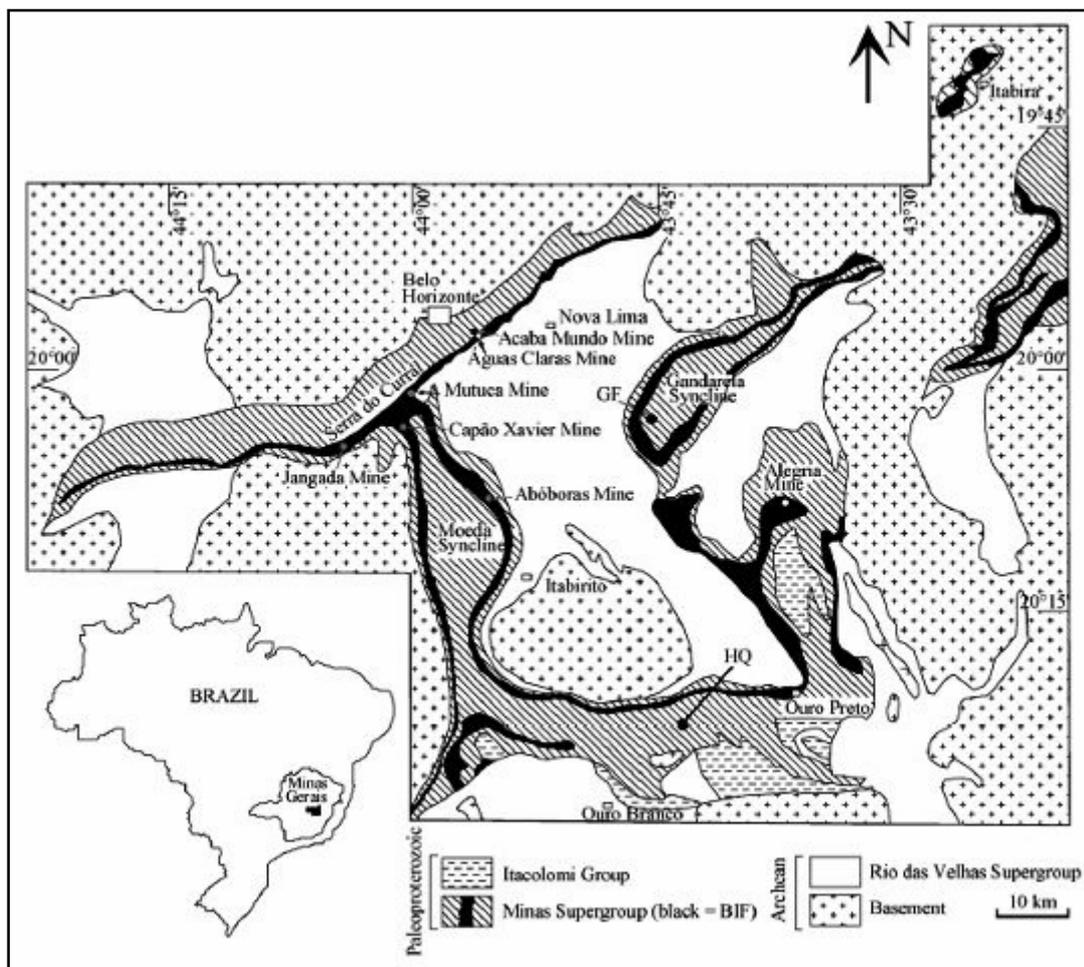


FIGURA 3.1: Localização e mapa geológico do Quadrilátero Ferrífero (DORR, 1969).

O Supergrupo Minas inclui os Grupos Caraça, Itabira, Piracicaba e Sabará (ALKMIM e MARSHAK, 1998). As seqüências mais espessas de formações ferríferas bandadas com corpos de minério de alto teor pertencem ao Grupo Itabira. Esse grupo é dividido em uma unidade inferior, a Formação Cauê e uma unidade superior, a Formação Gandarela. Na Formação Cauê ocorrem as formações ferríferas mais espessas, que são os minérios itabiríticos e os minérios hematíticos de alto grau. Os minérios hematíticos ocorrem na base da Formação Cauê, no contato com a Formação Batatal. Localmente lentes de hematita compacta ocorrem intercaladas (ROSIERE e CHEMALE, 2000).

As Formações Ferríferas Bandadas do Quadrilátero Ferrífero apresentam importantes mineralizações formadas pelos processos de enriquecimento supergênico. Esse modelo para a gênese dos depósitos refere-se à ação do intemperismo por águas superficiais, que levou à concentração residual e ao enriquecimento através da lixiviação da ganga

(remoção do quartzo e carbonatos), favorecendo assim a concentração de minerais de ferro. O processo gerou itabiritos ricos com teores elevados, normalmente superiores a 60% de ferro (COELHO *et al.*, 1999; ROSIERE e CHEMALE, 2001).

Além dos eventos estruturais de deformação das rochas primárias, as condições de o ambiente sedimentar, como o Eh e o pH do sistema, serão determinantes na formação de minerais distintos nas Formações Ferríferas. O intemperismo é um dos responsáveis pela alteração dessas condições, levando à oxidação e hidratação da magnetita formando hematita (SANTOS, 2005; LEMOS *et al.*, 2007; GARRELS e CHRIST, 1965):



O último processo ocorre em condição essencialmente anóxica (ausência de oxigênio), pela perda de Fe^{2+} da estrutura do cristal para a água. O diagrama Eh-pH ilustrado na figura 3.2 mostra a relação de estabilidade entre alguns dos minerais mais importantes encontrados nas Formações Ferríferas Bandadas.

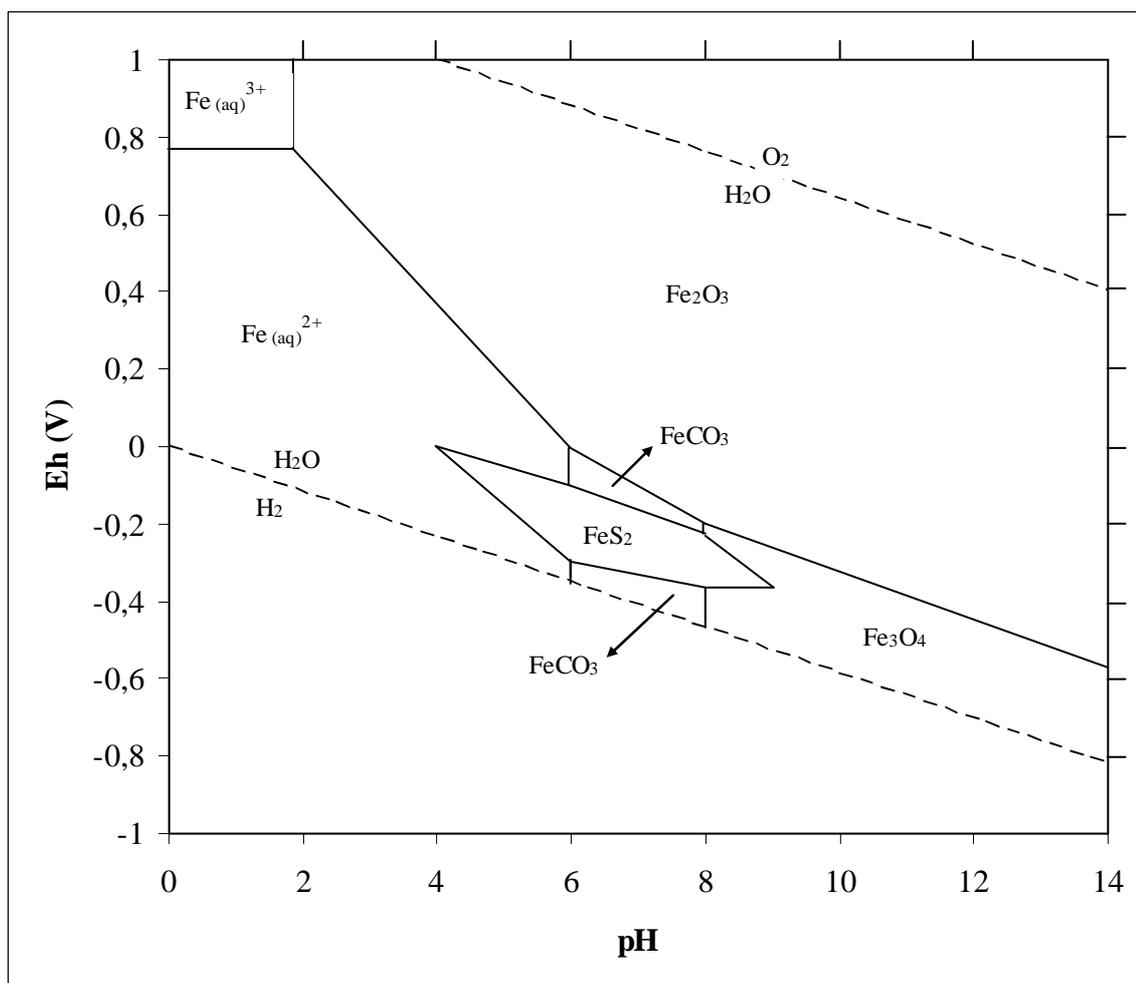


FIGURA 3.2: Relações de estabilidade de minerais de ferro em água (25°C, 1 atm; log [S] total = -6; log [CO₂] total = 0). (Modificado de GARRELS e CHRIST, 1965).

Os minérios intemperizados do Quadrilátero Ferrífero são, além de friáveis, em sua maioria hematíticos. Goethita ocorre como cimento e contaminante em depósitos supergênicos provenientes de itabiritos magnetíticos/martíticos. ROSIERE e CHEMALE (2001) definem um tipo de minério particularmente importante do ponto de vista econômico, denominado de “rolado”. Trata-se de um produto da erosão de corpos de hematita compacta, constituídos por blocos de dimensões variadas concentrados em ravinas e vales adjacentes aos depósitos metamórficos e cimentados por hidróxidos de ferro. Nestes tipos de depósitos formados por “rolados” estão presentes magnetita, hematita, diferentes hidróxidos e óxidos de ferro e manganês, além de fosfatos secundários.

3.2.1. Geologia da Mina de Jangada

A mina de Jangada, pertencente à Vale, está localizada no município de Brumadinho, a 30km de Belo Horizonte. Os depósitos de minério de ferro dessa região são pertencentes à Formação Cauê, como citado anteriormente. Na mina de Jangada corpos de minério hematíticos compactos apresentam-se intercalados com minérios macios, com uma espessura máxima de 200m e 1000m de extensão. Itabiritos dolomíticos são comuns na parte inferior do depósito. A hematita, martita e kenomagnetita, com presença local de limonita e goethita, predominam nos minérios de alto teor. A especularita e hematita tabular ocorrem localmente.

No depósito de Jangada a hematita lobular é o principal componente (acima de 50%) e apresenta-se sempre como cristais finos (0,02 – 0,05 mm). A hematita granular ocorre em torno de 30%, com cristais de tamanho semelhante à lobular. A hematita tabular aparece em baixas proporções (<10%). O minério brechado é constituído por agregados de martita, magnetita, kenomagnetita/martita e algum quartzo. A goethita é comum (FERNANDES, 2008).

3.3. Fosfatos – Aspectos Gerais

O fósforo ocorre naturalmente como fosfato, sendo reativo com diversos compostos importantes. É um elemento não metálico, não encontrado livre na natureza e pelas funções ou papéis que desempenha na vida animal e vegetal, não tem substituto.

Nos fosfatos o fósforo apresenta um número de oxidação V, formando com o oxigênio um grupo iônico tetraédrico, como pode ser observado na figura 3.3. Todos os fosfatos são construídos em torno deste íon fosfato, que é unidade de construção fundamental.

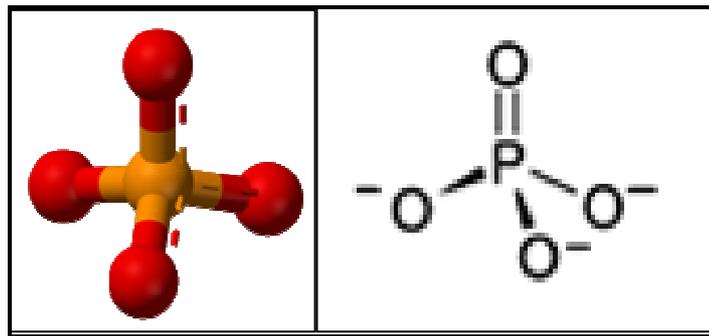


FIGURA 3.3: Estrutura do grupo iônico PO_4^{3-} .

As ligações P-O são de dois tipos:

- P-O (-Me) – ligações com o oxigênio ligado a um átomo de fósforo e a um átomo de metal ou ao hidrogênio;
- P-O (-P) – ligações com átomo de oxigênio ligado a dois átomos de fósforo. Essa ligação tem um caráter mais fraco do que a ligação P-O (-Me), pois o comprimento da ligação P-O (-P) é maior (valor médio de 1,60 Å) do que o da ligação P-O (-Me) (1,49 Å).

O fósforo está contido nas rochas de depósitos de origens sedimentares e ígneos, constituídos principalmente por minérios apatíticos e fosforitos, e nos depósitos de origem biogenética. Os depósitos sedimentares e os depósitos de origem ígnea são os mais importantes do ponto de vista econômico. Os depósitos biogenéticos são concentrações orgânicas nitrogenadas, originadas pelos dejetos de aves, e se constituem de menos importância econômica.

Além dos depósitos de minérios apatíticos e fosforitos, são explorados como material fertilizante os jazimentos de fosfato de alumínio e os de guano. Os alumino-fosfatos são materiais igualmente amorfos, constituídos por fosfato de alumínio hidratado, com presença de fosfato de ferro, e que são originados pela ação de dejetos de aves sobre bauxitas, lateritas ou rochas contendo feldspato. Os fosfatos desse tipo são assimiláveis, necessitando ser previamente tratados para sua posterior aplicação como fertilizante. O guano, fosfato de origem orgânica, usado para incorporação direta em adubos é de pouca importância comercial, pois, com exceção de algumas poucas regiões, formam depósitos de pequena expressão.

As espécies iônicas dominantes nos fosfatos apresentam-se na forma de cátions, como o Ca^{2+} , Fe^{2+} , Cu^{2+} e Al^{3+} . O número de átomos de oxigênio que estarão em volta dos cátions depende do tamanho do cátion. Ele varia entre 2 (para os H^+ na brushita $\text{Ca}[\text{HPO}_4]\cdot 2\text{H}_2\text{O}$) até mais de 9 (para alguns dos Ca^{2+} na apatita).

O constituinte mais importante e freqüente da classe dos fosfatos é a apatita $[\text{Ca}_5(\text{PO}_4)(\text{F},\text{Cl},\text{OH})]$. Esta apresenta solução sólida entre os ânions flúor, cloro, oxigênio e hidroxila, como também substituição parcial do fosfato pelos grupos carbonato e silicato. O Ca pode ser substituído pelo Mn, Sr, Pb, Cu, Zn, La e outros elementos de terras raras. Esta substituição iônica, típica dos fosfatos, resulta em relações químicas e estruturas complexas.

A apatita é um fosfato cristalino, de cor variável, brilho vítreo, dureza cinco, densidade entre $3,1$ a $3,2 \text{ g/cm}^3$. Nas apatitas, o flúor, o cloro e a hidroxila podem substituir-se mutuamente, dando séries completas. A hidroxiapatita $[\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{OH}]$ ocorre raramente na natureza, porém sua estrutura é similar a da fluorapatita $[\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F}]$, apresentada na figura 3.4, e da cloroapatita $[\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{Cl}]$.

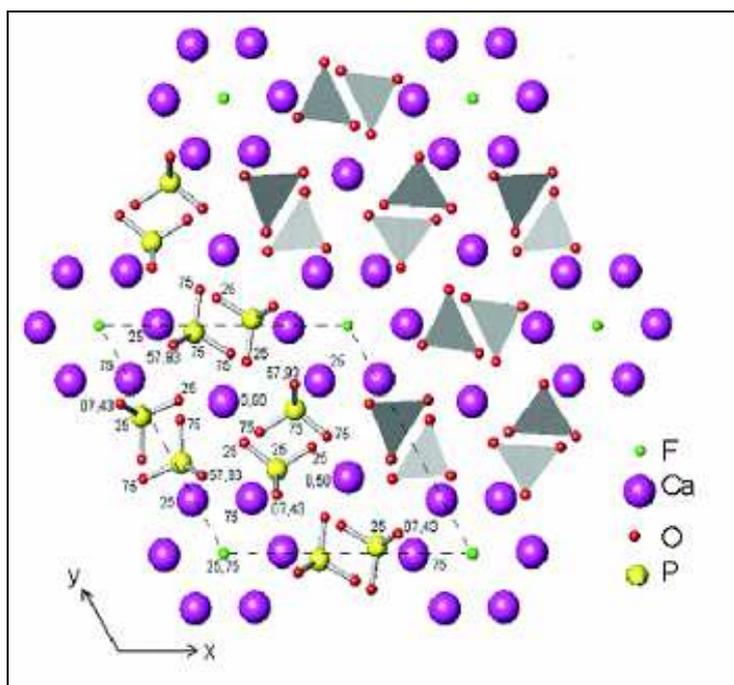


FIGURA 3.4: Projeção (001) da fluorapatita.

Além da apatita, vários outros fosfatos podem ser encontrados em depósitos de minérios de ferro. Esses fosfatos são geralmente secundários, formados a partir do intemperismo sobre materiais originais com disponibilidade em fósforo (apatita e monazita, por exemplo). Os fosfatos secundários mais comuns em minérios de ferro são os fosfatos ricos em alumínio e/ou ferro. A wavellita, senegalita e turquesa estão sendo freqüentemente detectadas em minérios de ferro brasileiros.

A wavellita $[Al_3(PO_4)_2(OH)_3 \cdot 5H_2O]$ é um fosfato secundário que ocorre associada a outros fosfatos secundários. A wavellita é geralmente terrosa, raramente formando cristais. Quando isso ocorre, seus cristais apresentam-se na forma de agregados globulares e esferolíticos radiados, como pode ser observado na figura 3.5. Apresenta brilho vítreo, densidade igual a $2,34g/cm^3$ e dureza entre 3,5 e 4,0. Cristaliza-se no sistema ortorrômbico-bipiramidal, apresentando clivagem perfeita no plano (110) e boa no plano (101). Encontra-se nas cores branca, amarela, verde e castanha.



FIGURA 3.5: Hábito e sistema cristalográfico da wavellita.

Na wavellita os átomos de alumínio formam dois tipos de octaedro. Em um tipo de octaedro, o alumínio se liga a dois átomos de oxigênio, a duas moléculas de água e a dois grupos hidroxila. No outro tipo, o alumínio se liga a três átomos de oxigênio, a dois grupos hidroxila e a uma molécula de água (figura 3.6). Os octaedros de alumínio formam cadeias independentes que são ligadas por hidroxilas nos vértices opostos. As duas diferentes cadeias formadas são ligadas pelos tetraedros formados pelo grupo PO_4^{3-} através dos átomos de oxigênio. Esse tipo de arranjo cria uma densa camada de

octaedros e tetraedros no plano (010). Essas camadas são, por sua vez, conectadas por octaedros de alumínio alternados e moléculas de água.

As fortes cadeias de octaedros presentes na estrutura são claramente responsáveis pelo hábito fibroso da wavellita. A fraqueza relativa no plano (110) devido ao canal contendo moléculas de água e os átomos de oxigênio que ligam os tetraedros de fósforo e os octaedros de alumínio explicam a clivagem perfeita neste plano (ARAKI e ZOLTAI, 1968).

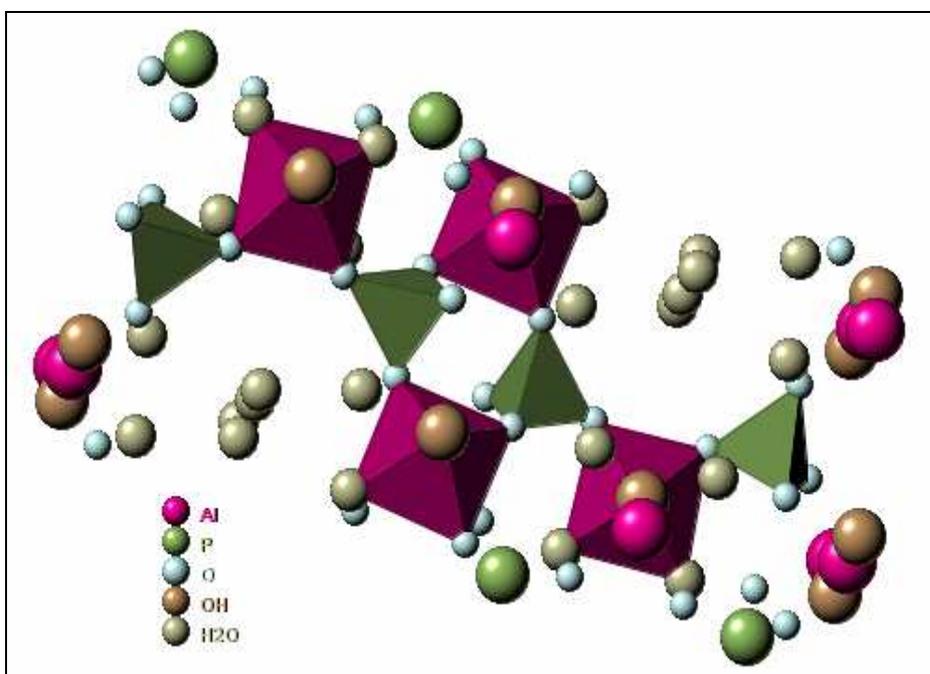


FIGURA 3.6: Estrutura da wavellita.

A senegalita $[\text{Al}_2(\text{PO}_4)(\text{OH})_3 \cdot \text{H}_2\text{O}]$ é também um mineral secundário contendo apenas o alumínio como íon principal. Foi descrita primeiramente a partir de um material proveniente de uma mina de ferro (magnetita) de Kouroudiako – Senegal. A senegalita desta região ocorre na zona de oxidação do depósito, associada a turquesa, augelita, wavellita e crandallita (KEEGAN *et al.*, 1979). A senegalita tem dureza 5,5 e densidade de $2,55\text{g/cm}^3$. Tem brilho vítreo e apresenta-se na cor amarela clara ou incolor.

Na senegalita, o alumínio forma dois tipos de poliedros, que podem ser observados na figura 3.7. Em um tipo, os átomos de alumínio formam octaedros e no outro tipo, os

átomos de alumínio formam bipirâmides trigonais. Os dois poliedros se ligam através de um ou dois grupos hidroxilas, apresentando cada um deles certa distorção. Os octaedros são formados por um alumínio ligado a três hidroxilas, a uma molécula de água e a dois oxigênios do tetraedro formado pelo átomo de fósforo ($\text{Al}(\text{OH})_3(\text{H}_2\text{O})(\text{O}_p)_2$, onde O_p é o oxigênio ligado ao fósforo). As bipirâmides trigonais são formadas por um alumínio ligado a três hidroxilas, duas delas compartilhadas com os octaedros, e a dois oxigênios do tetraedro formado pelo fósforo ($\text{Al}(\text{OH})_3(\text{O}_p)_2$). Os dois poliedros ligados por duas hidroxilas formam dímeros. Esses dímeros são ligados através de uma hidroxila compartilhada por um octaedro e uma bipirâmide trigonal, formando infinitas cadeias de poliedros. Os tetraedros de fósforo ligados às cadeias poliédricas de alumínio formam uma “folha” paralela ao plano (010), onde a clivagem é considerada como imperfeita (KEEGAN *et al.*, 1979).

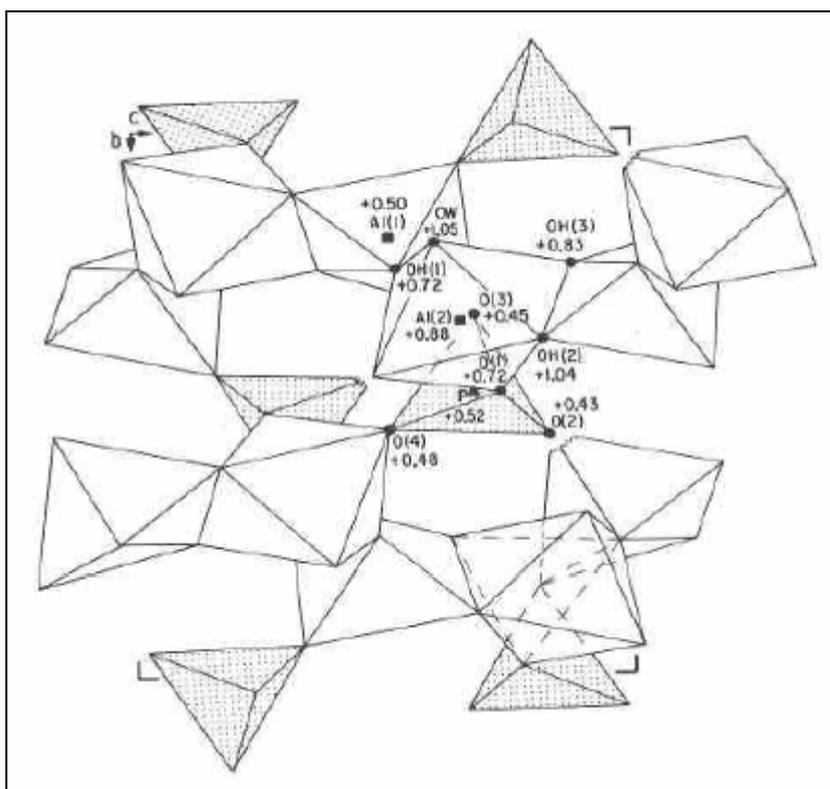


FIGURA 3.7: Estrutura da senegalita (KEEGAN *et al.*, 1979).

A turquesa $[\text{CuAl}_6(\text{PO}_4)_4(\text{OH})_8 \cdot 5\text{H}_2\text{O}]$ apresenta cristais prismáticos curtos e é geralmente terrosa, devido aos grãos muito finos. Encontra-se em tons de azul-pálido a azul-celeste, verde-azulado a cinza esverdeado. Cristaliza-se no sistema triclinico,

apresentando clivagem perfeita no plano (001) e boa no plano (010). A turquesa possui densidade aproximadamente igual a $2,7 \text{ g/cm}^3$ e dureza entre 5 e 6. Na sua composição, podem ocorrer nos sítios estruturais Cu, Fe^{2+} , Zn, Al, Fe^{3+} e Cr^{3+} .

A estrutura da turquesa pode ser descrita em termos de octaedros simples e duplos formados por átomos de oxigênio, por grupos hidroxila e moléculas de água em torno dos átomos de alumínio. Os octaedros duplos são formados por dois octaedros dividindo uma mesma aresta como na senegalita. Cada octaedro duplo é ligado a um outro octaedro duplo por dois tetraedros formados pelo fósforo, formando uma cadeia de octaedros duplos ao longo do eixo b (figura 3.8).

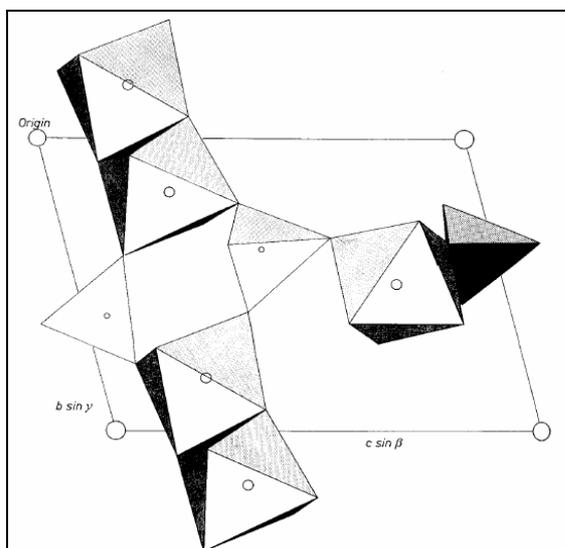


FIGURA 3.8: Cadeias de octaedros duplos de alumínio ao longo do eixo b (CID-DRESDNER, 1965).

Os octaedros simples de alumínio dividem quatro átomos de oxigênio numa seção quadrada com os oxigênios de quatro tetraedros de fósforo. Dos dois vértices restantes, um é ligado a um vértice de um octaedro duplo e o outro é comum tanto a um octaedro do grupo duplo quanto a um octaedro formado pelo cobre (figura 3.9) (CID-DRESDNER, 1965).

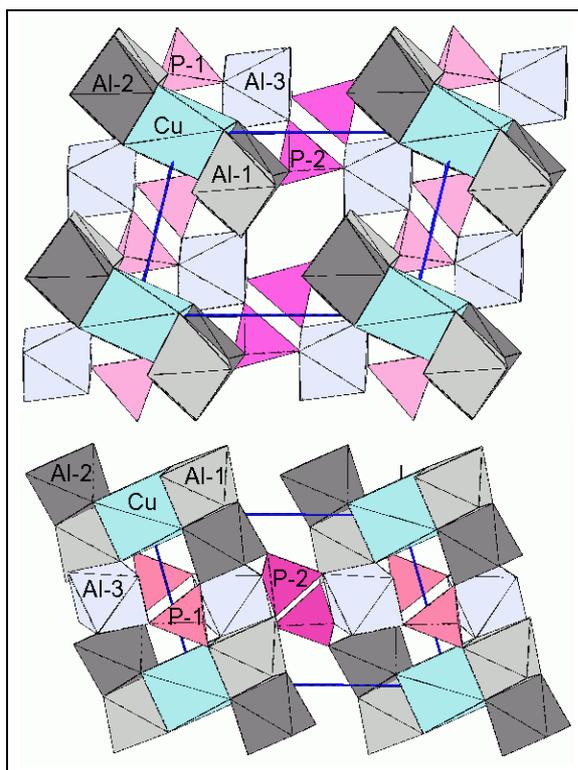


FIGURA 3.9: Estrutura da turquesa.

Além da wavellita, senegalita e turquesa, vários outros fosfatos secundários podem ser encontrados em depósitos de minérios de ferro, como a strengita $[\text{Fe}^{3+}(\text{PO}_4) \cdot 2(\text{H}_2\text{O})]$, rockbridgeita $[\text{Fe}^{2+}_{0.75}\text{Mn}^{2+}_{0.25}\text{Fe}^{3+}_4(\text{PO}_4)_3(\text{OH})_5]$, frondelita $[\text{Mn}^{2+}\text{Fe}^{3+}_4(\text{PO}_4)_3(\text{OH})_5]$, barrandita $[(\text{Al}, \text{Fe})\text{PO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}]$ e variscita $[\text{Al}(\text{PO}_4) \cdot 2(\text{H}_2\text{O})]$.

3.4. Origem do Fósforo nos Depósitos de Minérios de Ferro

O intemperismo de depósitos de fosfatos de cálcio e guano e a diagênese sobre materiais sedimentares lacustres e fluviais são os principais fatores responsáveis pelo desenvolvimento de fosfatos não apatíticos em formações sedimentares. A alteração laterítica de depósitos de fosfatos de cálcio pré-existentes conduz à formação de fosfatos de alumínio, que podem ser muito comuns em algumas localidades, como no Senegal, Brasil, Nigéria e Venezuela. A alteração de rochas silicáticas leva à formação de fosfatos de alumínio e cálcio classificados como barrandita. A barrandita tem como sinônimo a strengita com alumínio, onde os íons alumínio substituem os íons ferro, e

também a variscita férrica, onde os íons ferro substituem os íons alumínio (SLANSKY, 1986).

Os minerais de fósforo em depósitos sedimentares de ferro podem ser primários (na forma de apatita), secundários, redepositados ou formando soluções sólidas com minerais oxidados de ferro (KOKAL, 1990). A fonte primária do fósforo estaria ligada a rochas intrusivas máficas e, em alguns casos, a corpos graníticos intrusivos. No caso do Quadrilátero Ferrífero, a origem do fósforo é resultado do intemperismo de rochas intrusivas (que contêm apatita).

A alteração intempélica da apatita é o primeiro passo para a formação de fosfatos secundários. Essa alteração causa inicialmente modificações internas à sua estrutura e termina por promover sua dissolução. A alteração das apatitas em outros fosfatos depende de fatores como pH, atividade do H_3PO_4 e dos cátions envolvidos (Na, Ca, Sr, Ba, Al, Fe, ETR, Pb e outros) (SCHWAB *et al.*, 1989). Num estágio inicial de alteração da apatita, soluções levemente ácidas levariam à dissolução de carbonatos presentes, originando um meio ligeiramente alcalino. A dissolução da apatita só ocorreria após a dissolução total dos carbonatos e em meio levemente ácido (LUCAS *et al.*, 1980; FLICOTEAUX e LUCAS, 1984).

Após a dissolução dos fosfatos primários, o fósforo liberado pode recrystalizar-se dando origem predominantemente a dois tipos de estrutura: apatítica e não-apatítica. Nas alterações sobre materiais portadores de argilominerais fornecedores de alumínio, não se formam apatitas secundárias. Nesses locais formam-se uma grande variedade de fosfatos aluminosos além dos pertencentes à série da crandallita. A presença de íons PO_4^{3-} inibe a cristalização de gibbsita, uma vez que o alumínio tende a participar da estrutura dos fosfatos secundários. A formação da gibbsita só ocorreria quando o alumínio estivesse em excesso em relação ao fósforo. Fosfatos de ferro são mais raros na natureza que os fosfatos de alumínio. Isso pode ser explicado pelo fato de que a reação do íon fosfato com hidróxidos de ferro são mais lentas e ocorrem somente na ausência de material argiloso ou em condições muito redutoras (TOLEDO, 1999).

Em perfis de alteração laterítica sobre materiais com fosfatos que são progressivamente desestabilizados e reprecipitados, pode-se admitir uma seqüência típica de zonalidade vertical no perfil, quanto à formação de fosfatos secundários, com progressivo decréscimo em álcalis e hidratação e acréscimo da razão Al+Fe/P, da base para o topo (FLICOTEAUX e LUCAS, 1984):

apatita primária → apatita secundária → crandallita → strengita com alumínio → variscita, wavellita, augelita e senegalita → strengita

As condições favoráveis à deposição do fósforo em rochas sedimentares são similares às favoráveis à deposição de minerais de ferro e manganês. Um diagrama Eh-pH, que é freqüentemente usado para representar a deposição dos minérios de ferro, manganês, fosforitos e outros materiais, pode explicar a presença do fósforo em minérios de ferro. Conforme o diagrama apresentado na figura 3.10, a deposição de fosforitos é mais favorável entre pH 7 e 8 e em condições levemente redutoras. Menores quantidades de fosforitos podem ser depositadas em condições levemente oxidantes juntamente com hematita primária. Pode também haver deposição de fosforitos juntamente com rochas calcáreas em pH ligeiramente alcalino e em meio levemente oxidante (KOKAL, 1990; GARRELS e CHRIST, 1965).

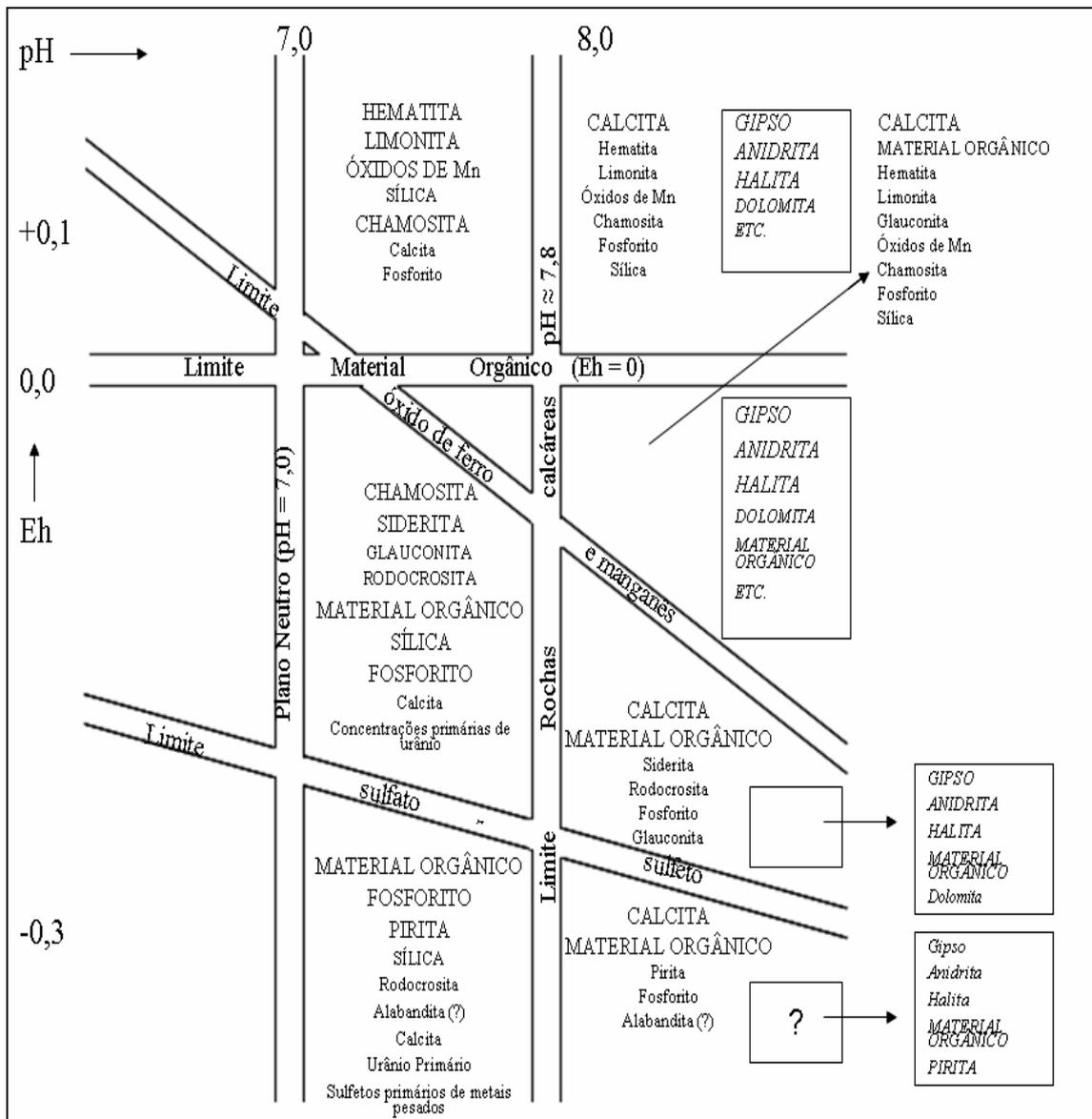


FIGURA 3.10: Associações químicas sedimentares em valores limites de Eh e pH. As associações que estão representadas dentro dos retângulos fechados são referentes à sedimentação química em soluções supersalinas (salinidade > 200‰) (Modificado de GARRELS e CHRIST, 1965).

Quando o fósforo é fixado pelos solos e minérios de ferro intemperizados, os fosfatos de cálcio e magnésio são os mais disponíveis, sendo facilmente solúveis em água carbonatada. Os fosfatos de alumínio e os fosfatos de ferro apresentam solubilidade intermediária, enquanto os fosfatos formados com a goethita são de muito baixa solubilidade (CURI e ARAUJO, 1992).

O fósforo também pode apresentar-se em solução sólida juntamente com a goethita. Parece existir uma relação entre a fixação do fósforo e a quantidade de óxidos hidratados de ferro. FONSECA e ARAUJO (1992), em uma caracterização de um minério goethítico, observaram que em partículas de hematita monocristalinas o teor em fósforo era nulo, enquanto em partículas de goethita alterada, esse teor chegou a 2,30%.

A goethita é tipicamente formada sob condições oxidantes como um produto de intemperismo de minerais de ferro (SANTOS, 2005). COELHO *et al.* (1999) afirmaram existir uma relação entre o grau de hidratação e de cristalização da goethita com o percentual de fósforo contido. Segundo esses autores, quanto maior o grau de hidratação das goethitas, menor o grau de cristalização e maior a probabilidade de adsorção do fósforo. A adsorção do fósforo é inicialmente rápida, ocorrendo junto com a cristalização da goethita, seguida por um estágio lento devido à difusão nas microporosidades onde a adsorção é mais lenta. A precipitação da goethita adsorve instantaneamente grandes quantidades de ânions fosfato em solução (TORRENT, 1991). A desidratação da goethita através do aquecimento produz hematita, destruindo sua força de fixação do fosfato (CURI e ARAUJO, 1992).

3.4.1.Exemplos de Diferentes Modos de Ocorrência do Fósforo nos Depósitos de Minérios de Ferro

Como já discutido, o principal mineral primário portador do fósforo é a apatita, comum em rochas graníticas, alcalinas e intrusivas de caráter básico. O fósforo é encontrado em depósitos ferríferos sob a forma aniônica adsorvido em goethitas e também como fosfatos, principalmente apatita e wavellita.

Em Carajás, na Jazida N4E o fósforo tem como fonte primária a apatita e apresenta-se principalmente na forma aniônica adsorvido em goethitas, e em menor escala, como o fosfato secundário senegalita $[Al_3(PO_4)(OH).H_2O]$ (COELHO *et al.*, 1999).

Amostras de minério de ferro de um depósito do Amapá, caracterizadas no Laboratório de Tratamento de Minérios da UFMG, apresentaram altos teores de fósforo, alumínio,

bário e oxigênio. A caracterização mineralógica e morfológica foi realizada por microscopia eletrônica de varredura e espectroscopia de raios-X dispersivo em energia (MEV/ EDS). Uma partícula dessa amostra pode ser observada na fotografia obtida por MEV apresentada na figura 3.11 (VIANA e ARAUJO, 2007).

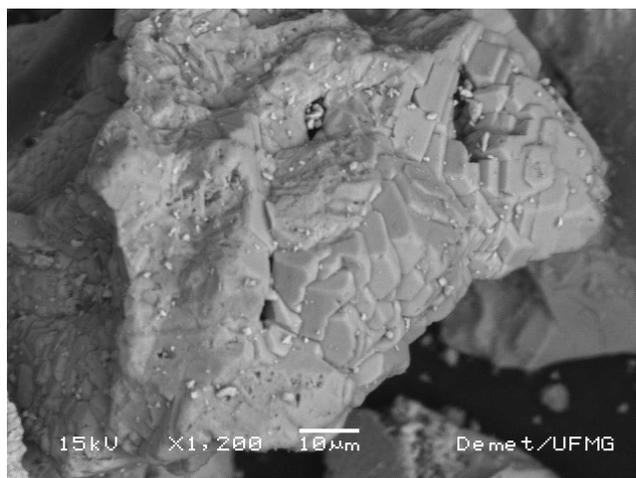


FIGURA 3.11: Partícula de amostra proveniente do Amapá com fase rica em fósforo (fosfato de alumínio e bário) (VIANA e ARAUJO, 2007).

No depósito de Pea Ridge (EUA) o minério de ferro ocorre na forma de veio praticamente vertical em uma encaixante vulcânica. O minério é composto principalmente por magnetita, com pequenas quantidades de hematita especular. A ganga é constituída principalmente de apatita e pirita. Vários óxidos de terras raras também foram identificados juntamente com monazita ((Ce, La, Y, Th)PO₄). O minério apresenta um teor médio de 0,6% em fósforo (PYATT, 1990). Em Chador Malu, no Irã, a assembléia mineralógica é constituída por magnetita, martita, hematita e limonita e a ganga é composta por apatita e sílica finamente disseminadas no minério. O teor médio em fósforo é de 0,8% (RANJBAR, 2002).

BARBOUR (1968) realizou um estudo sobre a distribuição do fósforo nos minério de ferro de Itabira. O fósforo foi observado quanto à sua distribuição numa zona superficial sujeita à laterização e nas zonas de alteração da intrusiva, do xisto e da hematita. No xisto Nova Lima o teor em fósforo encontrado foi de 0,03% no xisto fresco, enquanto no xisto alterado esse teor foi de 0,16%. No filito Batatal foram detectados cristais de

apatita e dissoluções e precipitações de fósforo. No filito fresco o teor médio de fósforo foi de 0,17%. Esse teor diminuiu na rocha alterada. Na zona superficial sujeita à alteração, foi analisado um outro tipo de minério, denominado canga. A canga é constituída por blocos de hematita cimentados por material limonítico. Verificou-se que esse cimento, que contém também goethita, exibe a fixação do fósforo. Na canga, o teor em fósforo foi de 0,13%.

Os minérios de ferro de Itabira, MG, apresentam fosfatos aluminosos hidratados preenchendo, em espessuras milimétricas, fraturas do minério de ferro xistoso (COUTINHO e BARBOUR, 1969). Os minerais identificados foram wavellita, wardita, ceruleolacita e lehiita (associada à wavellita, preenchendo certas cavidades). No minério de Casa de Pedra, no município de Congonhas, MG, foi identificada variscita férrica (membro do grupo variscita-strengita).

O depósito de ferro Kouroudiako, localizado no vale do Falémé, Senegal, é sedimentar de idade Paleoproterozóica e rico em sulfetos. A maior parte do depósito apresenta teores relativamente baixos em ferro (cerca de 30%). Apenas os minérios localizados mais próximos à superfície apresentam teores elevados (cerca de 59% em ferro). Apresenta potencial econômico para os sulfetos.

Em Kouroudiako, os principais minerais de ferro são a magnetita e a hematita, ocorrendo também a martita. Goethita e limonita ocorrem como matriz de blocos de hematita. Sulfetos de ferro, como pirita, pirrotita e calcopirita são encontrados em quantidades consideráveis. Arsenopirita, pentlandita, covelita, esfalerita, calcosita e molibdenita são alguns dos outros sulfetos detectados. Fosfatos são abundantes e encontrados nas zonas contendo goethita e limonita formando geodos. Os fosfatos mais comuns são a turquesa, variscita, augelita, senegalita e a crandalita. A senegalita é o fosfato mais comum, ocorrendo na forma de cristais de até 10mm de espessura. A figura 3.12 ilustra as formas de ocorrência da senegalita no minério (GINESTE, 2005).

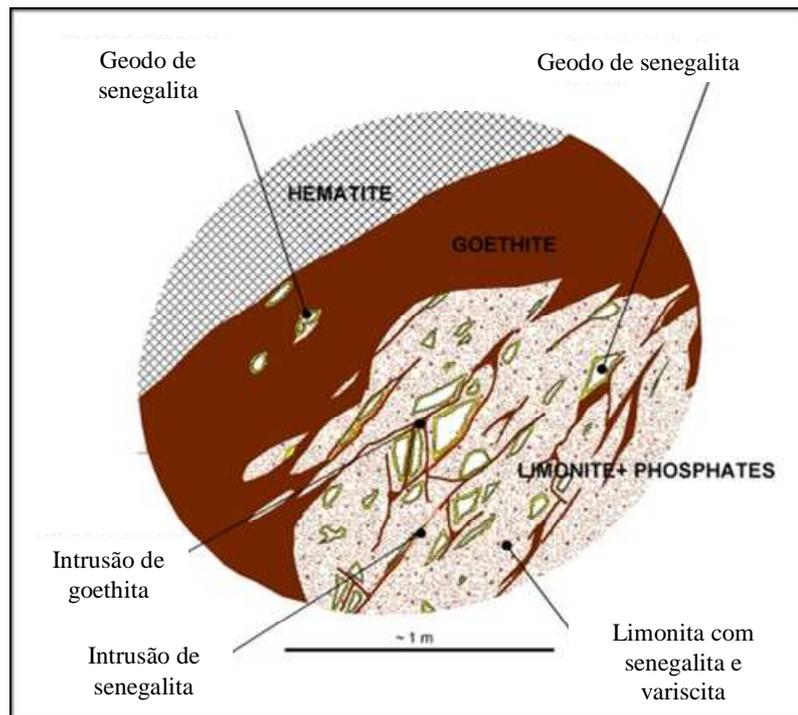


FIGURA 3.12: Formas de ocorrência da senegalita no minério de ferro de Kouroudiako (GINESTE, 2005).

Em Kiruna, na Suécia, o minério é magnetítico de origem magmática, com o fósforo associado a apatitas primárias. O minério apresenta cerca de 1% de fósforo e 61% de ferro (SUBRAMANIAN *et al.*, 2002; RAO *et al.*, 1999; PARÁK, 1985).

3.5. Concentração de Minérios de Ferro

Os métodos de concentração de minérios consistem na separação entre os minerais úteis e os minerais de ganga em um sistema dinâmico que, devido à resultante de várias forças atuantes, confere trajetórias diferentes às partículas. Assim é possível a separação dessas partículas com base numa propriedade denominada diferenciadora. A eficiência do método pode ser descrita então como função da existência dessa propriedade diferenciadora, da liberabilidade das partículas e da separabilidade do sistema dinâmico.

A aplicação dos métodos de concentração de minérios dependerá do teor, da mineralogia e das características físicas do material a ser beneficiado. Por exemplo, no

Brasil são aplicados para minério de ferro os métodos de concentração gravítica por jiges e espirais, a separação magnética e flotação. Exemplos de métodos de concentração aplicados no mundo são apresentados na tabela III.1.

TABELA III.1: Processos de concentração aplicados a minérios de ferro
(PERES, 2005)

Processos de Concentração:	Classes/Tipos	Onde (exemplos)	Exemplos de Equipamentos
Gravíticos	Meio Denso (Fe-Si)	África do Sul	Tambor, DWP, LACODERMS
	Jigagem	Brasil, EUA, Austrália	Remer-WEMCO, Pneumático KHD
	Concentração em Espirais	Canadá, Brasil, Maurítânia, Austrália	Espirais AKAFLEX, CARPCO, MD, etc, praticamente todas com água de lavagem
	Hidrosseparadores	Canadá, Brasil (piloto)	Classificadores do tipo FLOATEX
	Outros	Brasil (desativados)	Cone Reichert, Mesa concentradora a ar
Magnéticos	Baixa Intensidade	EUA, Suécia, Peru., Chile, México, Ucrânia, Rússia, China	Separadores de tambor
	Média Intensidade	Brasil	Separador de tambor de terras raras
	Alta Intensidade e/ou Alto Gradiente, com matrizes	Brasil, Canadá, México, Índia, Austrália	Separador tipo Jones (Carrossel), Separador tipo Ferrous Wheel
Eletrostáticos	Separador de Placas	Chile	Placas
Físico-químicos	Flotação Catiônica Reversa de Quartzo	Brasil, EUA, Canadá, Índia, Rússia (em implantação), Ucrânia (em implantação), Chile, Venezuela (piloto)	Colunas, células mecânicas convencionais, Células tipo Smart-Cell, Colunas com aeração externa
	Floculação Seletiva e Flotação Reversa	EUA	Células mecânicas convencionais
	Flotação Reversa de Fosfatos	Suécia, México, Irã	Colunas e células mecânicas convencionais
	Flotação direta	EUA, China	Células mecânicas convencionais
	Flotação Aniônica Reversa após ativação do quartzo	EUA	Células mecânicas convencionais

3.5.1.Separação Gravítica

Os métodos de separação gravítica são métodos em que a propriedade diferenciadora é a densidade.

Os jigues são equipamentos que utilizam correntes verticais criadas a partir de um dispositivo que pode ser um pistão, um diafragma ou mesmo o ar. Dispõe de uma parte perfurada denominada crivo onde se coloca uma camada de esferas (leito). As correntes produzidas são alternadas em relação ao seu sentido e produzem um efeito de expansão e contração do leito.

As espirais concentradoras são condutores de formato helicoidal que caracterizam-se por uma seção transversal de forma semicircular modificada. A alimentação sofre a ação de centrifugação combinada com escoamento laminar. As partículas mais densas tendem a ir para a região mais interna da superfície enquanto as menos densas tendem a se posicionar na região mais externa da superfície.

3.5.2.Separação Magnética

Os separadores empregados na concentração de minérios de ferro se enquadram na classe dos “separadores magnéticos de alto gradiente” (“high gradient magnetic separator” – HGMS). Na concentração de minérios de ferro no Brasil empregam-se separadores Jones. Empregam-se também separadores magnéticos de tambor com imã de terras raras (intensidade de campo média) e separadores de matriz do tipo "Ferrous Wheel".

3.5.3.Flotação

A flotação é um processo de concentração aplicado a partículas sólidas que explora diferenças nas características de superfície entre as várias espécies presentes. A propriedade diferenciadora da flotação é o grau de hidrofobicidade de uma superfície mineral. O conceito de hidrofobicidade está relacionado com a umectabilidade ou

“molhabilidade” de uma partícula pela água. Quanto mais hidrofóbica a superfície da partícula, menos ela será “molhada” pela água. O oposto de hidrofobicidade é a hidrofilicidade. Uma partícula hidrofílica é ávida por água.

Na flotação a fase líquida é sempre a água, que é uma espécie polar e a fase gasosa é quase sempre o ar, constituído por moléculas apolares. Uma substância hidrofóbica pode ser então caracterizada como aquela cuja superfície é apolar e apresenta maior afinidade com o ar. Por outro lado, uma substância hidrofílica pode ser caracterizada como uma substância de superfície polar, apresentando maior afinidade com a água. Apenas alguns minerais são naturalmente hidrofóbicos, que são a grafita, a molibdenita, o talco, a pirofilita, alguns carvões e ouro livre de prata.

Como poucos minerais são naturalmente hidrofóbicos, a aplicação da flotação seria restrita. Porém, a propriedade diferenciadora da flotação pode ser induzida através da adsorção de reagentes, conhecidos como coletores, na superfície de minerais hidrofílicos, tornando-os hidrofóbicos.

A adsorção de coletores nas superfícies presentes num sistema de flotação é melhor compreendido com conhecimentos básicos de propriedades das interfaces. As interfaces presentes no sistema são as interfaces sólido-líquido, sólido-sólido, sólido-gás, líquido-gás e líquido-líquido. Os principais tipos de ligações químicas ocorridas num sistema de flotação ocorrem na região interfacial. Todo o conhecimento sobre os fenômenos interfaciais se baseia em modelos empíricos e em medidas experimentais de adsorção, tensão superficial e potencial zeta.

Adsorção significa concentração na interface pode ser física ou química. A adsorção química, ou quimissorção, é assim denominada porque neste processo ocorre efetiva troca de elétrons entre o sólido e a espécie adsorvida, ocasionando a formação de uma única camada sobre a superfície sólida e a irreversibilidade e liberação de energia.

A adsorção física é um fenômeno reversível em que normalmente ocorre a deposição de mais de uma camada de adsorbato sobre a superfície adsorvente. As forças atuantes na

adsorção física são idênticas às forças de van der Waals. As energias liberadas são relativamente baixas e o sistema atinge rapidamente o equilíbrio.

As propriedades elétricas das interfaces são extremamente importantes num sistema de flotação. Essa importância levou PARKS (1975) a classificar a adsorção em específica e não específica de acordo com mecanismos eletrostáticos envolvendo as interfaces. A carga elétrica dos sólidos suspensos numa polpa atrai uma “atmosfera” de íons de carga contrária e íons de mesma carga são repelidos para longe da superfície. Essas duas regiões podem ser representadas pelo modelo da dupla camada elétrica, apresentado na figura 3.13.

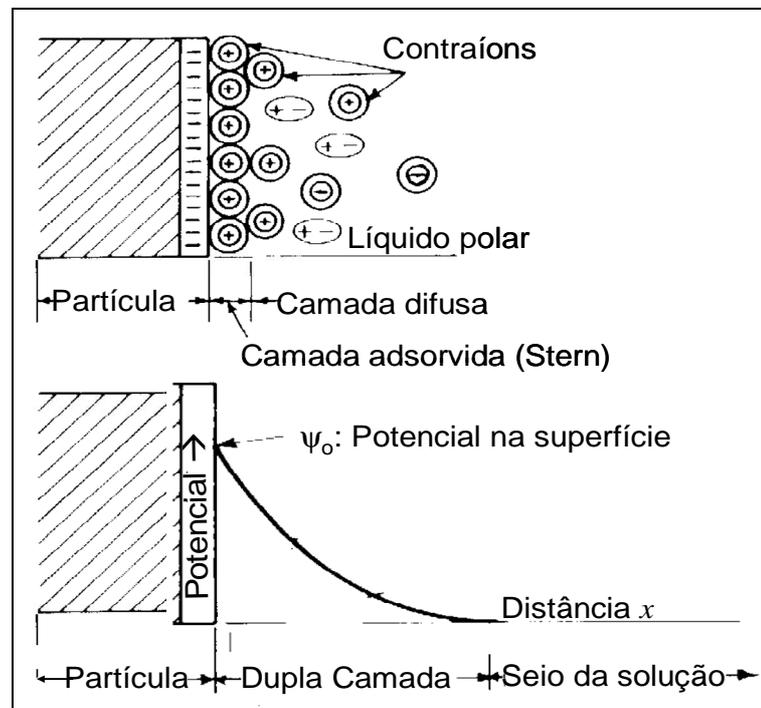


FIGURA 3.13: Modelo da dupla camada elétrica para uma partícula de carga de superfície negativa em solução.

Essa distribuição de cargas desde a superfície da partícula até o seio da fase líquida acarreta na presença de campo elétrico na interface, gerando uma diferença de potencial. O potencial medido experimentalmente no plano de cisalhamento é definido como potencial zeta (LEJA, 1982). Este potencial avaliado determina a carga de superfície das partículas, suas estabilidades na dispersão, ou suas tendências rumo à coagulação.

A geração de cargas na superfície do sólido pode ser devida a vários fatores, como por exemplo, à uma interação química específica, à dissolução preferencial de íons na superfície ou por substituição isomórfica na rede cristalina, que são as mais comuns. Segundo LEJA (1982), as cargas surgem na superfície das partículas minerais devido à fragmentação dos mesmos, o que provoca um rompimento de ligações covalentes.

Os reagentes usados num sistema de flotação são compostos orgânicos e inorgânicos empregados com o objetivo de controlar as características das interfaces envolvidas no processo. Qualquer substância orgânica ou inorgânica que tende a se concentrar numa das interfaces é denominada agente ativo na superfície. Surfatante é uma substância ativa na superfície que apresenta um caráter anfipático do tipo R-Z. O grupo Z é polar e consiste de um agregado de dois ou mais átomos ligados por ligação covalente. Esse grupo apresenta afinidade com a água. O grupo R é apolar e consiste na parte hidrofóbica da espécie.

Os reagentes de flotação podem ser classificados quanto ao seu papel exercido no processo. São tradicionalmente classificados como coletores, modificadores e espumantes. Coletores são aqueles reagentes que atuam na interface sólido-líquido, modificando a superfície mineral, que passa de hidrofílica para hidrofóbica. Como os sistemas de flotação são classificados em sulfetos e não-sulfetos, adota-se a mesma lógica para a classificação dos reagentes coletores, que são divididos em tio-compostos e compostos ionizáveis não-tio. Os tio-compostos são coletores empregados na flotação de sulfetos. Os compostos ionizáveis não-tio são coletores de não-sulfetos.

Os principais reagentes coletores não tio são os alquil-carboxilatos, como ácidos graxos, os alquil-sulfatos e sulfonatos, mono e di-alquil-fosfatos, sulfossuccinatos, sulfossuccinamatos, hidroxamatos, aminas primárias e sais quaternários de amônio.

Os surfatantes empregados como espumantes são compostos não-iônicos, e geralmente pertencem à classe dos álcoois ou éteres. Alguns reagentes coletores têm também poder

espumante, como as aminas, que na faixa de pH entre 10 e 11 apresenta-se na forma iônica (forma coletora) e na forma molecular (forma espumante).

Os reagentes classificados como modificadores podem ser de vários tipos, apresentando funções distintas como modulador de pH, como controlador do estado de dispersão da polpa, ativador de superfície para tornar a ação dos coletores mais efetiva, ou como depressor. A ação depressora de um modificador consiste em inibir a ação do coletor e hidofilizar a superfície dos minerais. Entre os depressores orgânicos, destacam-se os polissacarídeos, em especial o amido de milho, usado como depressor de óxidos de ferro e de ganga na flotação direta de rochas fosfáticas (PERES, 2005).

A flotação normalmente é empregada como etapa final de concentração, após o emprego de outras técnicas, desempenhando um papel de ajuste final da qualidade dos produtos obtidos. A tabela a seguir resume as aplicações atuais da flotação no beneficiamento de minérios de ferro. O Brasil apresenta o maior número de usinas com o uso de flotação e também possui aplicação mais diversificada de flotação em colunas de todo o mundo nesse setor.

A flotação na concentração de minérios de ferro é realizada basicamente por três rotas diferentes:

- Flotação aniônica direta de óxidos de ferro em valores de pH próximo de 7, com o emprego de ácidos carboxílicos, alquil-sulfatos ou alquil-sulfonatos;
- Flotação aniônica reversa de quartzo ativado com íons cálcio em pH elevado com o emprego de coletores da classe dos ácidos carboxílicos;
- Flotação catiônica reversa de quartzo em pH alcalino com emprego de alquil éter-aminas e alquil éter-diaminas e com uso de depressores para os óxidos de ferro, especialmente amidos.

A flotação catiônica reversa tem hoje a maior aplicação industrial. Em outras aplicações a técnica de flotação reversa (flotação dos minerais de ganga) é aplicada para a remoção de fosfatos e sulfetos.

Na flotação catiônica reversa, o quartzo é flotado com éter aminas parcialmente neutralizadas com ácido acético e os óxidos de ferro são deprimidos com o uso do amido. O grau de neutralização das aminas está em torno de 25% e 30%. A neutralização é feita com o objetivo de se aumentar a solubilidade das aminas. A amina exerce também o importante papel de espumante na flotação. O grande emprego da flotação reversa de quartzo em pH alcalino se deve ao fato da alta taxa de flotação obtida para o quartzo e a alta seletividade obtida.

A adsorção do amido é preferencial sobre a hematita. Tudo indica que além de pontes de hidrogênio formadas entre os grupos OH^- do amido e oxigênios da superfície da hematita, a presença de íons férrico nas partículas de hematita pode fixar os anéis de glicose do amido, possivelmente através de uma reação de natureza química e determinada por características estruturais (estereoquímicas).

A flotação de minérios de ferro pode ser feita também com o uso de coletores aniônicos, como os ácidos graxos e seus sabões. Usando-se o oleato de sódio, por exemplo, a hematita pode ser flotada diretamente em pH próximo de 7, ou a ganga pode ser flotada com a ativação do quartzo com íons cálcio em pH elevado. A figura 3.14 mostra a alta flotabilidade (>95%) da hematita com oleato de sódio em $\text{pH} = 7$.

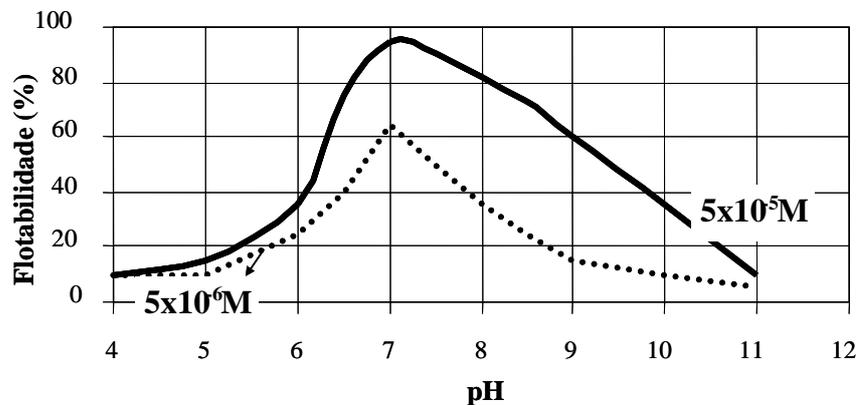


FIGURA 3.14: Efeito do pH na flotabilidade da hematita com oleato de sódio (QUAST, 2006).

3.6. Flotação de Fosfatos

Na flotação de apatitas, utilizam-se ácidos graxos com diferentes tamanhos de cadeias hidrocarbônicas, e que se adsorvem através do processo de quimissorção, formando um sal de ácido carboxílico na superfície da apatita.

Minerais levemente solúveis, como a apatita, calcita, dolomita e barita são caracterizados por suas solubilidades moderadas, que são menores que as solubilidades dos minerais tipo halita e silvita, e muito superiores às dos óxidos e silicatos. A solubilidade de um mineral é extremamente importante para a flotação, uma vez que essa característica determina a composição química da fase aquosa e a carga de superfície das partículas. As reações entre as espécies dissolvidas e os reagentes de flotação serão então diretamente afetadas por esses fatores.

PECK *et al.* (1966) propuseram quimissorção de ácidos graxos, ou seus sais, na fluorita e barita, através da substituição dos respectivos ânions da rede cristalina por íons oleato. Sendo a apatita e calcita minerais com características de superfície como os minerais estudados por PECK *et al.* (1966), é provável que os mesmos mecanismos sejam válidos para eles.

As diferentes estruturas e composições das apatitas fazem com que a adsorção dos ácidos graxos seja bastante variada. Dentre os fatores que afetam a adsorção de coletores e conseqüentemente a flotação são (HANNA e SOMASUNDARAN, 1976):

- Propriedades de superfícies do mineral, incluindo características, composição química e estrutura cristalina;
- Características do coletor, assim como grupos funcionais, comprimento da cadeia carbônica e concentração;
- Composição íon-molecular da fase aquosa a qual depende de outras propriedades relevantes da solução como temperatura, pH, força iônica e presença de várias espécies minerais dissolvidas e seus produtos de reação bem como os íons do coletor em solução.

Na flotação catiônica reversa, os silicatos (ganga) são flotados em torno do pH neutro usando amina. Na flotação aniônica reversa ocorre a flotação de minerais carbonáticos por coletor aniônico em pH ácido e deprimem-se os fosfatos (TANAKA *et al.*, 1988).

Os ácidos graxos e as aminas são os coletores mais usados na flotação direta e reversa de minérios fosfáticos, respectivamente. Outros tipos de coletores também são usados para a flotação de fosfatos, como mostrado na tabela III.2.

TABELA III.2: Reagentes empregados como coletores na flotação de fosfatos
(SIS *et al.*, 2003)

Mineral Flotado	Ionicidade	Coletor
<i>Fosfato/ Apatita</i>	Aniônico	Ácido Oléico
		Ácido Graxo
		Dodecil fosfato de sódio
		Sulfonato de sódio
		Dodecil sulfato de sódio
		Sulfonato etoxilato
		Fosfato Etoxilato
		Hidroxamato
		Sulfossuccinamato, sulfossuccinato
	Catiônico	Armac T (amina)
		Acetato de amina graxa
	Anfotérico	Sarcosinato de sódio
		Atrac 1562 (amida)
<i>Carbonatos</i>	Aniônico	Ácido Graxo
		Ácido graxo sulfonato
		Dodecil fosfato de sódio
		Éster fosfórico
		Éster fosfórico etoxalato
	Anfotérico	Ácido Aminopropiônico
		Imadazolina carboxietil
<i>Quartzo</i>	Catiônico	Amina
	Não iônico	Octilfenol etoxilato
	Anfotérico	Ácido Aminopropiônico

Os tipos mais comuns de coletores aniônicos são os ácidos graxos de cadeia longa e seus sais, ácidos oléicos e oleato de sódio. Dois coletores, o sulfossuccinato e o sulfossuccinamato foram testados por PINTO *et al.* (1991) na presença e ausência de oleato do sódio para avaliação da cinética de flotação da apatita.

Hidroxamato foi escolhido como o coletor por ASSIS *et al.* (1996) com o objetivo da flotação dos óxidos do ferro e de minerais de titânio e misturas sintéticas de alguns

minerais puros. Os autores propuseram que a seletividade do coletor depende da solubilidade dos minerais. Um estudo recente de MILLER *et al.* (2001) mostra que uma eficiência elevada da flotação e uma excelente seletividade poderiam ser conseguidas num único estágio de flotação dos minérios da Florida quando o surfactante hidroxamato foi usado como o coletor.

No caso brasileiro de reservas de origem ígnea, a complexidade da separação entre carbonatos – calcita e dolomita – e apatita, está relacionada às similaridades das propriedades interfaciais desses minerais. Verifica-se que em pH alcalino onde se realiza a flotação de apatita, as cargas superficiais desses minerais são bastante negativas e próximas à da apatita.

Um coletor anfotérico pertencente à família dos sarcosinatos, foi introduzido com sucesso na planta da Bunge em Cajati. Este coletor provou ser seletivo para este minério. O nível de adição do depressor, amido de milho, foi reduzido a 100 g/t. A flotação reversa dos silicatos, seguida pela flotação da apatita, é danificada pela flotabilidade baixa de alguns silicatos com amina, especialmente vermiculita.

O amido de milho é o depressor de ganga utilizado na flotação de minérios ígneos em todos os concentradores brasileiros. O critério de seleção do tipo de amido a ser utilizado está baseado mais no custo que na qualidade do produto. O amido é produzido através de produtos alimentícios como milho, batata, mandioca, trigo e arroz. É constituído pela condensação de moléculas α -glicose. A maioria dos amidos é constituída de dois polímeros: a amilose e a amilopectina. A amilose é um polímero linear no qual as unidades da glicose se ligam pelas posições 1 e 4, através de pontes de hidrogênio. A amilopectina é um polímero ramificado, com as ligações ocorrendo nas posições 1-4 e 1-6. Em geral, os amidos são constituídos de 10 a 25% de amilose e 75 a 90% de amilopectina. A tabela III.3 lista os depressores mais usados na flotação de minerais levemente solúveis.

TABELA III.3: Depressores usados na flotação de minerais levemente solúveis
(SIS *et al.*, 2003)

Mineral a ser deprimido	Depressor
<i>Fosfato/ Apatita</i>	Sulfato de Alumínio
	Sulfato de sódio
	Ácido fluorossilícico
	Carbonato/Bicarbonato de sódio
	Ácido Sulfúrico
	Ácido Fosfórico
	Tripolifosfato de sódio
	Ácido difosfônico
	Amido
<i>Carbonatos</i>	Silicato de Sódio
	Ácido hidrófluórico
	Goma arábica
	Amido
	Polissacarídeos
	Polímeros sulfonato aromático
	Ácido cítrico
<i>Quartzo</i>	Silicato de sódio

A flotação aniônica direta, com posterior limpeza do concentrado por flotação catiônica reversa, é o esquema mais comum na separação sílica/fosfato. No Brasil, as plantas operam por flotação aniônica com diversos estágios de limpeza.

3.7. Exemplos de Processos Aplicados para Redução do Teor de Fósforo dos Minérios de Ferro

RABELO (1994) realizou diversos ensaios de flotação utilizando reagentes coletores aniônicos e anforóticos para uma amostra de minério de ferro da Mina de Alegria, Mariana, MG, contendo 0,072% de fósforo. Todos os resultados mostram que a flotabilidade para fósforo aumenta juntamente com a flotabilidade do ferro. O uso de sacorsinatos não possibilitaram a separação seletiva do fósforo dos minerais de ferro.

Testes com aminas levaram a um enriquecimento em fósforo nos concentrados da flotação.

Em Tilden Mine (EUA), a otimização da floculação com um novo reagente proporcionou redução de 0,052% para 0,040% de fósforo no produto deslamado. Os melhores resultados na redução de fósforo na etapa de flotação foram alcançados utilizando-se um coletor anfotérico, o ATRAC 873. Esse processo foi implantado industrialmente e levou a uma redução no concentrado final de 0,040% para 0,032% de fósforo (SIIRAK *et al.*, 1990).

No Irã, a mina de Chador Malu contém um minério com aproximadamente 60% de ferro e 0,8% de fósforo. Os principais minerais presentes no minério são hematita, magnetita e apatita. A redução do teor de fósforo ocorre nas etapas de flotação rougher, scavenger e cleaner com o uso dos coletores BEROL e BROLL. Os teores alcançados são inferiores a 0,045% de fósforo (RANJBAR, 2002).

Em Pea Ridge Iron Ore (EUA), uma redução de 0,080% para 0,020% de fósforo no concentrado foi possível com a inclusão de estágios de remoagem e separação magnética para preparação da alimentação da flotação com álcoois graxos e aumento de tempo de residência na flotação (PYATT, 1990).

Minérios de Moncorvo (Portugal), contendo lazulita, rockbridgeita e outros minerais de fósforo não identificados foram flotados com *tall oil* como coletor, tripolifosfato como dispersante e vários depressores. A redução foi de 0,46% para 0,20% de fósforo (KOKAL, 1990).

Ensaio de flotação com amostras de minério de ferro de um depósito do Amapá, com o uso de óleo de soja levou à uma redução de 0,228% para 0,150% de fósforo (VIANA *et al.*, 2007).

GONG *et al.* (1992) em estudos sobre o minério de fosfato de Mt. Weld, na Austrália, composto principalmente por hematita, goethita, apatita e ilmenita. Testes de flotação

mostraram que o silicato de sódio é um excelente depressor para óxidos de ferro, levando à obtenção de um concentrado com 38,6% P_2O_5 , 2,67% Fe_2O_3 e 90% de recuperação. Os testes foram realizados em dois estágios, com silicato de sódio na concentração de 1000g/t e sem silicato de sódio, e com a adição de ácido graxo como coletor, na dosagem de 350g/t. Os testes foram realizados em $pH = 9,8$. As recuperações nos concentrados dos minerais existentes no fosfato Mt. Weld são apresentados na figura 3.15.

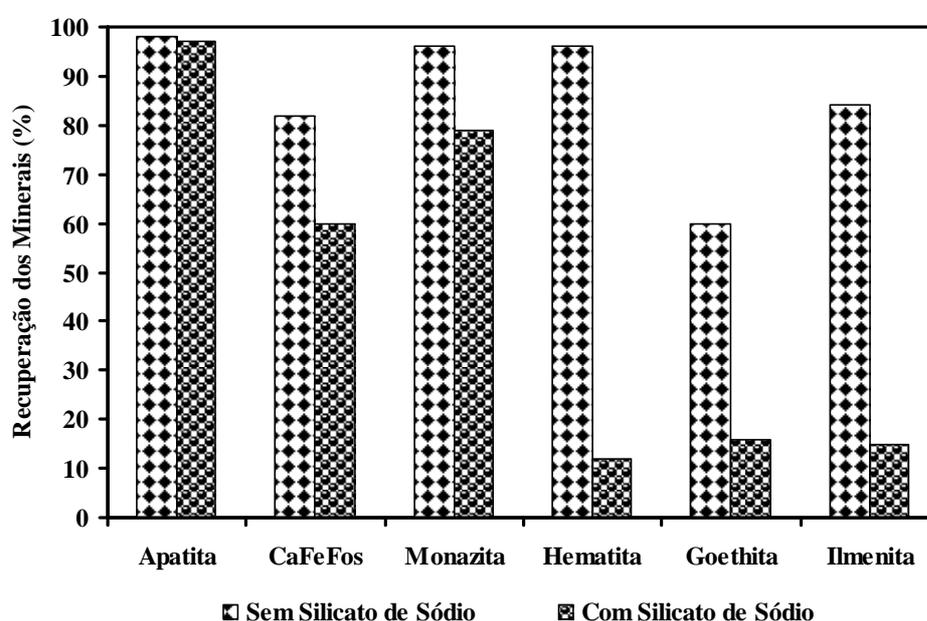


FIGURA 3.15: Recuperação de minerais nos concentrados finais da flotação na ausência (AF27) e presença (AF5) de silicato de sódio (modificado de GONG *et al.*, 1992).

O mecanismo de depressão seletiva do silicato de sódio ainda não é bem definido. Talvez essa seletividade esteja ligada ao processo de hidrólise do silicato. Em pH elevado, o silicato de sódio é um depressor mais efetivo, o que pode estar associado à polimerização deste.

SU *et al.*(1998) confirmou o efeito positivo do silicato de sódio, que diminui o teor de fósforo do concentrado magnético de Luossavaara-Kiirunavaara AB (LKAB) de Kiruna, na Suécia. Neste estudo foi avaliado o efeito da temperatura na cinética de

flotação da apatita a partir de finos de magnetita, usando-se um ácido graxo (Atrac 1562) como coletor e silicato de sódio como dispersante.

Os efeitos positivos da temperatura na flotação estão ligados à melhoria das propriedades químicas dos reagentes, como solubilidade e energia de ativação, a remoção de ultra finos das superfícies dos minerais na polpa, a desidratação de superfícies e de moléculas dos reagentes. Concluiu-se que o teor de fósforo no concentrado de magnetita tende a decrescer com o aumento da temperatura de flotação, como pode ser observado na figura 3.16.

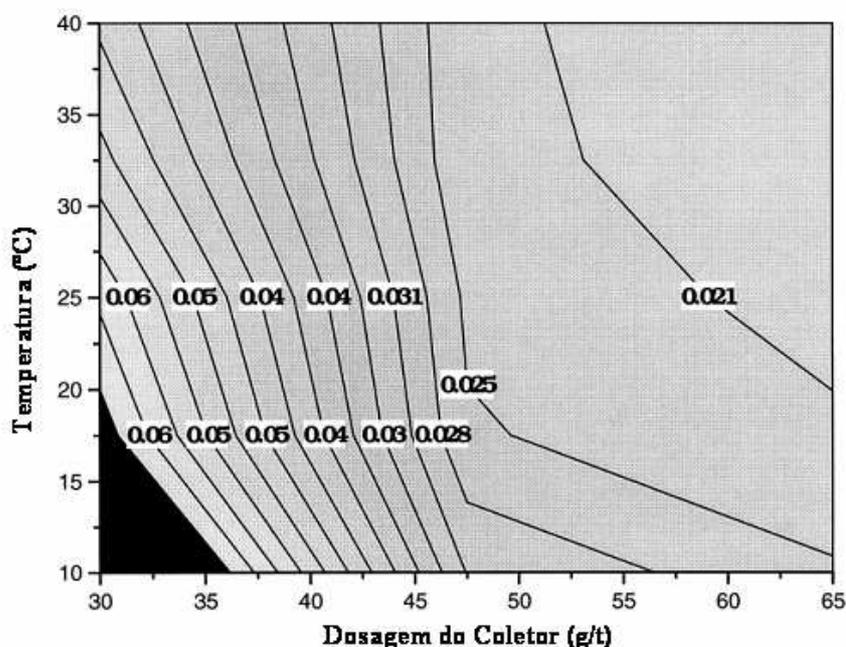


FIGURA 3.16: Efeito da temperatura e da dosagem de coletor (Atrac 1562) no teor de fósforo no concentrado de magnetita (SU *et al*, 1998).

Uma investigação sobre a desfosforização e aumento do teor de ferro do minério levemente magnético de Meishan, China, foi realizada com o objetivo de desenvolver um novo reagente coletor para desfosforização. Os principais minerais de ferro de Meishan são a magnetita, hematita, siderita e a pirita, enquanto a ganga é constituída principalmente de apatita, dolomita, calcita e quartzo. Os coletores usados foram o

sacorsinato oléico (OSS), alquil polioxietileno éter fosfato (AEP) e misturas dos dois reagentes (SUN *et al.*, 2002).

A flotabilidade da hematita foi praticamente inalterada variando-se a proporção de cada reagente. O máximo de seletividade foi obtido com uma mistura de 45% de OSS e de 55% de AEP. Foram realizados testes de desfosforização com duas concentrações diferentes da mistura (MD), com 2kg/t de silicato de sódio em diferentes valores de pH. Os resultados desses testes são apresentados na figura 3.17.

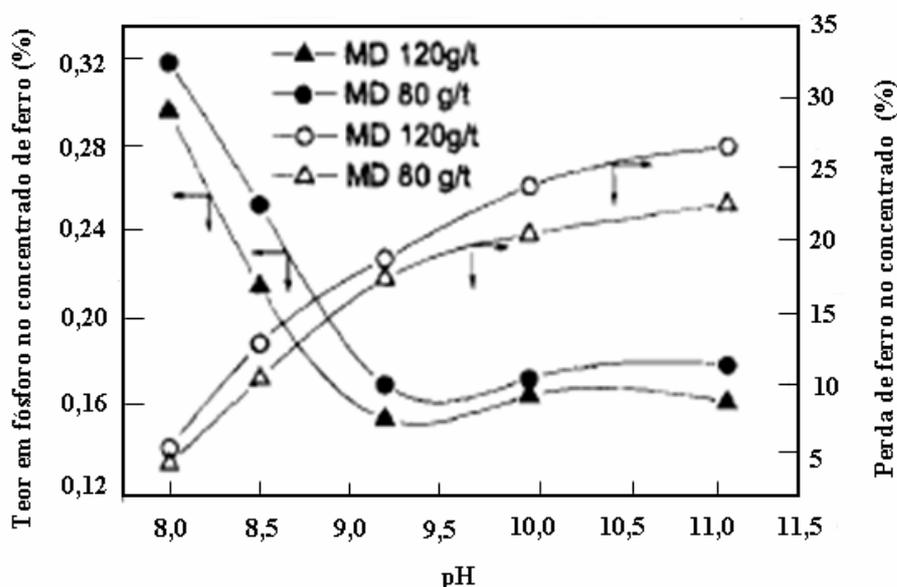


FIGURA 3.17: Influência do pH no teor de P e na perda de ferro no concentrado (modificado de SUN *et al.*, 2002).

Estudos de redução do teor de fósforo em minérios de ferro têm sido realizados tanto para métodos convencionais de beneficiamento como para métodos alternativos, como processos hidrometalúrgicos. CHENG *et al.* (1999) avaliaram o processo de lixiviação ácida para redução do teor de fósforo de uma amostra de minério de ferro da região de Pilbara, na Austrália. A amostra foi aquecida a 1250°C e em seguida foi lixiviada em soluções de diferentes concentrações de ácido sulfúrico. Após a lixiviação por 5 horas a 60°C em 0,1M de ácido sulfúrico, a redução do teor em fósforo foi de cerca de 68%. A amostra que continha cerca de 0,126% de fósforo gerou um produto com 0,044% de fósforo aproximadamente.

Uma amostra de minério de ferro brasileiro com cerca de 0,104% de fósforo teve seu teor reduzido em aproximadamente 40% com o uso de água carbonatada e ácido sulfúrico na lixiviação ácida (ARAUJO *et al.*, 1994).

4. METODOLOGIA

4.1. Preparação das Amostras

As amostras usadas na pesquisa foram recebidas da Vale, sendo provenientes da Mina de Jangada. Foram recebidos cerca de 200kg de ROM. Como a amostra era composta de ROM, na faixa granulométrica de 10 a 70cm, foi necessária a cominuição através de marreta. As amostras “quebradas” foram fotografadas e algumas áreas das amostras foram raspadas e envidas para análise por difração de raios-X, Microscopia Eletrônica de Varredura e Espectrometria de Raios-X Dispersivo em Energia (MEV/EDS). A amostra foi totalmente britada no britador de rolos primário e no britador de rolos secundário até se obter cerca de 80% passante em 12,7mm. A amostra foi homogeneizada, dividida e uma parte foi arquivada. A outra parte foi novamente dividida e separada em 16 alíquotas de 5kg aproximadamente. As 16 alíquotas foram então britadas no britador de rolos terciário, com a abertura entre os rolos de 2,5mm, até se obter 95% passante em 2,4mm.

Após a homogeneização, foram executadas análises granulométricas a úmido na peneira de 0,038mm (manual) e a seco em peneirador vibratório suspenso, em peneiras da Série Tyler de 20cm de diâmetro e 7cm de altura, durante 15 minutos. A série de peneiras usadas foi de 12,7mm até 0,038mm de abertura. A relação das aberturas das peneiras usadas é apresentada nas tabelas de resultados das análises granulométricas. Foram enviadas alíquotas de cada fração para análise química (granuloquímica). A figura 4.1 ilustra a seqüência de operações de preparação das amostras.

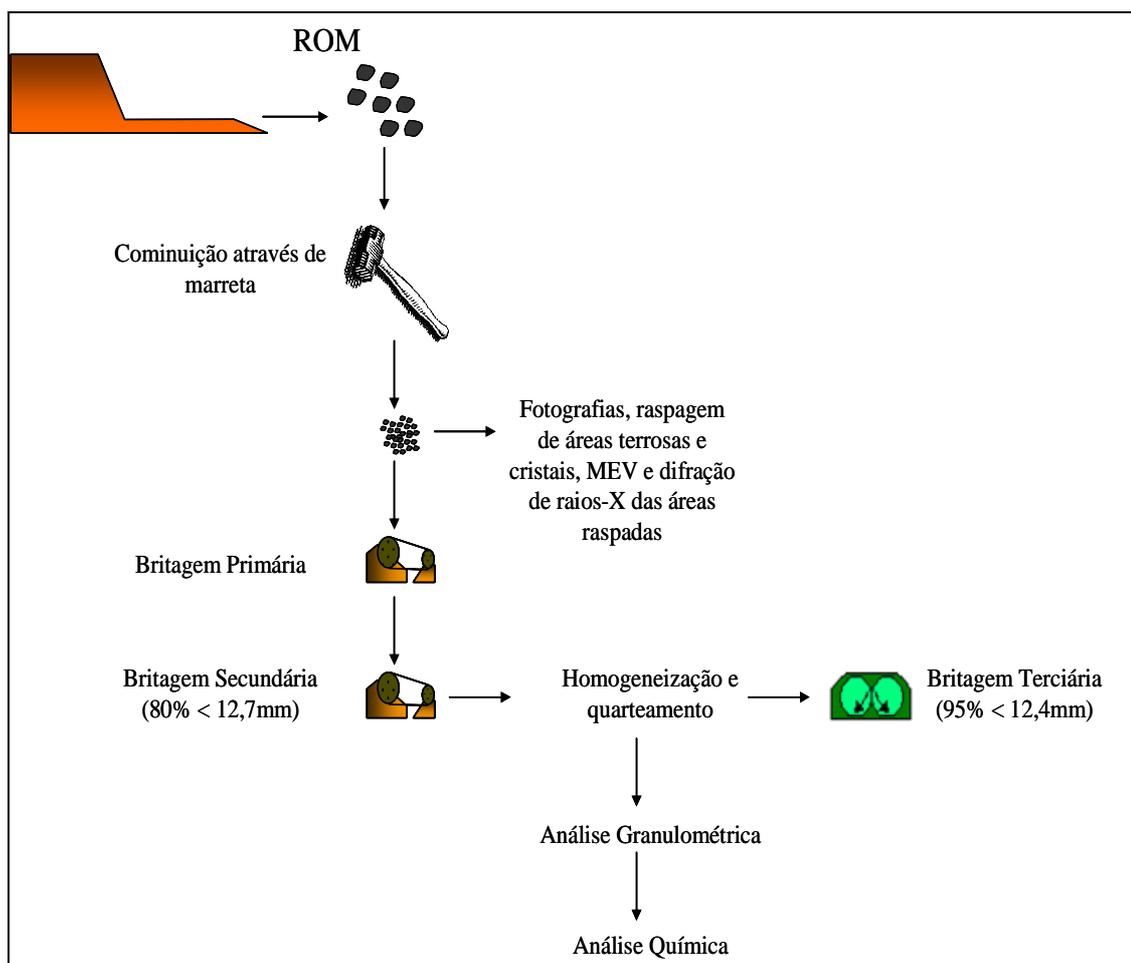


FIGURA 4.1: Fluxograma de preparação das amostras.

4.2. Caracterização Química, Mineralógica e Morfológica

Foram enviadas alíquotas para caracterização química, mineralógica e morfológica das amostras “cabeça” e dos produtos das etapas de beneficiamento que foram executadas em escala de bancada.

Os métodos utilizados para a caracterização foram:

- difração de Raios-X (análise mineralógica) em um Difrátômetro Philips-PANalytical PW1710, utilizando radiação $\text{CuK}\alpha$ e cristal monocromador de grafita. As análises foram realizadas no Laboratório de Difração de Raios-X do Depto. de Engenharia Metalúrgica e de Materiais da UFMG;

- análise química via úmida/fluorescência de raios-X realizada pela Vale em seus laboratórios;
- microscopia eletrônica de varredura (MEV) e espectrometria de raios-X dispersivo em energia (EDS) com equipamento da marca JEOL, modelo JSM 6360LV, para análise química de partes específicas e morfologia superficial da amostra. As análises foram realizadas no Laboratório de Microscopia Eletrônica de Varredura do Depto. de Engenharia Metalúrgica e de Materiais da UFMG.

A densidade da amostra foi determinada por picnometria a gás, no Laboratório de Caracterização de Sólidos e Particulados do Depto. de Eng. Metalúrgica e de Materiais da UFMG.

4.3. Moagem

Foram realizados um total de 6 (seis) testes de moagem após a britagem terciária em moinho de bolas, para a verificação das condições ideais para a obtenção de um produto liberado e com a menor geração de finos possível. As condições em que foram realizados os testes estão descritas na tabela IV.1.

TABELA IV.1: Condições dos testes de moagem realizados em moinho de bolas

Teste	Preenchimento com cargas (%)	Tamanho da carga (mm)	Volume de Polpa (ml)	Massa de Polpa (g)	rpm	%sólidos em polpa	Massa minério (g)	Tempo (min)
1	50	55 bolas - 30mm 83 bolas - 40mm	2600	4930,67	67,8	60	2944,00	30
2	40	40 bolas - 30mm 60 bolas - 40mm	2380	4481,08	67,5	59	2654,00	30
3	40	40 bolas - 30mm 60 bolas - 40mm	2380	5570,42	67,5	72	4030,00	40
4	40	40 bolas - 30mm 60 bolas - 40mm	2380	4480,33	67,5	59	2653,05	20
	40	40 bolas - 30mm 60 bolas - 40mm	2380	4480,33	67,5	59	2653,05	30
	40	40 bolas - 30mm 60 bolas - 40mm	2380	4480,33	67,5	59	2653,05	40
5	40	54 bolas - 40mm 44 bolas - 30mm 90 bolas - 20mm 77 bolas - 10mm	2500	4962,08	67,5	63	3110,00	20
6	40	56 bolas - 40mm 44 bolas - 30mm 90 bolas - 20mm 77 bolas - 10mm	2500	4716,67	67,5	59	2800,00	30

O tempo de moagem foi determinado de acordo com o gráfico de cinética (testes 4) obtido com as análises granulométricas dos produtos dos testes realizados com diferentes tempos de moagem. O mesmo procedimento padrão de realização das análises granulométricas na etapa de preparação da amostra foi utilizado nas análises granulométricas após os testes de moagem.

4.4. Deslamagem

A deslamagem foi testada logo após a moagem variando-se as condições dos testes com o uso de dispersante (silicato de sódio). A deslamagem foi feita em provetas de 2000ml usando-se aproximadamente 600g de material e também em balde de 20L usando-se 6kg de material, o que gerou uma polpa com 24% de sólidos em peso. As condições gerais dos testes de deslamagem podem ser vistas na tabela IV.2.

TABELA IV.2: Condições gerais dos testes de deslamagem

Teste	Escrubagem	Dispersante		n° de Etapas	Tempo (min)	pH
		Solução (%p/v)	Dosagem (g/t)			
1	não	-	-	4	8	10,5
2	não	-	-	4	10	10,2
3	não	-	-	4	10	11
4	6 min; 1602 rpm	-	-	3	10	10,5
5	2 min; 1600 rpm	-	-	3	10	10,3
6	2 min; 1600 rpm	Silicato de Sódio 2%	300	3	10	10,5
7	2 min; 1800 rpm	-	-	2	12	10,2
8	2 min; 1800 rpm	-	-	2	12	10,2
9	2 min; 2000 rpm	-	-	2	12	10,4
10	2 min; 2000 rpm	-	-	2	12	10,4
11	2 min; 2060 rpm	-	-	2	12	10,4
12	2 min; 2060 rpm	-	-	2	12	10,5
13	2 min; 1600 rpm	Silicato de Sódio 5%	300	2	12	10,2
14	2 min; 1600 rpm	Silicato de Sódio 5%	300	1	12	10,4
15	2 min; 1600 rpm	Silicato de Sódio 5%	300	1	12	10,4

Após os testes 1, 2 e 3, foram realizadas análises granulométricas das lamas no cyclosizer para verificação do tamanho de corte na deslamagem. Os testes de cyclosizer foram realizados no Departamento de Engenharia Metalúrgica, no Laboratório de Caracterização de Sólidos e Particulados. Foram utilizadas as lamas obtidas nos testes 1, 2 e 3. As condições de realização dos testes estão mostradas nas tabelas IV.3, IV.4 e IV.5.

TABELA IV.3: Análise Granulométrica no cyclosizer realizada com a lama do teste 1 de deslamagem

Amostra: L1	Ciclone nº	Diâmetro padrão (µm)	Diâmetro de corte (µm)
Temperatura de operação (°C): 23			
Vazão de Operação (mm): 176			
Densidade da amostra (g/cm ³): 4,87	1	42,7 ± 1,0	26,59 ± 0,62
Tempo de Elutriação (min): 20	2	30,5 ± 0,5	18,99 ± 0,31
Peso elutriado (g): 30,838	3	22,1 ± 0,5	13,76 ± 0,31
Fator de correção (Temperatura): 0,98	4	15,0 ± 0,5	9,34 ± 0,31
Fator de correção (Vazão): 1,008	5	12,0 ± 0,5	7,47 ± 0,31
Fator de correção (Densidade): 0,66			
Fator de correção (Elutriação): 0,955	Overflow 5	(-) 12,0 ± 0,5	

TABELA IV.4: Análise Granulométrica no cyclosizer realizada com a lama do teste 2 de deslamagem

Amostra: L2	Ciclone nº	Diâmetro padrão (µm)	Diâmetro de corte (µm)
Temperatura de operação (°C): 23			
Vazão de Operação (mm): 175			
Densidade da amostra (g/cm ³): 4,87	1	42,7 ± 1,0	26,40 ± 0,62
Tempo de Elutriação (min): 20	2	30,5 ± 0,5	18,86 ± 0,31
Peso elutriado (g): 30,306	3	22,1 ± 0,5	13,66 ± 0,31
Fator de correção (Temperatura): 0,98	4	15,0 ± 0,5	9,27 ± 0,31
Fator de correção (Vazão): 1,001	5	12,0 ± 0,5	7,42 ± 0,31
Fator de correção (Densidade): 0,66			
Fator de correção (Elutriação): 0,955	Overflow 5	(-) 12,0 ± 0,5	

TABELA IV.5: Análise Granulométrica no cyclosizer realizada com a lama do teste 3 de deslamagem

Amostra: L3	Ciclone nº	Diâmetro padrão (µm)	Diâmetro de corte (µm)
Temperatura de operação (°C): 23			
Vazão de Operação (mm): 164			
Densidade da amostra (g/cm ³): 4,87	1	42,7 ± 1,0	26,85 ± 0,63
Tempo de Elutriação (min): 20	2	30,5 ± 0,5	19,18 ± 0,31
Peso elutriado (g): 50,467	3	22,1 ± 0,5	13,90 ± 0,31
Fator de correção (Temperatura): 0,98	4	15,0 ± 0,5	9,43 ± 0,31
Fator de correção (Vazão): 1,018	5	12,0 ± 0,5	7,55 ± 0,31
Fator de correção (Densidade): 0,66			
Fator de correção (Elutriação): 0,955	Overflow 5	(-) 12,0 ± 0,5	

O diâmetro de corte foi determinado a partir do diâmetro padrão multiplicado pelos fatores de correção:

$$d_c = d_i \times f_1 \times f_2 \times f_3 \times f_4 \text{ onde:}$$

d_e = tamanho efetivo de separação;

d_i = tamanho limite de separação;

f_1 = fator de correção para a temperatura;

f_2 = fator de correção para a vazão;

f_3 = fator de correção para a densidade;

f_4 = fator de correção para o tempo de elutriação.

4.5. Testes de Microflotação

Os testes de microflotação foram realizados com amostras puras de hematita compacta em Tubo de Hallimond modificado sem extensor (figura 4.2) e com amostras puras de wavellita em Tubo de Hallimond modificado com extensor (figura 4.3).

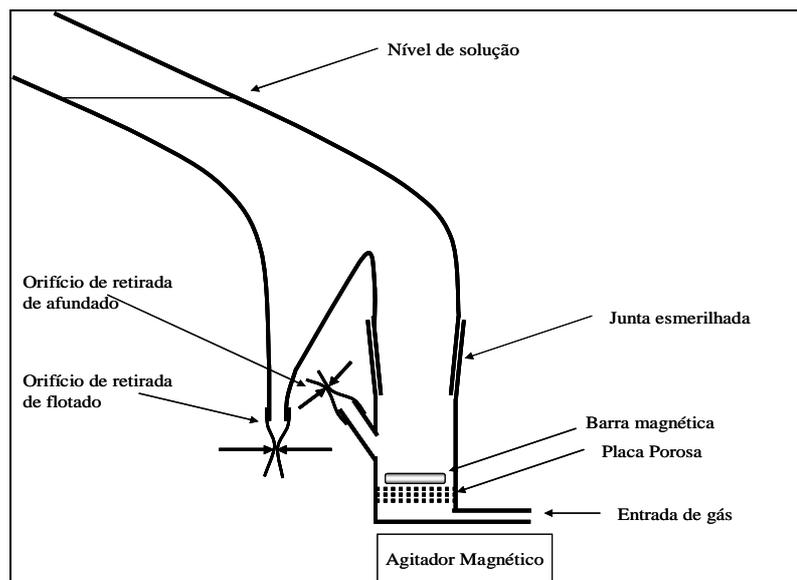


FIGURA 4.2: Tubo de Hallimond Modificado sem extensor.

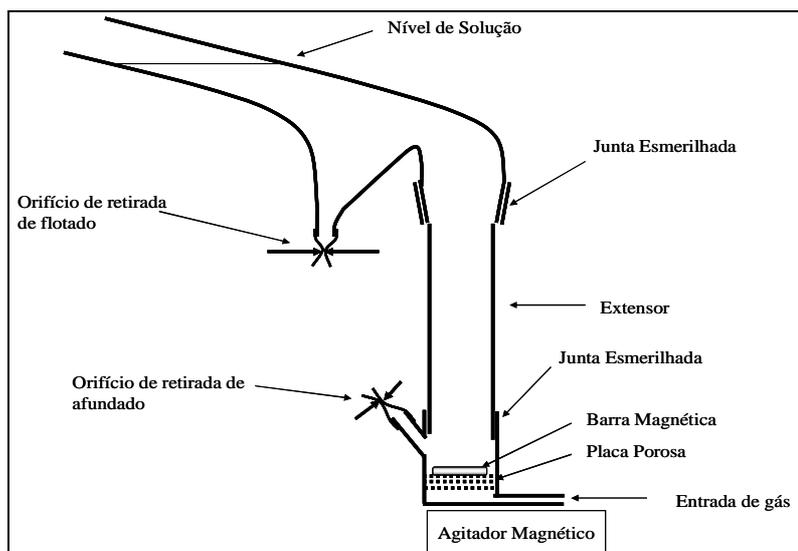


FIGURA 4.3: Tubo de Hallimond Modificado com extensor.

Os reagentes usados nos testes de microflotação são apresentados na tabela IV.6. Todos os reagentes, com exceção do silicato de sódio, foram preparados nas concentrações de 10mg/L. Alguns reagentes foram testados também na concentração de 5mg/L. Para o silicato de sódio, as concentrações utilizadas foram de 5×10^{-2} , 5×10^{-3} , 5×10^{-4} e 5×10^{-5} M.

TABELA IV.6: Reagentes usados nos testes de microflotação

Nome comercial	Fabricante	Designação	Fórmula estrutural aproximada	Peso Molecular (g/mol)
FA01	Akzo Nobel	tall oil	$\text{CH}_3 - (\text{CH}_2)_n - \text{COOH}$	277,03
Berol 867A	Akzo Nobel	sarcosinato de sódio	$\begin{array}{c} \text{H} \quad \text{O} \\ \quad \\ \text{R}-\text{C}-\text{C}-\text{OH} \\ \\ \text{H}_3\text{C}-\text{N}-\text{H} \end{array}$	-
Emulgin MC 711	Cognis	sulfossuccinato	$\text{ROOC}-\text{CH}_2-\text{CH}(\text{COONa})(\text{SO}_3\text{Na})$	-
óleo de arroz	Irgovel	óleo de arroz	$\text{CH}_3 - (\text{CH}_2)_n - \text{COOH}$	271,35
Hidrocol	Hidoveg	ácido graxo parcialmente hidrogenado	$\text{CH}_3 - (\text{CH}_2)_n - \text{COOH}$	268,96
amina EDA 3	Clariant	éter amina	$\text{CH}_3-(\text{CH}_2)_8-\text{O}-(\text{CH}_2)_3-\text{NH}_2$	215,37
amido de milho	Maisena	amido de milho	$(\text{C}_6\text{H}_{10}\text{O}_5)_n$	300000
silicato de sódio	Clariant	silicato de sódio	Na_2SiO_3	122,06

Com base na literatura, definiram-se algumas variáveis a serem usadas na realização dos testes de flotabilidade. Para os dois minerais, hematita e wavellita, a faixa de pH a ser estudada foi a mesma, estando entre $\text{pH} = 8$ e $\text{pH} = 12$.

Alguns testes preliminares foram realizados para definição das melhores condições de realização dos testes. As condições estabelecidas estão listadas na tabela IV.7. Nos testes com wavellita foi necessário o uso de um extensor para evitar o arraste de partículas.

TABELA IV.7: Condições de realização dos testes de microflotação

Granulometria (μm)	+75 μm -300 μm
Vazão de gás (cm^3/min)	100
Tempo de condicionamento (min)	
Emulgin MC 711	5
Berol	5
Hidrocol	5
Óleo de Arroz	5
Tall Oil	5
Silicato de Sódio	5
Amina	1
Amido	5
Tempo de coleta (min)	
Wavellita	3
Hematita	2

4.6. Medidas de Potencial Zeta

A wavellita foi a única amostra utilizada para medidas de potencial zeta. O equipamento utilizado foi o medidor modelo ZM3-D-G, Zeta-Meter System 3.0+, com imagem direta por vídeo (figura 4.4).

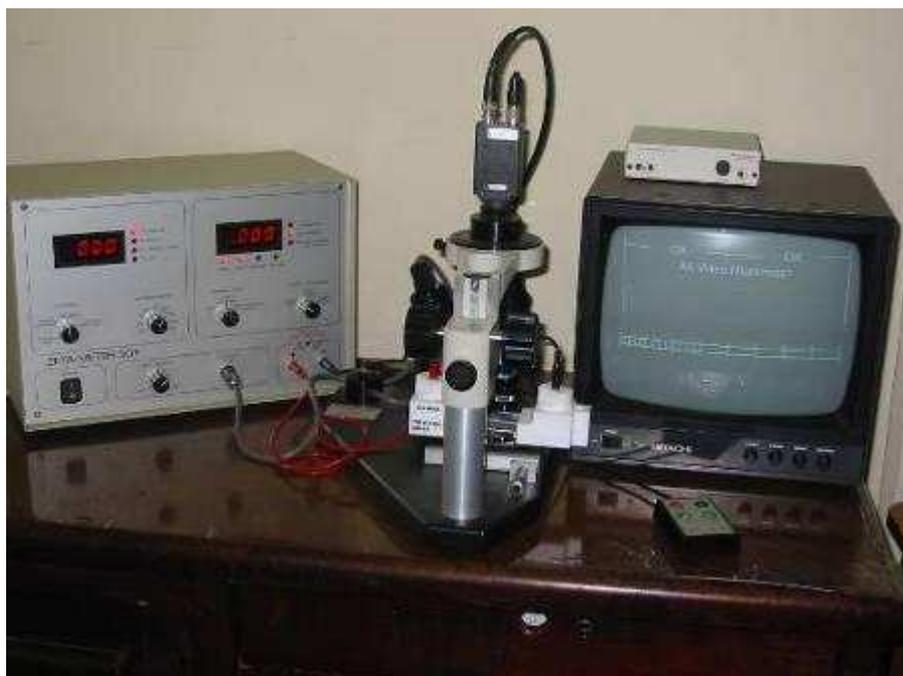


FIGURA 4.4: Zeta-Meter System 3.0+. Laboratório de Fenômenos de Interface – DEMin.

A amostra de wavellita foi reduzida a $-38\mu\text{m}$ e usada na preparação de suspensões. Essas suspensões foram preparadas com o uso de um eletrólito indiferente, o nitrato de sódio (NaNO_3) nas concentrações de 5×10^{-3} e 5×10^{-5} M em ampla faixa de pH. Foram preparadas também suspensões na presença de 10mg/L de amina e do mesmo eletrólito na concentração de 5×10^{-3} M. Os valores de pH foram ajustados com a adição de soluções 1%p/v e 5%p/v de ácido nítrico (HNO_3) e soluções 1%p/v e 5%p/v de hidróxido de sódio (NaOH). As suspensões ficaram em repouso por 24 horas.

4.7. Flotação em Bancada

Os testes de flotação foram realizados em uma célula de laboratório da marca CDC (figura 4.5), utilizando-se cubas de 1200mL.

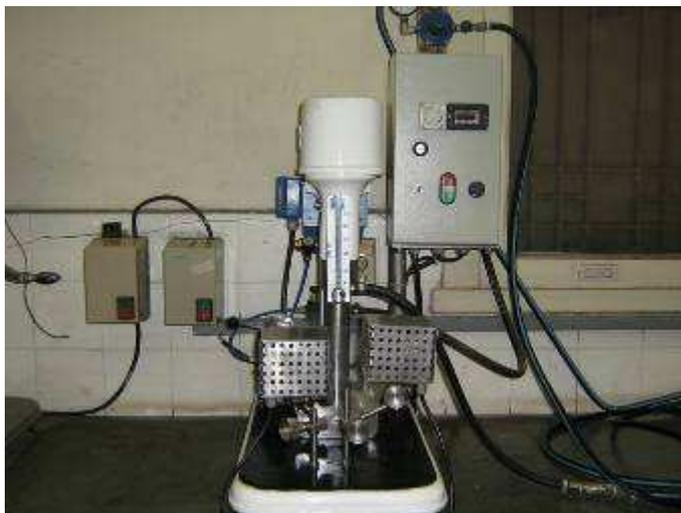


FIGURA 4.5: Célula de flotação CDC do Laboratório de Tratamento de Minérios – DEMin.

A rotação do motor foi mantida em 1200rpm e a vazão de ar utilizada para a formação de espuma foi de 10L/min. O volume de polpa de cada teste foi de 1100mL. A massa de alimentação dos testes realizados em apenas um estágio foi de 500g aproximadamente. Os demais testes tiveram massas de alimentação variadas. A alimentação da flotação consistiu no produto da deslamagem, que possuía granulometria 92% passante em 0,106mm.

O tempo de coleta variou de teste para teste, pois o flotado foi coletado até acabar toda a espuma mineralizada. Na flotação em bancada foram avaliados os reagentes usados nos testes de microflotação e também os reagentes hexametáfosfato de sódio, Gemul NSD, Gemul NCD, Flotigam 2835- 2L, Duomeen C, cloreto de cálcio e óleo diesel. Todos os reagentes utilizados nos testes de flotação em bancada e seus respectivos tempos de condicionamento estão listados na tabela IV.8.

TABELA IV.8: Reagentes usados nos testes de flotação em bancada e os respectivos tempos de condicionamento

Nome comercial	Fabricante	Designação	Fórmula estrutural aproximada	Peso Molecular (g/mol)	Tempo de Cond. (min)
FA01	Akzo Nobel	tall oil	$\text{CH}_3 - (\text{CH}_2)_n - \text{COOH}$	277,03	5
Berol 867A	Akzo Nobel	sarcosinato de sódio	$\begin{array}{c} \text{H} \quad \text{O} \\ \quad \\ \text{R}-\text{C}-\text{C}-\text{OH} \\ \\ \text{H}_3\text{C}-\text{N}-\text{H} \end{array}$	-	5
Emulgin MC 711	Cognis	sulfossuccinato	$\text{ROOC}-\text{CH}_2-\text{CH}(\text{COONa})(\text{SO}_3\text{Na})$	-	5
Óleo de Arroz	Irgovel	óleo de arroz	$\text{CH}_3 - (\text{CH}_2)_n - \text{COOH}$	271,35	5
Hidrocol	Hidroveg	ácido graxo parcialmente hidrogenado	$\text{CH}_3 - (\text{CH}_2)_n - \text{COOH}$	268,96	5
Amina EDA 3	Clariant	éter amina	$\text{CH}_3-(\text{CH}_2)_8-\text{O}-(\text{CH}_2)_3-\text{NH}_2$	215,37	1
Amido de Milho	Maisena	amido de milho	$(\text{C}_6\text{H}_{10}\text{O}_5)_n$	300000	5
Hexametáfosfato de Sódio	Synth	fosfato de sódio	$(\text{NaPO}_3)_n$	612	5
Silicato de Sódio	Clariant	silicato de sódio	Na_2SiO_3	122,06	5
Gemul NCD	Quimigel	amina de ác. graxo vegetal	-	203	1
Gemul NSD	Quimigel	amina de sebo	-	225	1
Duomeen C	Akzo Nobel	diamina de coco	$\text{R}-\text{NH}-(\text{CH}_2)_3-\text{NH}_2$	-	1
Flotigam 2835-2L	Clariant	éter diamina	$\text{CH}_3-(\text{CH}_2)_{11}-\text{O}-(\text{CH}_2)_3-\text{NH}-(\text{CH}_2)_3-\text{NH}_2$	300,18	1
Óleo Diesel	-	óleo diesel	-	-	1
Cloreto de Cálcio	Synth	cloreto de cálcio	CaCl_2	110,99	1

As soluções dos reagentes foram preparadas em diversas concentrações %p/v. Os reagentes Hidrocol, óleo de arroz e *tall oil* precisaram ser saponificados com soda. As informações sobre a massa de alimentação, pH inicial e final e concentrações das soluções de cada teste são apresentadas nas tabelas de resultados dos testes de flotação.

O procedimento geral para todos os testes foi o seguinte:

- adição da polpa na cuba;
- ajuste do pH e adição do depressor;
- condicionamento da polpa com os reagentes por tempo determinado;
- ajuste do pH e adição do coletor;
- condicionamento da polpa com o(s) coletor(es) por tempo determinado;
- injeção do ar e coleta do flotado;
- leitura do pH final;

- filtragem, secagem e pesagem do flotado e do afundado.

O fluxograma apresentado na figura 4.6 ilustra todos os procedimentos realizados após a britagem terciária.

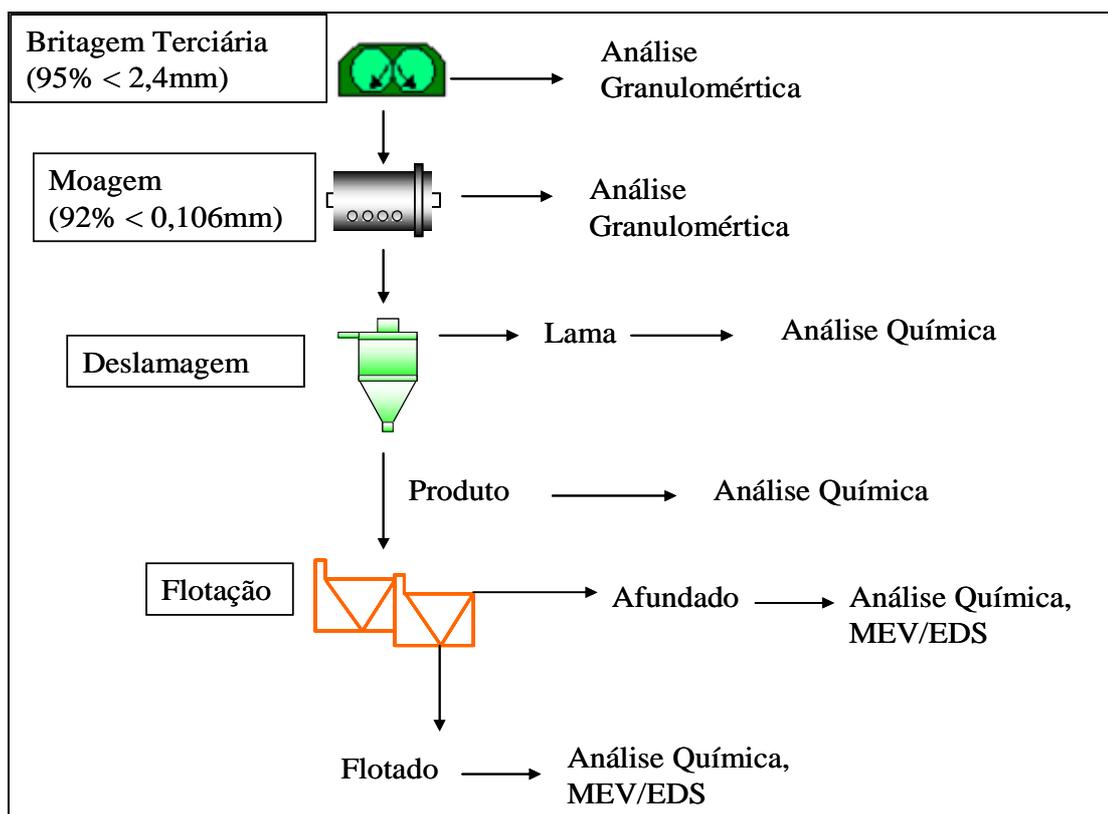


FIGURA 4.6: Fluxograma dos procedimentos executados após a britagem terciária.

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Os resultados da pesquisa de caracterização e flotação de fosfatos secundários presentes em minérios de ferro são apresentados a seguir. A partir desses resultados serão discutidas as formas de ocorrência e os possíveis métodos de remoção dos minerais portadores de fósforo.

5.1. Características Químicas, Mineralógicas e Morfológicas da Amostra

5.1.1. Análises Químicas e Granuloquímica da Amostra Cabeça

Os resultados das análises químicas da amostra cabeça e das frações granulométricas após a britagem terciária são apresentados na tabela V.1. De acordo com os resultados, pode-se observar que o minério é de alto teor, com 61,92% em ferro e com sílica baixa (1,28%). O principal contaminante é mesmo o fósforo, que representa 0,82% da amostra. O minério apresenta teor de 3,3% em alumina e perda por calcinação (PPC) igual a 3,12%. Parece existir uma relação entre os teores elevados de fósforo, alumina e perda por calcinação. Os demais elementos analisados não apresentaram teores significativos como pode ser visto na tabela V.1.

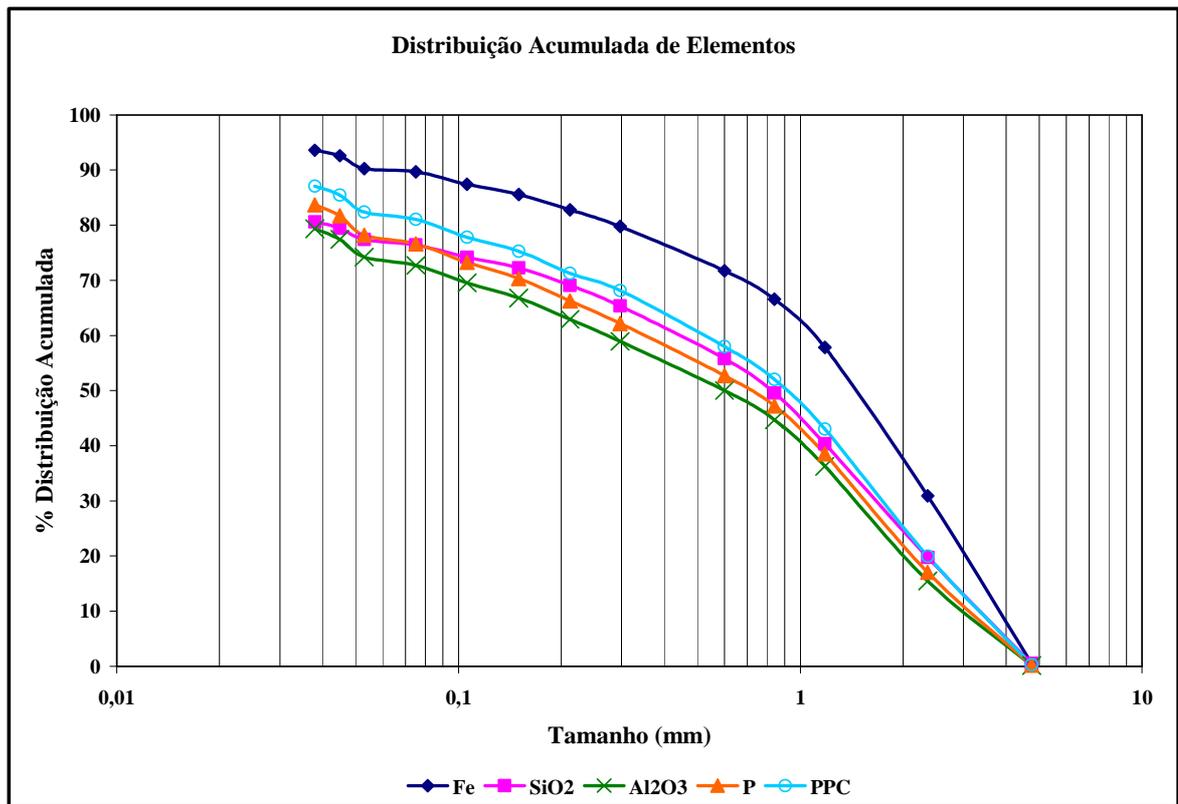


FIGURA 5.1: Distribuição acumulada do ferro, da sílica, da alumina, do fósforo e de PPC.

Todos os elementos apresentados no gráfico anterior têm comportamentos similares e uma distribuição uniforme ao longo da faixa granulométrica apresentada. A curva do ferro situa-se acima das demais, mostrando que esse elemento está presente em maiores concentrações nas frações mais grosseiras. Enquanto cerca de 73% do fósforo está concentrado nas frações acima de 0,106mm, 87% do ferro está concentrado na mesma faixa. Nas frações mais finas (-0,038mm, por exemplo) são encontrados os maiores teores do elemento fósforo (1,555%), de alumina (7,97%), sílica (3,14%) e PPC (4,65%) e os menores teores do ferro (55,74%). Os óxidos de cálcio e magnésio também apresentaram maiores teores na fração -0,038mm.

5.1.2. Caracterização Mineralógica e Morfológica da Amostra Cabeça

Após a cominuição através da marreta, vários blocos apresentaram incrustações minerais diversas, incluindo partes terrosas com a coloração marrom e geodos com

cristais milimétricos bem formados. Algumas dessas áreas foram fotografadas e posteriormente removidas com o cuidado de evitar ao máximo a contaminação. Foram feitas análises por difração de raios-X, MEV e EDS dessas áreas para a identificação das fases minerais presentes e suas respectivas morfologias.

As fotografias das amostras mostrando as áreas removidas e suas respectivas análises são apresentadas a seguir.

A amostra AQJ1 apresentou geodos formados por cristais incolores e levemente azulados. Esses cristais eram muito duros, o que tornou difícil sua remoção sem contaminação. A partícula mista na foto obtida por análise através de MEV é formada pela região 1 (figura 5.2), que se trata de um óxido de ferro (provavelmente hematita), e pela região 2 (figura 5.3), que é um fosfato de alumínio.

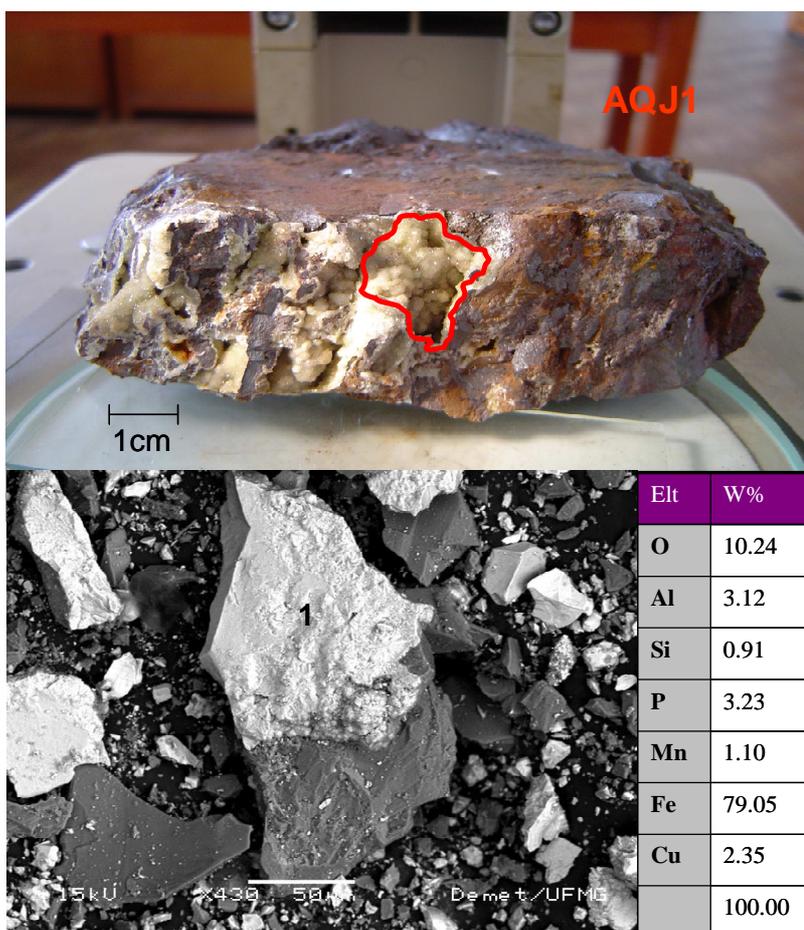


FIGURA 5.2: Área removida denominada AQJ1 e análise por MEV e EDS da parte 1.

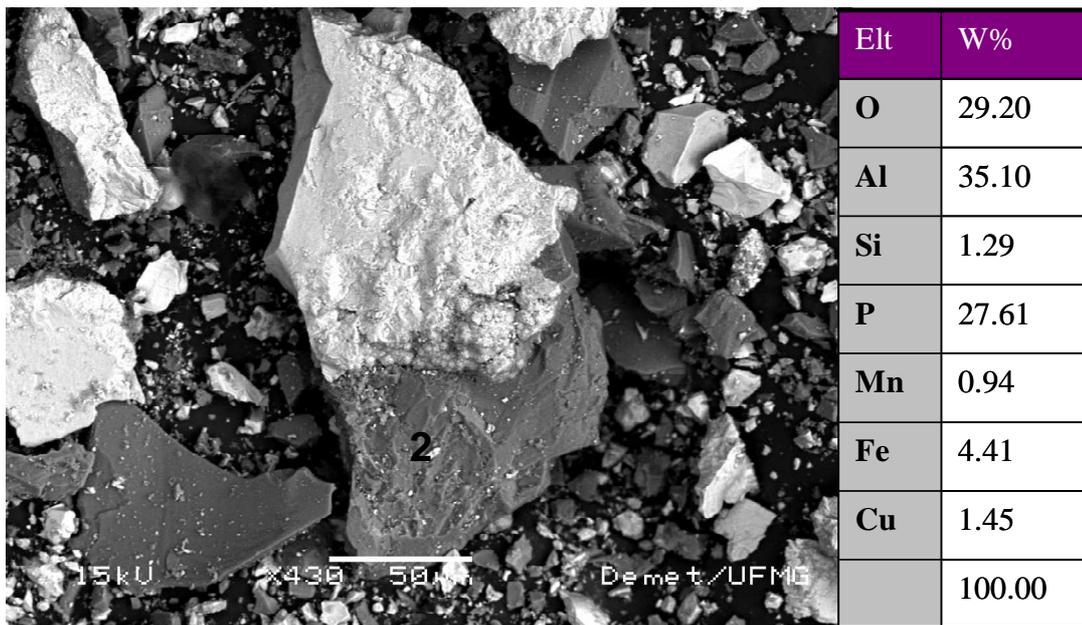


FIGURA 5.3: Análise por MEV e EDS da parte 2.

A partícula apresentada na figura 5.4 também é um fosfato de alumínio detectado na amostra AQJ1. Na análise do MEV é possível observar certa clivagem perfeita e algumas fraturas preferenciais ao longo do plano de clivagem. Percebe-se também que a partícula possui formato um pouco alongado.

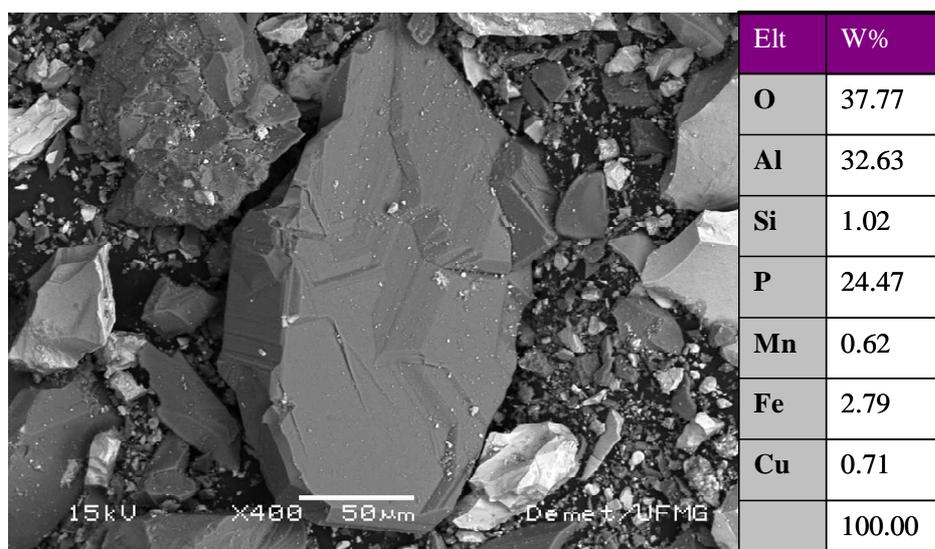


FIGURA 5.4: Análise por MEV e EDS da partícula da área removida AQJ1.

A análise por difração de raios-X foi realizada para a amostra AQJ1 com o objetivo de se complementar os resultados obtidos com a análise via MEV/EDS. O resultado dessa análise pode ser observado na figura 5.5. A fase mais freqüente foi a senegalita com traços de turquesa também observados. Os minerais de ferro mais freqüentes foram a goethita e a hematita, sendo que apenas traços de magnetita foram observados.

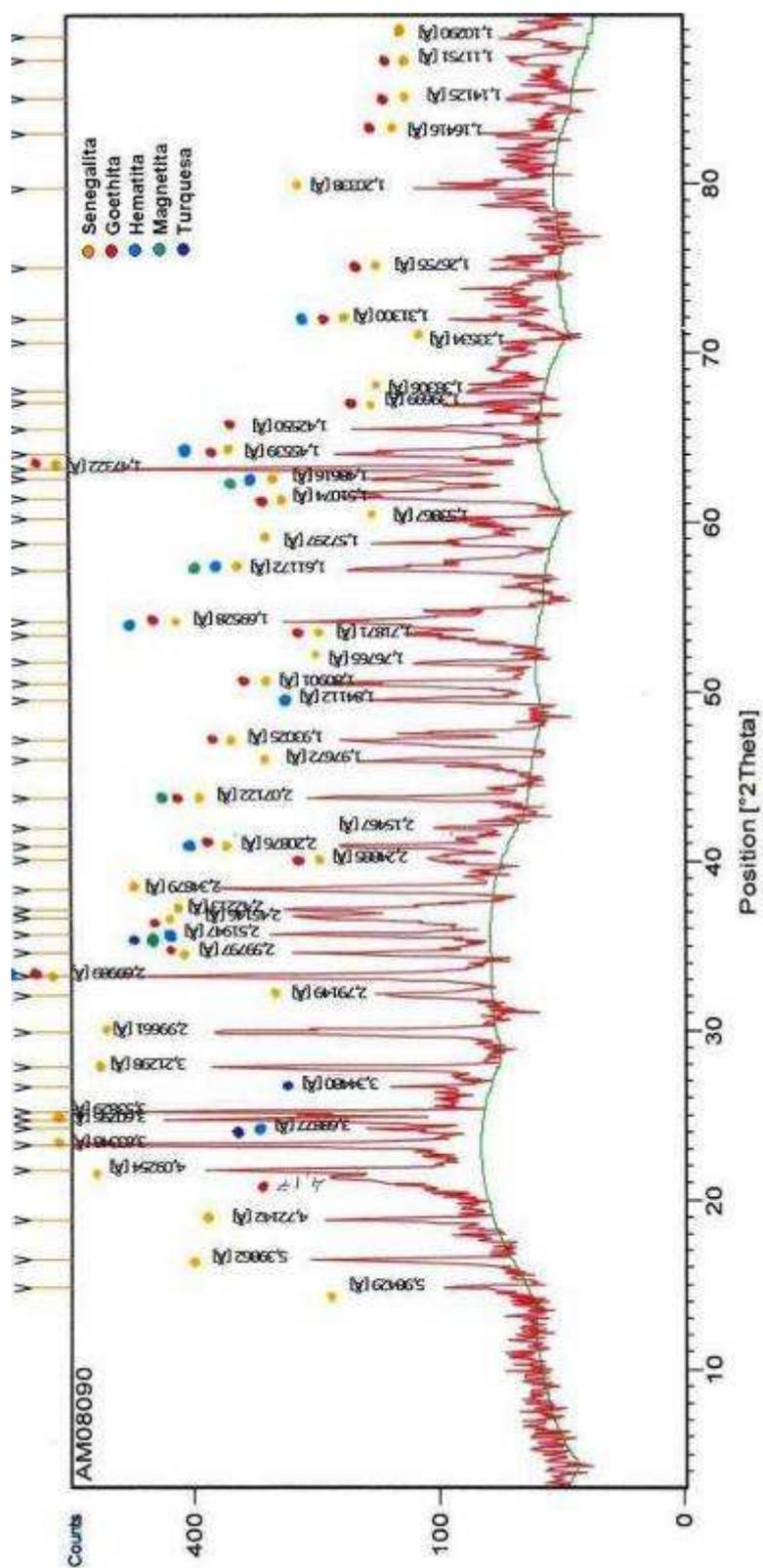


FIGURA 5.5: Análise por difração de raios-X da área removida AQJ1.

Além dos cristais formando geodos nos blocos de amostra, foi observado também que esses mesmos cristais formavam uma cobertura sobre o minério, como pode ser observado na foto da amostra APR1 na figura 5.6. Nesta amostra foi identificada também uma fase com a tonalidade um pouco mais azulada, que é a área delimitada na fotografia. Na análise via EDS de uma partícula dessa área, novamente foi constatado que se tratava de um fosfato de alumínio. Porém foi detectada uma pequena quantidade de cobre, podendo então existir alguns cristais raros de turquesa na amostra.

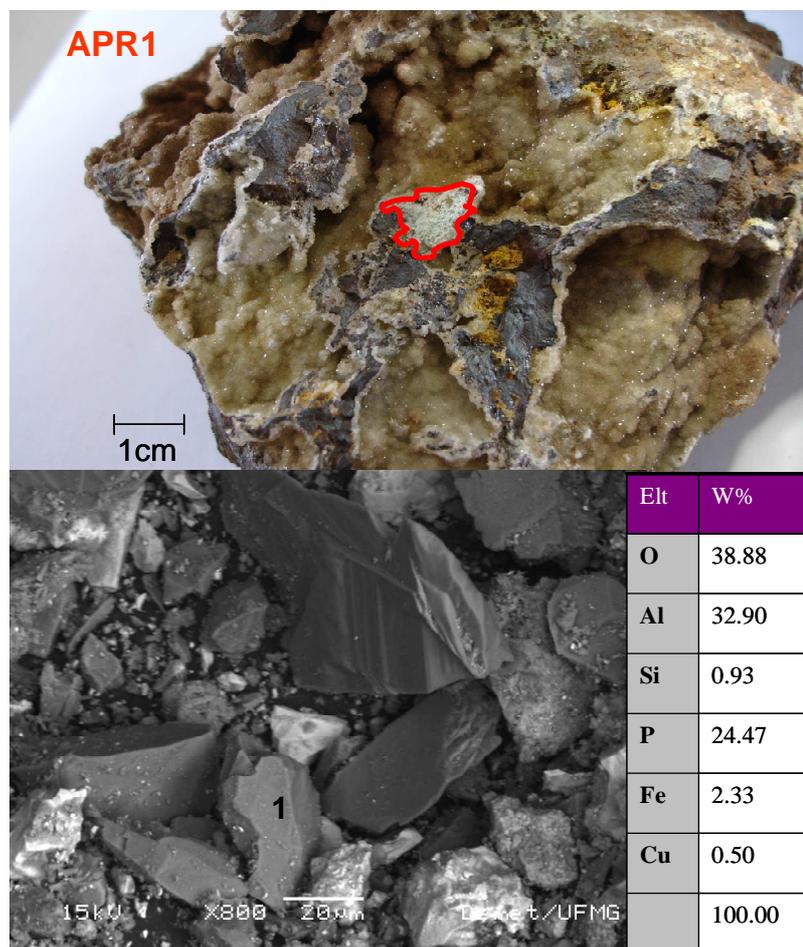


FIGURA 5.6: Área removida denominada APR1 e análise por MEV e EDS da partícula 1.

Na análise por difração de raios-X da amostra APR1 a fase mais freqüente foi novamente a senegalita (figura 5.7). Nesta amostra foi detectada também a presença de wavellita e novamente a turquesa apareceu apenas como traço. O mineral de ferro mais freqüente foi a goethita. A magnetita foi detectada com um pouco mais de intensidade.

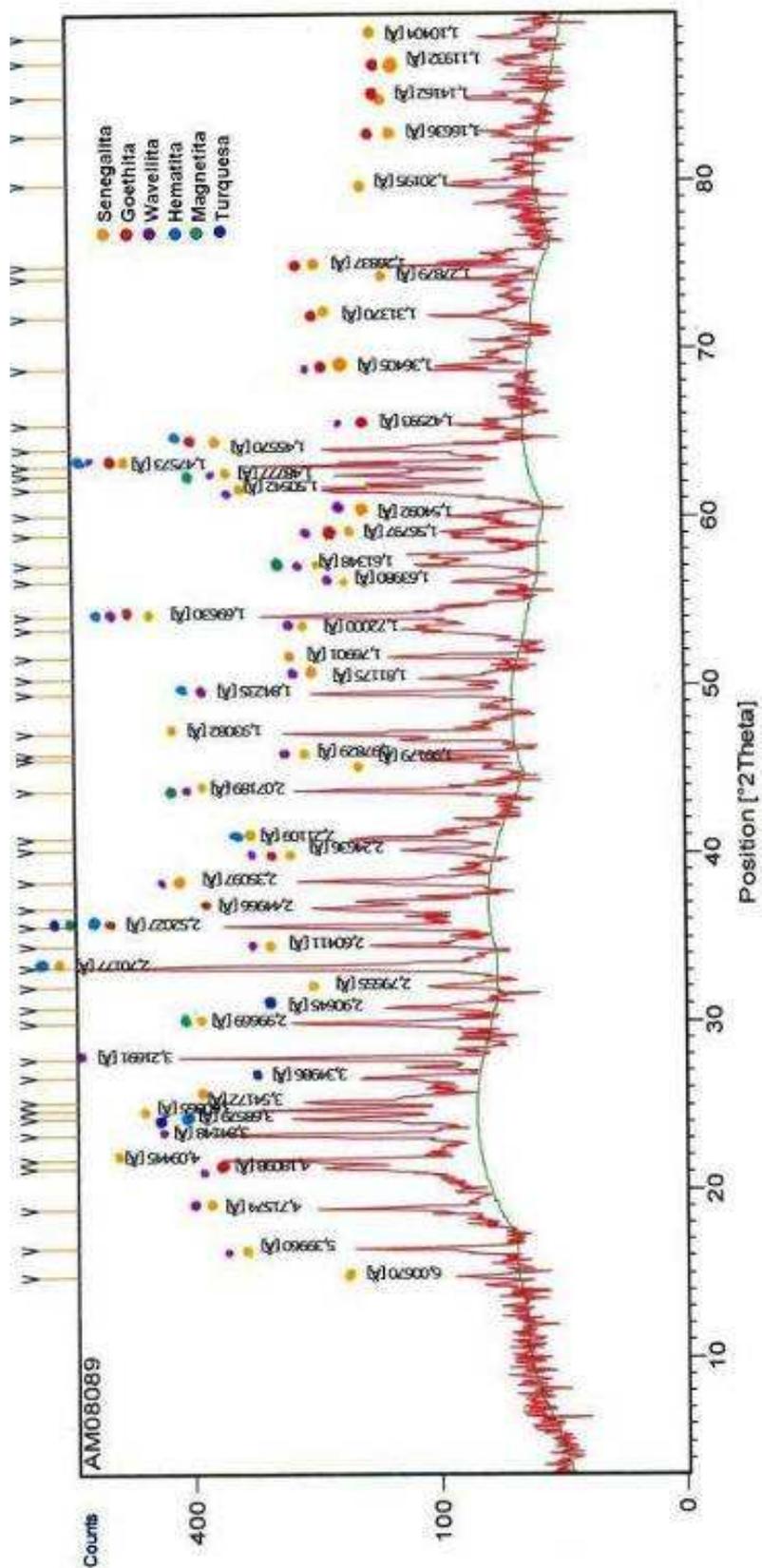


FIGURA 5.7: Análise por difração de raios-X da área removida APR1.

Na obtenção da amostra CCQ, a contaminação com minério de ferro foi menor, o que pode ser observado na figura 5.8. Nesta amostra observa-se também a formação de uma cobertura de cristais agregados. Uma análise geral por MEV/EDS da região mostra que toda essa cobertura é feita por fosfatos de alumínio. Pouco silício foi detectado (1,54%). As partículas menores e mais claras são contaminações com ferro.

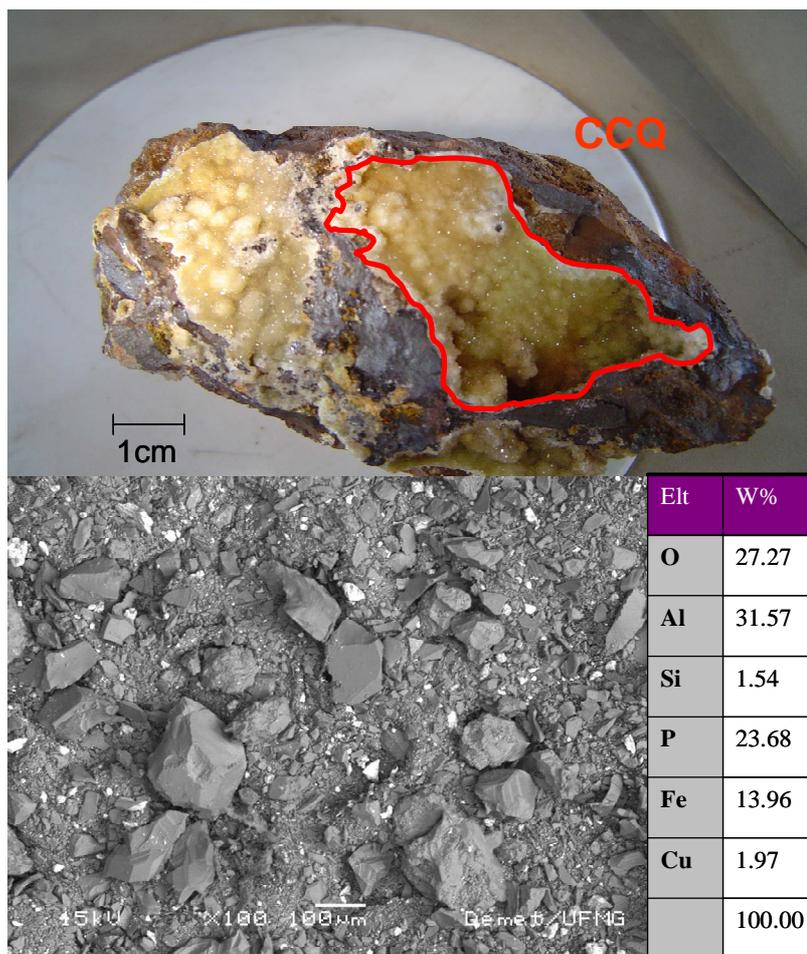


FIGURA 5.8: Área removida denominada CCQ e análise geral por MEV e EDS.

A análise por difração de raios-X gerou um difratograma mais limpo que aquele das amostras AQJ1 e APR1, confirmando uma menor contaminação com minerais de ferro (figura 5.9). Mesmo assim, traços de goethita, magnetita e hematita foram detectados. Definitivamente os cristais incolores encontrados nas amostras são de senegalita, que é mais uma vez a fase mais freqüente na análise. Turquesa e wavellita aparecem como traços.

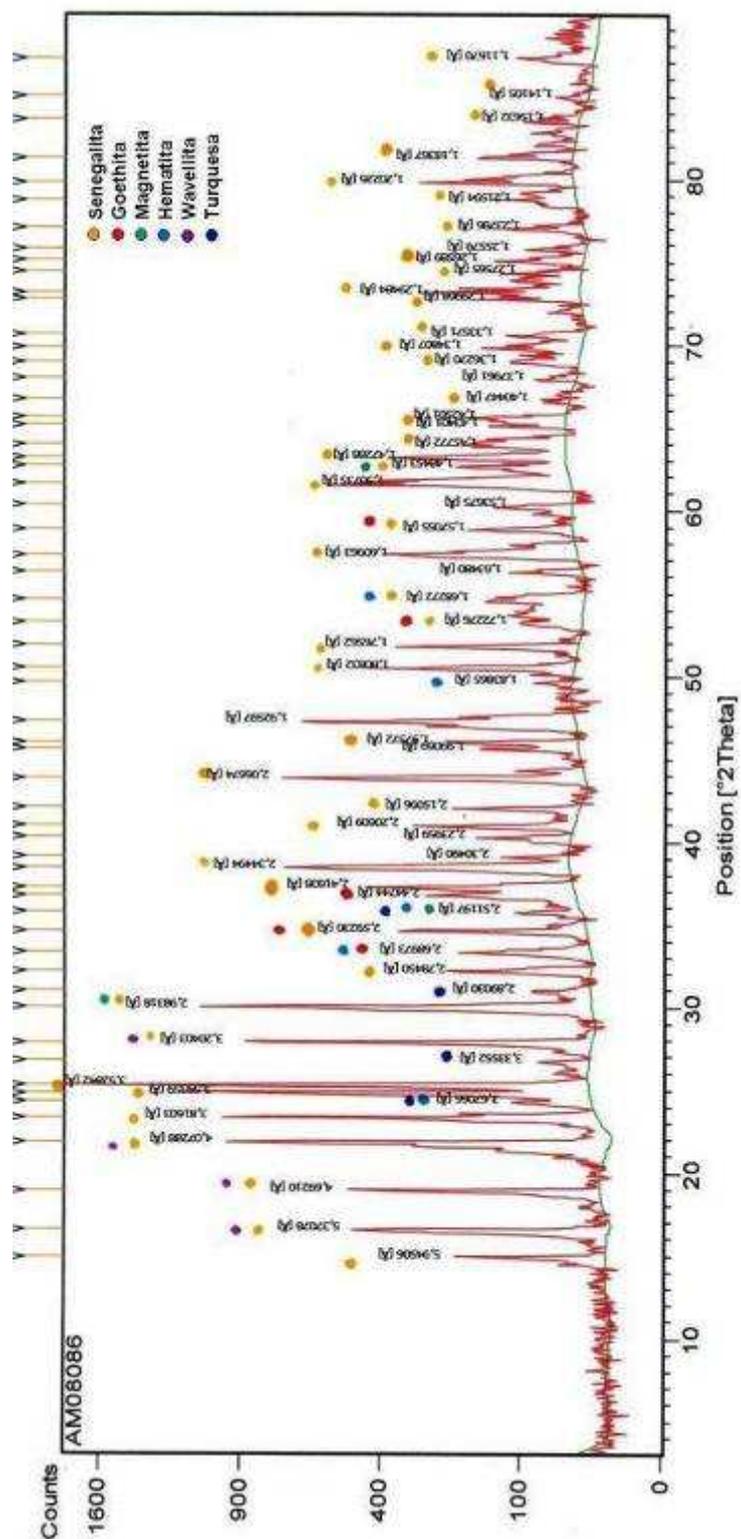


FIGURA 5.9: Análise por difração de raios-X da área removida CCQ.

Uma lasca milimétrica da camada de cristais foi obtida sem se quebrar e praticamente sem contaminação com o minério de ferro. O tamanho da lasca foi ideal para uma observação da forma dos cristais inteiros através de análise por MEV. O resultado dessa análise pode ser visto na figura 5.10.

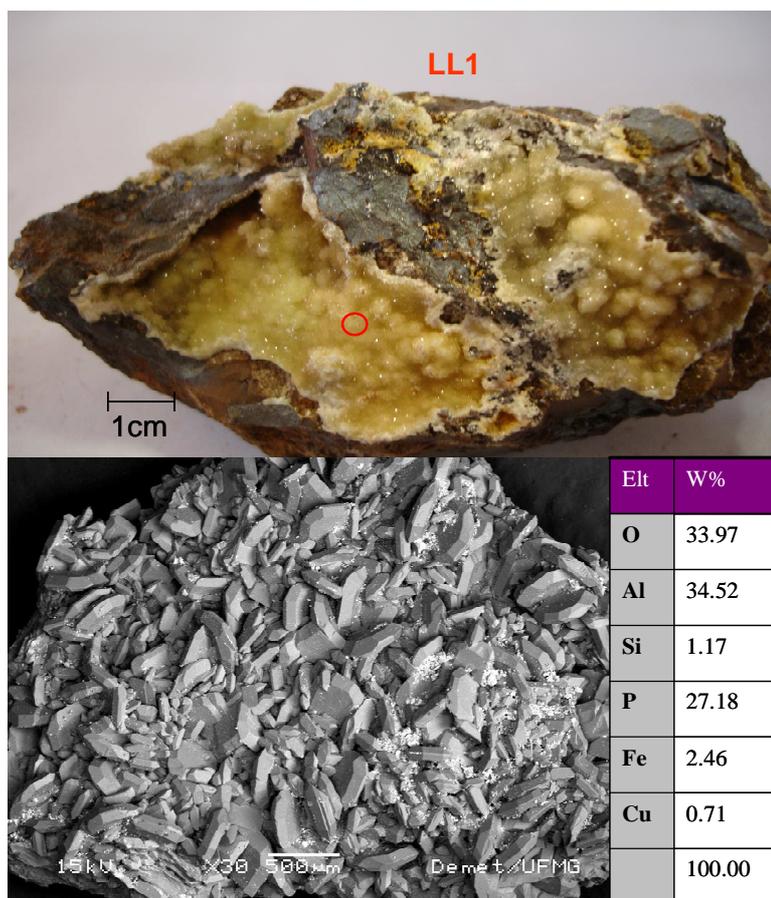


FIGURA 5.10: Área removida denominada LL1 e análise geral por MEV e EDS.

A lasca pode ser vista praticamente inteira com um aumento de 30x. Análise por EDS revela a pequena quantidade em ferro e silício na amostra, onde prevalece a presença dos elementos alumínio, fósforo e oxigênio.

Um aumento maior foi feito (100x) na análise para obtenção de uma imagem mais nítida quanto à forma dos cristais. Os cristais apresentaram uma perfeita cristalização no sistema ortorrômbico, onde uma das dimensões é significativamente menor que as outras, formando cristais achatados de hábito tabular (figura 5.11). Com o auxílio da

figura 5.12, que representa dois hábitos possíveis da senegalita, observam-se perfeitamente os planos (010), (110) e (502) ou (011) nos cristais da figura 5.11.

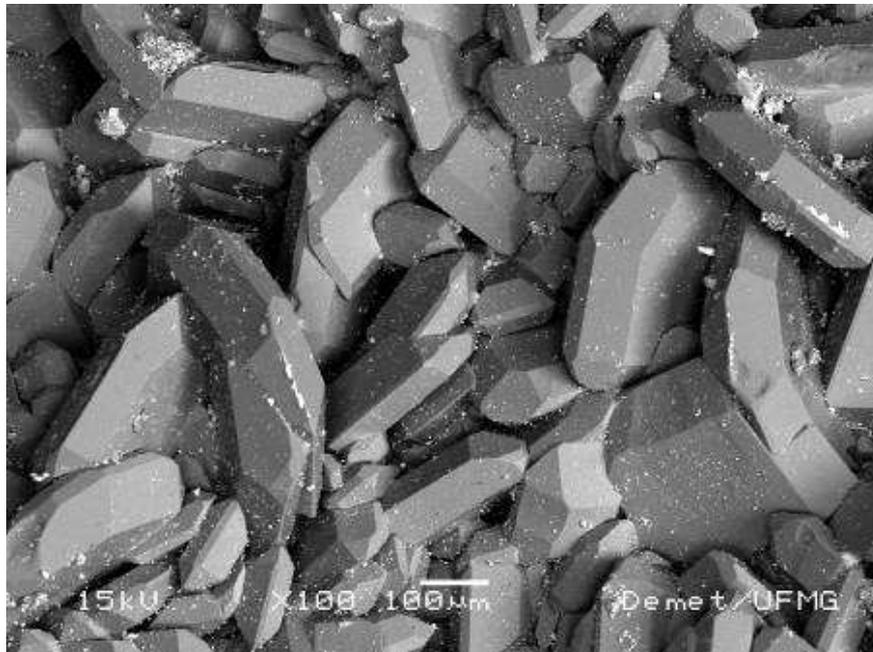


FIGURA 5.11: MEV de cristais inteiros da amostra LL1.

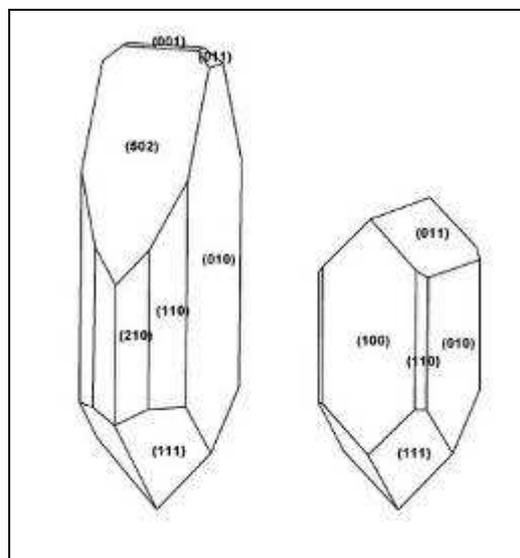


FIGURA 5.12: Hábitos possíveis da senegalita.

De acordo com as análises feitas até então, as áreas removidas aparentemente não apresentaram vestígios de alteração (oxidação) ocorrida após a formação dos cristais e nem a presença significativa de wavellita, que é um mineral que normalmente

apresenta-se na forma terrosa. Nas áreas coletadas descritas a seguir, a característica marcante é a presença de material terroso de coloração marrom a amarelo, onde os cristais são extremamente finos.

Na foto da figura 5.13, referente à amostra CEAQ, pode se observar que o minério tem áreas oxidadas, como na parte superior direita da amostra. Na área removida para análise, os elementos mais abundantes foram o ferro (59,79%), seguido pelo alumínio (14,28%) e pelo fósforo (8,71%). O elemento cobre também foi detectado (1,18%). A granulometria da amostra era bem mais fina, mas com um aumento de 100x foi possível observar vários cristais liberados, com tamanhos de até aproximadamente 150 μ m. Os cristais claros são cristais de hematita e os cristais escuros são fosfatos de alumínio.

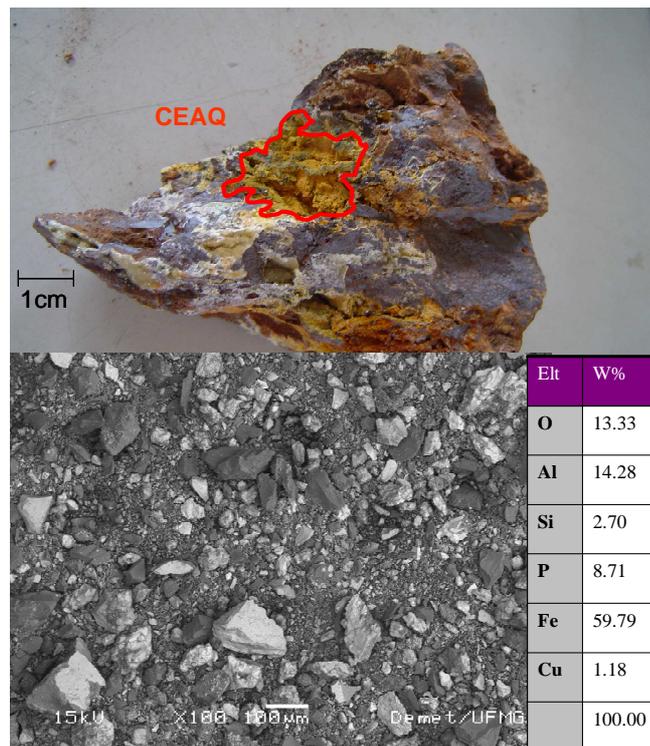


FIGURA 5.13: Área removida denominada CEAQ e análise geral por MEV e EDS.

Na análise por difração de raios-x da área removida denominada CEAQ (figura 5.14) a wavellita foi mais freqüente nesta amostra que nas anteriores. Não foi constatada a presença de turquesa. A goethita foi o mineral de ferro mais freqüente, seguido pela hematita, sendo que a magnetita apareceu apenas como traço.

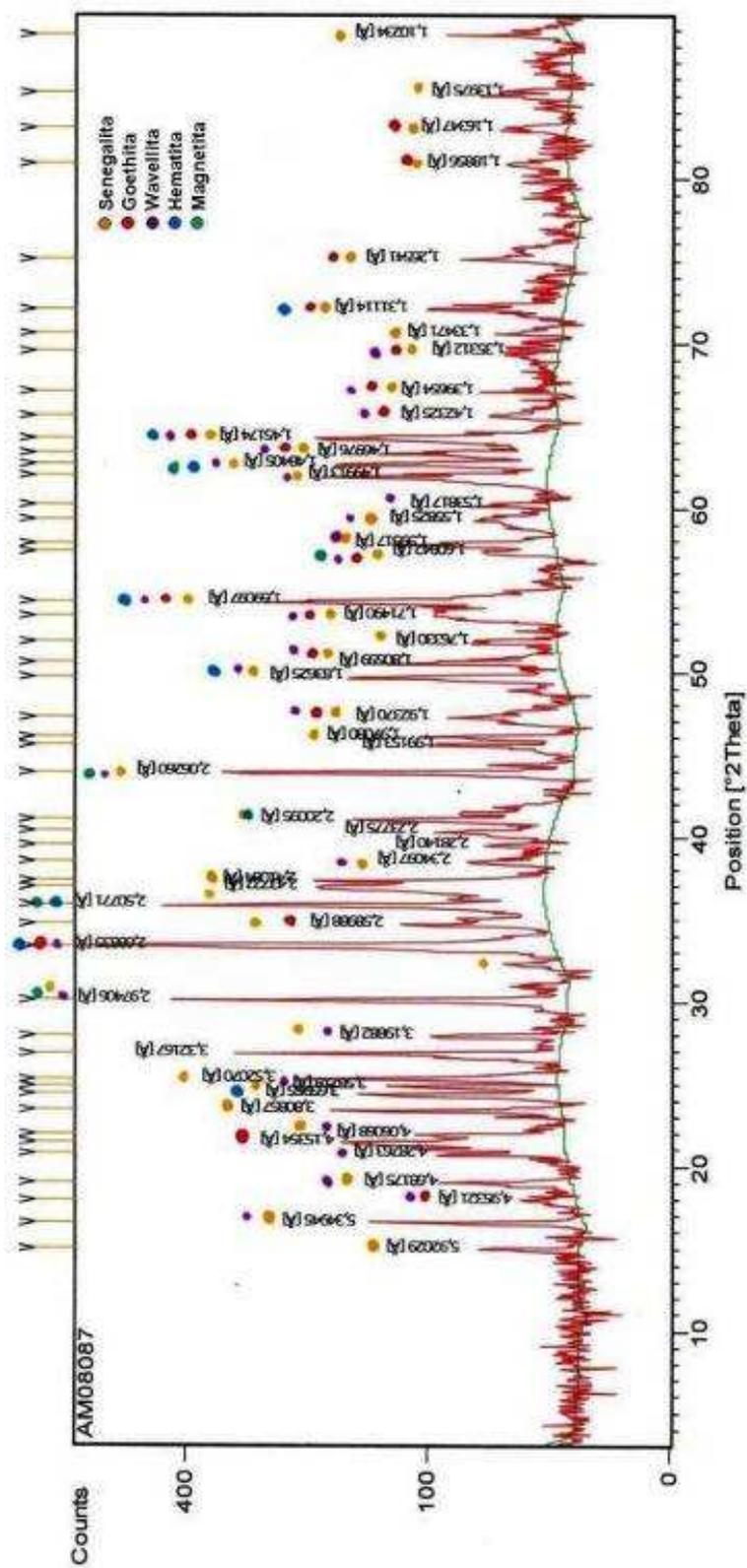


FIGURA 5.14: Análise por difração de raios-X da área removida CEAQ.

A amostra ERJ1 apresentou nitidamente várias áreas oxidadas, como pode ser observado na foto da figura 5.15. Notam-se duas zonas oxidadas com cores diferentes. A área marrom trata-se de óxidos de ferro, pois apresenta traço avermelhado. A área amarelada era forte candidata a ser composta por fosfatos aluminosos, o que foi confirmado por uma análise geral por MEV/EDS da partícula 1. A partícula 2 é um cristal de quartzo, como pode ser visto na análise apresentada na figura 5.16.

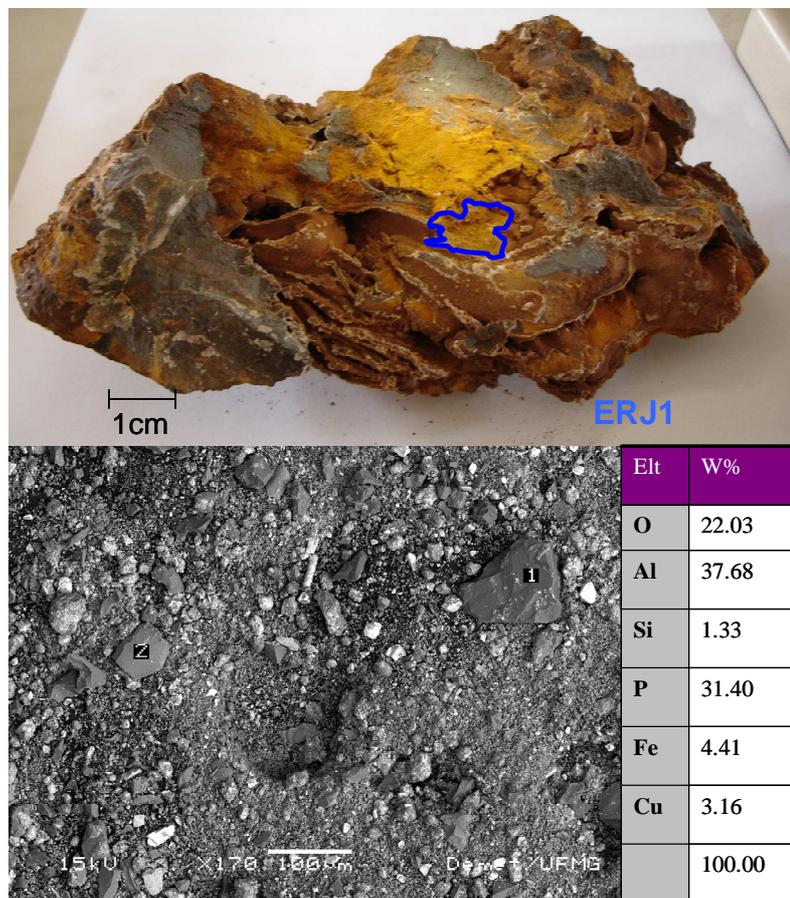


FIGURA 5.15: Área removida denominada ERJ1 e análise por MEV e EDS da partícula 1.

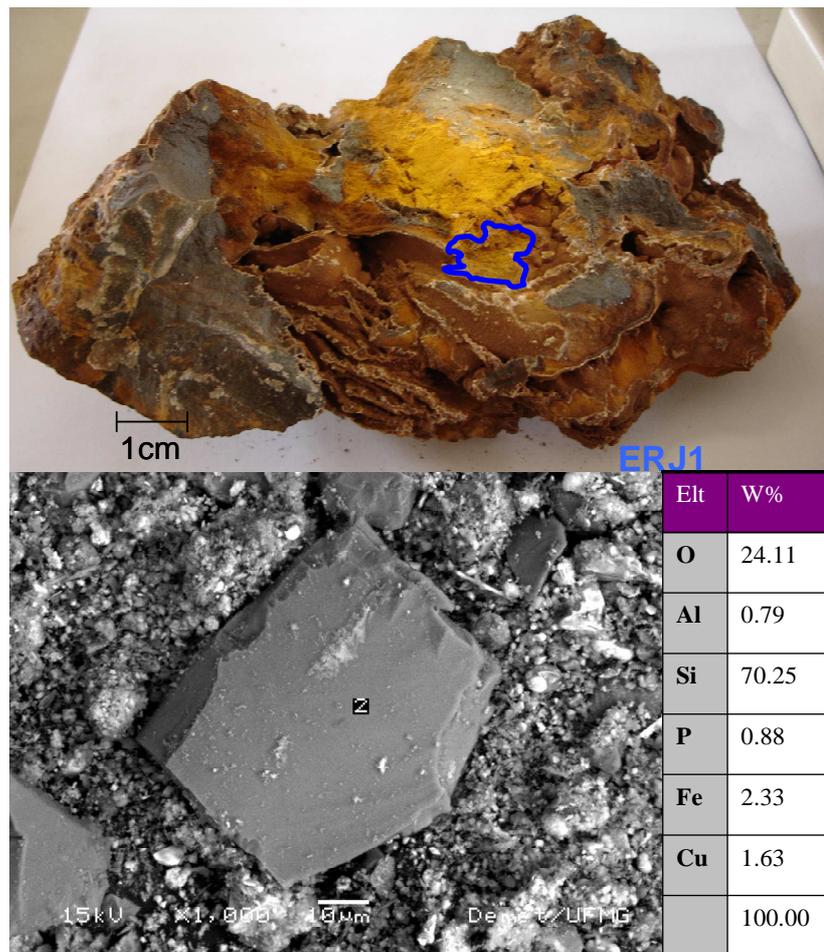


FIGURA 5.16: Área removida denominada ERJ1 e análise por MEV e EDS da partícula 2.

A frequência da goethita no resultado por difração dessa amostra é mostrada na figura 5.17. Os resultados mostram que esse mineral ocorre preferencialmente em zonas alteradas. A senegalita continua presente com a mesma intensidade que nas demais amostras, independentemente delas estarem alteradas ou não. A hematita também foi detectada, porém a magnetita aparece novamente como traço.

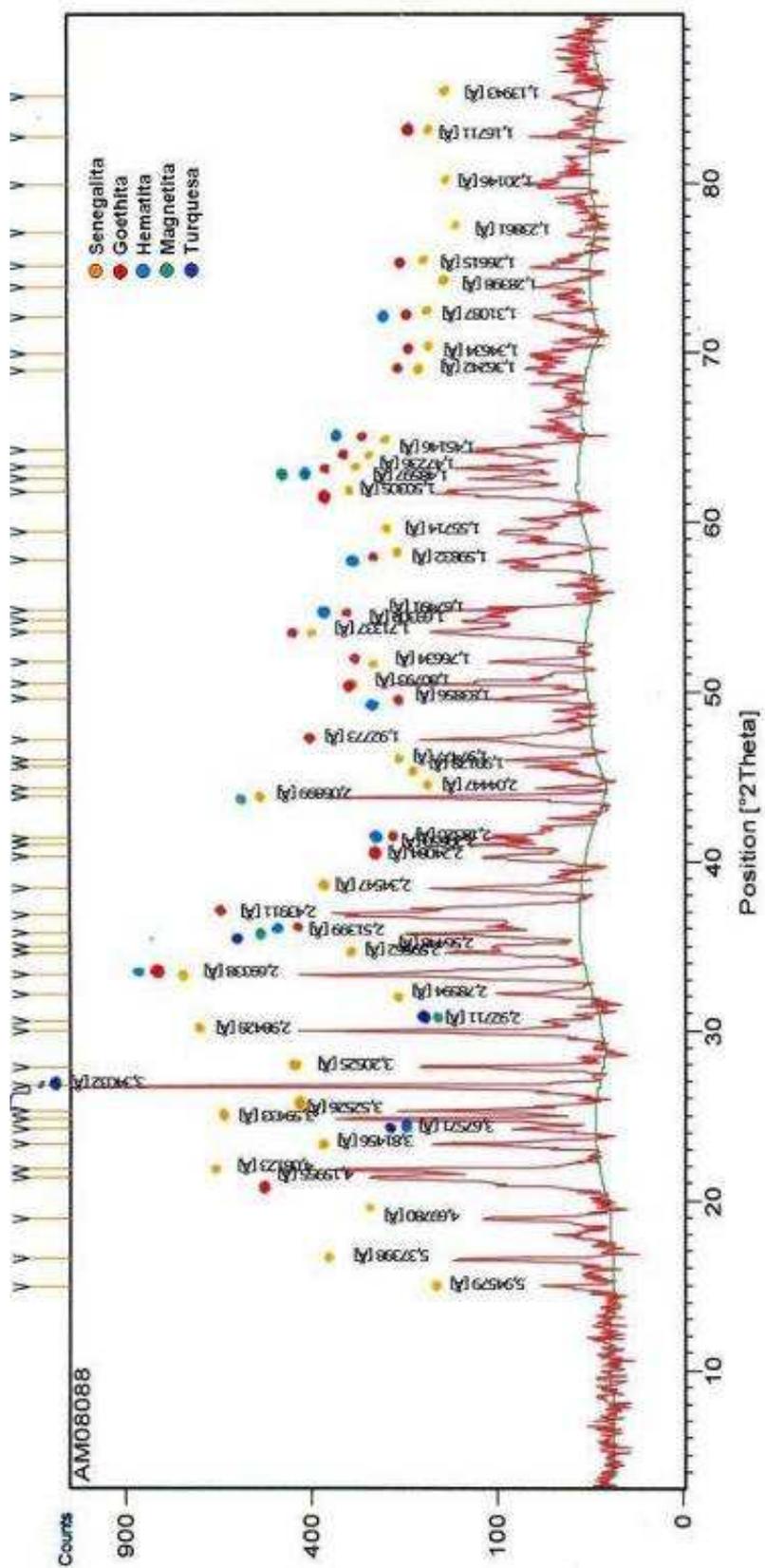


FIGURA 5.17: Análise por difração de raios-X da área removida ERJ1.

A amostra RJ1 é uma área removida do mesmo bloco da amostra ERJ1. Na área analisada por MEV/EDS foi possível identificar um cristal perfeito de senegalita, que pode ser comparado com um dos hábitos apresentados na figura 5.18. O cristal possuía uma dimensão de aproximadamente 12 μ m.

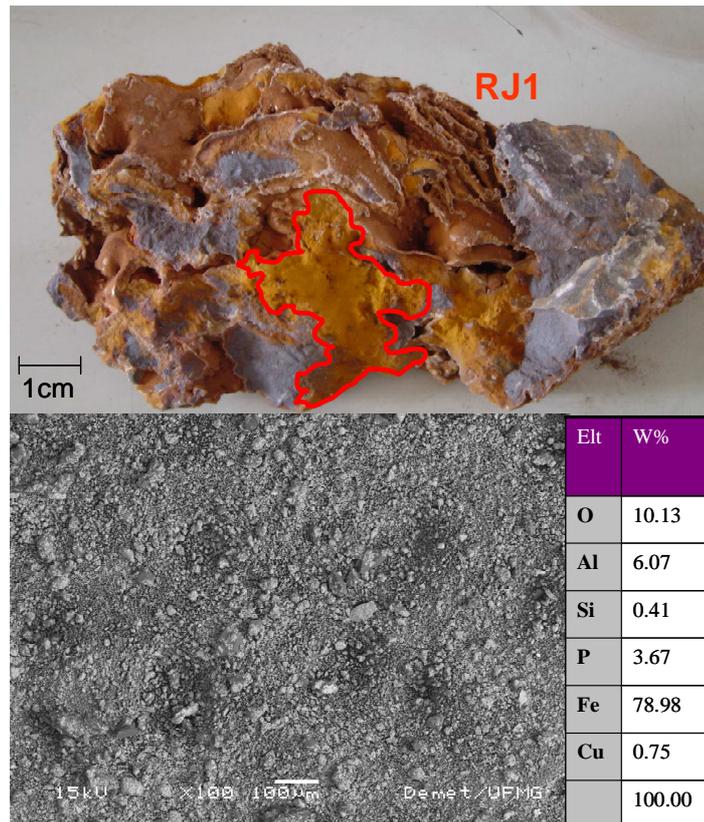


FIGURA 5.18: Área removida denominada RJ1 e análise por MEV e EDS da parte 2.

Também foram realizadas análises por MEV/EDS das frações +0,150 e +0,075mm da amostra após as etapas de britagem e moagem. Na fração de +0,150mm já podem ser notadas algumas partículas liberadas (figura 5.19).

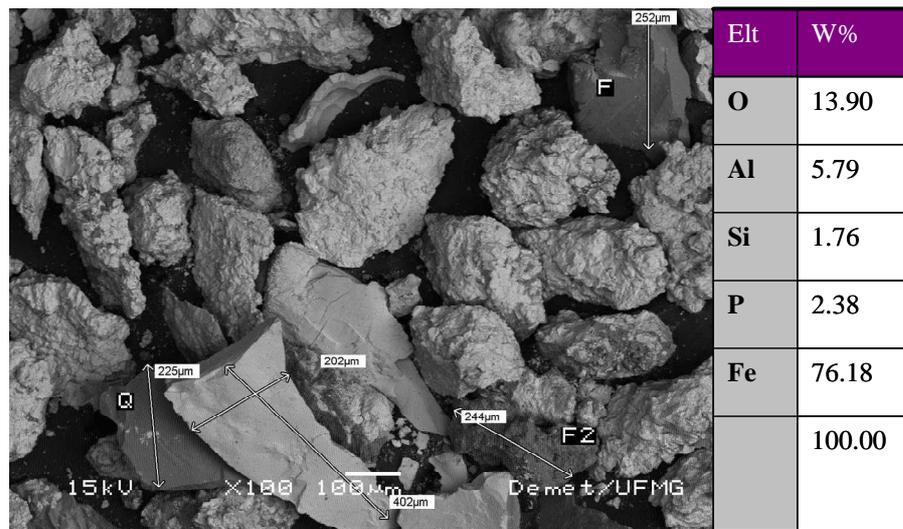


FIGURA 5.19: Análise por MEV e EDS da fração +0,150mm. F = fosfato e Q = quartzo.

Na fração +0,075mm (figura 5.20) o grau de liberação apresentou-se ainda maior, porém algumas partículas mistas observadas só seriam liberadas com uma fragmentação extrema, da ordem de unidades de micrometros.

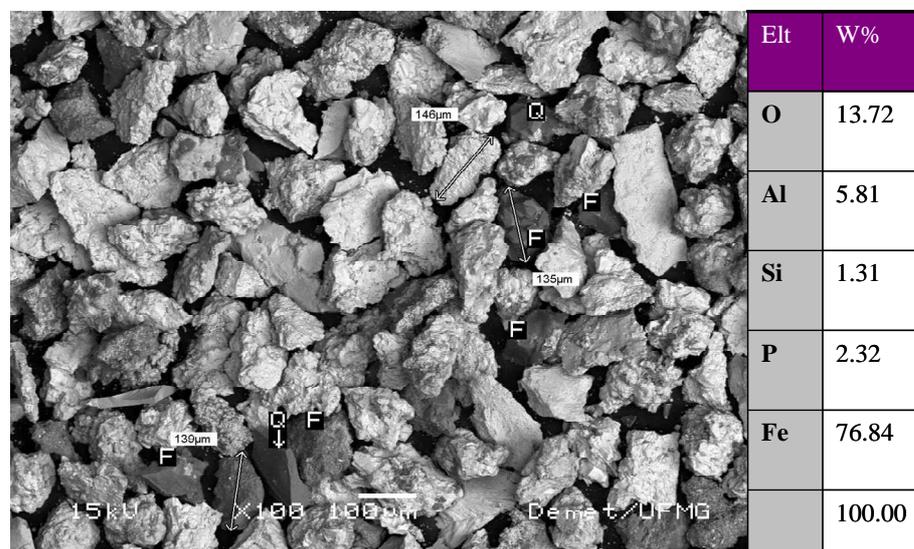


FIGURA 5.20: Análise por MEV e EDS da fração +0,0750mm. F = fosfato e Q = quartzo.

Após a etapa de caracterização, foi possível conhecer a mineralogia da amostra recebida da mina de Jangada. A amostra é constituída por hematita, magnetita e goethita, sendo a hematita o principal constituinte do minério. A ganga é constituída principalmente por senegalita e wavellita, conteúdo pouco quartzo e turquesa.

5.2. Cominuição

Após as britagens primária e secundária, o material ainda apresentava-se excessivamente grosseiro para alimentar a moagem. Cerca de 74% da amostra estava acima de 4,75mm, fazendo-se necessária a britagem terciária. A amostra foi então passada pelo britador de rolos terciário com abertura ajustada em 5mm. Nota-se no gráfico da figura 5.21 que a fração passante em 4,76mm passou de 26,31% para 99,70% após a britagem terciária.

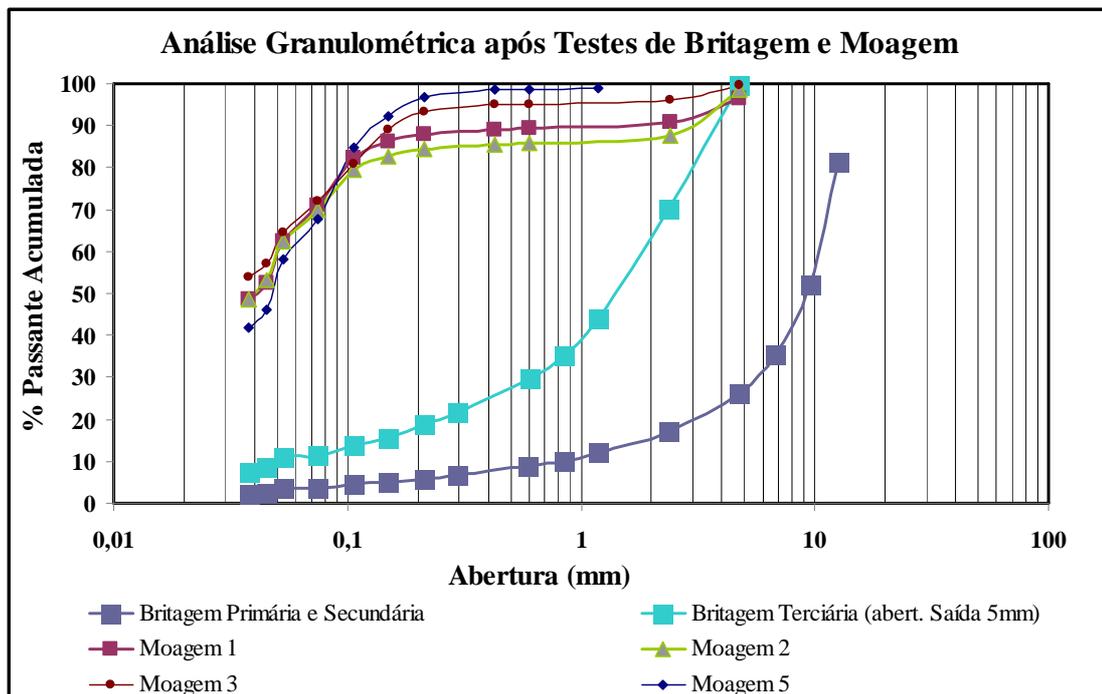


FIGURA 5.21: Análises granulométricas após os primeiros testes de britagem e moagem.

Testes preliminares de moagem foram realizados com a amostra passada pelo britador terciário. O objetivo da moagem era alcançar produtos com aproximadamente

95% < 0,106mm e com a menor porcentagem de finos possível. Conforme ilustrado no gráfico, os testes realizados não apresentaram bons resultados, pois a fração mais grosseira não foi totalmente moída. Algumas variáveis foram modificadas, como o aumento de tempo da moagem de 30 (moagem 2) para 40 minutos (moagem 3). Nas frações entre 0,150 e 2,4mm houve uma melhora na cominuição, mas não foi o suficiente para alcançar a granulometria desejada. Nas moagens 1 e 5 foram alterados a composição da carga moedora e o tempo de moagem. O resultado esperado não foi atingido. Foi observado então que a granulometria de alimentação da moagem precisava ser mais fina, pois os grossos não estavam sendo moídos.

A abertura entre os rolos foi alterada para 2,5mm. A fração passante em 2,36mm aumentou de 70,18% para 94,83%, como pode ser observado na figura 5.22. Não houve aumento significativo na quantidade de finos gerada com o fechamento dos rolos.

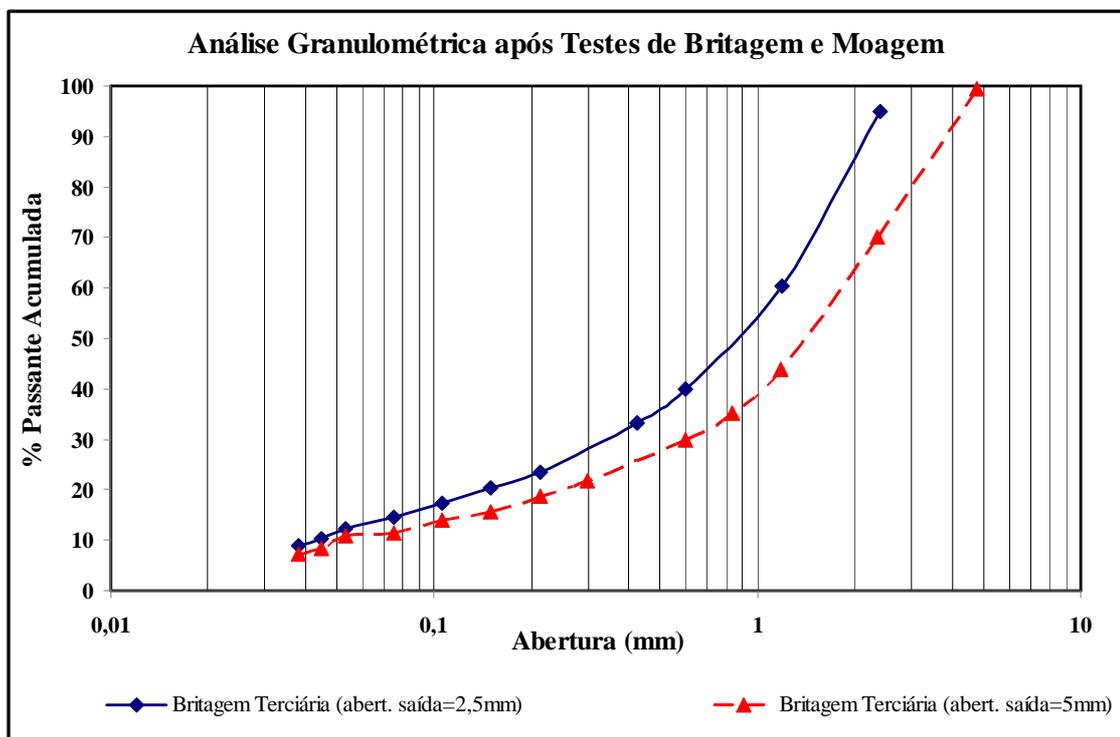


FIGURA 5.22: Análises granulométricas dos testes de britagem terciária com aberturas de saída de 5 e 2,5mm.

O produto da nova britagem seguiu para mais uma seqüência de testes de moagem, onde foram obtidos os melhores resultados. Esses resultados são apresentados na figura 5.23. O teste de cinética de 20 minutos foi o pior desta seqüência, apresentando cerca de 74% <0,106mm. Os melhores resultados foram dos testes de cinética (teste 4) de 30 e 40 minutos e o teste 6, onde a porcentagem passante em 0,106mm superou 91%. O teste de cinética de 30 minutos foi estabelecido como padrão para geração de amostras para as etapas de deslamagem e flotação.

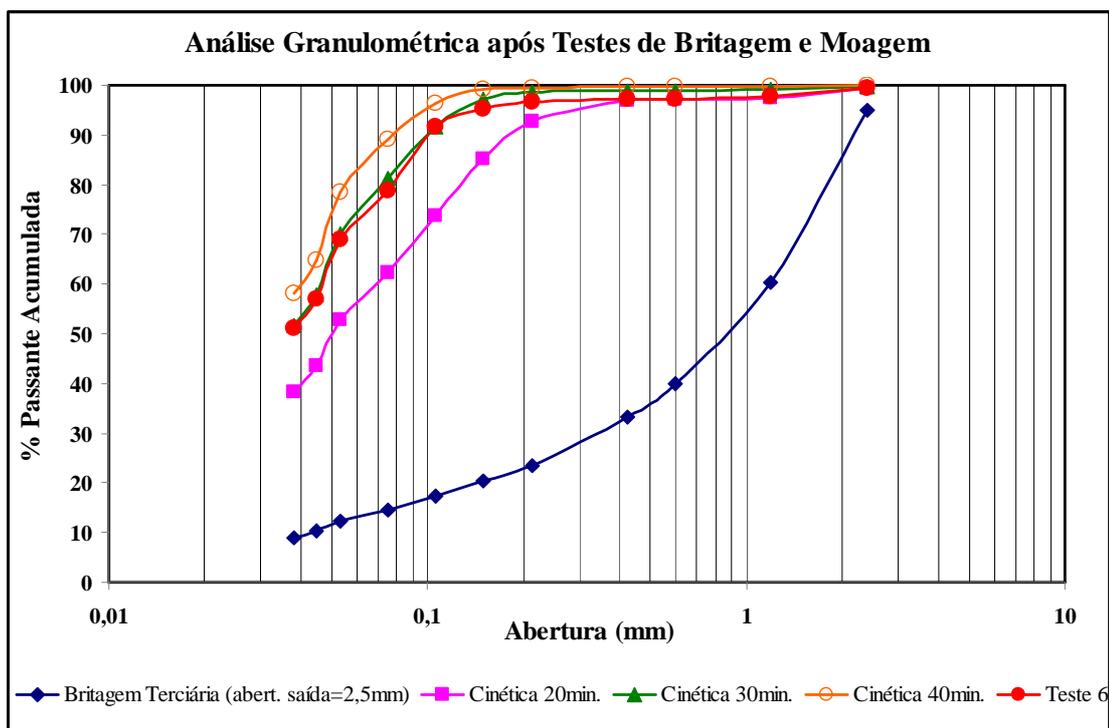


FIGURA 5.23: Análises granulométricas após a segunda seqüência de testes de britagem e moagem.

5.3. Deslamagem

Todos os produtos dos testes de deslamagem foram analisados quimicamente e os resultados são mostrados na tabela V.3.

TABELA V.3: Resultados dos testes de deslamagem

Teste	Produto	Teores (%)					Distribuição (%)						
		%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	PPC	Massa (g)	Massa (%)	%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	PPC
1	Alim. Rec.	62,928	1,465	3,246	0,996	2,246	569,37	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	64,96	1,14	1,95	0,691	1,59	393,31	69,08	71,30	53,77	41,50	47,93	48,91
	Lama	58,40	2,19	6,14	1,677	3,71	176,06	30,92	28,70	46,23	58,50	52,07	51,09
2	Alim. Rec.	63,048	1,406	3,133	0,904	2,375	599,99	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	65,03	1,13	1,98	0,589	2,04	445,17	74,20	76,53	59,63	46,88	48,35	63,72
	Lama	57,35	2,20	6,45	1,809	3,34	154,82	25,80	23,47	40,37	53,12	51,65	36,28
3	Alim. Rec.	63,222	1,388	3,104	0,880	2,310	591,81	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	65,44	1,08	1,85	0,536	1,83	424,69	71,76	74,28	55,85	42,77	43,73	56,85
	Lama	57,59	2,17	6,29	1,753	3,53	167,12	28,24	25,72	44,15	57,23	56,27	43,15
4	Alim. Rec.	62,468	1,589	3,742	0,932	2,768	591,87	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	64,10	1,32	2,81	0,731	2,06	479,80	81,07	83,19	67,35	60,88	63,60	60,33
	Lama	55,47	2,74	7,73	1,791	5,80	112,07	18,93	16,81	32,65	39,12	36,40	39,67
5	Alim. Rec.	63,469	1,346	2,822	0,815	2,785	600,69	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	65,24	1,07	1,84	0,571	2,18	508,20	84,60	86,96	67,27	55,16	59,30	66,22
	Lama	53,74	2,86	8,22	2,153	6,11	92,49	15,40	13,04	32,73	44,84	40,70	33,78
6	Alim. Rec.	62,801	1,529	3,321	0,862	2,926	584,36	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	64,49	1,28	2,46	0,665	2,33	494,40	84,61	86,88	70,81	62,68	65,25	67,38
	Lama	53,52	2,90	8,05	1,946	6,20	89,96	15,39	13,12	29,19	37,32	34,75	32,62
7	Alim. Rec.	63,326	1,435	2,669	0,720	2,639	5939,10	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	64,79	1,18	1,92	0,549	2,17	5435,00	91,51	93,63	75,27	65,82	69,78	75,24
	Lama	47,50	4,18	10,75	2,564	7,70	504,10	8,49	6,37	24,73	34,18	30,22	24,76
8	Alim. Rec.	63,328	1,384	2,755	0,816	2,807	8965,30	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	64,59	1,14	2,06	0,672	2,35	8275,00	92,30	94,14	76,02	69,01	75,98	77,28
	Lama	48,20	4,31	11,09	2,546	8,28	690,30	7,70	5,86	23,98	30,99	24,02	22,72
9	Alim. Rec.	63,276	1,080	3,281	0,761	3,059	5293,60	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	64,64	0,83	2,53	0,60	2,45	4867,50	91,95	93,93	70,70	70,90	72,15	73,66
	Lama	47,70	3,93	11,86	2,63	10,01	426,10	8,05	6,07	29,30	29,10	27,85	26,34
10	Alim. Rec.	63,927	1,051	2,876	0,748	2,995	6008,10	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	65,50	0,77	2,00	0,57	2,31	5401,10	89,90	92,11	65,87	62,52	68,77	69,34
	Lama	49,93	3,55	10,67	2,31	9,09	607,00	10,10	7,89	34,13	37,48	31,23	30,66
11	Alim. Rec.	63,884	0,941	2,958	0,797	2,868	5873,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	65,04	0,73	2,31	0,67	2,40	5394,70	91,86	93,52	71,26	71,73	77,63	76,86
	Lama	50,85	3,32	10,27	2,19	8,15	478,30	8,14	6,48	28,74	28,27	22,37	23,14
12	Alim. Rec.	63,012	1,051	3,489	0,837	3,153	6108,40	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	64,92	0,69	2,42	0,63	2,36	5384,60	88,15	90,82	57,85	61,15	66,39	65,99
	Lama	48,82	3,74	11,44	2,37	9,05	723,80	11,85	9,18	42,15	38,85	33,61	34,01
13	Alim. Rec.	63,686	0,955	3,013	0,840	2,919	5809,70	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	64,85	0,74	2,35	0,71	2,45	5261,20	90,56	92,21	70,15	70,64	76,86	76,00
	Lama	52,52	3,02	9,37	2,06	7,42	548,50	9,44	7,79	29,85	29,36	23,14	24,00
14	Alim. Rec.	64,317	0,969	2,863	0,728	2,966	6008,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	65,56	0,68	2,07	0,591	2,49	5520,70	91,89	93,67	64,50	66,43	74,59	77,14
	Lama	50,23	4,24	11,85	2,281	8,36	487,30	8,11	6,33	35,50	33,57	25,41	22,86
15	Alim. Rec.	63,312	0,966	3,237	0,823	3,118	5975,70	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
	Produto	64,79	0,63	2,34	0,661	2,61	5368,80	89,84	91,94	58,58	64,95	72,17	75,21
	Lama	50,24	3,94	11,17	2,255	7,61	606,90	10,16	8,06	41,42	35,05	27,83	24,79

Os três primeiros testes apresentaram uma redução razoável do teor em fósforo, gerando produtos com até 0,536% deste elemento. A recuperação de fósforo e de alumina na lama foi superior a 50%. Nestes testes houve grandes perdas em massa, de 25 a 30%. Análises granulométricas das lamas foram realizadas para verificação do corte de tamanho nesta etapa. Ressalta-se que as três deslamagens foram alimentadas com o produto do teste de 40 minutos de cinética de moagem, que apresentou cerca de 60% passante em 0,038mm. Os resultados da análise granulométrica das lamas podem ser observados na figura 5.24.

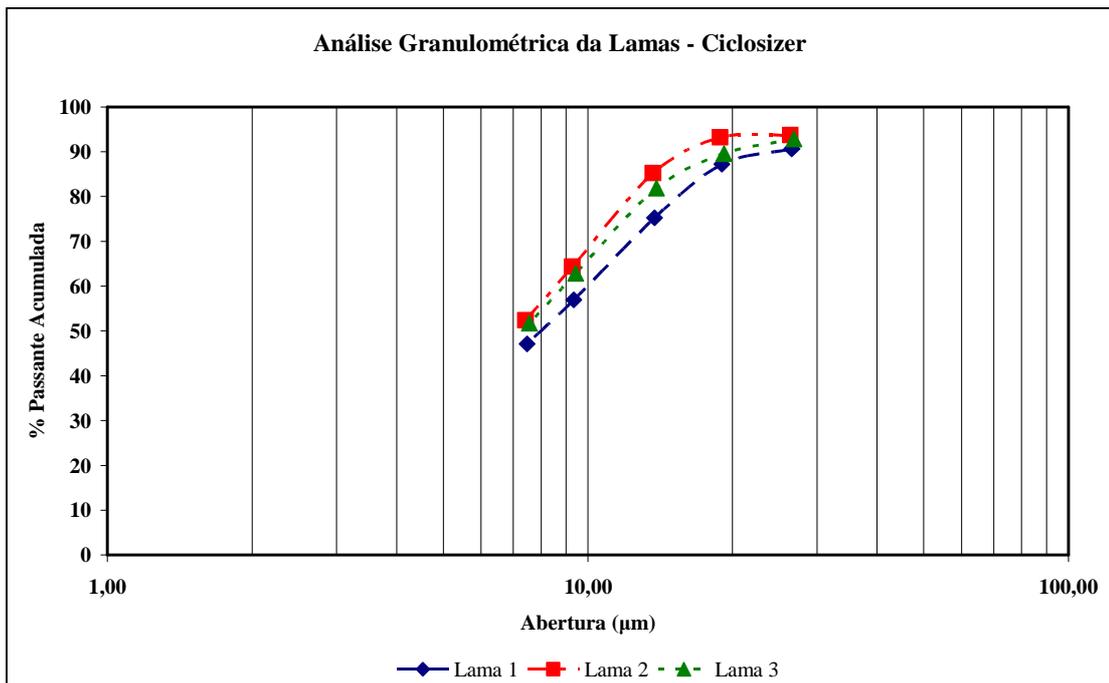


FIGURA 5.24: Análises granulométricas das lamas dos testes 1, 2 e 3 de deslamagem.

O corte foi feito em aproximadamente 0,028mm, o que é considerado alto para deslamagem em minérios de ferro. Os produtos desses testes ainda apresentaram lama durante testes de flotação realizados. Novos testes foram realizados para minimizar o corte, reduzir a massa de lama para cerca de 10% e melhorar a qualidade do produto. A etapa de escrubagem foi então adicionada ao planejamento para desagregar e melhorar a dispersão das partículas. O número de etapas também foi reduzido. Os testes 4 e 5 apresentaram 18,9 e 15,4% de lama, respectivamente. O teor em fósforo no produto 4 foi maior (0,731%), mostrando uma baixa seletividade do teste.

A massa de lama foi reduzida a partir do teste 7 para valores inferiores a 10%. Essa redução foi proporcionada pelo aumento do tempo de sedimentação de 10 para 12 minutos e da redução de três para dois estágios. A partir dessas condições, a alumina presente nas lamas apresentou teores elevados, superiores a 10%.

O silicato de sódio foi testado para melhorar a dispersão da lama na polpa e aumentar a seletividade da deslamagem. A dispersão da lama na polpa melhorou significativamente, possibilitando a deslamagem em um ou dois estágios.

A partir do gráfico de seletividade apresentado na figura 5.25 e dos resultados já analisados, observa-se que a deslamagem não foi uma etapa que reduziu significativamente o teor de fósforo na amostra. Este fato está de acordo com a mineralogia do fósforo na amostra, predominantemente na forma de minerais que não possuem exclusivamente dimensões muito pequenas.

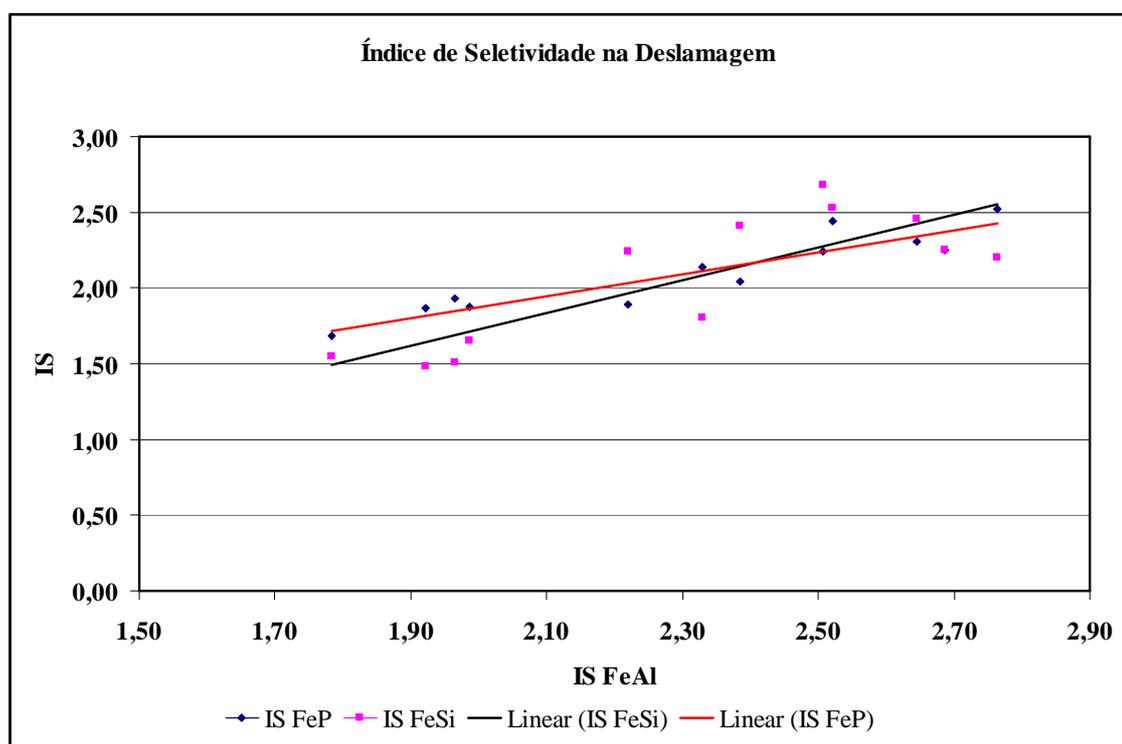


FIGURA 5.25: Índice de seletividade dos testes de deslamagem.

5.4. Testes de Microflotação

Testes de microflotação da hematita e da wavellita com coletores aniônicos foram executados para conhecimento qualitativo de comportamento desses minerais na presença de cada reagente na faixa de pH alcalina. Os testes experimentais tiveram caráter exploratório, visando à busca de informações sobre a existência de seletividade entre a hematita e a wavellita. As informações obtidas serviram para a escolha da faixa de pH e de concentrações a serem usadas nos testes de flotação em bancada.

5.4.1. Microflotação da Hematita

De acordo com o gráfico da figura 5.26, verifica-se que a flotabilidade da hematita é 100% entre pH 9 e pH 10 para os reagentes Hidrocol, óleo de arroz e Berol, na concentração de 10mg/L. A flotabilidade da hematita com o Hidrocol permanece superior a 90% até pH 11,5, caindo para 82% em pH 12. Com o Berol e também com o óleo de arroz a flotabilidade cai acentuadamente acima de pH 10,5. A flotabilidade da hematita é superior a 90% de pH 9 a pH 12 com o reagente *tall oil*. O Emulgin apresenta-se como pior coletor comparado com os demais. A flotabilidade máxima da hematita é de 88% com Emulgin entre pH 9 e pH 9,5 e cai para 75% acima de pH 11.

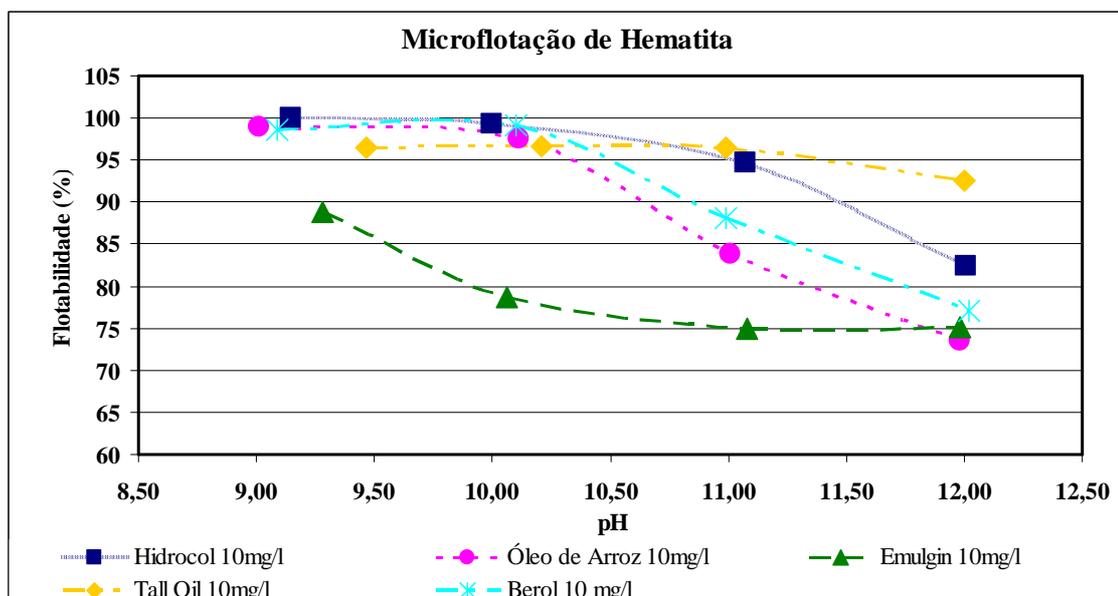


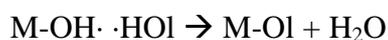
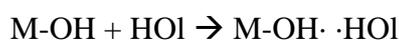
FIGURA 5.26: Microflotação da hematita com coletores óleo de arroz, Hidrocol, *tall oil*, Berol e emulgin em pH alcalino.

Todos os reagentes usados são aniônicos, com exceção do Berol que é anfotérico. Porém, na faixa de pH estudada o Berol age como coletor aniônico, mais precisamente como um ácido graxo (OLIVEIRA, 2007). O mecanismo de interação desses reagentes e a superfície da hematita é uma quimissorção.

Os ácidos graxos são os reagentes mais utilizados na flotação de minerais levemente solúveis. Em solução aquosa eles sofrem dissociação de acordo com a equação a seguir:



A espécie aquosa é a forma molecular e a outra espécie (R-COO^-) é a espécie iônica. A predominância da forma molecular ou iônica é função do pH da solução. Em faixa de pH ácido, a predominância é da espécie molecular, enquanto em pH alcalino a espécie iônica é dominante. Segundo PECK *et al.* (1966) as reações da hematita com ácido oléico podem ser expressas pelas seguintes equações:



Onde M-OH é a superfície mineral com água adsorvida quimicamente, HOI é o ácido oléico e M-OI é a superfície mineral com o coletor adsorvido também quimicamente. A reação entre a superfície da hematita e o ácido oléico é caracterizada pela expulsão de hidroxilas da superfície do mineral.

Os gráficos mostrados a seguir são referentes aos testes realizados com silicato de sódio na concentração $5 \times 10^{-3} \text{M}$ e com os coletores apresentados anteriormente.

De acordo com o gráfico da figura 5.27, observa-se que a flotabilidade da hematita com Berol cai bruscamente com o uso do silicato de sódio. Sem o uso do silicato, conforme visto anteriormente, a flotabilidade da hematita é máxima entre pH 9 e 10 para o Berol, enquanto a adição de silicato deprime a hematita. A flotabilidade tem um leve aumento acima de pH 10,5, chegando a 20% em pH 12. A flotabilidade da hematita com silicato e Hidrocol é superior a 20% em pH 9 e aumenta significativamente a partir de pH 11, chegando a 70% em pH 12.

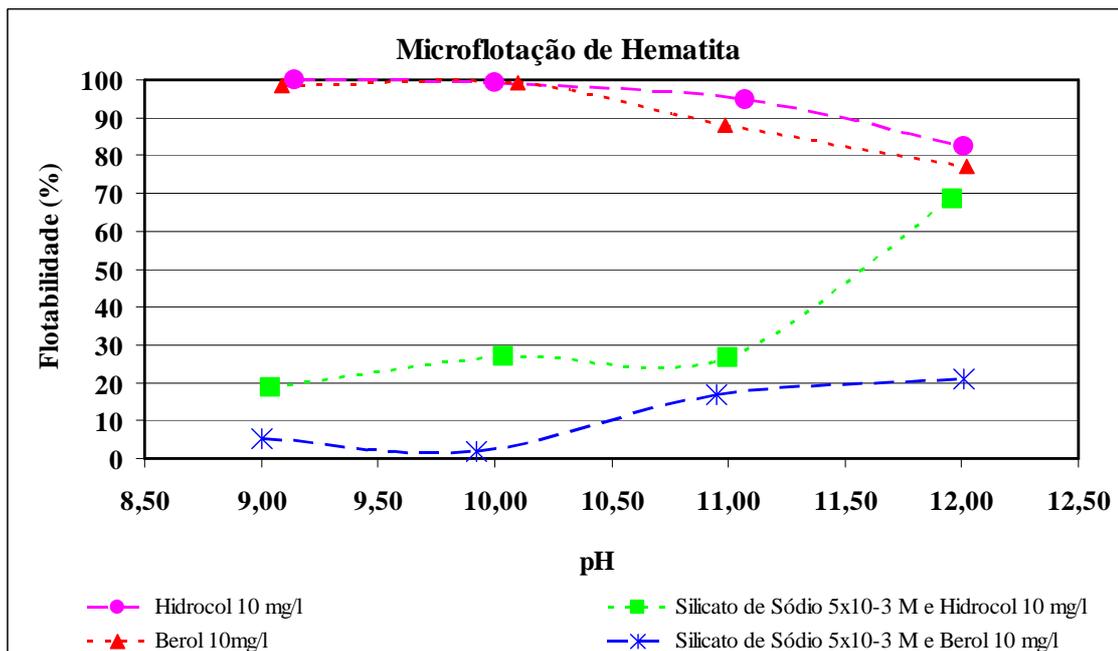


FIGURA 5.27: Microflotação da hematita com os coletores Hidrocol e Berol na ausência e na presença de silicato de sódio.

A flotabilidade da hematita com o óleo de arroz também é máxima entre pH 9 e pH 10 e cai significativamente a partir de pH 9 com a adição de silicato de sódio, como pode ser visto na figura 5.28. A flotabilidade é inferior a 20% nessas condições. Para os demais reagentes, que são o *tall oil* e o Emulgin, com o uso do silicato, a hematita é também deprimida, apresentando flotabilidade inferior a 10% para o coletor Emulgin e silicato em toda faixa de pH estudada. A flotabilidade é ligeiramente superior com o uso de *tall oil* e silicato na mesma faixa de pH.

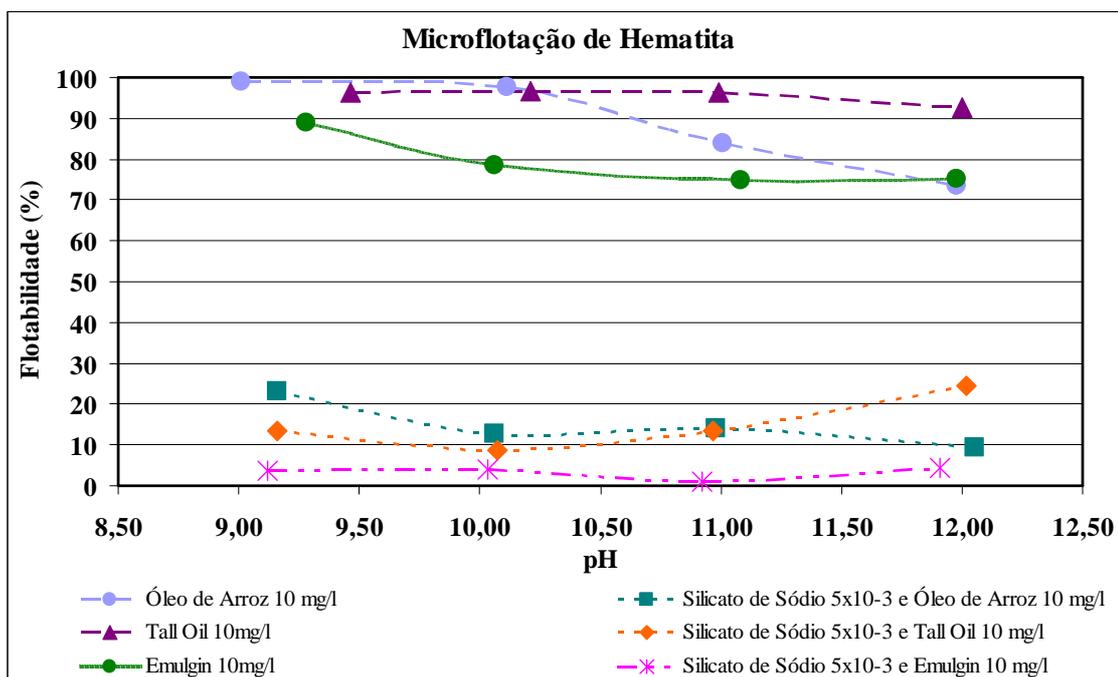


FIGURA 5.28: Microflotação da hematita com os coletores óleo de arroz, *tall oil* e Emulgin na ausência e na presença de silicato de sódio.

O efeito depressor do silicato na hematita ficou nítido com os resultados obtidos, o que já era esperado devido aos dados da literatura. Foi estudado então o efeito da variação da concentração do silicato de sódio na flotabilidade da hematita com os mesmos coletores avaliados.

De acordo com o gráfico da figura 5.29, observa-se que na concentração de $5 \times 10^{-5} \text{M}$ de silicato de sódio, a flotabilidade da hematita com Hidrocol foi superior a 85%. Para os coletores *tall oil*, Berol e Emulgin nessa mesma concentração de silicato, a flotabilidade da hematita ficou entre 40 e 50% e para o óleo de arroz, a flotabilidade foi inferior a 20%. Para a concentração de $5 \times 10^{-4} \text{M}$ a flotabilidade da hematita com o Hidrocol caiu acentuadamente para menos de 60%. Para as concentrações acima de $5 \times 10^{-3} \text{M}$ a flotabilidade da hematita é inferior a 20% para os reagentes Hidrocol, Berol, *tall oil* e óleo de arroz. Para o Emulgin, a flotabilidade cai de maneira mais suave, chegando a 30% para $5 \times 10^{-2} \text{M}$ de silicato de sódio.

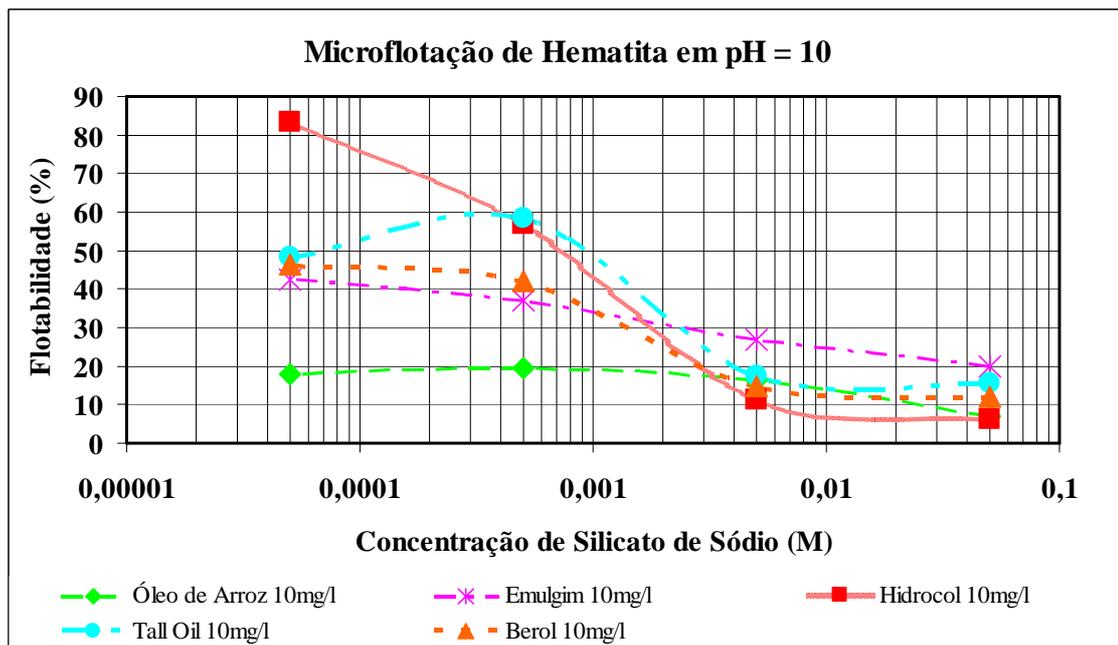


FIGURA 5.29: Microflotação da hematita com os coletores óleo de arroz, Berol, Hidrocol, Emulgin e *tall oil* na presença de diferentes concentrações de silicato de sódio.

5.4.2. Microflotação da Wavellita

A flotabilidade da wavellita também foi avaliada na presença dos coletores Hidrocol, Emulgin, óleo de arroz, Berol e *tall oil* na ausência e na presença de silicato de sódio.

Sabe-se que a adsorção de ácidos graxos na superfície de minerais levemente solúveis, como a apatita, ocorre por mecanismos químicos, onde ocorre a precipitação de um sal insolúvel de ácido graxo na superfície do mineral, tornando-o hidrofóbico. Assim como a hematita e como a maior parte dos minerais, a apatita apresenta carga superficial negativa em pH alcalino, sendo improvável também um mecanismo de adsorção eletrostático. O mesmo mecanismo pode ser válido para a wavellita.

Os resultados dos testes de microflotação da wavellita com os reagentes aniônicos podem ser observados no gráfico da figura 5.30. A flotabilidade da wavellita foi máxima entre pH 11 e 12 para os coletores *tall oil* e Hidrocol, reagentes largamente empregados na flotação direta de fosfatos. Para o *tall oil* a flotabilidade da wavellita é

mais baixa entre pH 9 e 10, estando entre 60 e 70%. A flotabilidade da wavellita cai de 60% em pH 9 para 20% em pH 12 com o uso do reagente Berol. Os resultados com o Emulgin são ainda piores, estando abaixo de 30% acima de pH 10. Com o óleo de arroz a flotabilidade da wavellita aumenta de 30% em pH 9,8 para 85% em pH 10,8. O Hidrocol apresenta-se como melhor coletor ao longo da faixa de pH estudada.

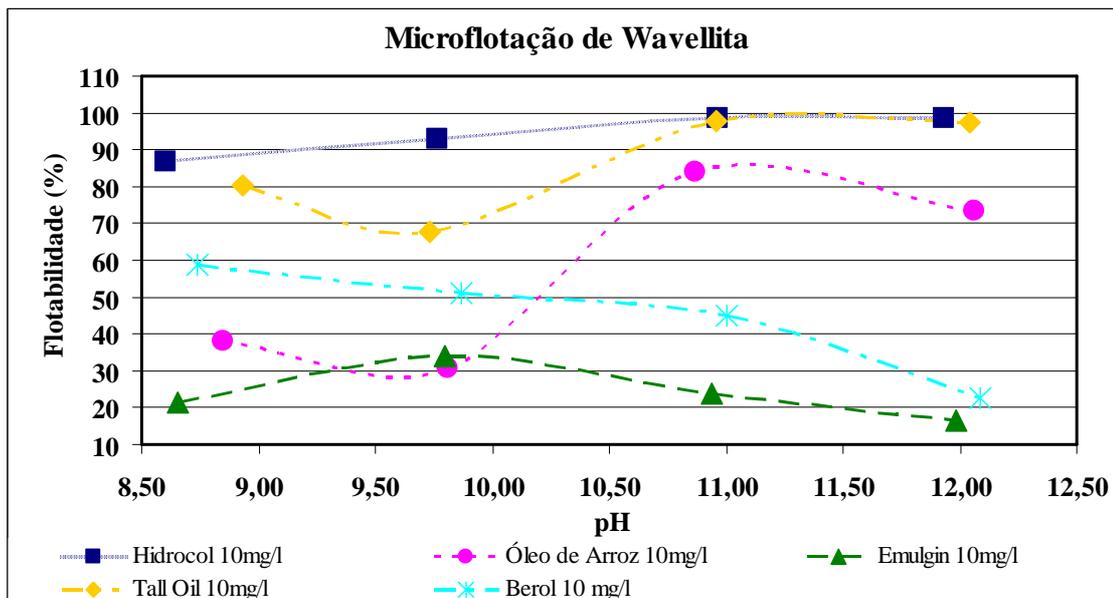


FIGURA 5.30: Microflotação da wavellita com coletores óleo de arroz, Hidrocol, *tall oil*, Berol e emulgin em pH alcalino.

Os resultados dos testes de microflotação da wavellita com os reagentes Hidrocol e Berol na presença de silicato de sódio são apresentados no gráfico da figura 5.31. O efeito da presença do silicato de sódio foi avaliado. Em pH 9,8 a flotabilidade da wavellita foi superior a 90% com o Hidrocol na ausência de silicato, caindo para 55% na presença de $5 \times 10^{-3} \text{M}$ de silicato de sódio. Nessas mesmas condições para o Hidrocol em pH 10,8 a flotabilidade é superior a 80%. A flotabilidade da wavellita com Berol e na presença de silicato de sódio foi inferior a 40% ao longo da faixa de pH alcalino.

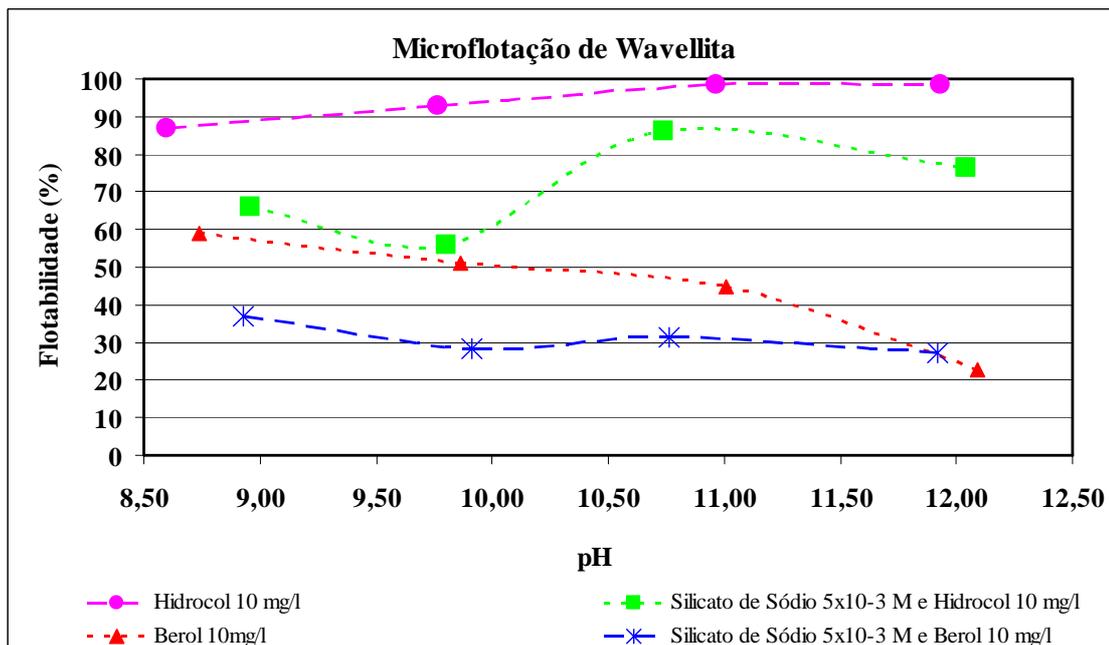


FIGURA 5.31: Microflotação da wavellita com os coletores Hidrocol e Berol na ausência e na presença de silicato de sódio.

No gráfico da figura 5.32 são apresentados os resultados de microflotação com Emulgin, óleo de arroz e *tall oil* na presença do silicato de sódio. Com o reagente Emulgin na presença de silicato de sódio $5 \times 10^{-3} \text{M}$ a flotabilidade da wavellita foi inferior a 40% acima de pH 9. Observa-se uma ligeira inversão das curvas com e sem silicato de sódio acima de pH 9,8. A flotabilidade da wavellita com o *tall oil* na presença de silicato de sódio é superior a 80% acima de pH 10,3. Com o óleo de arroz, a wavellita tem sua flotabilidade reduzida de 85% em pH 10,8 na ausência de silicato para 60% na presença deste. Em pH 12, a flotabilidade passa para 80%.

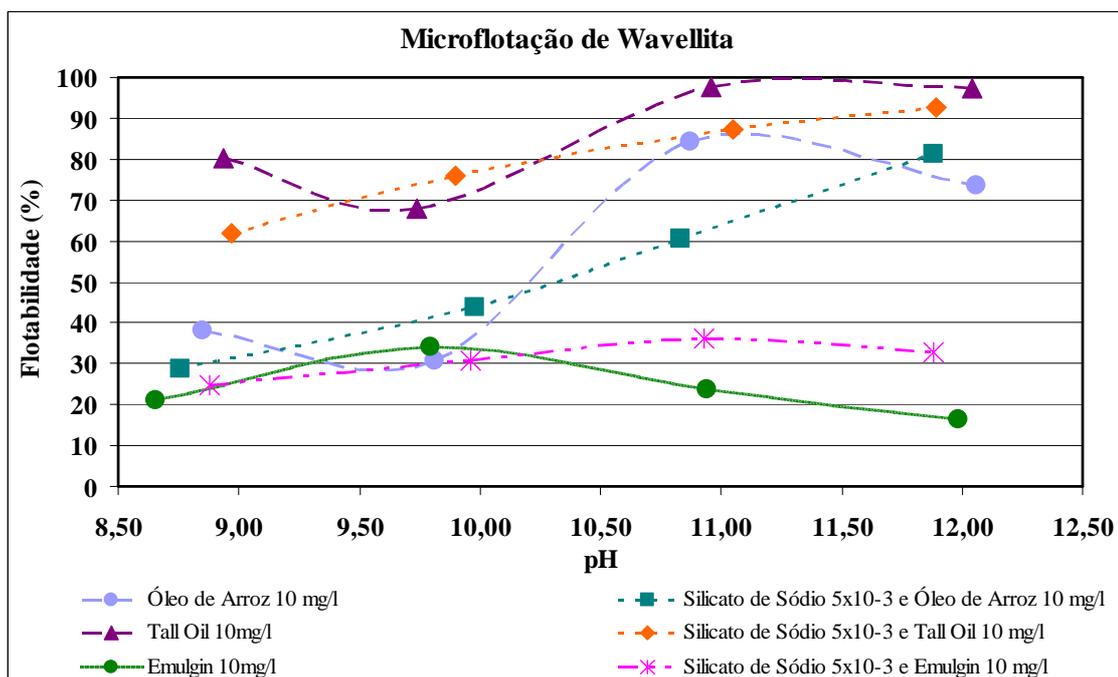


FIGURA 5.32: Microflotação da wavellita com os coletores óleo de arroz, *tall oil* e Emulgin na ausência e na presença de silicato de sódio.

Nota-se que o silicato diminui a flotabilidade da wavellita com o uso desses reagentes. Estudou-se o efeito da variação da concentração de silicato na flotabilidade da wavellita com os mesmos reagentes.

A variação na concentração de silicato de sódio não alterou de forma significativa as flotabilidades da wavellita com os coletores óleo de arroz, Emulgin e Berol, como pode ser observado na figura 5.33. Um aumento na concentração de silicato de sódio de 5×10^{-4} para 5×10^{-3} M elevou a flotabilidade da wavellita de 60% para 80% com o Hidrocol. Para o *tall oil*, a flotabilidade máxima da wavellita foi obtida com 5×10^{-4} M de silicato de sódio.

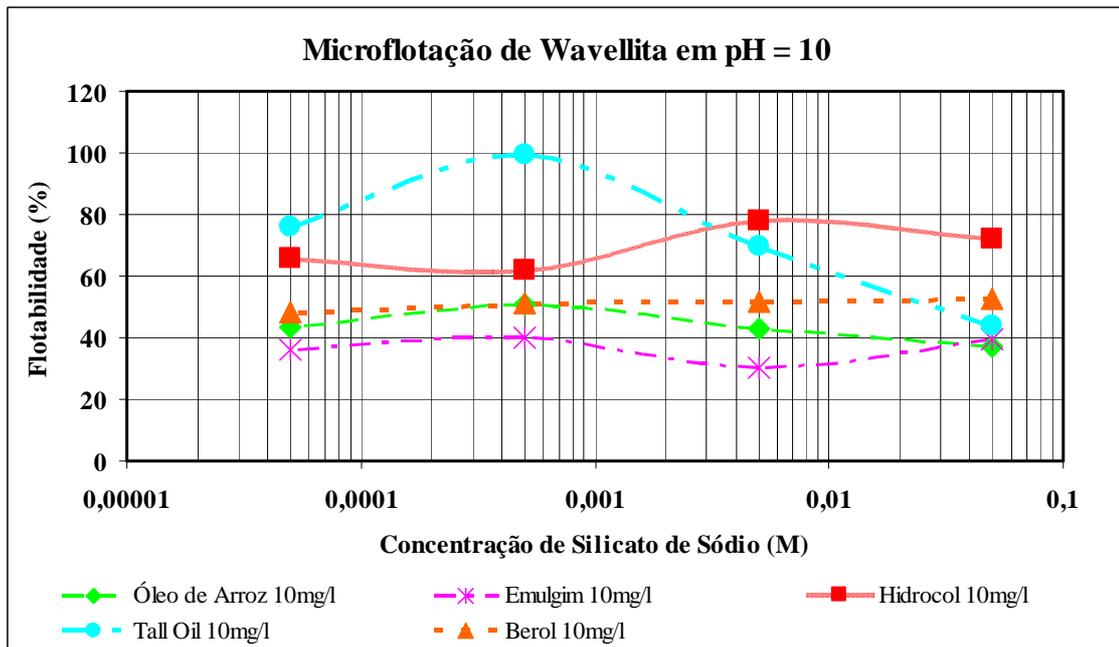


FIGURA 5.33: Microflotação da wavellita com os coletores óleo de arroz, Berol, Hidrocol, Emulgin e *tall oil* na presença de diferentes concentrações de silicato de sódio.

Como o objetivo de visualizar se existe alguma janela de seletividade entre a wavellita e a hematita com o emprego de reagentes aniônicos e com o uso de silicato de sódio como depressor de hematita, plotaram-se as curvas dos reagentes com o uso de silicato para a wavellita e hematita num mesmo gráfico.

Para o reagente Berol, a seletividade maior está em pH 9. A hematita é bem deprimida, porém a flotação da wavellita indica que o Berol não seria um reagente efetivo na remoção do fósforo de minérios de ferro contaminado com wavellita na faixa de pH alcalina (figura 5.34).

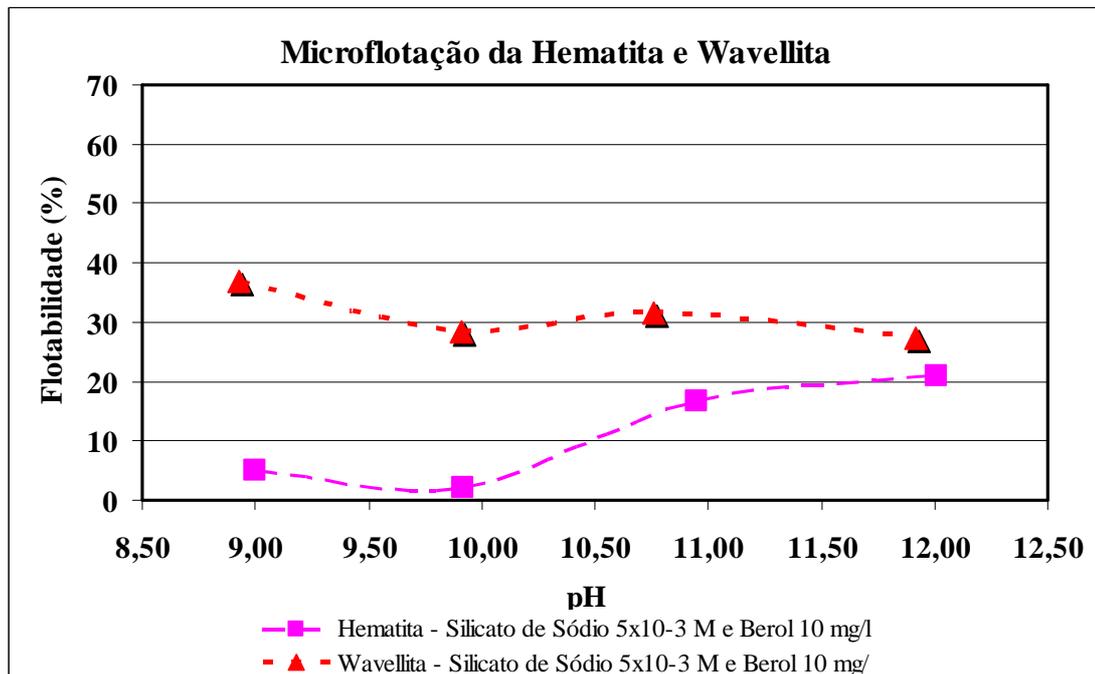


FIGURA 5.34: Microflotação da hematita e da wavellita na presença do silicato de sódio e do coletor Berol.

O Hidrocol apresentou uma janela de seletividade entre a hematita e a wavellita entre pH 10,5 e 11, como mostrado na figura 5.35. Esse reagente parece ser uma alternativa para redução do teor de fósforo de minérios de ferro.

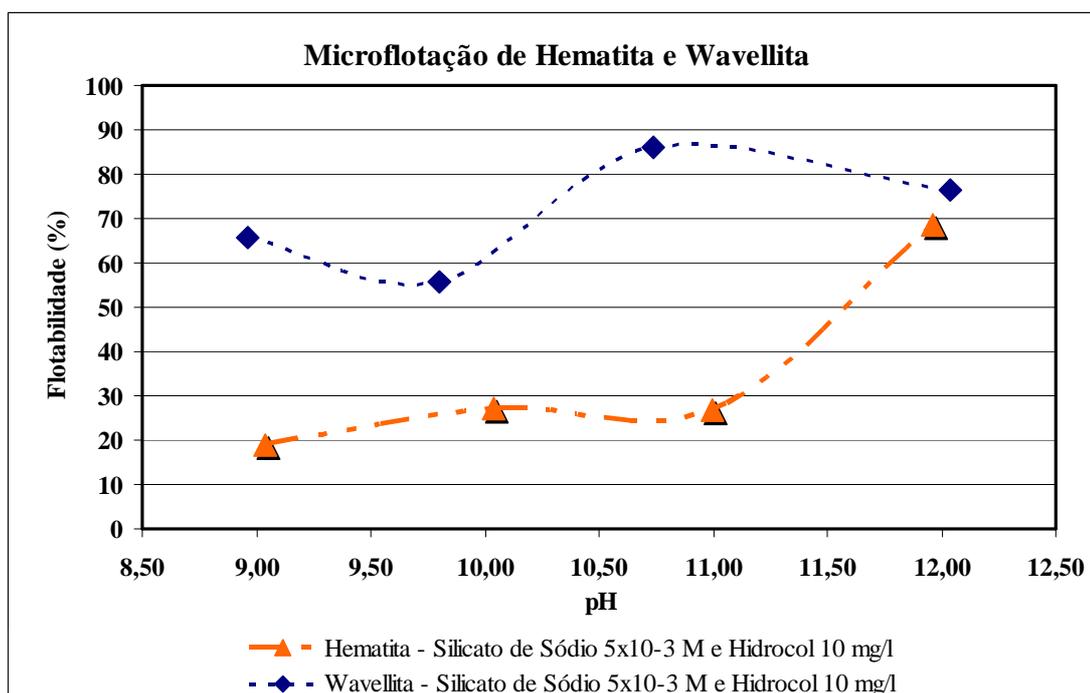


FIGURA 5.35: Microflotação da hematita e da wavellita na presença do silicato de sódio e do coletor Hidrocol.

De acordo com a figura 5.36, para o óleo de arroz a janela de seletividade existente entre os dois minerais se dá em pH altamente alcalino. Esse também poderia ser um reagente potencial para remoção do fósforo, porém a necessidade de condições extremamente alcalinas pode inviabilizar tecnicamente e economicamente o processo.

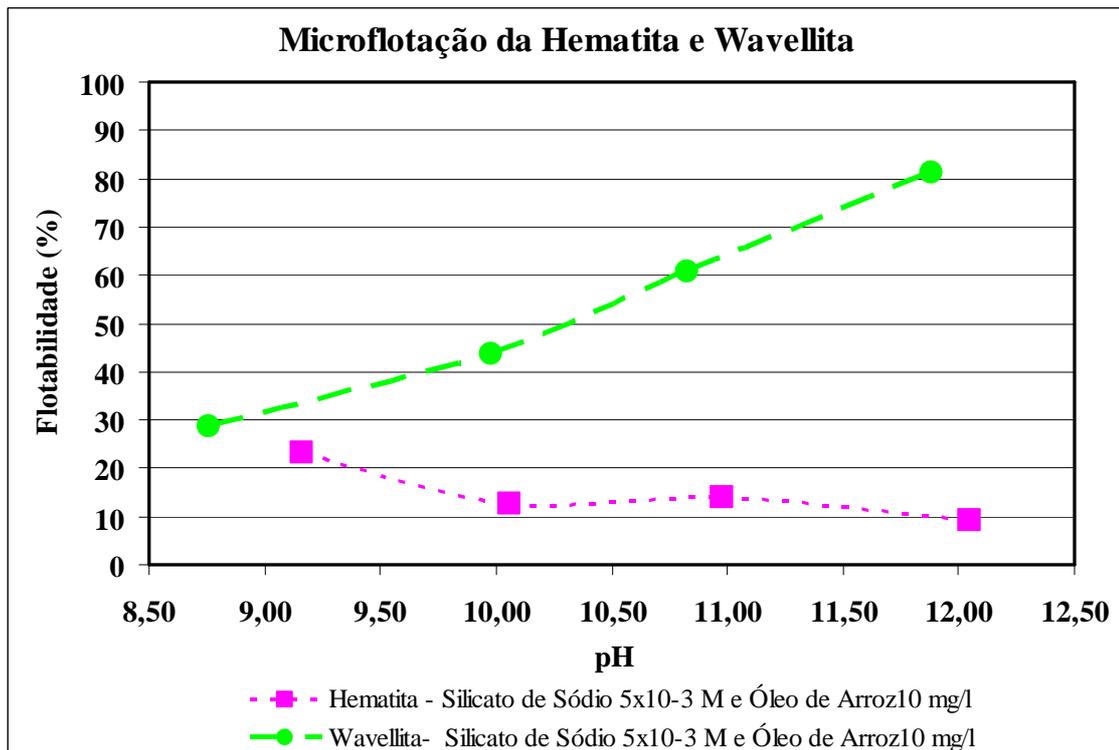


FIGURA 5.36: Microflotação da hematita e da wavellita na presença do silicato de sódio e do coletor óleo de arroz.

Assim como o Hidrocol, o *tall oil* apresentou uma nítida janela de seletividade entre a hematita e a wavellita, como pode ser visto na figura 5.37. Também é outro reagente potencial para a remoção de fósforo. Ressalta-se que a seletividade se dá entre a wavellita e a hematita, não sendo necessariamente os bons coletores para wavellita também bons coletores para outros fosfatos secundários.

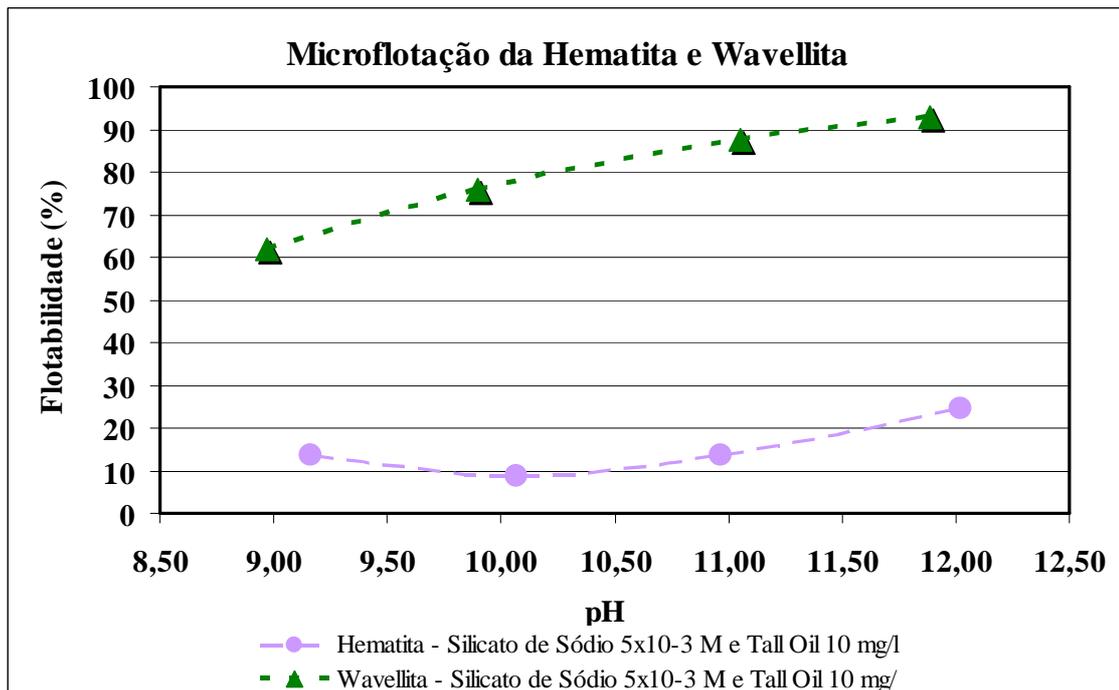


FIGURA 5.37: Microflotação da hematita e da wavellita na presença do silicato de sódio e do coletor *tall oil*.

De acordo com o gráfico da figura 5.38, parece existir certa seletividade entre a wavellita e a hematita com o uso do Emulgin, porém o máximo de flotabilidade da wavellita é de 36% em pH 11. Esse reagente parece não ter eficiência na remoção do fósforo.

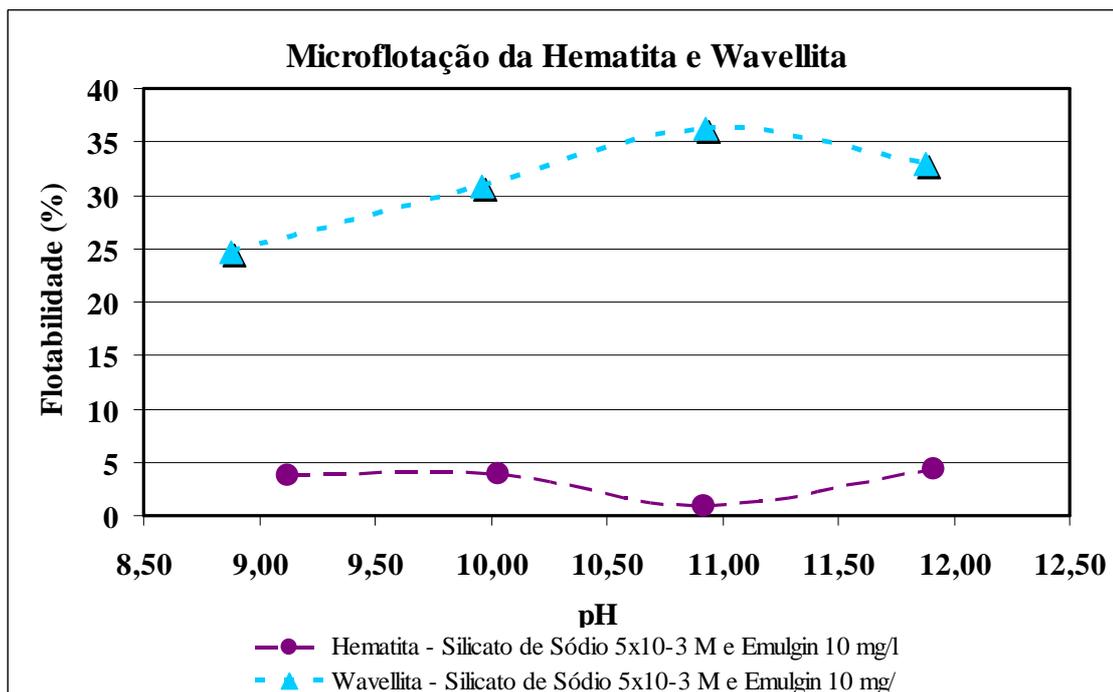


FIGURA 5.38: Microflotação da hematita e da wavellita na presença do silicato de sódio e do coletor Emulgin.

Como as aminas são também reagentes usados como coletores na flotação de fosfatos, foram feitos alguns testes exploratórios de microflotação de wavellita com o uso de amina na ausência e na presença de amido. Os resultados desses testes são apresentados no gráfico da figura 5.39. Observou-se uma flotabilidade superior a 90% entre pH 9,5 e pH 10,6. Na presença de amido houve uma ligeira queda na flotabilidade da wavellita, porém o resultado foi superior a 80% entre pH 9,7 e pH 10,2.

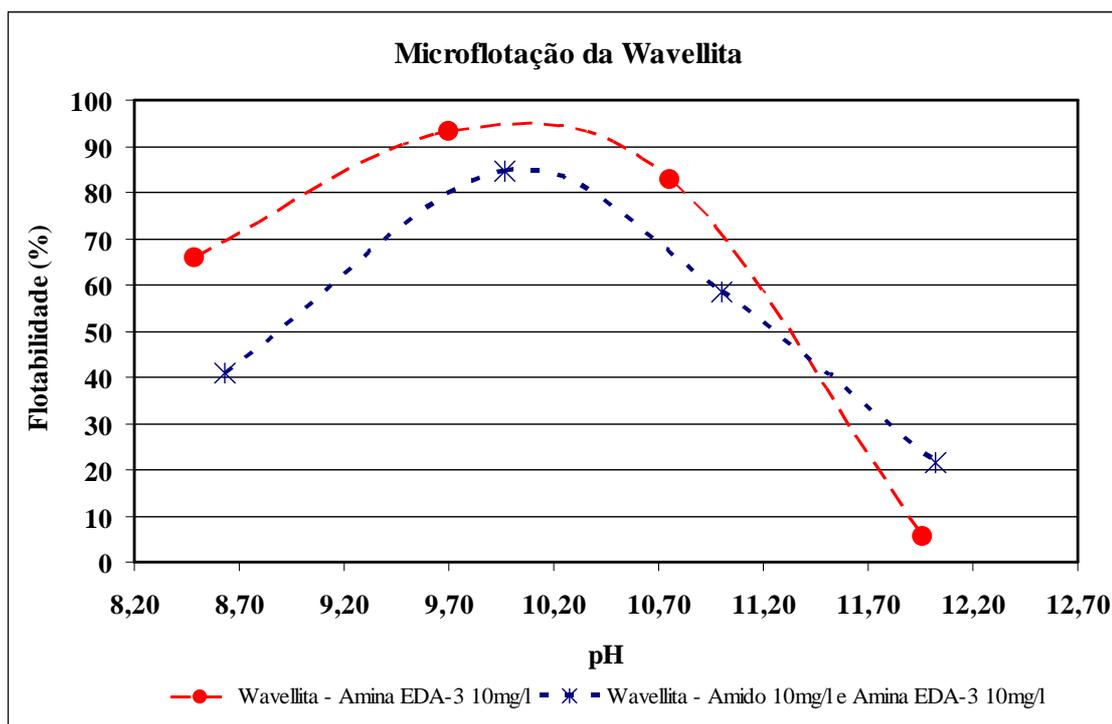


FIGURA 5.39: Microflotação da wavellita na presença de amido e de amina.

A queda na flotabilidade da wavellita abaixo de pH 9,7 e acima de pH 10,7 pode ser explicada pela dissociação da amina ao longo da faixa de pH. Como pode ser observado na figura 5.40, a espécie iônica RNH_3^+ , que é a espécie coletora, é predominante abaixo de pH aproximadamente igual a 9,7 e acima de pH 10,7 a espécie predominante é a espécie molecular (RNH_2), que tem função coletora. Na faixa entre os valores de pH citados, prevalece a existência das duas espécies, o que poderia explicar a alta flotabilidade da wavellita exatamente nessa faixa.

A flotabilidade da wavellita com a amina pode ser consequência de uma atração eletrostática entre a amina e a superfície da wavellita em pH alcalino. Porém, pode também ocorrer a formação de complexos entre o grupo polar da amina e os grupos fosfato na superfície da wavellita, favorecendo a flotação.

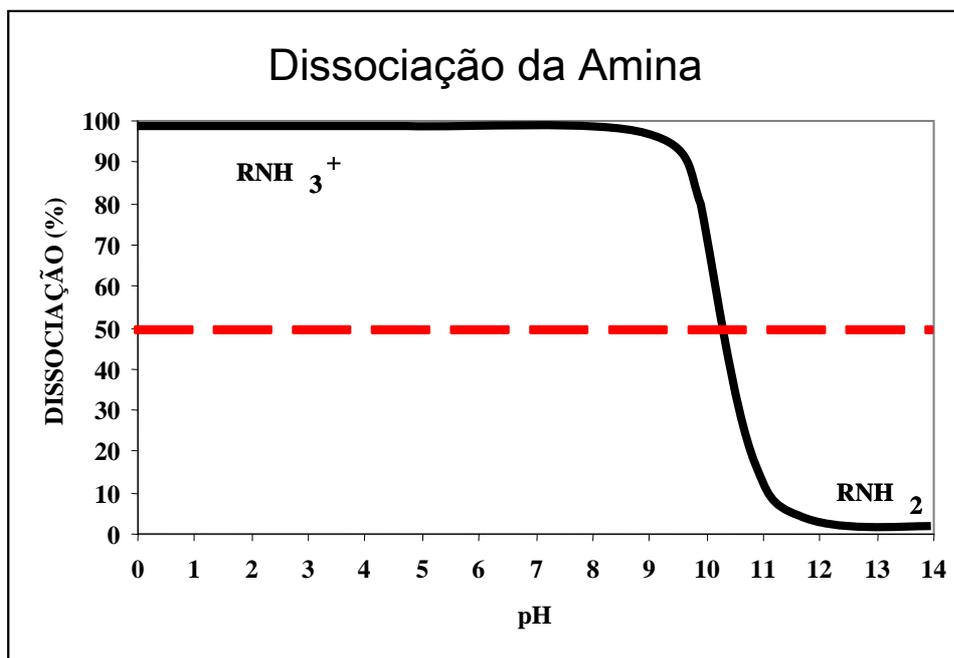


FIGURA 5.40: Dissociação da amina em função do pH.

5.5. Medidas de Potencial Zeta

As curvas do potencial zeta da wavellita na presença do eletrólito indiferente NaNO_3 e na presença de amina são mostradas na figura 5.41.

O ponto isoelétrico da wavellita está em torno de pH 4,2. A adição da amina eleva ligeiramente o potencial zeta da wavellita, tornando-o menos negativo. Com a adição da amina, o potencial zeta da wavellita passa de -40mV para -20mV em torno de pH 10. A carga de superfície negativa em pH alcalino comprova que o mecanismo de interação eletrostática entre a wavellita e ácidos graxos seja improvável. Já a amina poderia se adsorver na wavellita tanto por mecanismo eletrostático como por quimissorção.

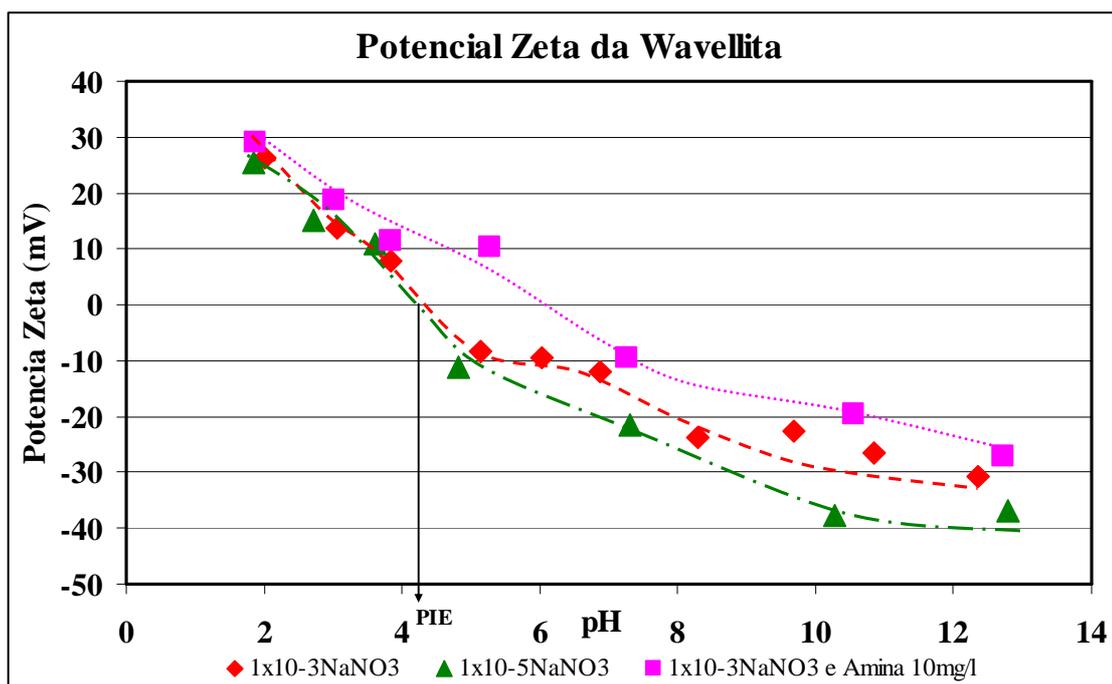


FIGURA 5.41: Potencial zeta da wavellita.

5.6. Testes de Flotação em Bancada

Os testes de flotação em bancada foram feitos com base nos resultados da microflotação e com base também nas informações disponíveis na literatura. Os resultados apresentados a seguir são referentes aos melhores testes. Os demais testes podem ser vistos no anexo IV. As análises químicas para Mn, CaO, MgO, TiO₂ e S não apresentaram valores significativos (inferiores a 0,05%), e foram portanto excluídos das tabelas.

5.6.1. Testes com Emulgin

Os testes de microflotação com Emulgin já indicavam que esse reagente não seria um bom coletor para fosfatos secundários, pelo menos para a wavellita. Os resultados foram comprovados com os testes de flotação em bancada. O melhor concentrado foi obtido com a concentração de 350g/t de silicato de sódio e 700g/t de Emulgin em pH 9,8. O teor de fósforo no concentrado foi de 0,383%, obtido a partir de uma alimentação com 0,585% de fósforo (tabela V.4).

TABELA V.4: Análises químicas dos testes de flotação com Emulgin

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
1	Deslamado 1	Silicato de Sódio 2%	350	Emulgin 5%	300	9,5	-	Alim. rec.	65,40	1,08	1,78	0,567	1,56	350,91
								Flotado	64,34	1,10	1,69	0,837	2,12	41,13
								Afundado	65,54	1,08	1,79	0,531	1,48	309,78
2	Deslamado 2	Silicato de Sódio 2%	653	Emulgin 5%	276	11,4	-	Alim. rec.	64,77	1,10	2,04	0,578	2,02	393,50
								Flotado	61,25	1,30	3,85	0,937	2,98	55,45
								Afundado	65,35	1,07	1,74	0,519	1,86	338,05
3	Deslamado 3	Silicato de Sódio 2%	700	Emulgin 5%	500	9,8	-	Alim. rec.	65,39	1,05	1,84	0,535	1,90	384,54
								Flotado	61,60	1,22	4,14	1,139	3,14	77,47
								Afundado	66,34	1,01	1,26	0,383	1,59	307,07

A recuperação de ferro foi de 81% e a recuperação de fósforo e alumina no rejeito foram de 43 e 45% respectivamente, conforme a tabela V.5. O índice de seletividade entre o ferro e o fósforo para esse teste foi de 1,79, considerado muito baixo. Na figura 5.42 podem ser observadas as relações entre os teores de fósforo nos concentrados e os teores de alumina nos rejeitos dos testes com Emulgin.

TABELA V.5: Resultados dos testes de flotação com Emulgin

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al_2O_3 no Rejeito (%)	Recuperação de SiO_2 no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi	
		Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	P	PPC									
1	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00									
	Flotado	11,72	11,53	11,91	11,14	17,31	15,98	88,28	88,47	17,31	11,14	11,91	1,27	0,98	1,02	
	Afundado	88,28	88,47	88,09	88,86	82,69	84,02									
2	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00									
	Flotado	14,09	13,33	16,62	26,63	22,85	20,81	85,91	86,67	22,85	26,63	16,62	1,39	1,54	1,14	
	Afundado	85,91	86,67	83,38	73,37	77,15	79,19									
3	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00									
	Flotado	20,15	18,98	23,36	45,32	42,87	33,25	79,85	81,02	42,87	45,32	23,36	1,79	1,88	1,14	
	Afundado	79,85	81,02	76,64	54,68	57,13	66,75									

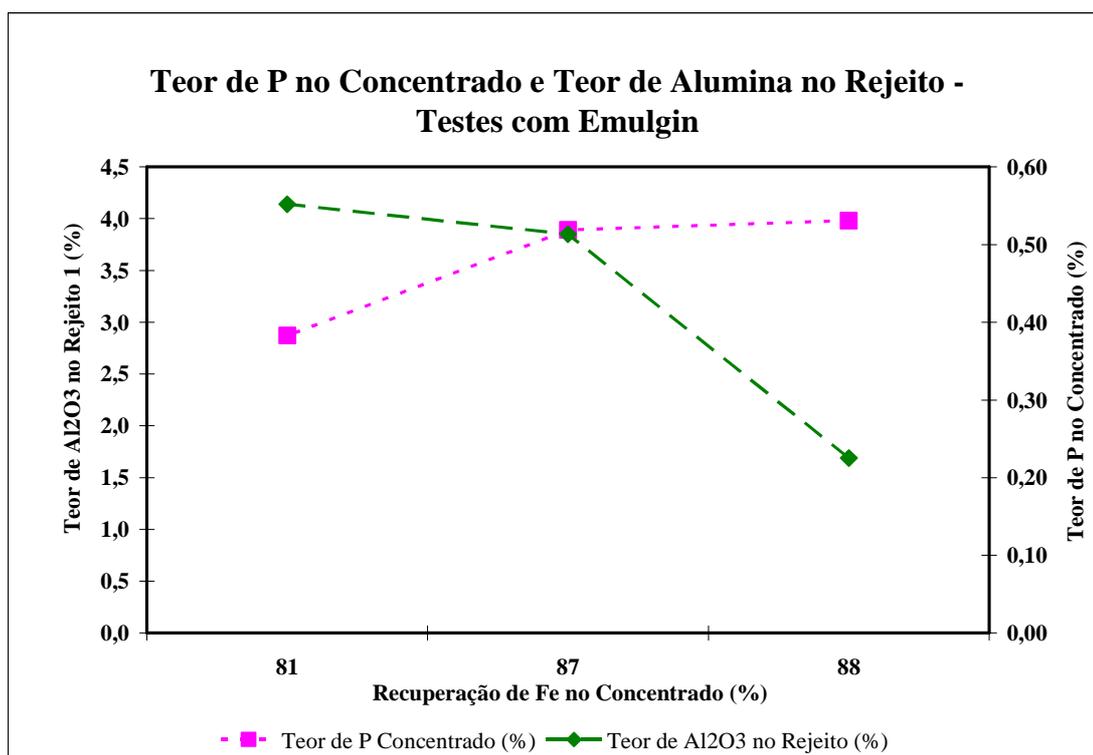


FIGURA 5.42: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com Emulgin para determinadas recuperações de ferro.

5.6.2. Testes com Hidrocol

O Hidrocol mostrou-se o melhor reagente de acordo com os testes de microflotação. Porém, os resultados obtidos na flotação em bancada mostraram que esse reagente teve um desempenho igual ao Emulgin. Isso pode ser explicado pela composição mineralógica do minério, que contém muito mais senegalita que wavellita.

O melhor teste com o Hidrocol foi realizado em pH 10,7. A concentração de silicato de sódio usada foi de 350g/t e 500g/t de Hidrocol. A recuperação de ferro neste teste foi baixa, cerca de 65%. Já a recuperação de fósforo e alumina no rejeito foram de 63 e 64% respectivamente. Essa maior recuperação de fósforo e alumina no rejeito foi devida à baixa recuperação mássica apresentada no teste (63,48%). Os resultados dos testes com Hidrocol podem ser observados nas tabelas V.6 e V.7 e na figura 5.43.

TABELA V.6: Análises químicas dos testes de flotação com Hidrocol

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
6	Deslamado 5	Silicato de Sódio 2%	350	Hidrocol 1%	400	9,3	8,7	Alim. rec.	65,21	1,13	1,96	0,555	2,13	484,09
								Flotado	65,26	1,06	1,97	0,570	2,16	418,80
								Afundado	64,90	1,59	1,87	0,456	1,93	65,29
7	Deslamado 6	Silicato de Sódio 2%	350	Hidrocol 1%	500	10,7	-	Alim. rec.	64,54	1,15	2,15	0,670	2,35	467,47
								Flotado	61,57	1,14	3,71	1,163	2,95	170,69
								Afundado	66,25	1,15	1,25	0,386	2,01	296,78

TABELA V.7: Resultados dos testes de flotação com Hidrocol

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al_2O_3 no Rejeito (%)	Recuperação de SiO_2 no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	P	PPC								
6	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	13,49	13,42	88,91	87,11	81,05	1,11	1,02	0,81
	Flotado	86,51	86,58	81,05	87,11	88,91	87,77								
	Afundado	13,49	13,42	18,95	12,89	11,09	12,23								
7	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	63,49	65,17	63,41	63,06	36,31	1,80	1,79	1,03
	Flotado	36,51	34,83	36,31	63,06	63,41	45,77								
	Afundado	63,49	65,17	63,69	36,94	36,59	54,23								

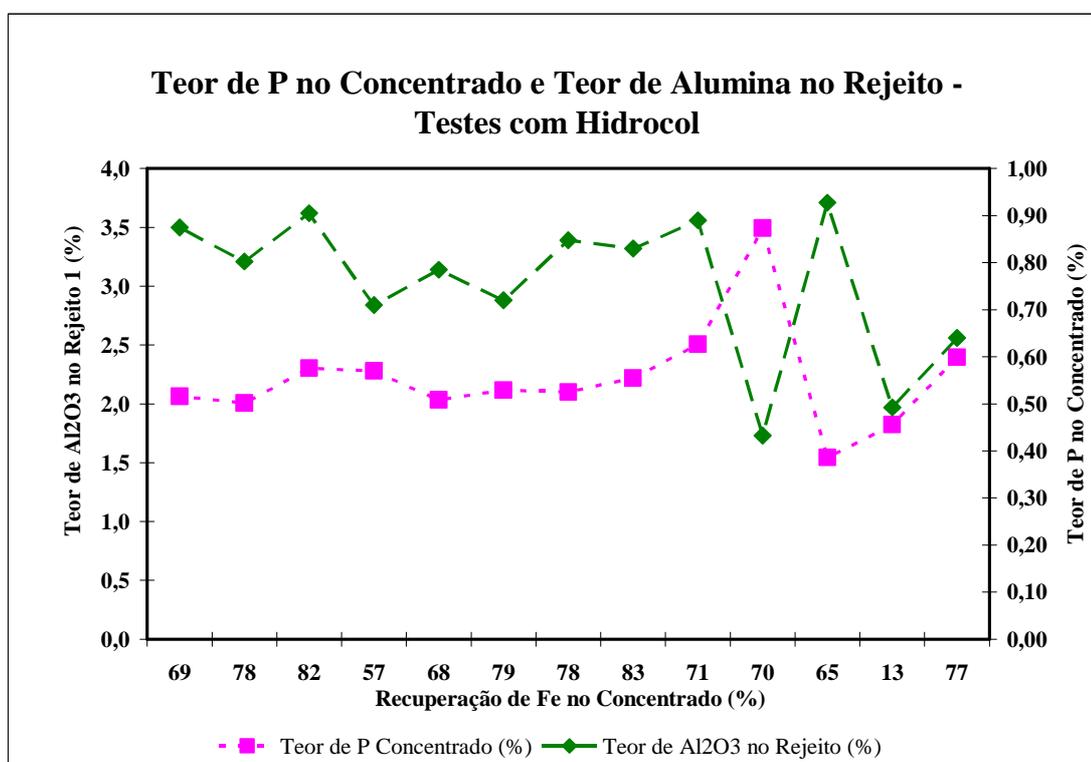


FIGURA 5.43: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com Hidrocol para determinadas recuperações de ferro.

5.6.3. Testes com óleo de arroz

O coletor óleo de arroz também não apresentou bons resultados. Foi um dos reagentes que apresentou menor seletividade entre o fósforo e o ferro. O melhor resultado foi

obtido com 200g/t de hexametáfosfato de sódio (nomeado na tabela como HX) e 200g/t de óleo de arroz em pH 10,5. O uso de hexametáfosfato de sódio foi uma tentativa de maior depressão de óxidos de ferro, evitando a interação do ácido graxo com a hematita. Os resultados das análises químicas dos produtos dos testes com óleo de arroz são mostrados na tabela V.8.

TABELA V.8: Análises químicas dos testes de flotação com óleo de arroz

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
14	deslamado 7	Silicato de Sódio 2%	500	Óleo de Arroz 1%	300	10,5	10,4	Alim. rec.	64,79	1,13	2,04	0,596	2,21	496,70
								Flotado	61,69	1,50	3,55	1,004	2,98	85,80
								Afundado	65,44	1,05	1,72	0,511	2,05	410,90
40	deslamado 9	HX 3%	200	Óleo de Arroz 1%	300	10,5	10,4	Alim. rec.	65,17	0,75	2,07	0,589	2,27	495,60
								Flotado	64,31	0,67	3,00	0,776	2,37	172,20
								Afundado	65,63	0,80	1,58	0,489	2,21	323,40
41	deslamado 9	HX 3%	200	Óleo de Arroz 1%	400	10,5	10,4	Alim. rec.	65,03	0,78	2,26	0,619	2,32	496,10
								Flotado	64,54	0,62	2,81	0,722	2,28	238,70
								Afundado	65,48	0,92	1,75	0,523	2,36	257,40

A recuperação de ferro para o melhor teste com o óleo de arroz foi de 52%. As recuperações de fósforo e alumina no rejeito foram de 56 e 60%, respectivamente. A baixa recuperação do ferro e as altas recuperações de fósforo e alumina são devidas à baixa recuperação mássica obtida do teste. A tabela V.9 mostra os resultados para os melhores testes de flotação com o óleo de arroz. Na figura 5.44 podem ser observadas as relações entre os teores de fósforo nos concentrados e os teores de alumina nos rejeitos dos testes com óleo de arroz.

TABELA V.9: Resultados dos testes de flotação com óleo de arroz

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al_2O_3 no Rejeito (%)	Recuperação de SiO_2 no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	P	PPC								
14	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	82,73	83,55	29,09	30,12	22,98	1,44	1,48	1,23
	Flotado	17,27	16,45	22,98	30,12	29,09	23,29								
	Afundado	82,73	83,55	77,02	69,88	70,91	76,71								
40	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	65,25	65,71	45,80	50,27	30,84	1,27	1,39	0,92
	Flotado	34,75	34,29	30,84	50,27	45,80	36,35								
	Afundado	65,25	65,71	69,16	49,73	54,20	63,65								
41	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	51,88	52,25	56,14	59,82	38,46	1,18	1,28	0,83
	Flotado	48,12	47,75	38,46	59,82	56,14	47,26								
	Afundado	51,88	52,25	61,54	40,18	43,86	52,74								

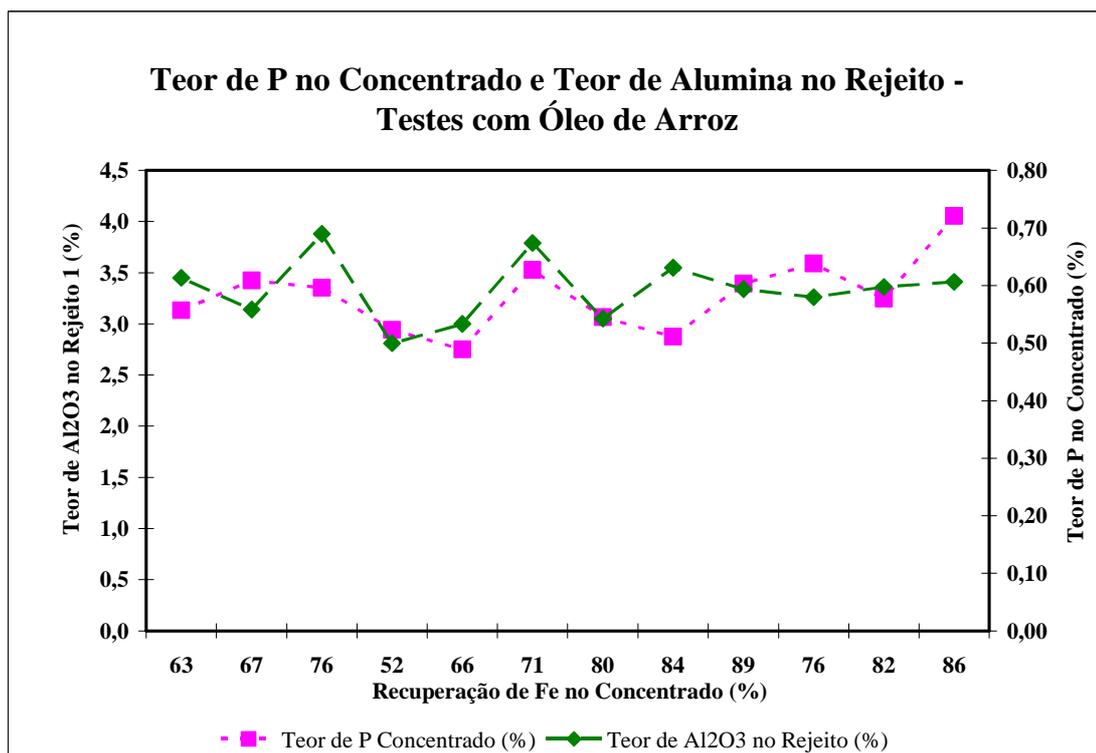


FIGURA 5.44: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com óleo de arroz para determinadas recuperações de ferro.

5.6.4. Testes com Berol

Os testes de apenas um estágio com o coletor Berol não mostraram boa seletividade (testes 20 e 22) como mostra a tabela V.10. Nesses testes os teores em fósforo obtidos nos concentrados foram superiores a 0,5% e conseqüentemente as recuperações deste elemento e da alumina no rejeito foram muito baixas. Já os testes 74 e 75 referem-se a um segundo estágio de flotação, uma vez que a alimentação destes são produtos de outros testes que foram feitos com amina e que serão apresentados posteriormente. O teste 74 foi realizado com 350g/t de silicato de sódio e 100g/t de Berol em pH 10,5. Esse teste não foi seletivo, já que o teor em fósforo obtido no produto foi de 0,227% partindo de uma alimentação com 0,229% de fósforo. Já o teste 75 apresentou uma maior seletividade, principalmente no que se refere ao teor de alumina no rejeito. Esse teste foi realizado com 350g/t de silicato de sódio e 200g/t de Berol. O teor em fósforo obtido no concentrado foi de 0,188% e o teor de alumina no rejeito foi de 13,58%.

TABELA V.10: Análises químicas dos testes de flotação com Berol

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
20	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	350	Berol 2%	300	10,5	10,3	Alim. rec.	65,05	1,15	2,00	0,560	2,18	494,60
								Flotado	63,67	1,20	2,86	0,755	2,73	86,10
								Afundado	65,34	1,14	1,82	0,519	2,06	408,50
22	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	500	Berol 2%	200	10,5	10,5	Alim. rec.	65,45	0,86	2,12	0,592	2,22	494,20
								Flotado	64,60	0,91	2,56	0,708	2,63	112,30
								Afundado	65,70	0,84	1,99	0,558	2,10	381,90
74	Afundado 57	Silicato de Sódio 1%	350	Berol 1%	100	10,5	10,7	Alim. rec.	67,55	0,24	0,61	0,229	1,83	373,00
								Flotado	66,38	0,40	1,45	0,345	2,57	7,70
								Afundado	67,57	0,24	0,59	0,227	1,81	365,30
75	Afundado 58	Silicato de Sódio 1%	350	Berol 1%	200	10,5	10,7	Alim. rec.	67,37	0,31	0,79	0,280	1,70	318,80
								Flotado	55,93	5,02	13,58	3,376	2,04	9,20
								Afundado	67,71	0,17	0,41	0,188	1,69	309,60

A recuperação de ferro no concentrado também foi elevada, sendo cerca de 98%. A recuperação de alumina no rejeito foi de 49,60%, enquanto a de fósforo foi de 37,49%. Como esperado, os índices de seletividade entre o ferro e o fósforo e entre o ferro e alumina foram elevados, atingindo aos valores de 4,66 e 6,33 respectivamente. Os resultados dos testes com Berol podem ser vistos na tabela V.11 e na figura 5.45, que mostra as relações entre os teores de fósforo no concentrado e os teores de alumina no rejeito.

TABELA V.11: Resultados dos testes de flotação com Berol

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al_2O_3 no Rejeito (%)	Recuperação de SiO_2 no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	P	PPC								
20	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	82,59	82,96	23,47	24,88	18,16	1,22	1,27	1,04
	Flotado	17,41	17,04	18,16	24,88	23,47	21,83								
	Afundado	82,59	82,96	81,84	75,12	76,53	78,17								
22	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	77,28	77,57	27,17	27,45	24,16	1,14	1,14	1,05
	Flotado	22,72	22,43	24,16	27,45	27,17	26,92								
	Afundado	77,28	77,57	75,84	72,55	72,83	73,08								
74	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	97,94	97,97	3,10	4,93	3,39	1,24	1,58	1,30
	Flotado	2,06	2,03	3,39	4,93	3,10	2,91								
	Afundado	97,94	97,97	96,61	95,07	96,90	97,09								
75	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	97,11	97,60	34,79	49,60	46,74	4,66	6,33	5,98
	Flotado	2,89	2,40	46,74	49,60	34,79	3,46								
	Afundado	97,11	97,60	53,26	50,40	65,21	96,54								

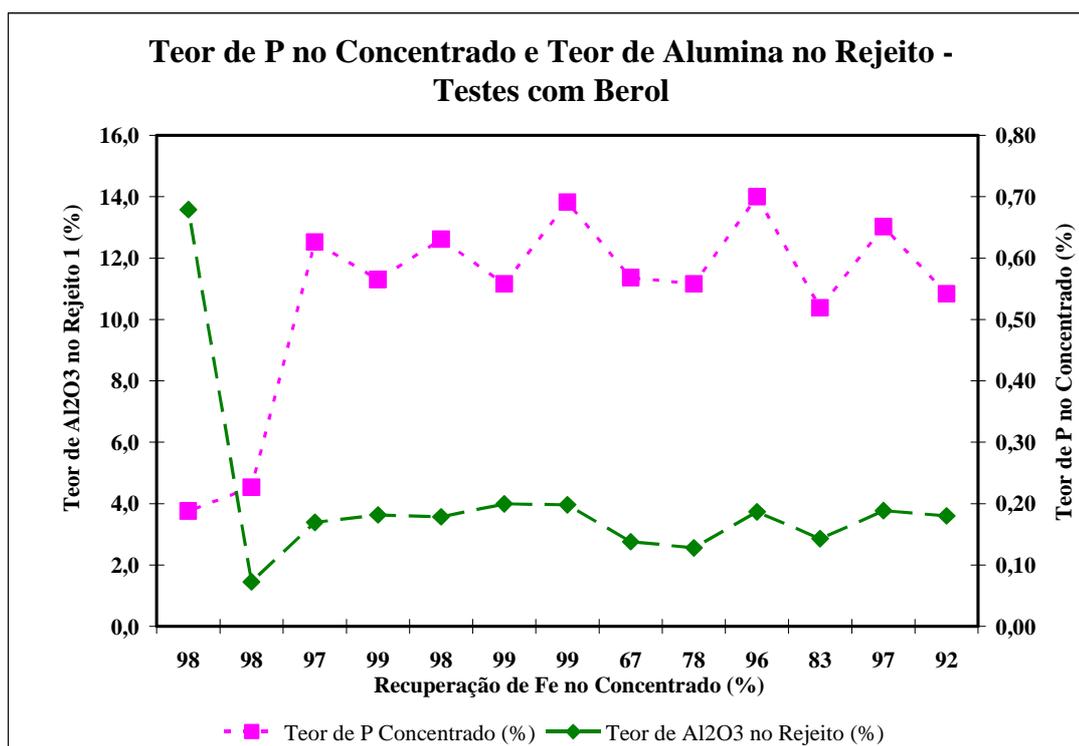


FIGURA 5.45: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com Berol para determinadas recuperações de ferro.

5.6.5. Testes com *tall oil*

Da mesma forma que o coletor Berol, o *tall oil* não apresentou bons resultados na flotação em um estágio (tabela V.12). O hexametáfosfato de sódio foi usado com o mesmo intuito de aumentar o efeito depressor sobre a hematita, inibindo mais eficazmente a interação da hematita com o ácido graxo. O melhor teste de um estágio foi obtido com o uso de 300g/t de hexametáfosfato de sódio e 200g/t de *tall oil* em pH 10,5. A redução do teor em fósforo foi de 0,567% para 0,430%. A recuperação de ferro foi de 58%. As recuperações de fósforo e alumina foram elevadas, apresentando valores de 56 e 59% respectivamente. Esses altos índices de recuperação são devidos à baixa recuperação mássica obtida no teste (57,7%).

A alimentação dos testes 72 e 73 foi também constituída de produtos dos testes realizados com amina. Esses testes não apresentaram uma boa seletividade entre o ferro e o fósforo, apesar de que o concentrado obtido no teste 73 mostrou um teor de fósforo de 0,168%.

TABELA V.12: Análises químicas dos testes de flotação com *tall oil*

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
28	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	500	Tall Oil 1%	200	10,5	10,3	Alim. rec.	65,01	0,80	2,32	0,593	2,21	497,30
								Flotado	63,03	1,17	3,46	0,884	3,06	125,50
								Afundado	65,68	0,68	1,94	0,495	1,92	371,80
49	deslamado 12	HX 3%	300	Tall oil 1%	100	10,6	10,5	Alim. rec.	65,31	0,73	2,05	0,586	2,38	497,00
								Flotado	63,81	0,79	3,30	0,877	2,72	132,50
								Afundado	65,85	0,71	1,60	0,480	2,25	364,50
50	deslamado 12	HX 3%	300	Tall oil 1%	200	10,5	10,3	Alim. rec.	65,42	0,73	2,03	0,567	2,27	496,80
								Flotado	64,31	0,75	2,83	0,755	2,50	210,00
								Afundado	66,24	0,71	1,44	0,430	2,11	286,80
72	Afundado 55	Silicato de Sódio 1%	350	Tall oil 1%	100	10,6	10,8	Alim. rec.	67,59	0,21	0,48	0,204	1,72	308,60
								Flotado	66,65	0,35	1,31	0,323	2,45	20,50
								Afundado	67,66	0,20	0,42	0,195	1,67	288,10
73	Afundado 56	Silicato de Sódio 1%	350	Tall oil 1%	200	10,6	10,7	Alim. rec.	67,71	0,44	0,63	0,201	1,61	295,20
								Flotado	64,32	3,71	3,66	0,601	1,85	22,50
								Afundado	67,99	0,17	0,38	0,168	1,59	272,70

As recuperações mássicas obtidas nos testes 72 e 73 foram superiores a 92%. Porém a recuperação de fósforo no rejeito foi de 22,79%. A recuperação de alumina no rejeito foi superior, chegando a um valor de 44,28%. Os resultados dos melhores testes com *tall oil* são apresentados na tabela V.13. Na figura 5.46, podem ser observadas as relações entre os teores de fósforo nos concentrados e os teores de alumina nos rejeitos dos testes com *tall oil*.

TABELA V.13: Resultados dos melhores testes de flotação com *tall oil*

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al ₂ O ₃ no Rejeito (%)	Recuperação de SiO ₂ no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC								
28	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	74,76	75,53	37,61	37,58	36,74	1,36	1,36	1,34
	Flotado	25,24	24,47	36,74	37,58	37,61	34,98								
	Afundado	74,76	75,53	63,26	62,42	62,39	65,02								
49	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	73,34	73,95	39,91	42,85	28,80	1,37	1,46	1,07
	Flotado	26,66	26,05	28,80	42,85	39,91	30,53								
	Afundado	73,34	73,95	71,20	57,15	60,09	69,47								
50	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	57,73	58,45	56,25	59,00	43,61	1,34	1,42	1,04
	Flotado	42,27	41,55	43,61	59,00	56,25	46,45								
	Afundado	57,73	58,45	56,39	41,00	43,75	53,55								
72	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	93,36	93,45	10,54	18,16	11,07	1,30	1,78	1,33
	Flotado	6,64	6,55	11,07	18,16	10,54	9,45								
	Afundado	93,36	93,45	88,93	81,84	89,46	90,55								
73	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	92,38	92,76	22,79	44,28	64,31	1,94	3,19	4,80
	Flotado	7,62	7,24	64,31	44,28	22,79	8,77								
	Afundado	92,38	92,76	35,69	55,72	77,21	91,23								

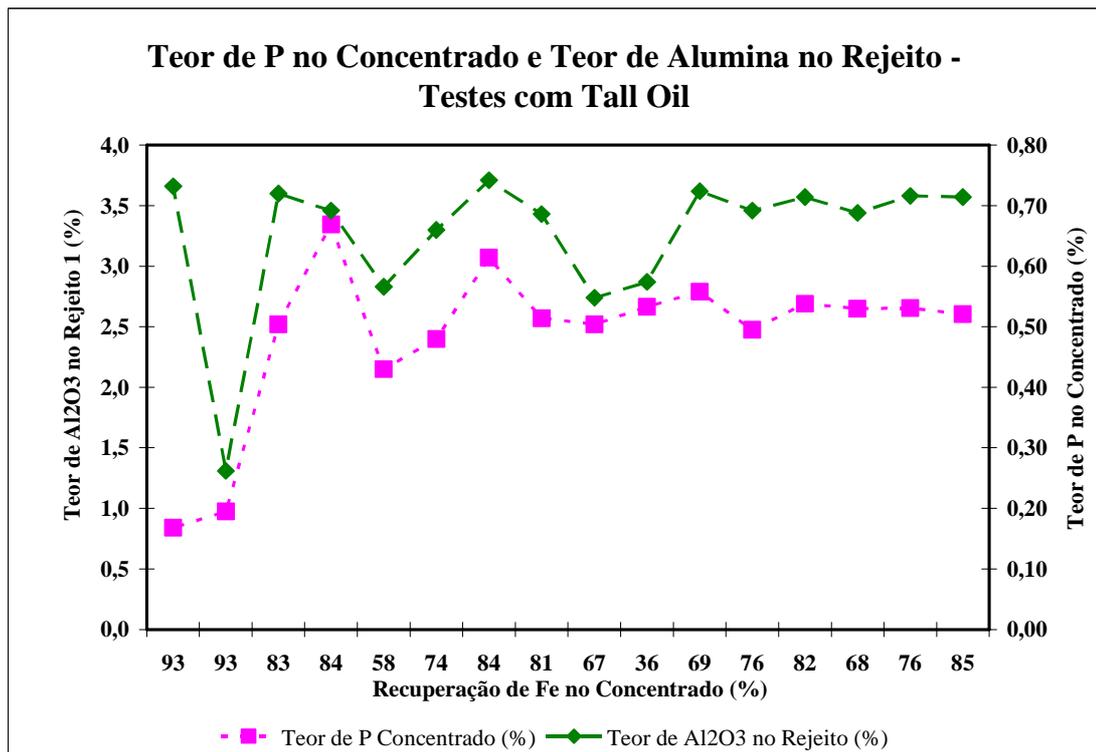


FIGURA 5.46: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com *tall oil* para determinadas recuperações de ferro.

5.6.6. Testes com amido e amina

Os melhores testes de flotação foram realizados com amido como depressor de óxidos de ferro e amina como coletor de fosfatos e eventuais silicatos presentes no minério, como pode ser observado na tabela V.14.

TABELA V.14: Análises químicas dos testes de flotação com amido e amina

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
4	Afundado 2	Amido 1%	500	Amina 1%	150	10,1	-	Alim. rec.	65,02	1,23	2,09	0,593	1,95	308,85
								Flotado	43,80	6,24	14,36	3,701	6,39	21,28
								Afundado	66,59	0,86	1,18	0,363	1,62	287,57
51	Afundado 28	Amido 1%	500	Amina 2%	150	10,5	10,1	Alim. rec.	65,70	0,74	1,82	0,577	2,02	357,30
								Flotado	56,13	2,64	7,67	2,285	4,54	57,60
								Afundado	67,54	0,37	0,70	0,249	1,53	299,70
52	Afundado 47	Amido 1%	500	Amina 2%	150	10,5	10,3	Alim. rec.	65,47	0,66	2,03	0,621	2,22	379,10
								Flotado	57,77	2,07	6,68	1,967	4,38	77,50
								Afundado	67,45	0,30	0,83	0,275	1,66	301,60
53	Afundado 36	Amido 1%	500	Amina 2%	150	10,5	10,3	Alim. rec.	65,28	0,72	2,10	0,635	2,23	383,70
								Flotado	53,99	2,72	8,74	2,508	5,36	64,80
								Afundado	67,58	0,31	0,75	0,255	1,60	318,90
54	Afundado 48	Amido 1%	500	Amina 2%	150	10,5	10,6	Alim. rec.	65,17	0,84	2,09	0,610	2,29	394,50
								Flotado	53,02	2,71	9,55	2,695	5,57	62,90
								Afundado	67,48	0,49	0,68	0,215	1,67	331,60
55	deslamado 10	Amido 1%	500	Amina 2%	100	10,5	9,4	Alim. rec.	64,66	0,78	2,46	0,693	2,45	498,80
								Flotado	59,28	1,77	5,58	1,606	3,93	171,10
								Afundado	67,47	0,27	0,83	0,216	1,68	327,70
56	deslamado 10	Amido 1%	500	Amina 2%	150	10,5	9,7	Alim. rec.	65,08	0,85	2,28	0,562	2,34	499,30
								Flotado	60,73	1,52	5,02	1,158	3,55	188,20
								Afundado	67,71	0,44	0,63	0,201	1,61	311,10
57	deslamado 10	Amido 1%	500	Amina 2%	50	10,5	10,4	Alim. rec.	65,39	0,71	1,91	0,549	2,29	498,30
								Flotado	57,67	1,95	6,33	1,717	4,35	105,70
								Afundado	67,47	0,38	0,72	0,234	1,73	392,60
58	deslamado 11	Amido 1%	700	Amina 2%	100	10,5	10,6	Alim. rec.	65,18	0,64	2,10	0,651	2,35	498,30
								Flotado	60,49	1,34	4,91	1,447	3,75	158,60
								Afundado	67,37	0,31	0,79	0,280	1,70	339,70
86	Deslamado	Amido 1%	500	Amina 1%	50	10,6	10,6	Alim. rec.	65,16	0,75	2,27	0,669	2,35	498,80
								Flotado 1	48,65	4,16	11,64	3,621	6,45	49,60
								Flotado 2	61,86	0,82	4,09	1,050	3,35	35,70
								Afundado	67,43	0,34	0,99	0,282	1,77	413,50
87	Deslamado	Amido 1%	500	Amina 1%	100	10,6	11,1	Alim. rec.	65,31	0,75	2,28	0,595	2,29	498,70
								Flotado 1	53,02	3,18	9,68	2,420	5,65	68,80
								Flotado 2	64,19	0,59	2,90	0,693	2,68	41,30
								Afundado	67,62	0,34	0,90	0,261	1,65	388,60
88	Deslamado	Amido 1%	500	Amina 1%	100	10,5	10,7	Alim. rec.	64,94	0,67	2,32	0,620	2,33	500,00
								Flotado 1	54,79	2,67	8,24	2,242	5,06	86,50
								Flotado 2	65,14	0,58	2,38	0,560	2,60	24,50
								Afundado	67,19	0,23	1,00	0,263	1,71	389,00

Os testes 4, 51, 52, 53 e 54 foram alimentados com produtos dos testes com coletores aniônicos. Todos esses testes, com exceção do teste 4, apresentaram teores em fósforo no concentrado inferiores a 0,3%. O teste 4 foi alimentado com o produto do teste com Emulgin e foi realizado com 500g/t de amido e 150g/t de amina em pH 10,1. O concentrado obtido apresentou um teor de 0,363% de fósforo. Nota-se um teor elevado de fósforo e alumina no flotado (3,70 e 14,36% respectivamente). A relação entre o alto teor de alumina e o alto teor em fósforo no flotado pode ser devida à composição dos fosfatos presentes no minério, que são aluminosos. A recuperação de ferro no concentrado foi de 95%. As recuperações de fósforo e alumina no rejeito foram de 43 e 47%, respectivamente. O índice de seletividade entre o ferro e o fósforo foi de 3,93 e entre o ferro e a alumina foi de 4,3. Nota-se também que o teor de ferro no flotado foi menor que nos outros testes (43,80%). Os resultados dos testes com amido e amina são também mostrados na tabela V.15.

TABELA V.15: Resultados dos testes de flotação com amido e amina

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al ₂ O ₃ no Rejeito (%)	Recuperação de SiO ₂ no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC								
4	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	93,11	95,36	43,00	47,38	34,94	3,94	4,30	3,32
	Flotado	6,89	4,64	34,94	47,38	43,00	22,59								
	Afundado	93,11	95,36	65,06	52,62	57,00	77,41								
51	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	83,88	86,23	63,82	67,80	57,78	3,32	3,63	2,93
	Flotado	16,12	13,77	57,78	67,80	63,82	36,32								
	Afundado	83,88	86,23	42,22	32,20	36,18	63,68								
52	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	79,56	81,96	64,76	67,41	63,94	2,89	3,07	2,84
	Flotado	20,44	18,04	63,94	67,41	64,76	40,41								
	Afundado	79,56	81,96	36,06	32,59	35,24	59,59								
53	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	83,11	86,03	66,65	70,31	64,07	3,51	3,82	3,31
	Flotado	16,89	13,97	64,07	70,31	66,65	40,50								
	Afundado	83,11	86,03	35,93	29,69	33,35	59,50								
54	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	84,06	87,03	70,39	72,71	51,20	3,99	4,23	2,65
	Flotado	15,94	12,97	51,20	72,71	70,39	38,75								
	Afundado	84,06	87,03	48,80	27,29	29,61	61,25								
55	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	65,70	68,55	79,52	77,83	77,34	2,91	2,77	2,73
	Flotado	34,30	31,45	77,34	77,83	79,52	54,98								
	Afundado	65,70	68,55	22,66	22,17	20,48	45,02								
56	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	62,31	64,83	77,70	82,82	67,61	2,53	2,98	1,96
	Flotado	37,69	35,17	67,61	82,82	77,70	57,15								
	Afundado	62,31	64,83	32,39	17,18	22,30	42,85								
57	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	78,79	81,29	66,39	70,30	58,00	2,93	3,21	2,45
	Flotado	21,21	18,71	58,00	70,30	66,39	40,37								
	Afundado	78,79	81,29	42,00	29,70	33,61	59,63								
58	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	68,17	70,46	70,70	74,37	66,87	2,40	2,63	2,19
	Flotado	31,83	29,54	66,87	74,37	70,70	50,74								
	Afundado	68,17	70,46	33,13	25,63	29,30	49,26								
86	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	82,90	85,78	65,06	63,86	62,63	3,35	3,27	3,18
	Flotado 1	9,94	7,42	54,85	50,97	53,82	27,31								
	Flotado 2	7,16	6,79	7,78	12,89	11,23	10,21								
	Afundado	82,90	85,78	37,37	36,14	34,94	62,48								
87	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	77,92	80,55	65,79	69,19	64,78	2,83	3,06	2,77
	Flotado 1	13,79	11,20	58,30	58,65	56,15	34,08								
	Flotado 2	8,28	8,14	6,49	10,55	9,65	9,70								
	Afundado	77,91	80,66	35,21	30,80	34,20	56,22								
88	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	77,80	80,49	66,99	66,47	73,26	2,89	2,86	3,36
	Flotado 1	17,30	14,60	69,02	61,44	62,57	37,52								
	Flotado 2	4,90	4,91	4,25	5,03	4,43	5,46								
	Afundado	77,80	80,49	26,74	33,53	33,01	57,02								

Os testes 55, 56 e 57 foram realizados com produtos das deslamagens com 500g/t de amido e diferentes concentrações de amina. O melhor dos três testes foi o teste 56, realizado com 150g/t de amina em pH 10,5. O teor de fósforo no concentrado obtido foi

de 0,201%. A recuperação de ferro no concentrado foi de 64,8%. As recuperações de fósforo e alumina no rejeito foram elevadas, chegando a 77,7 e a 82,8%, respectivamente. A recuperação em massa foi relativamente baixa (62,3%). Os índices de seletividade entre o ferro e o fósforo e entre o ferro e a alumina foram respectivamente 2,53 e 2,98. Na tentativa de aumentar a recuperação mássica, aumentou-se a dosagem de amido de 500g/t para 700g/t no teste 58, que foi realizado com 100g/t de amina. A recuperação mássica aumentou para 68,17%, mas o teor de fósforo no concentrado foi de 0,280%. Comparando com o teste 57, o aumento na dosagem de amido não foi uma boa modificação, uma vez que a redução na dosagem de amina para 50g/t produziu um concentrado com 0,234% de fósforo e com uma recuperação mássica de 78,78%.

Os testes 86, 87 e 88 foram realizados em dois estágios sequenciais, um rougher e um cleaner, com amido na concentração de 500g/t e com amina dosada em dois estágios. Os testes não mostraram uma redução eficaz do teor em fósforo no segundo estágio. O melhor teste foi o teste 87, com a adição de amina na concentração de 100g/t no estágio rougher e 100g/t no estágio cleaner. O teor em fósforo obtido no concentrado final foi de 0,261%. Observa-se que a alumina se concentra principalmente no primeiro flotado para os três testes. A recuperação de ferro no concentrado do teste 87 foi de 80,55%. As recuperações de fósforo e alumina no rejeito foram de 65,79 e 69,19%, respectivamente. Os resultados dos testes com amido e amina podem ser vistos também na figura 5.47.

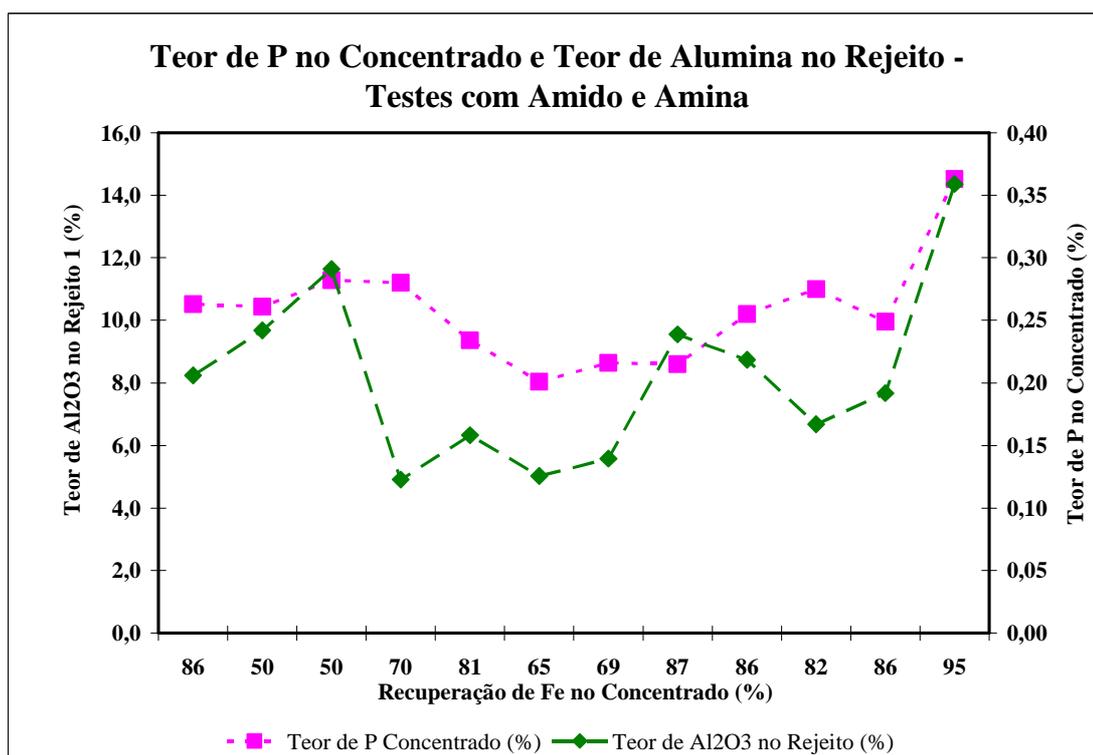


FIGURA 5.47: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com amido e amina para determinadas recuperações de ferro.

Com o objetivo de se identificar quais minerais estavam presentes no flotado e no afundado do teste 4, foram realizadas análises por MEV e EDS e por difração de raios-X.

Com base no resultado da análise por MEV do flotado (figura 5.48), percebe-se que a fração mais fina é constituída por partículas claras, que são óxidos de ferro. A flotação dessas partículas provavelmente se deu por arraste. As partículas maiores e mais escuras são partículas de fosfato e quartzo, sendo a maioria partículas de fosfato. A análise por EDS apresentada é referente a toda área analisada por MEV. As partículas apresentaram-se liberadas.

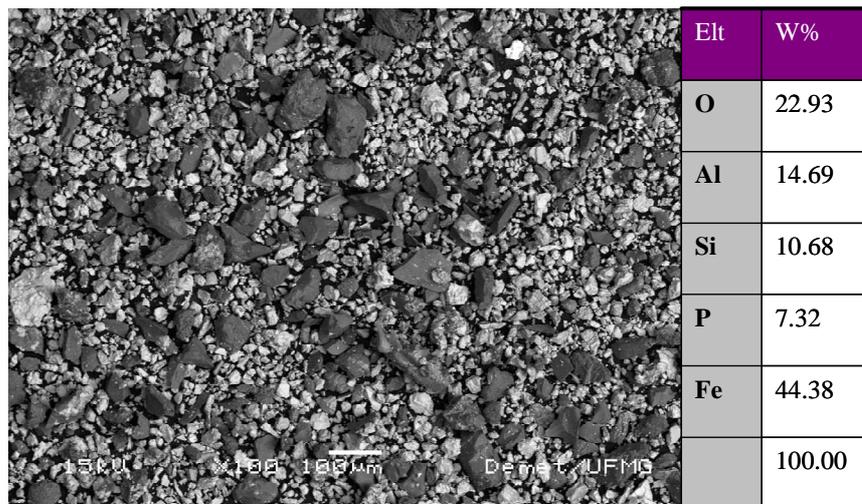


FIGURA 5.48: Análise por MEV e EDS do flotado teste 4.

No afundado foram observadas partículas de fosfato totalmente liberadas, assim como partículas de silicatos, que apareceram em menor quantidade. Partículas não liberadas também foram algumas vezes observadas. Uma partícula de caulinita foi também identificada. Um fosfato de composição bem diferente foi identificado (figura 5.49 e 5.50). Na análise por EDS dessa partícula, observou-se que a relação alumínio/fósforo é igual a 3,12, enquanto para os outros fosfatos até agora identificados (wavellita e senegalita) essa relação é de cerca de 1,3. Foram feitas buscas sobre a composição química de vários fosfatos, mas a identificação não foi possível apenas com essa informação.

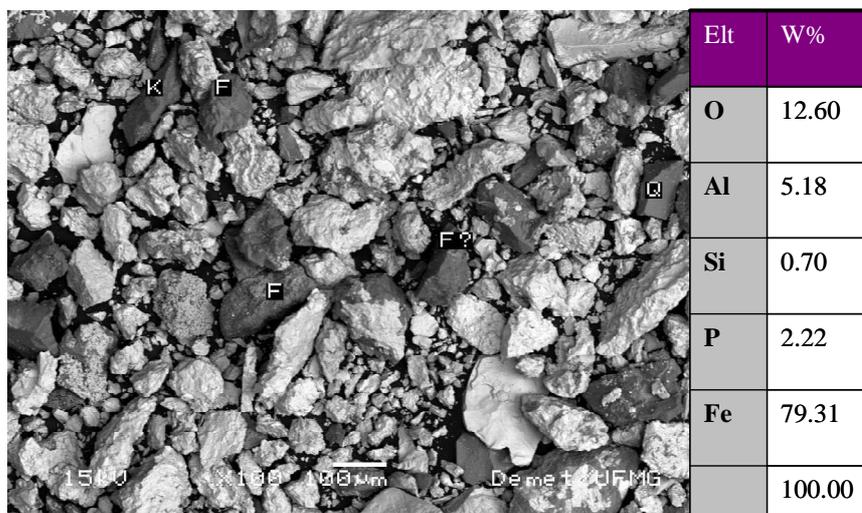


FIGURA 5.49: Análise por MEV e EDS do afundado teste 4.

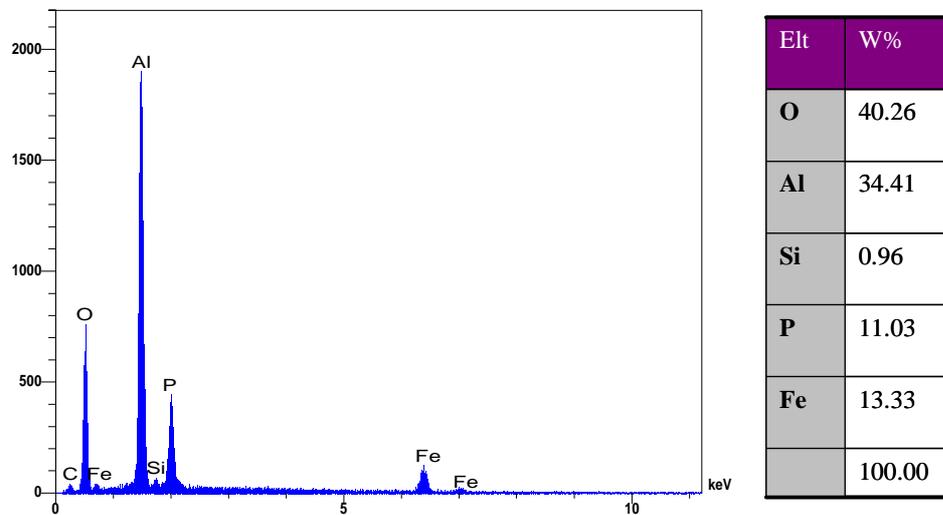


FIGURA 5.50: Análise por EDS do fosfato não identificado.

Análises por difração de raio-X do flotado e do afundado são apresentadas nas figuras 5.51 e 5.52. A senegalita apresentou-se como a fase mais freqüente no flotado. A wavellita ocorreu apenas como traço. Hematita, goethita e quartzo também foram identificados. Como esperado, a difração não foi capaz de detectar nenhum fosfato no afundado, onde a fase predominante foi a hematita. Goethita também foi detectada no afundado.

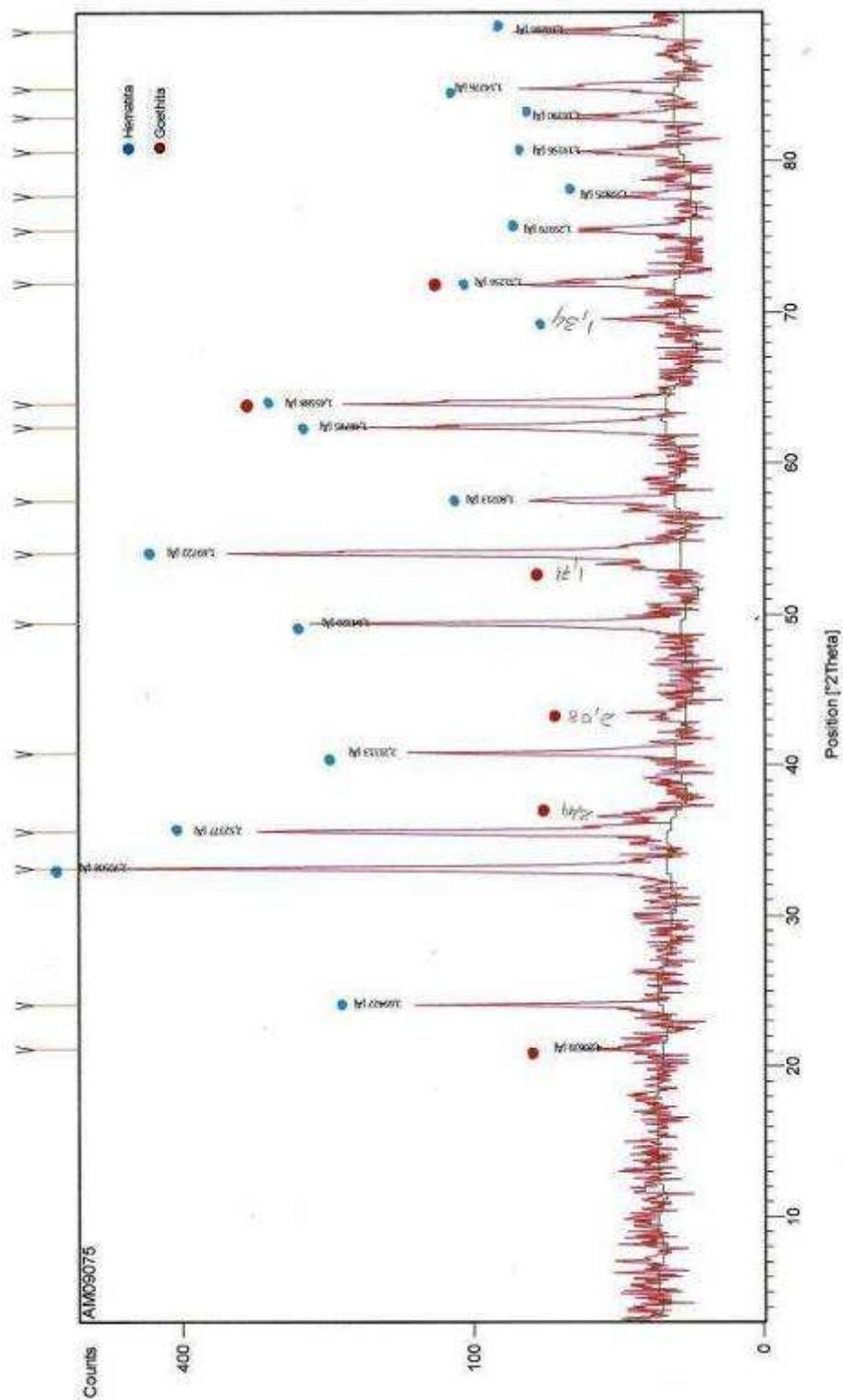


FIGURA 5.52: Análise por difração de raios-X do afundado teste 4.

5.6.7. Testes amina e óleo diesel

Foram realizados testes com o uso de óleo de diesel na tentativa de aumentar o poder de coleta da amina. A amina e o óleo diesel foram batidos juntos no liquidificador e adicionados na célula de flotação. Apesar da redução do teor em fósforo não ter sido tão reduzido como esperado, os resultados em termos de seletividade para esses testes foram razoáveis. No teste 83, o teor de ferro no rejeito foi um dos mais baixos até o momento (49,68%). Os teores de fósforo e alumínio no concentrado desse teste foram de 0,315 e 1,12%, respectivamente. A recuperação de ferro foi de 91%. As recuperações de fósforo e alumina no rejeito foram de 60,68 e 57,07%, respectivamente. O índice de seletividade entre o ferro e o fósforo foi de 3,95 e entre o ferro e a alumina foi de 3,67. Os testes 84 e 85 apresentaram resultados semelhantes aos do teste 83. O teste 85 apresentou menor teor de fósforo no concentrado, que foi de 0,27%, porém a recuperação de ferro foi inferior, apresentando um valor de 83,49%. As recuperações de fósforo e alumina no rejeito foram novamente elevadas (64,19 e 65,42%, respectivamente). As análises químicas dos testes e demais resultados podem ser vistos nas tabelas V.16 e V.17.

TABELA V.16: Análises químicas dos testes de flotação com óleo diesel e amina

Teste	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
	Alimentação Sol. (%p/p/y)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/p/y)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
83	Deslamado Amido 1%	500	Amina 1% Óleo Diesel 5% Espumante	100 500 3 gotas	10,5	10,6	Alim. rec.	65,07	0,79	2,30	0,707	2,46	498,80
							Flotado	49,68	3,87	11,14	3,638	6,18	58,80
							Afundado	67,13	0,38	1,12	0,315	1,96	440,00
84	Deslamado Amido 1%	500	Amina 1% Óleo Diesel 5%	200 1000	10,5	10,7	Alim. rec.	64,63	0,68	2,41	0,698	2,45	499,60
							Flotado	52,68	3,10	9,47	2,923	5,32	73,90
							Afundado	66,70	0,26	1,18	0,312	1,95	425,70
85	Deslamado Amido 1%	500	Amina 1% Óleo Diesel 5%	300 1500	10,5	10,7	Alim. rec.	65,12	0,74	2,24	0,619	2,33	499,40
							Flotado	56,18	2,37	7,67	2,075	4,54	95,60
							Afundado	67,24	0,35	0,96	0,274	1,81	403,80

TABELA V.17: Resultados dos testes de flotação com óleo diesel e amina

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al ₂ O ₃ no Rejeito (%)	Recuperação de SiO ₂ no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC								
83	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00								
	Flotado	11,79	9,00	57,61	57,07	60,68	29,65	88,21	91,00	60,68	57,07	57,61	3,95	3,67	3,71
	Afundado	88,21	91,00	42,39	42,93	39,32	70,35								
84	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00								
	Flotado	14,79	12,06	67,42	58,21	61,92	32,14	85,21	87,94	61,92	58,21	67,42	3,44	3,19	3,89
	Afundado	85,21	87,94	32,58	41,79	38,08	67,86								
85	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00								
	Flotado	19,14	16,51	61,58	65,42	64,20	37,26	80,86	83,49	64,20	65,42	61,58	3,01	3,09	2,85
	Afundado	80,86	83,49	38,42	34,58	35,80	62,74								

Na figura 5.53, podem ser observadas as relações entre os teores de fósforo nos concentrados e os teores de alumina nos rejeitos dos testes com amina e óleo diesel.

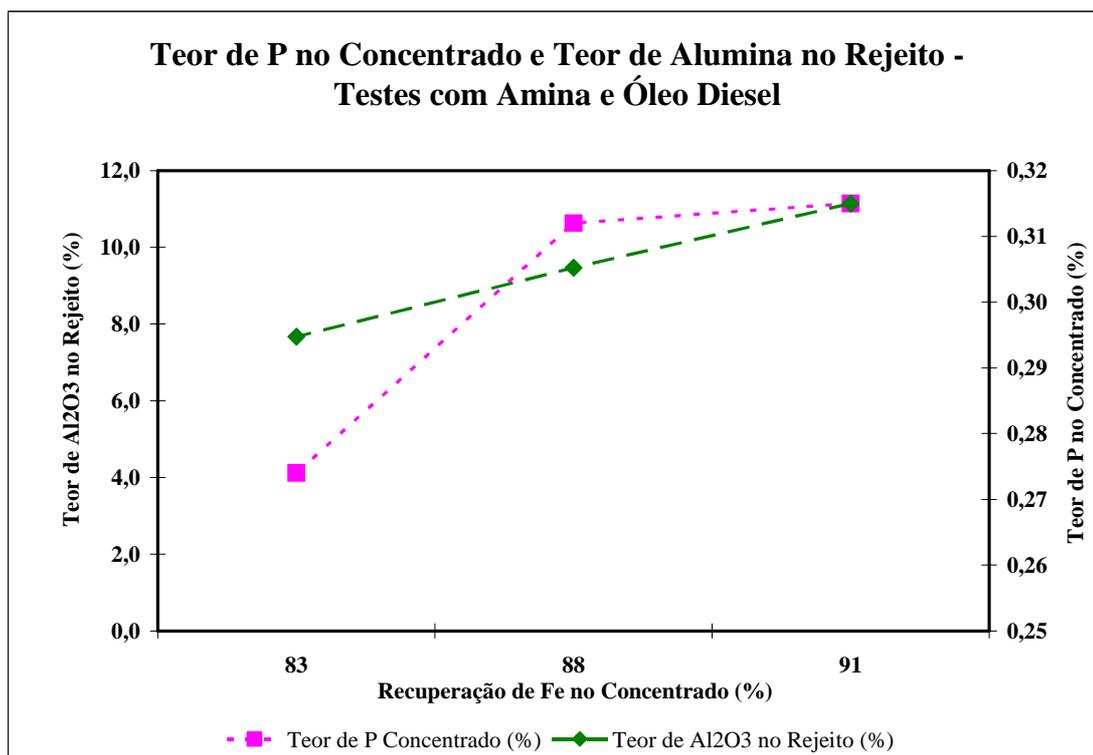


FIGURA 5.53: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com amina e óleo diesel para determinadas recuperações de ferro.

5.6.8. Testes com Gemul NCD

Como os melhores resultados foram obtidos com o uso de amina, foram feitos alguns testes com outros tipos de amina. Testes com Gemul NCD, que é uma amina de ácido graxo vegetal, não mostraram resultados superiores aos obtidos com a amina EDA. O melhor resultado foi obtido no teste 90 com 500g/t de amido e 100g/t de Gemul NCD, como pode ser visto na tabela V.18. O teor de fósforo no concentrado desse teste foi de 0,286%. A recuperação de ferro no concentrado foi de 68,3%. A recuperação de alumina no rejeito foi alta (69,77%), enquanto para o fósforo a recuperação foi mais baixa (26,75%) (tabela V.19). Na figura 5.54, podem ser observadas as relações entre os teores de fósforo nos concentrados e os teores de alumina nos rejeitos dos testes com Gemul NCD.

TABELA V.18: Análises químicas dos testes de flotação com Gemul NCD

Teste	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)	
	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		
89	Deslamado	Amido 1%	500	Gemul NCD 1%	50	10,7	9,5	Alim. rec.	64,99	0,83	2,14	0,576	2,35	500,90
								Flotado	54,50	3,07	8,05	2,150	5,09	49,30
								Afundado	66,13	0,58	1,50	0,404	2,05	451,60
90	Deslamado	Amido 1%	500	Gemul NCD 1% + 3 gotas óleo pinho	100	10,7	10	Alim. rec.	64,71	0,77	2,35	0,642	2,49	499,30
								Flotado	59,73	1,77	5,17	1,410	3,79	158,30
								Afundado	67,02	0,30	1,04	0,286	1,89	341,00
91	Deslamado	Amido 1%	500	Gemul NCD 1% + 2 gotas óleo pinho	150	10,6	10,5	Alim. rec.	64,65	0,82	2,32	0,603	2,47	494,60
								Flotado	56,07	2,42	7,20	1,883	4,75	81,20
								Afundado	66,33	0,50	1,36	0,351	2,02	413,40
92	Deslamado	Amido 1%	500	Gemul NCD 1%	200	10,6	10,1	Alim. rec.	64,10	0,81	2,61	0,741	2,69	499,50
								Flotado	59,90	1,60	5,06	1,434	3,79	171,40
								Afundado	66,29	0,39	1,33	0,379	2,11	328,10

TABELA V.19: Resultados dos testes de flotação com Gemul NCD

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al ₂ O ₃ no Rejeito (%)	Recuperação de SiO ₂ no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC								
89	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	90,16	91,75	36,75	36,94	36,62	2,54	2,55	2,53
	Flotado	9,84	8,25	36,62	36,94	36,75	21,33								
	Afundado	90,16	91,75	63,38	63,06	63,25	78,67								
90	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	68,30	70,73	69,59	69,77	73,25	2,35	2,36	2,57
	Flotado	31,70	29,27	73,25	69,77	69,59	48,21								
	Afundado	68,30	70,73	26,75	30,23	30,41	51,79								
91	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	83,58	85,76	51,31	50,98	48,74	2,52	2,50	2,39
	Flotado	16,42	14,24	48,74	50,98	51,31	31,59								
	Afundado	83,58	85,76	51,26	49,02	48,69	68,41								
92	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	65,69	67,93	66,40	66,53	68,19	2,05	2,05	2,13
	Flotado	34,31	32,07	68,19	66,53	66,40	48,41								
	Afundado	65,69	67,93	31,81	33,47	33,60	51,59								

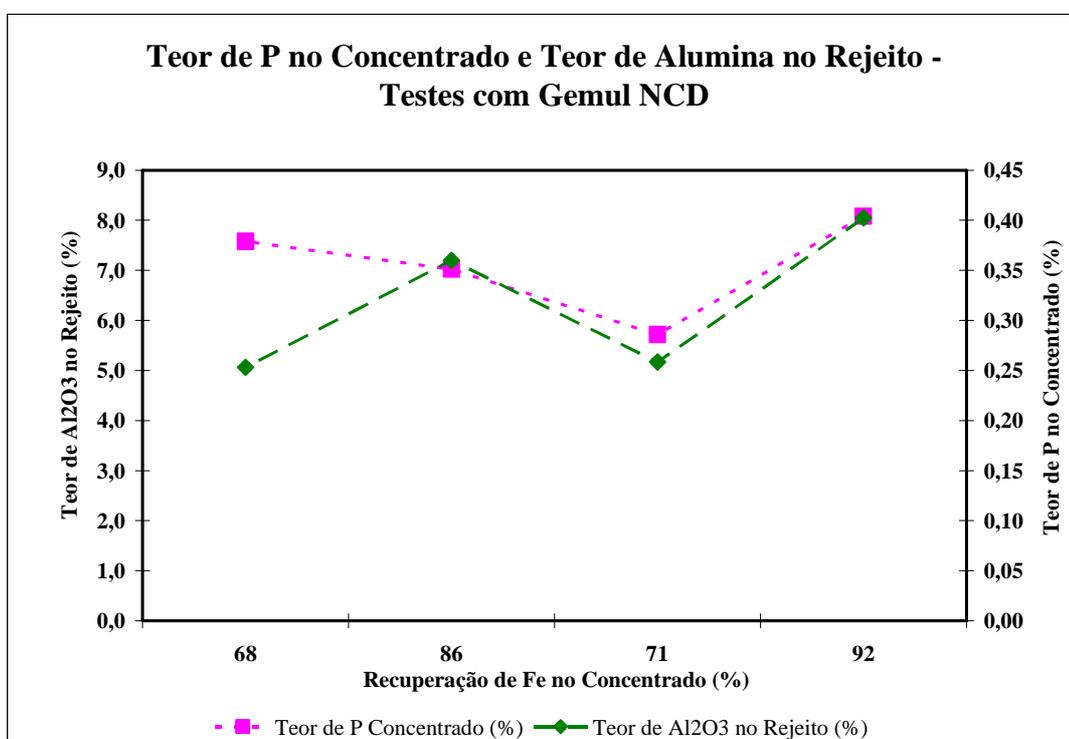


FIGURA 5.54: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com Gemul NCD para determinadas recuperações de ferro.

5.6.9. Testes com Gemul NSD

Foram realizados testes com o Gemul NSD, que é uma amina de sebo. Este reagente também não superou a amina EDA. O melhor teste com Gemul NSD foi teste 96, onde foram usados 500g/t de amido e 200g/t de Gemul. Neste teste o teor de fósforo foi reduzido de 0,756% para 0,267%. A recuperação de ferro no concentrado foi de 71,12%. As recuperações de fósforo e alumina no rejeito foram aproximadamente 75%. Nota-se nesses testes os baixos índices de seletividade obtidos. Os resultados dos testes com Gemul NSD são mostrados nas tabelas V.20 e V.21 e na figura 5.55.

TABELA V.20: Análises químicas dos testes de flotação com Gemul NSD

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
93	Deslamado	Amido 1%	500	Gemul NSD 1%	50	10,5	10,3	Alim. rec.	64,19	0,75	2,62	0,707	2,65	497,60
								Flotado	59,17	1,60	5,57	1,504	3,98	142,80
								Afundado	66,21	0,41	1,43	0,386	2,12	354,80
94	Deslamado	Amido 1%	500	Gemul NSD 1%	100	10,6	10,1	Alim. rec.	64,22	0,90	2,63	0,717	2,38	497,10
								Flotado	58,52	1,94	6,28	1,677	3,35	138,70
								Afundado	66,43	0,50	1,22	0,345	2,00	358,40
95	Deslamado	Amido 1%	500	Gemul NSD 1%	150	10,7	10,3	Alim. rec.	64,54	0,81	2,38	0,677	2,77	502,10
								Flotado	59,32	1,62	5,43	1,565	4,85	151,70
								Afundado	66,80	0,46	1,06	0,293	1,87	350,40
96	Deslamado	Amido 1%	500	Gemul NSD 1%	200	10,5	10,5	Alim. rec.	64,16	0,78	2,68	0,756	2,63	501,10
								Flotado	58,11	1,93	6,34	1,799	4,16	159,80
								Afundado	66,99	0,24	0,96	0,267	1,91	341,30

TABELA V.21: Resultados dos testes de flotação com Gemul NSD

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al_2O_3 no Rejeito (%)	Recuperação de SiO_2 no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	P	PPC								
93	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00								
	Flotado	28,70	26,45	61,10	61,05	61,06	43,04	71,30	73,55	61,06	61,05	61,10	2,09	2,09	2,09
	Afundado	71,30	73,55	38,90	38,95	38,94	56,96								
94	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00								
	Flotado	27,90	25,42	60,02	66,58	65,29	39,33	72,10	74,58	65,29	66,58	60,02	2,35	2,42	2,10
	Afundado	72,10	74,58	39,98	33,42	34,71	60,67								
95	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00								
	Flotado	30,21	27,77	60,39	68,92	69,81	52,89	69,79	72,23	69,81	68,92	60,39	2,45	2,40	1,99
	Afundado	69,79	72,23	39,61	31,08	30,19	47,11								
96	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00								
	Flotado	31,89	28,88	79,01	75,56	75,93	50,49	68,11	71,12	75,93	75,56	79,01	2,79	2,76	3,04
	Afundado	68,11	71,12	20,99	24,44	24,07	49,51								

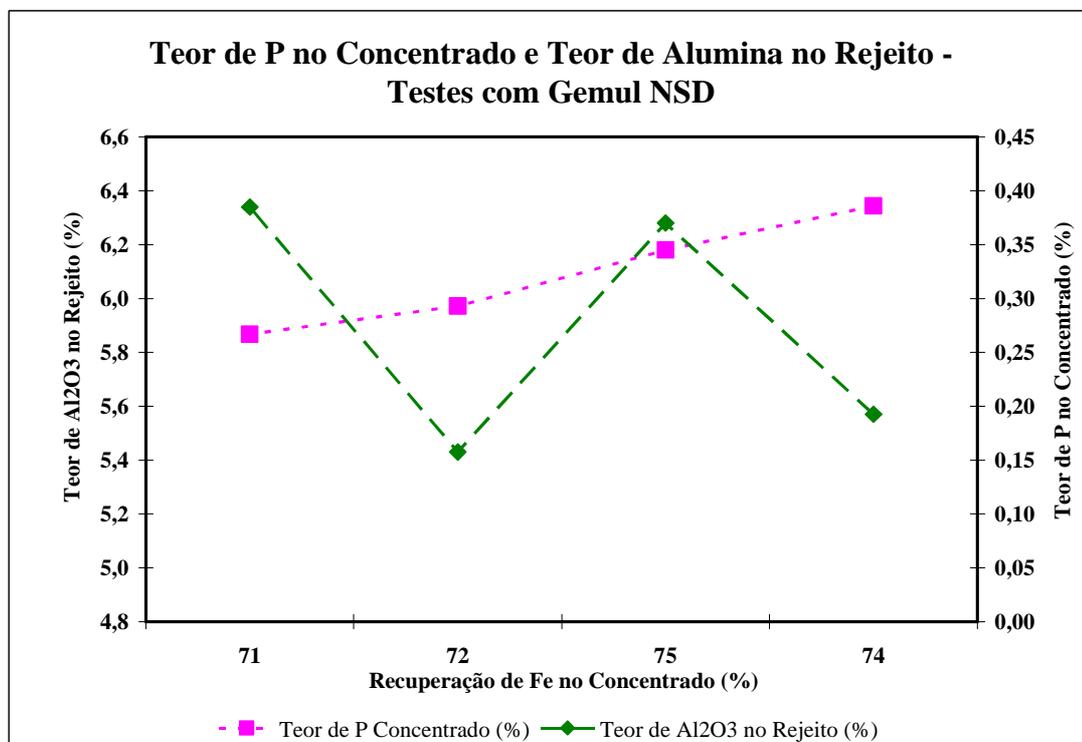


FIGURA 5.55: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com Gemul NSD para determinadas recuperações de ferro.

5.6.10. Testes com Flotigam 2835-2L

Os testes com a amina Flotigam 2835-2L também não apresentaram resultados superiores aos resultados obtidos com a amina EDA. O melhor teste em termos do teor de fósforo no concentrado foi o teste 104, onde foram usados 500g/t de amido e 200g/t de Flotigam. O teor de fósforo foi reduzido de 0,654% para 0,312%. O teor de ferro no flotado foi de 45,49%. A recuperação de ferro no concentrado foi de 93,11%. As recuperações de fósforo e alumina no rejeito foram superiores a 54%.

Os testes com Flotigam 2835-2L apresentaram resultados muito interessantes com relação aos teores de ferro, alumina, sílica e fósforo no rejeito, como pode ser visto nas tabelas V.22 e V.23 e na figura 5.56. Os teores de ferro nos rejeitos foram os menores entre todos os testes realizados.

TABELA V.22: Análises químicas dos testes de flotação com Flotigam 2835-2L

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
101	Deslamado Amido 1%	1%	500	Flotigam 2835-2L 0,5%	50	10,5	11	Alim. rec.	64,60	0,66	2,40	0,702	2,47	497,00
								Flotado	27,09	7,41	24,02	7,400	12,25	14,50
								Afundado	65,73	0,46	1,75	0,501	2,18	482,50
102	Deslamado Amido 1%	1%	500	Flotigam 2835-2L 0,5%	100	10,6	10,4	Alim. rec.	64,51	0,89	2,38	0,680	2,48	497,70
								Flotado	42,97	5,64	14,29	4,420	7,95	32,70
								Afundado	66,03	0,56	1,54	0,417	2,10	465,00
103	Deslamado Amido 1%	1%	500	Flotigam 2835-2L 0,5%	150	10,6	10,3	Alim. rec.	64,53	0,92	2,35	0,674	2,46	498,80
								Flotado	43,27	4,92	14,14	4,304	7,88	38,00
								Afundado	66,28	0,59	1,38	0,375	2,01	460,80
104	Deslamado Amido 1%	1%	500	Flotigam 2835-2L 0,5%	200	10,5	10,5	Alim. rec.	64,58	0,84	2,26	0,654	2,43	497,70
								Flotado	45,59	4,18	12,64	3,810	7,25	48,60
								Afundado	66,64	0,48	1,14	0,312	1,91	449,10

TABELA V.23: Resultados dos testes de flotação com Flotigam 2835-2L

Teste	Alimentação	Produto	Distribuição (%)					Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al_2O_3 no Rejeito (%)	Recuperação de SiO_2 no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi	
			Massa	Fe	SiO_2	Al_2O_3	P									PPC
101	Deslamado	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	97,08	98,78	30,74	29,20	32,62	5,99	5,77	6,25
		Flotado	2,92	1,22	32,62	29,20	30,74	14,45								
		Afundado	97,08	98,78	67,38	70,80	69,26	85,55								
102	Deslamado	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	93,43	95,62	42,71	39,49	41,46	4,04	3,78	3,93
		Flotado	6,57	4,38	41,46	39,49	42,71	21,02								
		Afundado	93,43	95,62	58,54	60,51	57,29	78,98								
103	Deslamado	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	92,38	94,89	48,63	45,80	40,75	4,19	3,96	3,57
		Flotado	7,62	5,11	40,75	45,80	48,63	24,43								
		Afundado	92,38	94,89	59,25	54,20	51,37	75,57								
104	Deslamado	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	90,24	93,11	56,92	54,54	48,52	4,22	4,03	3,57
		Flotado	9,76	6,89	48,52	54,54	56,92	29,12								
		Afundado	90,24	93,11	51,48	45,46	43,08	70,88								

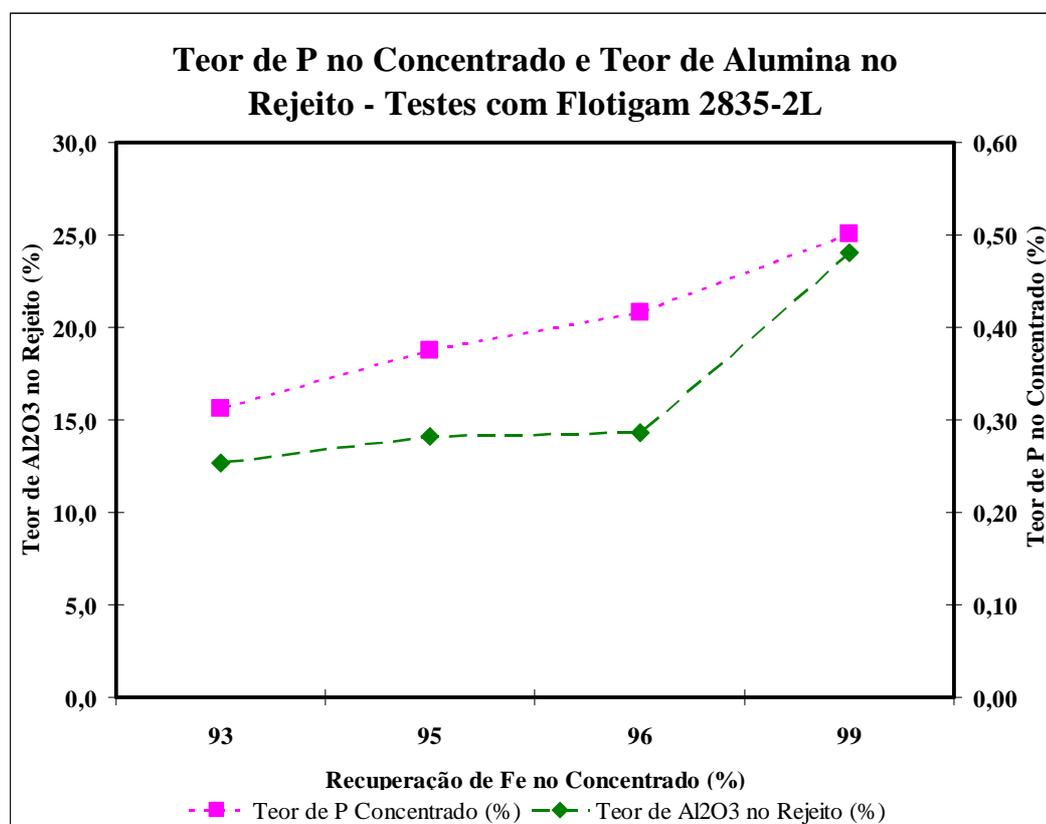


FIGURA 5.56: Teores de fósforo nos concentrados e teores de alumina nos rejeitos dos testes com Flotigam 2835-2l para determinadas recuperações de ferro.

O teste 101 apresentou 27,09% de ferro no flotado, enquanto os menores teores obtidos até então estavam em torno de 49%. Neste mesmo teste, a alumina apresentou teor de 24,02% no flotado. O fósforo também apresentou teor elevado no rejeito (7,40%). A hipótese mais provável é a presença de algum alumino silicato juntamente com senegalita no rejeito. Para a identificação da mineralogia principal dos produtos do teste 101 foram feitas análises por difração de raios-X, sendo os difratogramas apresentados nas figuras 5.57 e 5.58.

De acordo com análise por difração do flotado, além dos fosfatos senegalita e wavellita, foi detectada também a caulinita, o que justifica o alto teor de alumínio e sílica no flotado. Para esse teste foram obtidos os melhores índices de seletividade: 5,99 entre o ferro e o fósforo, 5,77 entre o ferro e a alumina e 6,25 entre o ferro e a sílica.

O resultado da análise por difração do afundado é mostrado na figura 5.58. Nesse concentrado foram detectadas além da hematita, que é predominante, a goethita e a magnetita.

Outros testes com cloreto de cálcio e Duomeem C também foram realizados. O uso de silicato de sódio como depressor e de amina como coletor não mostrou bons resultados. Esses testes podem ser vistos no anexo IV.

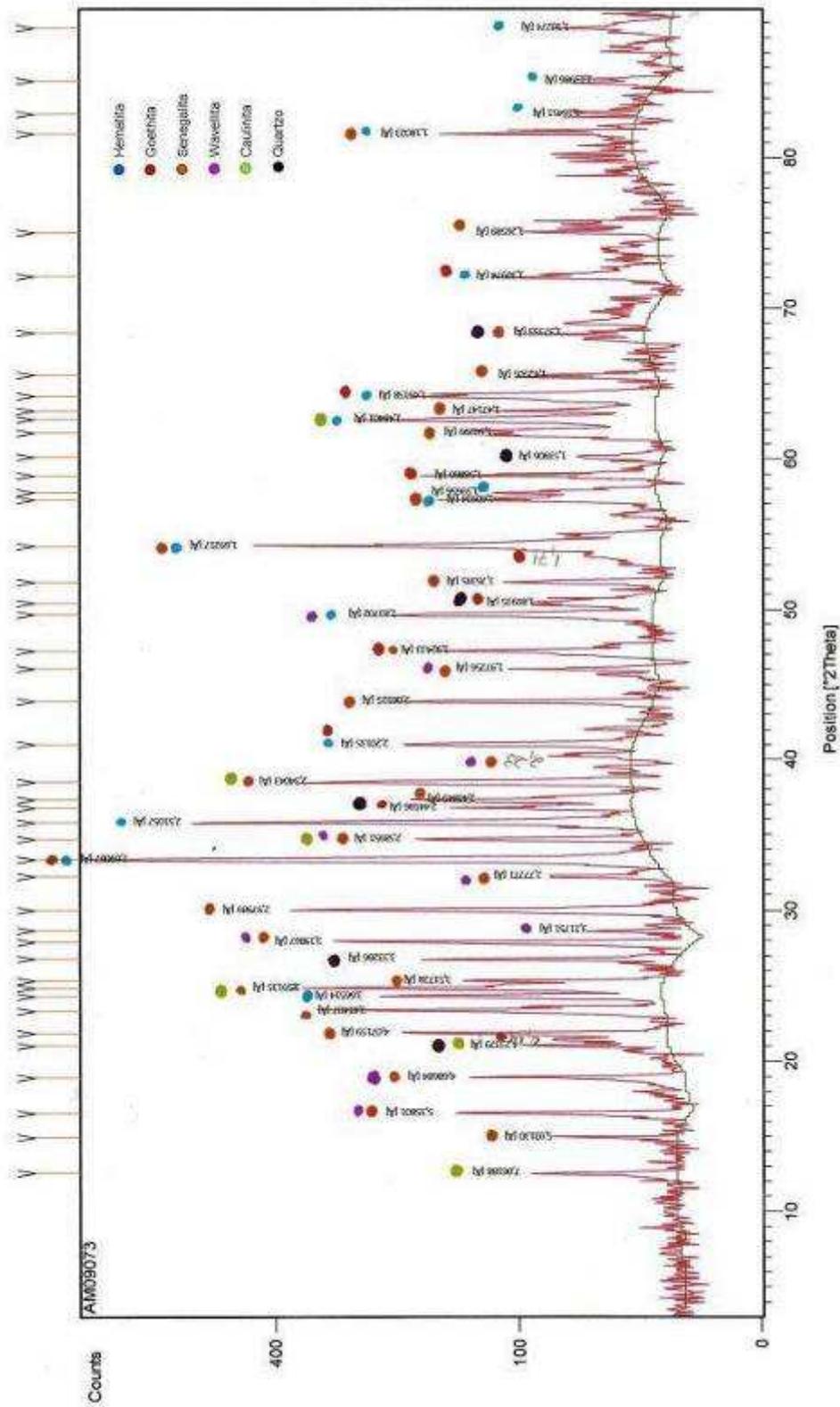


FIGURA 5.57: Análise por difração de raios-X do flotado teste 101.

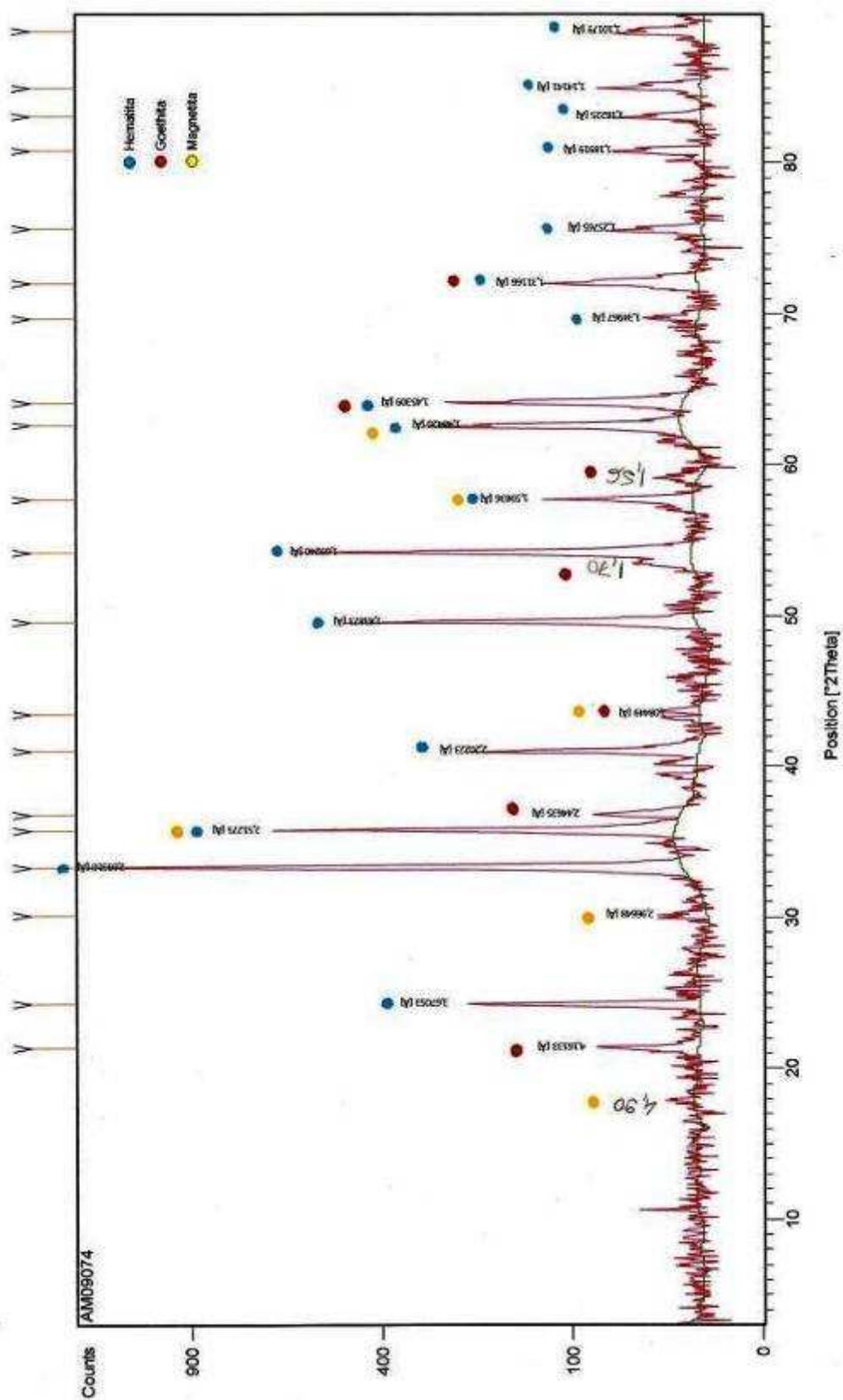


FIGURA 5.58: Análise por difração de raios-X do afundado teste 101.

6. CONCLUSÕES

A amostra proveniente da mina de Jangada é constituída principalmente por hematita compacta, magnetita e goethita, sendo a hematita o principal constituinte do minério. A ganga é constituída principalmente por senegalita e wavellita, conteúdo pouco quartzo e turquesa. De acordo com os resultados, o minério é de alto teor, com 61,92% em ferro e com sílica baixa (1,28%). O principal contaminante é mesmo o fósforo, que representa 0,82% da amostra. O minério apresenta teor de 3,3% em alumina e perda por calcinação (PPC) igual a 3,12%.

O silicato de sódio se mostrou um bom dispersante nos testes de deslamagem, porém, observou-se que a deslamagem não foi uma etapa que reduziu significativamente o teor de fósforo na amostra. O melhor resultado foi obtido em pH 10,4 com o uso de silicato de sódio na concentração de 300g/t e com a escrubagem da amostra em 1600rpm. O teor de fósforo foi reduzido para 0,59%.

De acordo com os testes de microflotação, concluiu-se que a hematita apresenta alta flotabilidade com o emprego de ácidos graxos na faixa de pH alcalino. A flotabilidade da hematita é máxima entre pH 9 e pH 10 com o uso dos coletores Hidrocol, óleo de arroz e Berol. O Emulgin foi o pior coletor para a hematita. O silicato de sódio mostrou-se um excelente depressor para a hematita nos testes de microflotação com coletores aniônicos. A flotabilidade deste mineral cai de 100% para valores inferiores a 10% entre pH 9 e 10 com o coletor Berol na presença de silicato de sódio.

A flotabilidade da wavellita foi máxima entre pH 11 e 12 para os coletores *tall oil* e Hidrocol. Para o *tall oil* a flotabilidade da wavellita é mais baixa entre pH 9 e 10. Os resultados com o Emulgin foram os piores, apresentando valores abaixo de 30% para pH acima de 10. Com o óleo de arroz a flotabilidade da wavellita aumenta de 30% em pH 9,8 para 85% em pH 10,8. O Hidrocol apresenta-se como melhor coletor ao longo da faixa de pH estudada. Testes com amina mostraram uma flotabilidade superior a 90% entre pH 9,5 e pH 10,6 para a wavellita. Na presença de amido houve uma ligeira queda na flotabilidade, porém o resultado foi superior a 80% entre pH 9,7 e pH 10,2.

O ponto isoelétrico da wavellita está em torno de pH 4,2. A adição da amina eleva ligeiramente o potencial zeta da wavellita, tornando-o menos negativo. A carga de superfície negativa em pH alcalino mostra que o mecanismo de interação eletrostática entre a wavellita e ácidos graxos seja improvável. Já amina poderia se adsorver na wavellita tanto por mecanismo eletrostático como por quimissorção.

Os melhores testes de flotação foram realizados com amido como depressor de óxidos de ferro e amina EDA como coletor de fosfatos. O melhor resultado foi obtido com a flotação em dois estágios, sendo o primeiro com a adição de 500g/t de amido e 150g/t de amina em pH 10,5 e o segundo estágio com a adição de 350g/t de silicato de sódio e 200g/t de *tall oil* em pH 10,7. O concentrado obtido neste teste apresentou um concentrado com teor de fósforo de 0,168%.

7. RELEVÂNCIA DO TRABALHO

O presente trabalho tratou da remoção de fósforo de minério de ferro através da técnica de flotação. Estudos sobre a composição mineralógica da amostra mostraram que a principal fonte do fósforo era a senegalita, e não a wavellita como dito por vários especialistas ligados à mina de Jangada, apesar da wavellita ter sido identificada no minério. Essa identificação trouxe novas informações e conhecimentos a respeito da ocorrência de fosfatos em depósitos de minérios de ferro.

Os resultados obtidos com os testes de flotação mostraram que é possível a redução do teor de fósforo com o uso de amina como coletor. Os produtos obtidos com o teor de 0,168% podem ser blendados com outros minérios, gerando concentrados com a qualidade exigida no mercado. Mesmo sem a blendagem, esses produtos podem encontrar mercados tipo nicho. A flotação com amina pode viabilizar tecnicamente o beneficiamento de vários minérios de ferro com alto teor em fósforo, nos quais fosfatos de alumínio estejam presentes.

Em várias situações, o uso de amina como coletor permitiu também a redução significativa do teor de sílica dos concentrados.

8. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Um estudo geológico e geoquímico mais aprofundado sobre a origem do fósforo nos minérios de ferro, incluindo um mapeamento geológico estrutural dos minérios hematíticos da Mina de Jangada será fundamental para a continuidade dos estudos sobre a redução do teor de fósforo nos minérios. A gênese do fósforo nesta região pode estar associada a eventos hidrotermais, uma vez que os minerais de fósforo aparecem preenchendo fraturas nos corpos hematíticos de Jangada.

A possibilidade de uma maior redução nos teores de fósforo obtidos nos concentrados de flotação com amido e amina não deve ser descartada. O reagente Flotigam 2835-2L pode ser avaliado na flotação em mais de um estágio, ou em dosagens maiores. Existem também diversos outros tipos de amina que podem ser estudados. A avaliação do mineral senegalita em testes de microflotação e potencial zeta também seriam fundamentais na descoberta de um coletor eficiente para fosfatos secundários. A separação magnética isolada ou juntamente com a flotação também pode ser uma etapa importante de redução do teor em fósforo de minérios de ferro.

9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALKMIM, F. F.; MARSHAK, S. **Transamazonian orogeny in the São Francisco craton, Minas Gerais, Brazil: evidence for Paleoproterozoic collision and collapse in the Quadrilátero Ferrífero.** Precambrian Research, Amsterdam, v. 90, 29–58, 1998.

ARAKI, T.; ZOLTAI, T. **The crystal structure of wavellite.** Zeitschrift für Kristallographie, Germany, v. 127, p.21-33, 1968.

ARAÚJO, A. C.; FONSECA, D. C.; SOUZA, C. C. **Hydrometallurgical Routes for the Reduction of Phosphorus in Iron Ore.** In: IV Meeting of the Southern Hemisphere on Mineral Technology; and III Latin-American Congress on Froth Flotation, 1994, Concepción, Chile. Proceedings, Volume III, Chemical Metallurgy – A volume in memory of Alexander Sutulov. Concepción: Andros Ltd, p.83-92, 1994.

ASSIS, S. M.; MONTENEGRO, L. C. M.; PERES, A. E. C. - **Utilization of Hydroxamates in Minerals Froth Flotation.** Minerals Engineering, Great Britain, v.9, nº1, p.103–114, 1996.

BARBOUR, A. P. **Textura, Abrandamento e Distribuição do Fósforo no Minério de Ferro de Itabira, MG.** São Paulo: Faculdade de Filosofia, Ciência e Letras da Universidade de São Paulo. 127p. (Tese, Doutorado em Geologia), 1968.

CHENG, C. Y.; MISRA, V. N.; CLOUGH, J.; MUN, R. **Dephosphorization of Western Australian Iron Ore By Hydrometallurgical Process.** Minerals Engineering, Pergamon, v.12, nº 9, p.1083-1092, 1999.

CID-DRESDNER, H. **Determination and refinement of the crystal structure of turquois, $\text{CuAl}_6(\text{PO}_4)_4(\text{OH})_8 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$.** Zeitschrift für Kristallographie, Germany, v. 121, p.87-113, 1965.

COELHO, L. H.; FONSECA, L.; KANEKO, K. M.; MELO, J. C. **A Origem do Fósforo e sua Localização Espacial nos Minérios de Ferro Enriquecidos Supergenicamente.** In: II Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, Ouro Preto. Anais. Editora ABM, 1999. p.44-52, 1999.

COUTINHO, J. M. V; BARBOUR, A. P. **Fosfatos Secundários no Minério de Ferro da Mina de Cauê, Itabira, e Casa de Pedra, Congonhas do Campo, MG.** In: XXIII Congresso da Sociedade Brasileira de Geologia, Salvador. Anais. p. 187-189, 1969.

CURI, A.; ARAUJO, A. C. **Processos de Fixação do Fósforo em Minérios de Ferro Intemperizados e em Solos.** REM: Revista de Minas, Ouro Preto, v. 41, nº 1 e nº 2, p.131-132, jan.- jun. 1992.

DARDENNE, M. A, SCHOBENHAUS, C. **O Cráton do São Francisco.** In: DARDENNE, M. A, SCHOBENHAUS, C. Metalogênese do Brasil. Brasília: Editora Universidade de Brasília. Capítulo 2, p. 139-156, 2001.

DORR, J. V. N. **Physiographic, Stratigraphic and Structural Development of the Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil.** In: Geological Senvel Professional Paper, 614-A, Washington, DC. United States Government Printing Office, 110p., 1969.

FERNANDES, E. Z. **Caracterização Física, Química, Mineralógica e Metalúrgica dos Produtos Granulados de Minério de Ferro.** Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 329p. (Tese, Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas), 2008.

FLICOTEAUX, R.; LUCAS, J. **Weathering of phosphate minerals.** In: NRIAGU, J. B.; MOORE, P. B. Phosphate minerals. Berlin, Heidelberg, New York, Tokyo: Springer-Verlag, chapter 9, p.292-317, 1984.

FONSECA, D. C.; ARAUJO, A. C. **Estudos de “PFF” (Pellet Feed Fines) Goethítico com o Objetivo de Redução de Fósforo.** In: III Encontro do Hemisfério Sul sobre Tecnologia Mineral e XV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, 1992, São Lourenço. SALUM, M. J. G.; CIMINELLI, V. S. T. Tecnologia Mineral I, Anais, Belo Horizonte: ABTM, Parte A – Vol. 1, p.62-80, 1992.

GARRELS, R. M.; CHRIST, C. L. **Eh-pH Diagrams.** In: GARRELS, R. M.; CHRIST, C. L., Solutions Minerals and Equilibria, New York: Harper & Row, Chapter 7, p.172-266, 1965.

GARRELS, R. M.; CHRIST, C. L. **Some Geological Applications of Mineral Stability Diagrams.** In: GARRELS, R. M.; CHRIST, C. L., Solutions Minerals and Equilibria, New York: Harper & Row, Chapter 11, p.379-400, 1965.

GINESTE, C. **Sénégalite et phosphates associés de Kouroudiako, Falémé, Sénégal.** Le Règne Minéral, v.65, p.13-24, 2005.

GIRODO, A. C. **Pesquisa de Jazidas de Minérios de Ferro.** In: Vários Autores. Minério de Ferro: Processos de Obtenção e sua Utilização na Siderurgia. Belo Horizonte: Cursos ABM, Capítulo 2, 2005.

GONG, W. Q.; PARENTICH, A.; LITTLE, L. H.; WARREN, L. J. **Selective Flotation of Apatite from Iron Oxides.** International Journal of Mineral Processing, Amsterdam, v.34, p.83-102; 1992.

HANNA, H. S.; SOMASUNDARAN, P. **Flotation of Salt-Type Minerals.** Flotation, A. M. Gaudin Memorial volume, AIME, New York, p.197-272, 1976.

KEEGAN, T. D.; ARAKI, T.; MOORE, E. B. **Senegalite, $Al_2(OH)_3(H_2O)(PO_4)$, a novel structure type.** American Mineralogist, v.64, p.1243-1247, 1979.

KOKAL, H. R. **The Origin of Phosphorus in Ironmaking Raw Materials and Methods of Removal – a Review.** In: 63rd Annual Meeting of the Minnesota Section and 51st Annual Mining Symposium - AIME, 1990, Duluth, Minnesota. Proceedings. p.225-258, 1990.

LEJA, J. **Surface Chemistry of Froth Flotation.** New York: Plenum Press, chapters 1, 2 and 6, 1982.

LEMOS, V. P.; COSTA, M. L.; LEMOS, R. L. **Vivianite and Siderite in Lateritic Iron Crust: an Example of Bioreduction.** Química Nova, v. 30, n° 1, p.36-40, 2007.

LUCAS, J.; FLICOTEAUX, R.; NATHAN, Y.; PRÉVÔT, L.; SHAHAT, Y. **Different aspects of phosphorite weathering.** SEPM Special Publication, n°29, p.41-51, 1980.

MARSDEN, R. W. **Iron Ore Exploration and Geology.** In: KENNEDY, B. A. Surface Mining, 2nd Edition. U.S.: SME. Chapter 2, p.48-64, 1990.

MILLER, J. D.; WANG, X.; LI, M. - **A New Collector Chemistry for Phosphate Flotation.** Preprint 01-46, SME Annual Meeting, Denver, Colorado, p.26–28; February 2001.

OLIVEIRA, M. S. **Minério Fosfático Sílico-Carbonatado: Estudo Fundamental.** Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 207p. (Tese, Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas), 2007.

PARÁK, T. **Phosphorus in Different Types of Ore, Sulfides in the Iron Deposits, and the Type and Origin of Ores at Kiruna.** Economic Geology, v. 80, n°3, p.646-665, maio, 1985.

PARKS, G. A. **Adsorption in the Marine Environment.** In: RILEY, J. P., SKIRROW, G. Chemical Oceanography. 2ND Edition. London: Academic Press, chapter 4, p.241-308, 1975.

PECK, A. S.; RABY, L. H., WADSWORTH, M. E. **An Infrared Study of the Flotation of Hematite with Oleic Acid and Sodium.** Transactions SME/AIME, New York, v. 235, p. 301-306, 1966.

PERES, A. E. C. **Processamento Mineral. Métodos de Concentração.** In: Vários Autores. Minério de Ferro: Processos de Obtenção e sua Utilização na Siderurgia. Cursos ABM, Capítulo 6.2. Belo Horizonte; 2005.

PINTO, C. A. F.; YARAR, B.; ARAUJO, A. C. **Apatite flotation kinetics with conventional and new collectors.** In: SME Annual Meeting, Denver, Colorado. Preprint 91-80, p. 25–28, February 1991.

PYATT, J. L. **Dephosphorization of Pelletizing Concentrate At Pea Ridge Iron Ore Co.** Skillings' Mining Review, vol. 79, nº 9, p.4-6, março - 1990.

QUAST, K. **Flotation of hematite using C6–C18 saturated fatty acids.** Minerals Engineering, v.19, Issues 6-8, p.582-597, May-July 2006.

RABELO, P. J. B. **Estudos de Caracterização e Redução do Teor de Fósforo do Minério de Ferro da Mina de Alegria, Mariana, MG.** Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG. Volumes 1 e 2. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas), 1994.

RANJBAR, M. **Dephosphorization of Iranian Iron Oxide Fines By Flotation.** Erzmetall, v.55, nº11, p.612, 2002.

RAO, K. H.; SU, F., FORSSBERG, K. S. E. **Flotation Kinetics of Apatite from Magnetite.** In: Patrick Zhang, Hassan El-Shall, Ronald Wiegel. Proceedings of Beneficiation of Phosphates II - Advances in Research and Practice. SME. Chapter 10, p.103-125, 1999.

ROSIERE, C. A.; CHEMALE Jr., F. **Itabiritos e Minérios de Ferro de Alto Teor do Quadrilátero Ferrífero - Uma Visão Geral e Discussão.** Geonomos, Belo Horizonte, v. 8, n. 2, p. 27-42, 2000.

SANTOS, L. D. **Geologia e Mineralogia de Minérios de Ferro.** In: Vários Autores. Minério de Ferro: Processos de Obtenção e sua Utilização na Siderurgia. Cursos ABM, Capítulo 1. Belo Horizonte; 2005.

SCHWAB, R. G.; HEROLD, H.; COSTA, M. L.; OLIVEIRA, N. P. **The formation of aluminous phosphates through lateritic weathering of rocks.** In: BALASUBRAMANIAN, K. S.; EVANGELOV, V. P. Weathering: its products and deposits. Athens: Theophrastus, v.2, p.369-386, 1989.

SIIRAK, J.; HANCOCK, B. A. **Progress in Developing a Flotation Phosphorous Reduction Process at the Tilden Iron Ore Mine.** In: 63rd Annual Meeting of the Minnesota Section and 51st Annual Mining Symposium - AIME, 1990, Duluth, Minnesota. Proceedings. p.309-320, 1990.

SIS, H.; CHANDER; S. **Reagents Used in the Flotation of Phosphate Ores: a Critical Review.** Minerals Engineering, Pergamon, v.16, p.577-585, 2003.

SLANSKY, M. **Mechanisms of phosphate sedimentation and phosphatite accumulation.** In: SLANSKY, M. Geology of Sedimentary Phosphates. Great Britain: North Oxford Academic. Chapter 5, p.83-159, 1986.

SU, F.; RAO, K. H.; FOSSBERG, K. S. E; SAMSKOG, P. O. **The Influence of Temperature on the Kinetics of Apatite Flotation from Magnetite Fines.** International Journal of Mineral Processing, v.54, p.131-145, 1998.

SUBRAMANIAN, S.; RAO, K. H.; FORSSBERG, K. S. E. **Dispersion Characteristics of Apatite and Magnetite Fines in the Presence of Inorganic and Organic Reagents and its Influence on the Dephosphorization of Magnetite Ore.** In: Patrick Zhang, Hassan El-Shall, Ponisseril Somasundaran, Regis Stana. Proceedings of Beneficiation of Phosphates III - Fundamentals and Technology. SME. Section 1 - Fundamentals I, chapter 3, p.21-31, 2002.

SUN, K.; LU, S.; WANG, D.; LI, Y.; JIN, C. **Selective Flotation Separation of Phosphate and Weak Magnetic Iron Ore using Oleylsarcosinate and Phosphoric Ester as Collectors.** In: Patrick Zhang, Hassan El-Shall, Ponisseril Somasundaran, Regis Stana. Beneficiation of Phosphates - Fundamentals and Technology. SME. Section 2 - Flotation Reagents, p.103-108, 2002.

TANAKA, Y.; KATAYAMA, N.; ARAI, S. **Reagents in phosphate flotation.** In: SOMASUNDARAN, P.; MOUDGIL, B. M., Reagents in Mineral Technology. New York: Marcel Dekker, p.645–661, 1988.

TOLEDO, M. C. M. **Os Fosfatos Aluminosos da Série da Crandalita – Uma Revisão.** Revista do Instituto Geológico, IG São Paulo. São Paulo, v.20, p.49-63, jan/dez 1999.

TORRENT, J. **Activation Energy of the Slow Reaction Between Phosphate and Goethites of Different Morphology.** Australian Journal Soil Research, v.29, p.69-74, 1991.

VIANA, P. R. M; ARAUJO, A. C. **Pesquisa de Minerais de Fósforo em Amostra de Vila do Meio.** FUNDAÇÃO CHRISTIANO OTTONI. Relatório Confidencial, Janeiro de 2007.

ANEXO I

Tabelas de Análises Granulométricas

Análise Granulométrica Jangada Cabeça após Britagem primária e secundária				
Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
12,7	149,17	18,92	18,92	81,08
9,5	228,16	28,93	47,85	52,15
6,8	132,65	16,82	64,67	35,33
4,75	71,09	9,02	73,69	26,31
2,38	74,21	9,41	83,10	16,90
1,19	38,02	4,82	87,92	12,08
0,84	16,26	2,06	89,98	10,02
0,59	9,14	1,16	91,14	8,86
0,297	15,70	1,99	93,13	6,87
0,212	8,35	1,06	94,19	5,81
0,15	5,30	0,67	94,87	5,13
0,106	4,79	0,61	95,47	4,53
0,075	6,78	0,86	96,33	3,67
0,053	1,57	0,20	96,53	3,47
0,045	7,99	1,01	97,54	2,46
0,038	3,56	0,45	98,00	2,00
-0,038	15,80	2,00	100,00	0,00
Total	788,54	100,00		

Análise Granulométrica Jangada Cabeça após Britagem terciária (abert. rolo = 5mm)				
Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
4,75	3,94	0,51	0,51	99,49
2,36	224,82	29,31	29,82	70,18
1,18	202,02	26,33	56,15	43,85
0,84	66,48	8,67	64,82	35,18
0,6	40,04	5,22	70,04	29,96
0,297	63,18	8,24	78,27	21,73
0,212	23,74	3,09	81,37	18,63
0,15	22,24	2,90	84,27	15,73
0,106	14,42	1,88	86,15	13,85
0,075	18,16	2,37	88,51	11,49
0,053	4,97	0,65	89,16	10,84
0,045	18,84	2,46	91,62	8,38
0,038	7,95	1,04	92,65	7,35
-0,038	56,37	7,35	100,00	0,00
Total	767,17	100,00		

Análise Granulométrica Jangada Cabeça após Moagem 1				
Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
4,76	25,59	3,46	3,46	96,54
2,4	42,15	5,70	9,16	90,84
0,6	10,91	1,48	10,64	89,36
0,425	1,33	0,18	10,82	89,18
0,212	8,21	1,11	11,93	88,07
0,15	14,16	1,92	13,84	86,16
0,106	29,28	3,96	17,80	82,20
0,075	82,62	11,17	28,98	71,02
0,053	63,40	8,58	37,55	62,45
0,045	74,44	10,07	47,62	52,38
0,038	26,89	3,64	51,26	48,74
<0,038	360,37	48,74		
Total	739,35	100,00		

Análise Granulométrica Jangada Cabeça após Moagem 2				
Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
4,76	11,18	1,58	1,58	98,42
2,4	76,10	10,72	12,30	87,70
0,6	13,82	1,95	14,24	85,76
0,425	1,26	0,18	14,42	85,58
0,212	7,94	1,12	15,54	84,46
0,15	11,88	1,67	17,21	82,79
0,106	23,46	3,30	20,52	79,48
0,075	68,08	9,59	30,11	69,89
0,053	53,09	7,48	37,59	62,41
0,045	66,14	9,32	46,90	53,10
0,038	32,37	4,56	51,47	48,53
<0,038	344,52	48,53	100,00	
Total	709,84	100,00		

Análise Granulométrica Jangada Cabeça após Moagem 3				
Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
4,76	2,30	0,30	0,30	99,70
2,4	28,16	3,65	3,95	96,05
0,6	7,83	1,02	4,97	95,03
0,425	1,09	0,14	5,11	94,89
0,212	13,88	1,80	6,91	93,09
0,15	31,72	4,11	11,02	88,98
0,106	62,45	8,10	19,12	80,88
0,075	67,95	8,81	27,94	72,06
0,053	59,00	7,65	35,59	64,41
0,045	56,58	7,34	42,93	57,07
0,038	24,58	3,19	46,12	53,88
<0,038	415,34	53,88	100,00	
Total	770,88	100,00		

Análise Granulométrica Jangada Cabeça após Britagem terciária (abert. rolo = 2,5mm)				
Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
2,4	29,69	5,17	5,17	94,83
1,19	198,58	34,55	39,72	60,28
0,6	116,22	20,22	59,94	40,06
0,425	39,00	6,79	66,72	33,28
0,212	56,98	9,91	76,64	23,36
0,15	17,01	2,96	79,60	20,40
0,106	18,50	3,22	82,82	17,18
0,075	15,84	2,76	85,57	14,43
0,053	11,70	2,04	87,61	12,39
0,045	12,49	2,17	89,78	10,22
0,038	7,06	1,23	91,01	8,99
-0,038	51,67	8,99	100,00	0,00
Total	574,74	100,00		

Análise Granulométrica Jangada Cabeça após Moagem 4 - Cinética Moagem 20 min.				
Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
2,4	2,79	0,42	0,42	99,58
1,19	13,68	2,06	2,48	97,52
0,6	2,42	0,36	2,84	97,16
0,425	1,09	0,16	3,01	96,99
0,212	29,15	4,38	7,39	92,61
0,15	49,15	7,39	14,78	85,22
0,106	75,69	11,39	26,17	73,83
0,075	76,65	11,53	37,70	62,30
0,053	63,11	9,49	47,19	52,81
0,045	62,28	9,37	56,56	43,44
0,038	34,71	5,22	61,78	38,22
-0,038	254,08	38,22	100,00	0,00
Total	664,80	100,00		

Análise Granulométrica Jangada Cabeça após Moagem 4 - Cinética Moagem 30 min.				
Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
2,4	1,20	0,19	0,19	99,81
1,19	4,93	0,76	0,95	99,05
0,6	0,52	0,08	1,03	98,97
0,425	0,18	0,03	1,06	98,94
0,212	1,82	0,28	1,34	98,66
0,15	8,52	1,32	2,66	97,34
0,106	36,36	5,63	8,29	91,71
0,075	66,59	10,32	18,61	81,39
0,053	72,81	11,28	29,89	70,11
0,045	79,77	12,36	42,25	57,75
0,038	38,47	5,96	48,21	51,79
-0,038	334,33	51,79	100,00	0,00
Total	645,50	100,00		

Análise Granulométrica Jangada Cabeça após Moagem 4 - Cinética Moagem 40 min.				
Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
2,4	0,32	0,05	0,05	99,95
1,19	2,18	0,32	0,37	99,63
0,6	0,22	0,03	0,40	99,60
0,425	0,08	0,01	0,41	99,59
0,212	0,59	0,09	0,50	99,50
0,15	2,76	0,41	0,91	99,09
0,106	17,60	2,60	3,51	96,49
0,075	49,25	7,28	10,79	89,21
0,053	71,80	10,61	21,39	78,61
0,045	93,86	13,87	35,26	64,74
0,038	44,51	6,58	41,84	58,16
-0,038	393,63	58,16	100,00	0,00
Total	676,80	100,00		

Análise Granulométrica Jangada Cabeça após Moagem 5				
Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
1,19	7,30	1,04	1,04	98,96
0,6	1,99	0,29	1,33	98,67
0,425	0,76	0,11	1,44	98,56
0,212	12,30	1,76	3,20	96,80
0,15	31,13	4,46	7,66	92,34
0,106	53,86	7,71	15,37	84,63
0,075	118,20	16,93	32,30	67,70
0,053	67,25	9,63	41,93	58,07
0,045	83,85	12,01	53,93	46,07
0,038	30,33	4,34	58,28	41,72
-0,038	291,38	41,72	100,00	0,00
Total	698,36	100,00		

Análise Granulométrica Jangada Cabeça após Moagem 6				
Abertura (mm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
2,4	4,10	0,65	0,65	99,35
1,19	10,20	1,62	2,27	97,73
0,6	2,50	0,40	2,67	97,33
0,425	0,80	0,13	2,79	97,21
0,212	3,50	0,56	3,35	96,65
0,15	8,30	1,32	4,67	95,33
0,106	23,70	3,76	8,43	91,57
0,075	80,30	12,75	21,17	78,83
0,053	62,20	9,87	31,05	68,95
0,045	75,00	11,90	42,95	57,05
0,038	36,80	5,84	48,79	51,21
-0,038	322,60	51,21	100,00	0,00
Total	630,00	100,00		

Análise granulométrica - Cyclosizer Lama 1				
Abertura (µm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
26,59	2,89	9,38	9,38	90,62
18,99	1,04	3,39	12,77	87,23
13,76	3,70	11,99	24,76	75,24
9,34	5,65	18,31	43,07	56,93
7,47	3,03	9,82	52,89	47,11
-7,47	14,53	47,11	100,00	0,00
Total	30,84	100,00		

Análise granulométrica - Cyclosizer Lama 2				
Abertura (µm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
26,40	1,92	6,34	6,34	93,66
18,86	0,15	0,49	6,83	93,17
13,66	2,41	7,96	14,79	85,21
9,27	6,33	20,88	35,67	64,33
7,42	3,62	11,93	47,60	52,40
-7,42	15,88	52,40	100,00	0,00
Total	30,31	100,00		

Análise granulométrica - Cyclosizer Lama 3				
Abertura (µm)	Massa (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passante Acumulada
26,85	3,59	7,10	7,10	92,90
19,18	1,68	3,33	10,44	89,56
13,90	3,87	7,66	18,10	81,90
9,43	9,62	19,06	37,16	62,84
7,55	5,60	11,10	48,26	51,74
-7,55	26,11	51,74	100,00	0,00
Total	50,47	100,00		

ANEXO II

Tabelas de Medidas de Potencial Zeta

Medidas de Potencial Zeta da Wavellita com $1 \times 10^{-3} \text{M}$ de NaNO_3						
pH	T (°C)	P.ZETA (mV)	Desvio	Medidas	Voltagem (V)	Condutividade ($\mu\text{S/cm}$)
2,02	21,9	26,39	2,39	19	50	4590
3,06	22,3	13,81	2,359	18	100	484
3,84	22,4	7,89	1,82	18	150	208
5,14	21,9	-8,44	1,109	16	100	137,9
6,02	21,2	-9,36	2,312	17	100	127
6,87	20,9	-11,9	1,312	15	100	113
8,28	22,3	-23,7	1,726	15	100	136,1
9,69	21,2	-22,6	2,015	20	75	135,2
10,85	21,9	-26,4	3,765	33	100	187
12,36	20,7	-30,6	3,171	12	100	127

Medidas de Potencial Zeta da Wavellita com $1 \times 10^{-5} \text{M}$ de NaNO_3						
1,84	18,6	25,36	1,976	18	50	4690
2,72	18,9	15,01	2,906	22	100	627
3,6	19,1	10,81	1,773	18	150	103,5
4,83	21,4	-11,2	1,859	20	100	10,4
7,3	21,5	-21,6	2,906	22	75	8,4
10,28	21	-37,7	1,71	16	75	26,6
12,79	21,1	-36,9	3,734	16	75	891

Medidas de Potencial Zeta da Wavellita com $1 \times 10^{-3} \text{M}$ de NaNO_3 e amina						
1,87	22,2	29,03	3,078	23	50	3920
3,02	22,1	18,84	2	18	75	409
3,83	22,3	11,58	1,671	19	100	151,9
5,28	22,3	10,4	1,656	17	100	134,1
7,26	21,7	-9,58	1,632	16	100	128,4
10,54	22	-19,6	2,578	16	100	179,1
12,73	21,8	-27,1	2,406	16	100	1030

ANEXO III

Testes de Microflotação

Tabela dos testes de Microflotação de Hematita com Hidrocol

Teste	pH	Mineral	Granulometria	Reagente	Concentração	Flotado	Afundado	Alim. Recalculada	% Flotada
1	9,30	Hematita	+75µm-300µm	Hidrocol	8mg/L	0,941	0,051	0,992	94,86
2	9,99	Hematita	+75µm-300µm	Hidrocol	8mg/L	0,823	0,042	0,865	95,14
3	11,16	Hematita	+75µm-300µm	Hidrocol	8mg/L	0,544	0,246	0,790	68,86
4	12,30	Hematita	+75µm-300µm	Hidrocol	8mg/L	0,657	0,165	0,822	79,93
5	8,98	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Hidrocol (138ml)	5x10-3M 8mg/L	0,189	0,634	0,823	22,96
6	10,05	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Hidrocol (138ml)	5x10-3M 8mg/L	0,180	0,652	0,832	21,63
7	11,06	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (85ml) Hidrocol (85ml)	5x10-3M 8mg/L	0,130	0,718	0,848	15,33
8	11,94	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Hidrocol (138ml)	5x10-3M 8mg/L	0,449	0,411	0,860	52,21
20	11,00	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Hidrocol (138ml)	5x10-3M 10mg/L	0,586	0,411	0,997	58,78
21	9,15	Hematita	+75µm-300µm	Hidrocol	10mg/L	0,984	0,000	0,984	100,00
22	10,00	Hematita	+75µm-300µm	Hidrocol	10mg/L	0,966	0,007	0,973	99,28
23	11,07	Hematita	+75µm-300µm	Hidrocol	10mg/L	1,100	0,062	1,162	94,66
24	12,01	Hematita	+75µm-300µm	Hidrocol	10mg/L	0,839	0,179	1,018	82,42
49	10,05	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Hidrocol (138ml)	5x10-2M 10mg/L	0,05	0,748	0,798	6,27
50	9,85	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Hidrocol (138ml)	5x10-3M 10mg/L	0,09	0,697	0,787	11,44
51	9,73	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (85ml) Hidrocol (85ml)	5x10-4M 10mg/L	0,453	0,343	0,796	56,91
52	9,42	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Hidrocol (138ml)	5x10-5M 10mg/L	0,683	0,138	0,821	83,19
5R	9,04	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Hidrocol (138ml)	5x10-3M 10mg/L	0,183	0,785	0,968	18,90
6R	10,04	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Hidrocol (138ml)	5x10-3M 10mg/L	0,252	0,682	0,934	26,98
7R	11,00	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (85ml) Hidrocol (85ml)	5x10-3M 10mg/L	0,260	0,716	0,976	26,64
8R	11,96	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Hidrocol (138ml)	5x10-3M 10mg/L	0,654	0,298	0,952	68,70

Tabela dos testes de Microflotação de Hematita com Berol

Teste	pH	Mineral	Granulometria	Reagente	Concentração	Flotado	Afundado	Alim. Recalculada	% Flotada
9	4,07	Hematita	+75µm-300µm	Berol	10mg/L	0,113	0,792	0,905	12,49
10	4,92	Hematita	+75µm-300µm	Berol	10mg/L	0,924	0,010	0,934	98,93
11	6,77	Hematita	+75µm-300µm	Berol	10mg/L	0,230	0,657	0,887	25,93
12	9,09	Hematita	+75µm-300µm	Berol	10mg/L	0,875	0,012	0,887	98,65
13	10,10	Hematita	+75µm-300µm	Berol	10mg/L	0,869	0,008	0,877	99,09
14	10,99	Hematita	+75µm-300µm	Berol	10mg/L	0,718	0,097	0,815	88,10
15	12,02	Hematita	+75µm-300µm	Berol	10mg/L	0,559	0,167	0,726	77,00
16	9,00	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Berol (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,043	0,804	0,847	5,08
17	9,92	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Berol (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,015	0,739	0,754	1,99
18	10,95	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Berol (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,139	0,687	0,826	16,83
19	12,01	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Berol (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,168	0,637	0,805	20,87
53	9,99	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Berol (138ml)	5×10^{-2} M 10mg/L	0,098	0,714	0,812	12,07
54	9,77	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Berol (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,119	0,68	0,799	14,89
55	9,53	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Berol (138ml)	5×10^{-4} M 10mg/L	0,377	0,522	0,899	41,94
56	9,64	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Berol (138ml)	5×10^{-5} M 10mg/L	0,413	0,481	0,894	46,20

Tabela dos testes de Microflotação de Hematita com Óleo de Arroz

Teste	pH	Mineral	Granulometria	Reagente	Concentração	Flotado	Afundado	Alim. Recalculada	% Flotada
25	9,01	Hematita	+75µm-300µm	Óleo de Arroz	10mg/L	1,008	0,011	1,019	98,92
26	10,11	Hematita	+75µm-300µm	Óleo de Arroz	10mg/L	0,912	0,023	0,935	97,54
27	11,01	Hematita	+75µm-300µm	Óleo de Arroz	10mg/L	0,800	0,155	0,955	83,77
28	11,98	Hematita	+75µm-300µm	Óleo de Arroz	10mg/L	0,658	0,238	0,896	73,44
29	9,16	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Óleo de Arroz (138ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,234	0,777	1,011	23,15
30	10,06	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Óleo de Arroz (138ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,127	0,876	1,003	12,66
31	10,98	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Óleo de Arroz (138ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,135	0,819	0,954	14,15
32	12,05	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Óleo de Arroz (138ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,090	0,880	0,970	9,28
57	9,92	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Óleo de Arroz (138ml)	5x10 ⁻² M 10mg/L	0,063	0,837	0,900	7,00
58	10,03	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Óleo de Arroz (138ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,146	0,749	0,895	16,31
59	9,89	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Óleo de Arroz (138ml)	5x10 ⁻⁴ M 10mg/L	0,177	0,738	0,915	19,34
60	9,93	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Óleo de Arroz (138ml)	5x10 ⁻⁵ M 10mg/L	0,156	0,721	0,877	17,79

Tabela dos testes de Microflotação de Hematita com Emulgin

Teste	pH	Mineral	Granulometria	Reagente	Concentração	Flotado	Afundado	Alim. Recalculada	% Flotada
33	9,28	Hematita	+75µm-300µm	Emulgin	10mg/L	0,842	0,106	0,948	88,82
34	10,06	Hematita	+75µm-300µm	Emulgin	10mg/L	0,728	0,198	0,926	78,62
35	11,08	Hematita	+75µm-300µm	Emulgin	10mg/L	0,772	0,258	1,030	74,95
36	11,98	Hematita	+75µm-300µm	Emulgin	10mg/L	0,713	0,236	0,949	75,13
37	9,12	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Emulgim (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,039	0,993	1,032	3,78
38	10,03	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Emulgim (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,035	0,852	0,887	3,95
39	10,92	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Emulgim (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,008	0,890	0,898	0,89
40	11,91	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Emulgim (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,040	0,891	0,931	4,30
61	9,95	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Emulgim (138ml)	5×10^{-2} M 10mg/L	0,194	0,783	0,977	19,86
62	9,92	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Emulgim (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,242	0,661	0,903	26,80
63	10,02	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Emulgim (138ml)	5×10^{-4} M 10mg/L	0,38	0,643	1,023	37,15
64	9,99	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Emulgim (138ml)	5×10^{-5} M 10mg/L	0,474	0,644	1,118	42,40

Tabela dos testes de Microflotação de Hematita com *tall oil*

Teste	pH	Mineral	Granulometria	Reagente	Concentração	Flotado	Afundado	Alim. Recalculada	% Flotada
41	9,47	Hematita	+75µm-300µm	Tall Oil	10mg/L	1,116	0,041	1,157	96,46
42	10,21	Hematita	+75µm-300µm	Tall Oil	10mg/L	1,043	0,036	1,079	96,66
43	10,99	Hematita	+75µm-300µm	Tall Oil	10mg/L	1,060	0,039	1,099	96,45
44	12,00	Hematita	+75µm-300µm	Tall Oil	10mg/L	1,001	0,081	1,082	92,51
45	9,16	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Tall Oil (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,118	0,757	0,875	13,49
46	10,07	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Tall Oil (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,076	0,792	0,868	8,76
47	10,97	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Tall Oil (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,124	0,792	0,916	13,54
48	12,02	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Tall Oil (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,227	0,697	0,924	24,57
65	9,92	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Tall Oil (138ml)	5×10^{-2} M 10mg/L	0,132	0,721	0,853	15,47
66	9,99	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Tall Oil (138ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,162	0,752	0,914	17,72
67	9,88	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Tall Oil (138ml)	5×10^{-4} M 10mg/L	0,528	0,375	0,903	58,47
68	9,72	Hematita	+75µm-300µm	Silicato (32ml) Tall Oil (138ml)	5×10^{-5} M 10mg/L	0,432	0,46	0,892	48,43

Tabela dos testes de Microflotação de Wavelita com Hidrocol

Teste	pH	Mineral	Granulometria	Reagente	Concentração	Flotado	Afundado	Alim. Recalculada	% Flotada
107	8,82	Wavelita	+75µm-300µm	Hidrocol	5mg/L	0,243	0,599	0,842	28,86
108	9,79	Wavelita	+75µm-300µm	Hidrocol	5mg/L	0,295	0,601	0,896	32,92
109	10,90	Wavelita	+75µm-300µm	Hidrocol	5mg/L	0,322	0,532	0,854	37,70
110	11,87	Wavelita	+75µm-300µm	Hidrocol	5mg/L	0,478	0,449	0,927	51,56
131	8,60	Wavelita	+75µm-300µm	Hidrocol	10mg/L	0,559	0,084	0,643	86,94
132	9,77	Wavelita	+75µm-300µm	Hidrocol	10mg/L	0,589	0,046	0,635	92,76
133	10,97	Wavelita	+75µm-300µm	Hidrocol	10mg/L	0,755	0,011	0,766	98,56
134	11,93	Wavelita	+75µm-300µm	Hidrocol	10mg/L	0,781	0,011	0,792	98,61
151	8,96	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Hidrocol (283ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,581	0,301	0,882	65,87
152	9,80	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Hidrocol (283ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,455	0,36	0,815	55,83
153	10,74	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Hidrocol (283ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,715	0,116	0,831	86,04
154	12,04	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Hidrocol (283ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,609	0,188	0,797	76,41
171	10,01	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Hidrocol (283ml)	5×10^{-2} M 10mg/L	0,389	0,15	0,539	72,17
172	9,91	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Hidrocol (283ml)	5×10^{-3} M 10mg/L	0,382	0,108	0,49	77,96
173	9,93	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Hidrocol (283ml)	5×10^{-4} M 10mg/L	0,334	0,207	0,541	61,74
174	9,86	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Hidrocol (283ml)	5×10^{-5} M 10mg/L	0,305	0,158	0,463	65,87

Tabela dos testes de Microflotação de Wavelita com Óleo de Arroz

Teste	pH	Mineral	Granulometria	Reagente	Concentração	Flotado	Afundado	Alim. Recalculada	% Flotada
111	8,68	Wavelita	+75µm-300µm	Óleo de Arroz	5mg/L	0,25	0,605	0,855	29,24
112	9,87	Wavelita	+75µm-300µm	Óleo de Arroz	5mg/L	0,231	0,63	0,861	26,83
113	10,84	Wavelita	+75µm-300µm	Óleo de Arroz	5mg/L	0,225	0,696	0,921	24,43
114	12,01	Wavelita	+75µm-300µm	Óleo de Arroz	5mg/L	0,298	0,539	0,837	35,60
127	8,85	Wavelita	+75µm-300µm	Óleo de Arroz	10mg/L	0,303	0,491	0,794	38,16
128	9,81	Wavelita	+75µm-300µm	Óleo de Arroz	10mg/L	0,254	0,571	0,825	30,79
129	10,87	Wavelita	+75µm-300µm	Óleo de Arroz	10mg/L	0,648	0,122	0,77	84,16
130	12,06	Wavelita	+75µm-300µm	Óleo de Arroz	10mg/L	0,544	0,195	0,739	73,61
147	8,76	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Óleo de Arroz (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,245	0,611	0,856	28,62
148	9,98	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Óleo de Arroz (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,376	0,485	0,861	43,67
149	10,83	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Óleo de Arroz (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,531	0,345	0,876	60,62
150	11,88	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Óleo de Arroz (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,659	0,151	0,81	81,36
167	9,71	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Óleo de Arroz (283ml)	5x10 ⁻² M 10mg/L	0,337	0,578	0,915	36,83
168	9,95	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Óleo de Arroz (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,391	0,521	0,912	42,87
169	9,74	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Óleo de Arroz (283ml)	5x10 ⁻⁴ M 10mg/L	0,451	0,442	0,893	50,50
170	9,58	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Óleo de Arroz (283ml)	5x10 ⁻⁵ M 10mg/L	0,395	0,517	0,912	43,31

Tabela dos testes de Microflotação de Wavelita com Berol

Teste	pH	Mineral	Granulometria	Reagente	Concentração	Flotado	Afundado	Alim. Recalculada	% Flotada
115	8,93	Wavelita	+75µm-300µm	Berol	5mg/L	0,441	0,411	0,852	51,76
116	9,75	Wavelita	+75µm-300µm	Berol	5mg/L	0,431	0,497	0,928	46,44
117	11,10	Wavelita	+75µm-300µm	Berol	5mg/L	0,416	0,441	0,857	48,54
118	11,89	Wavelita	+75µm-300µm	Berol	5mg/L	0,341	0,557	0,898	37,97
135	8,74	Wavelita	+75µm-300µm	Berol	10mg/L	0,376	0,263	0,639	58,84
136	9,87	Wavelita	+75µm-300µm	Berol	10mg/L	0,341	0,328	0,669	50,97
137	11,01	Wavelita	+75µm-300µm	Berol	10mg/L	0,316	0,387	0,703	44,95
138	12,09	Wavelita	+75µm-300µm	Berol	10mg/L	0,158	0,541	0,699	22,60
155	8,93	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Berol (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,294	0,502	0,796	36,93
156	9,91	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Berol (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,234	0,587	0,821	28,50
157	10,76	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Berol (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,259	0,565	0,824	31,43
158	11,92	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Berol (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,219	0,583	0,802	27,31
175	9,98	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Berol (283ml)	5x10 ⁻² M 10mg/L	0,291	0,259	0,55	52,91
176	9,94	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Berol (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,275	0,258	0,533	51,59
177	9,94	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Berol (283ml)	5x10 ⁻⁴ M 10mg/L	0,278	0,264	0,542	51,29
178	9,83	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Berol (283ml)	5x10 ⁻⁵ M 10mg/L	0,443	0,477	0,92	48,15

Tabela dos testes de Microflotação de Wavelita com Emulgim

Teste	pH	Mineral	Granulometria	Reagente	Concentração	Flotado	Afundado	Alim. Recalculada	% Flotada
119	8,66	Wavelita	+75µm-300µm	Emulgim	10mg/L	0,184	0,684	0,868	21,20
120	9,80	Wavelita	+75µm-300µm	Emulgim	10mg/L	0,306	0,591	0,897	34,11
121	10,94	Wavelita	+75µm-300µm	Emulgim	10mg/L	0,198	0,63	0,828	23,91
122	11,99	Wavelita	+75µm-300µm	Emulgim	10mg/L	0,146	0,738	0,884	16,52
139	8,88	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Emulgim (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,221	0,675	0,896	24,67
140	9,96	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Emulgim (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,271	0,608	0,879	30,83
141	10,93	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Emulgim (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,347	0,61	0,957	36,26
142	11,88	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Emulgim (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,307	0,626	0,933	32,90
163	9,96	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Emulgim (283ml)	5x10 ⁻² M 10mg/L	0,311	0,473	0,784	39,67
164	9,89	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Emulgim (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,231	0,529	0,76	30,39
165	9,59	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Emulgim (283ml)	5x10 ⁻⁴ M 10mg/L	0,301	0,456	0,757	39,76
166	9,58	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Emulgim (283ml)	5x10 ⁻⁵ M 10mg/L	0,273	0,485	0,758	36,02

Tabela dos testes de Microflotação de Wavelita com *tall oil*

Teste	pH	Mineral	Granulometria	Reagente	Concentração	Flotado	Afundado	Alim. Recalculada	% Flotada
123	8,94	Wavelita	+75µm-300µm	Tall Oil	10mg/L	0,582	0,143	0,725	80,28
124	9,74	Wavelita	+75µm-300µm	Tall Oil	10mg/L	0,473	0,225	0,698	67,77
125	10,96	Wavelita	+75µm-300µm	Tall Oil	10mg/L	0,708	0,017	0,725	97,66
126	12,04	Wavelita	+75µm-300µm	Tall Oil	10mg/L	0,841	0,023	0,864	97,34
143	8,97	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Tall Oil (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,598	0,366	0,964	62,03
144	9,90	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Tall Oil (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,702	0,223	0,925	75,89
145	11,05	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Tall Oil (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,736	0,106	0,842	87,41
146	11,89	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Tall Oil (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,914	0,072	0,986	92,70
159	9,78	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Tall Oil (283ml)	5x10 ⁻² M 10mg/L	0,341	0,432	0,773	44,11
160	9,93	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Tall Oil (283ml)	5x10 ⁻³ M 10mg/L	0,551	0,237	0,788	69,92
161	9,58	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Tall Oil (283ml)	5x10 ⁻⁴ M 10mg/L	0,78	0,003	0,783	99,62
162	9,66	Wavelita	+75µm-300µm	Silicato (67ml) Tall Oil (283ml)	5x10 ⁻⁵ M 10mg/L	0,595	0,189	0,784	75,89

Tabela dos testes de Microflotação de Wavelita com Amina EDA

Teste	pH	Mineral	Granulometria	Reagente	Concentração	Flotado	Afundado	Alim. Recalculada	% Flotada
179	8,49	Wavelita	+75µm-300µm	Amina EDA-3	10mg/L	0,65	0,336	0,986	65,92
180	9,70	Wavelita	+75µm-300µm	Amina EDA-3	10mg/L	0,846	0,062	0,908	93,17
181	10,76	Wavelita	+75µm-300µm	Amina EDA-3	10mg/L	0,626	0,131	0,757	82,69
182	11,96	Wavelita	+75µm-300µm	Amina EDA-3	10mg/L	0,043	0,739	0,782	5,50
183	8,63	Wavelita	+75µm-300µm	Amido (67ml) Amina EDA-3 (283ml)	10mg/l 10mg/l	0,355	0,514	0,869	40,85
184	9,97	Wavelita	+75µm-300µm	Amido (67ml) Amina EDA-3 (283ml)	10mg/l 10mg/l	0,652	0,118	0,77	84,68
185	11,00	Wavelita	+75µm-300µm	Amido (67ml) Amina EDA-3 (283ml)	10mg/l 10mg/l	0,404	0,288	0,692	58,38
186	12,02	Wavelita	+75µm-300µm	Amido (67ml) Amina EDA-3 (283ml)	10mg/l 10mg/l	0,187	0,684	0,871	21,47

ANEXO IV

Testes de Flotação com Hidrocol

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
5	Deslamado 4	Silicato de Sódio 2%	350	Hidrocol 1%	300	11,0	-	Alim. rec.	65,145	1,113	1,906	0,625	2,133	451,370
								Flotado	63,857	1,280	2,560	0,709	2,430	107,970
								Afundado	65,550	1,060	1,700	0,599	2,040	343,400
8	deslamado 7	Silicato de Sódio 2%	350	Hidrocol 1%	400	10,5	10,9	Alim. rec.	63,416	1,405	2,931	0,761	2,349	497,200
								Flotado	64,937	1,200	1,730	0,492	3,020	145,800
								Afundado	62,785	1,490	3,430	0,873	2,070	351,400
9	deslamado 7	Silicato de Sódio 2%	500	Hidrocol 1%	400	10,5	10,7	Alim. rec.	63,172	1,190	2,458	0,703	2,421	497,100
								Flotado	62,145	1,430	3,560	0,887	3,120	146,100
								Afundado	63,600	1,090	2,000	0,627	2,130	351,000
16	deslamado 7	Silicato de Sódio 2%	500	Hidrocol 1%	200	10,5	-	Alim. rec.	64,396	1,144	2,182	0,627	2,278	494,000
								Flotado	61,790	1,400	3,320	0,964	2,930	86,600
								Afundado	64,950	1,090	1,940	0,555	2,140	407,400
17	deslamado 7	Silicato de Sódio 2%	500	Hidrocol 1%	300	10,5	10,3	Alim. rec.	64,649	1,157	2,183	0,599	2,552	494,800
								Flotado	62,889	1,430	3,390	0,861	4,040	109,400
								Afundado	65,149	1,080	1,840	0,525	2,130	385,400
33	deslamado 9	HX 3%	200	Hidrocol 1%	200	10,5	10,3	Alim. rec.	64,992	0,848	2,301	0,575	2,295	496,300
								Flotado	63,740	1,020	2,880	0,740	2,670	108,100
								Afundado	65,340	0,800	2,140	0,529	2,190	388,200
34	deslamado 9	HX 3%	200	Hidrocol 1%	300	10,5	10,4	Alim. rec.	65,060	0,756	2,137	0,591	2,384	497,100
								Flotado	63,660	0,790	3,140	0,762	2,700	162,500
								Afundado	65,740	0,740	1,650	0,508	2,230	334,600
35	deslamado 9	HX 3%	200	Hidrocol 1%	400	10,5	10,3	Alim. rec.	64,715	0,818	2,483	0,644	2,511	499,300
								Flotado	64,250	0,790	2,840	0,742	2,710	216,100
								Afundado	65,070	0,840	2,210	0,570	2,360	283,200
36	deslamado 9	HX 3%	300	Hidrocol 1%	200	10,5	10,5	Alim. rec.	65,029	0,757	2,369	0,645	2,326	496,300
								Flotado	62,960	1,010	3,620	0,952	2,980	90,500
								Afundado	65,490	0,700	2,090	0,576	2,180	405,800
37	deslamado 9	HX 3%	300	Hidrocol 1%	300	10,5	10,3	Alim. rec.	65,412	0,842	2,033	0,572	2,329	496,500
								Flotado	63,460	0,950	3,210	0,812	2,980	112,000
								Afundado	65,980	0,810	1,690	0,502	2,140	384,500
38	deslamado 9	HX 3%	300	Hidrocol 1%	400	10,5	10,4	Alim. rec.	65,087	0,817	2,295	0,645	2,419	497,700
								Flotado	63,190	0,920	3,500	0,926	2,850	156,900
								Afundado	65,960	0,770	1,740	0,516	2,220	340,800

Testes de Flotação com Hidrocol

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al ₂ O ₃ no Rejeito (%)	Recuperação de SiO ₂ no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC								
5	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	76,079	76,552	27,122	32,133	27,519	1,102	1,243	1,113
	Flotado	23,92	23,45	27,52	32,13	27,12	27,25								
	Afundado	76,08	76,55	72,48	67,87	72,88	72,75								
8	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	70,676	69,972	18,952	17,306	25,046	0,738	0,698	0,882
	Flotado	29,32	30,03	25,05	17,31	18,95	37,71								
	Afundado	70,68	69,97	74,95	82,69	81,05	62,29								
9	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	70,610	71,088	37,061	42,559	35,320	1,203	1,350	1,159
	Flotado	29,39	28,91	35,32	42,56	37,06	37,88								
	Afundado	70,61	71,09	64,68	57,44	62,94	62,12								
16	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	82,470	83,179	26,966	26,674	21,447	1,351	1,341	1,162
	Flotado	17,53	16,82	21,45	26,67	26,97	22,54								
	Afundado	82,47	83,18	78,55	73,33	73,03	77,46								
17	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	77,890	78,492	31,765	34,339	27,318	1,303	1,382	1,171
	Flotado	22,11	21,51	27,32	34,34	31,77	35,00								
	Afundado	77,89	78,49	72,68	65,66	68,23	65,00								
33	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	78,219	78,638	28,033	27,260	26,202	1,197	1,175	1,143
	Flotado	21,78	21,36	26,20	27,26	28,03	25,35								
	Afundado	78,22	78,64	73,80	72,74	71,97	74,65								
34	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	67,310	68,014	42,146	48,031	34,144	1,245	1,402	1,050
	Flotado	32,69	31,99	34,14	48,03	42,15	37,03								
	Afundado	67,31	68,01	65,86	51,97	57,85	62,97								
35	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	56,719	57,030	49,833	49,510	41,781	1,148	1,141	0,976
	Flotado	43,28	42,97	41,78	49,51	49,83	46,70								
	Afundado	56,72	57,03	58,22	50,49	50,17	53,30								
36	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	81,765	82,345	26,932	27,864	24,344	1,311	1,342	1,225
	Flotado	18,23	17,65	24,34	27,86	26,93	23,36								
	Afundado	81,77	82,35	75,66	72,14	73,07	76,64								
37	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	77,442	78,115	32,027	35,620	25,464	1,297	1,405	1,104
	Flotado	22,56	21,88	25,46	35,62	32,03	28,86								
	Afundado	77,44	78,12	74,54	64,38	67,97	71,14								
38	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	68,475	69,394	45,241	48,081	35,487	1,369	1,449	1,117
	Flotado	31,53	30,61	35,49	48,08	45,24	37,15								
	Afundado	68,47	69,39	64,51	51,92	54,76	62,85								

Testes de Flotação com Óleo de Arroz

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
10	deslamado 7	Silicato de Sódio 2%	350	Óleo de Arroz 1%	200	10,5	10,7	Alim. rec.	63,770	1,172	2,443	0,737	2,412	497,200
								Flotado	62,531	1,420	3,410	0,833	2,900	71,900
								Afundado	63,979	1,130	2,280	0,721	2,330	425,300
11	deslamado 7	Silicato de Sódio 2%	350	Óleo de Arroz 1%	300	10,6	-	Alim. rec.	65,034	1,082	2,016	0,625	2,145	497,100
								Flotado	62,590	1,400	3,360	0,838	2,960	92,200
								Afundado	65,590	1,010	1,710	0,577	1,960	404,900
12	deslamado 7	Silicato de Sódio 2%	350	Óleo de Arroz 1%	400	10,5	10,7	Alim. rec.	64,462	1,142	2,221	0,686	2,313	498,000
								Flotado	62,278	1,390	3,260	0,831	2,900	123,200
								Afundado	65,180	1,060	1,880	0,638	2,120	374,800
13	deslamado 7	Silicato de Sódio 2%	500	Óleo de Arroz 1%	200	10,5	10,7	Alim. rec.	64,912	1,100	2,026	0,658	2,220	497,900
								Flotado	61,563	1,470	3,340	1,070	2,970	58,700
								Afundado	65,360	1,050	1,850	0,603	2,120	439,200
15	deslamado 7	Silicato de Sódio 2%	500	Óleo de Arroz 1%	400	10,5	10,7	Alim. rec.	64,666	1,112	2,050	0,622	2,058	497,000
								Flotado	62,028	1,340	3,050	0,908	2,940	105,800
								Afundado	65,380	1,050	1,780	0,545	1,820	391,200
39	deslamado 9	HX 3%	200	Óleo de Arroz 1%	200	10,5	10,5	Alim. rec.	64,559	0,841	2,699	0,750	2,481	497,000
								Flotado	63,150	0,770	3,790	1,049	2,800	145,000
								Afundado	65,140	0,870	2,250	0,627	2,350	352,000
40	deslamado 9	HX 3%	200	Óleo de Arroz 1%	300	10,5	10,4	Alim. rec.	65,171	0,755	2,073	0,589	2,266	495,600
								Flotado	64,310	0,670	3,000	0,776	2,370	172,200
								Afundado	65,630	0,800	1,580	0,489	2,210	323,400
43	deslamado 10	HX 3%	300	Óleo de Arroz 1%	300	10,5	10,4	Alim. rec.	64,406	0,847	2,724	0,680	2,556	497,200
								Flotado	63,910	0,820	3,140	0,826	2,730	163,700
								Afundado	64,650	0,860	2,520	0,609	2,470	333,500
44	deslamado 10	HX 3%	300	Óleo de Arroz 1%	400	10,5	10,4	Alim. rec.	64,407	0,808	2,716	0,644	2,440	497,700
								Flotado	63,450	0,820	3,450	0,788	2,670	188,300
								Afundado	64,990	0,800	2,270	0,557	2,300	309,400

Testes de Flotação com Óleo de Arroz

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al ₂ O ₃ no Rejeito (%)	Recuperação de SiO ₂ no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC								
10	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	85,539	85,820	16,340	20,182	17,522	1,087	1,237	1,134
	Flotado	14,46	14,18	17,52	20,18	16,34	17,38								
	Afundado	85,54	85,82	82,48	79,82	83,66	82,62								
11	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	81,452	82,149	24,852	30,912	23,991	1,234	1,435	1,205
	Flotado	18,55	17,85	23,99	30,91	24,85	25,59								
	Afundado	81,45	82,15	76,01	69,09	75,15	74,41								
12	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	75,261	76,099	29,979	36,306	30,121	1,168	1,347	1,172
	Flotado	24,74	23,90	30,12	36,31	29,98	31,02								
	Afundado	75,26	76,10	69,88	63,69	70,02	68,98								
13	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	88,210	88,819	19,170	19,439	15,762	1,373	1,384	1,219
	Flotado	11,79	11,18	15,76	19,44	19,17	15,77								
	Afundado	88,21	88,82	84,24	80,56	80,83	84,23								
15	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	78,712	79,581	31,062	31,667	25,659	1,325	1,344	1,160
	Flotado	21,29	20,42	25,66	31,67	31,06	30,40								
	Afundado	78,71	79,58	74,34	68,33	68,94	69,60								
39	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	70,825	71,462	40,800	40,964	26,718	1,314	1,318	0,955
	Flotado	29,18	28,54	26,72	40,96	40,80	32,92								
	Afundado	70,82	71,46	73,28	59,04	59,20	67,08								
40	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	65,254	65,713	45,799	50,274	30,841	1,273	1,392	0,924
	Flotado	34,75	34,29	30,84	50,27	45,80	36,35								
	Afundado	65,25	65,71	69,16	49,73	54,20	63,65								
43	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	67,076	67,329	39,967	37,951	31,881	1,171	1,123	0,982
	Flotado	32,92	32,67	31,88	37,95	39,97	35,17								
	Afundado	67,08	67,33	68,12	62,05	60,03	64,83								
44	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	62,166	62,728	46,265	48,051	38,417	1,204	1,248	1,025
	Flotado	37,83	37,27	38,42	48,05	46,27	41,40								
	Afundado	62,17	62,73	61,58	51,95	53,73	58,60								

Testes de Flotação com Berol

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
18	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	350	Berol 2%	200	10,5	10,5	Alim. rec.	65,172	1,096	2,044	0,573	2,207	495,800
								Flotado	61,953	1,490	3,600	0,903	3,260	41,900
								Afundado	65,469	1,060	1,900	0,542	2,110	453,900
19	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	350	Berol 2%	100	10,5	10,5	Alim. rec.	64,544	1,139	2,122	0,660	2,194	493,400
								Flotado	60,951	1,630	3,770	0,904	3,360	18,000
								Afundado	64,680	1,120	2,060	0,651	2,150	475,400
21	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	500	Berol 2%	100	10,5	10,4	Alim. rec.	64,588	1,138	2,193	0,714	2,275	496,900
								Flotado	61,834	1,590	3,730	1,065	3,370	19,500
								Afundado	64,700	1,120	2,130	0,700	2,230	477,400
23	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	500	Berol 2%	300	10,6	10,9	Alim. rec.	64,835	0,850	2,466	0,606	2,296	498,000
								Flotado	64,340	0,770	2,760	0,683	2,550	165,200
								Afundado	65,080	0,890	2,320	0,568	2,170	332,800
65	deslamado 11	Amido 1%	500	Berol 1%	50	10,7	10,5	Alim. rec.	64,979	0,755	2,324	0,694	2,293	499,900
								Flotado	61,440	1,310	3,960	1,005	3,840	4,300
								Afundado	65,010	0,750	2,310	0,691	2,280	495,600
66	deslamado 11	Amido 1%	500	Berol 1%	100	10,7	10,6	Alim. rec.	65,006	0,726	2,255	0,562	2,317	499,700
								Flotado	61,920	1,160	3,990	0,822	3,520	7,100
								Afundado	65,050	0,720	2,230	0,558	2,300	492,600
67	deslamado 11	Amido 1%	500	Berol 1%	200	10,7	10,6	Alim. rec.	65,036	0,724	2,262	0,636	2,358	499,100
								Flotado	62,430	1,280	3,570	0,846	3,480	12,000
								Afundado	65,100	0,710	2,230	0,631	2,330	487,100
68	deslamado 12	Amido 1%	350	Berol 1%	100	10,5	10,7	Alim. rec.	65,356	0,745	2,020	0,568	2,352	499,600
								Flotado	62,590	1,120	3,630	0,844	3,350	6,100
								Afundado	65,390	0,740	2,000	0,565	2,340	493,500
69	deslamado 12	Amido 1%	350	Berol 1%	200	10,5	10,7	Alim. rec.	65,144	0,697	2,237	0,632	2,339	499,300
								Flotado	63,120	1,220	3,390	0,828	3,230	15,700
								Afundado	65,210	0,680	2,200	0,626	2,310	483,600

Testes de Flotação com Berol

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al ₂ O ₃ no Rejeito (%)	Recuperação de SiO ₂ no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC								
18	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	91,549	91,966	13,329	14,887	11,485	1,327	1,415	1,219
	Flotado	8,45	8,03	11,49	14,89	13,33	12,48								
	Afundado	91,55	91,97	88,51	85,11	86,67	87,52								
19	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	96,352	96,555	4,995	6,480	5,223	1,214	1,394	1,243
	Flotado	3,65	3,45	5,22	6,48	5,00	5,59								
	Afundado	96,35	96,55	94,78	93,52	95,00	94,41								
21	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	96,076	96,243	5,851	6,675	5,481	1,262	1,354	1,219
	Flotado	3,92	3,76	5,48	6,68	5,85	5,81								
	Afundado	96,08	96,24	94,52	93,32	94,15	94,19								
23	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	66,827	67,080	37,379	37,128	30,044	1,103	1,097	0,935
	Flotado	33,17	32,92	30,04	37,13	37,38	36,84								
	Afundado	66,83	67,08	69,96	62,87	62,62	63,16								
65	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	99,140	99,187	1,246	1,466	1,493	1,241	1,347	1,359
	Flotado	0,86	0,81	1,49	1,47	1,25	1,44								
	Afundado	99,14	99,19	98,51	98,53	98,75	98,56								
66	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	98,579	98,647	2,079	2,514	2,269	1,244	1,371	1,301
	Flotado	1,42	1,35	2,27	2,51	2,08	2,16								
	Afundado	98,58	98,65	97,73	97,49	97,92	97,84								
67	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	97,596	97,692	3,197	3,794	4,252	1,182	1,292	1,371
	Flotado	2,40	2,31	4,25	3,79	3,20	3,55								
	Afundado	97,60	97,69	95,75	96,21	96,80	96,45								
68	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	98,779	98,831	1,813	2,194	1,836	1,249	1,377	1,257
	Flotado	1,22	1,17	1,84	2,19	1,81	1,74								
	Afundado	98,78	98,83	98,16	97,81	98,19	98,26								
69	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	96,856	96,953	4,117	4,764	5,504	1,169	1,262	1,361
	Flotado	3,14	3,05	5,50	4,76	4,12	4,34								
	Afundado	96,86	96,95	94,50	95,24	95,88	95,66								

Testes de Flotação com *tall oil*

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
24	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	350	Tall Oil 1%	100	10,5	10,3	Alim. rec.	65,231	0,796	2,276	0,580	2,185	497,500
								Flotado	63,030	1,250	3,570	0,892	3,260	79,600
								Afundado	65,650	0,710	2,030	0,521	1,980	417,900
25	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	350	Tall Oil 1%	200	10,5	10,7	Alim. rec.	64,982	0,926	2,233	0,620	2,330	497,400
								Flotado	62,370	1,370	3,580	0,889	3,120	123,000
								Afundado	65,840	0,780	1,790	0,531	2,070	374,400
26	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	350	Tall Oil 1%	300	10,5	10,9	Alim. rec.	64,791	0,882	2,356	0,652	2,367	496,800
								Flotado	62,610	1,150	3,440	0,898	3,090	164,400
								Afundado	65,870	0,750	1,820	0,530	2,010	332,400
27	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	500	Tall Oil 1%	100	10,5	10,6	Alim. rec.	65,074	0,855	2,184	0,607	2,273	496,800
								Flotado	63,150	1,230	3,570	0,911	3,080	91,700
								Afundado	65,510	0,770	1,870	0,538	2,090	405,100
28	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	500	Tall Oil 1%	200	10,5	10,3	Alim. rec.	65,011	0,804	2,324	0,593	2,208	497,300
								Flotado	63,030	1,170	3,460	0,884	3,060	125,500
								Afundado	65,680	0,680	1,940	0,495	1,920	371,800
29	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	500	Tall Oil 1%	300	10,5	10,7	Alim. rec.	65,171	0,926	2,452	0,678	1,925	489,400
								Flotado	62,870	1,340	3,620	0,932	2,930	157,200
								Afundado	66,260	0,730	1,900	0,558	1,450	332,200
45	deslamado 10	HX 3%	200	Tall oil 1%	200	10,5	9,9	Alim. rec.	64,859	0,836	2,474	0,635	2,443	499,600
								Flotado	64,410	0,790	2,870	0,692	2,450	321,500
								Afundado	65,670	0,920	1,760	0,533	2,430	178,100
46	deslamado 10	HX 3%	200	Tall oil 1%	100	10,5	10,2	Alim. rec.	65,548	0,763	2,045	0,578	2,318	499,000
								Flotado	64,700	0,770	2,740	0,723	2,550	168,600
								Afundado	65,980	0,760	1,690	0,504	2,200	330,400
47	deslamado 10	HX 3%	200	Tall oil 1%	50	10,5	10,8	Alim. rec.	65,371	0,753	2,032	0,564	2,333	497,600
								Flotado	63,310	0,890	3,430	0,772	2,810	95,500
								Afundado	65,860	0,720	1,700	0,514	2,220	402,100
48	deslamado 10	HX 3%	300	Tall oil 1%	50	10,5	10,5	Alim. rec.	64,591	0,755	2,545	0,657	2,384	496,800
								Flotado	62,760	0,980	3,710	0,870	3,050	83,300
								Afundado	64,960	0,710	2,310	0,614	2,250	413,500
49	deslamado 12	HX 3%	300	Tall oil 1%	100	10,6	10,5	Alim. rec.	65,306	0,731	2,053	0,586	2,375	497,000
								Flotado	63,810	0,790	3,300	0,877	2,720	132,500
								Afundado	65,850	0,710	1,600	0,480	2,250	364,500
50	deslamado 12	HX 3%	300	Tall oil 1%	200	10,5	10,3	Alim. rec.	65,424	0,727	2,028	0,567	2,275	496,800
								Flotado	64,310	0,750	2,830	0,755	2,500	210,000
								Afundado	66,240	0,710	1,440	0,430	2,110	286,800
70	deslamado 12	Amido 1%	350	Tall oil 1%	100	10,6	10,6	Alim. rec.	64,869	0,788	2,401	0,702	2,416	498,900
								Flotado	62,970	1,090	3,460	0,875	3,130	79,700
								Afundado	65,230	0,730	2,200	0,669	2,280	419,200
71	deslamado 12	Amido 1%	350	Tall oil 1%	200	10,5	10,7	Alim. rec.	65,126	0,617	2,005	0,581	2,407	496,800
								Flotado	61,830	0,920	3,600	0,926	3,290	90,500
								Afundado	65,860	0,550	1,650	0,504	2,210	406,300

Testes de Flotação com *tall oil*

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al ₂ O ₃ no Rejeito (%)	Recuperação de SiO ₂ no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC								
24	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	84,000	84,540	24,592	25,092	25,113	1,335	1,353	1,354
	Flotado	16,00	15,46	25,11	25,09	24,59	23,87								
	Afundado	84,00	84,54	74,89	74,91	75,41	76,13								
25	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	75,271	76,265	35,485	39,652	36,589	1,329	1,453	1,362
	Flotado	24,73	23,73	36,59	39,65	35,48	33,12								
	Afundado	75,27	76,27	63,41	60,35	64,52	66,88								
26	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	66,908	68,022	45,593	48,316	43,129	1,335	1,410	1,270
	Flotado	33,09	31,98	43,13	48,32	45,59	43,19								
	Afundado	66,91	68,02	56,87	51,68	54,41	56,81								
27	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	81,542	82,088	27,709	30,175	26,557	1,325	1,407	1,287
	Flotado	18,46	17,91	26,56	30,17	27,71	25,01								
	Afundado	81,54	82,09	73,44	69,83	72,29	74,99								
28	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	74,764	75,533	37,610	37,579	36,740	1,364	1,363	1,339
	Flotado	25,24	24,47	36,74	37,58	37,61	34,98								
	Afundado	74,76	75,53	63,26	62,42	62,39	65,02								
29	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	67,879	69,013	44,146	47,412	46,485	1,327	1,417	1,391
	Flotado	32,12	30,99	46,48	47,41	44,15	48,88								
	Afundado	67,88	69,01	53,52	52,59	55,85	51,12								
45	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	35,649	36,094	70,093	74,643	60,786	1,151	1,289	0,936
	Flotado	64,35	63,91	60,79	74,64	70,09	64,54								
	Afundado	35,65	36,09	39,21	25,36	29,91	35,46								
46	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	66,212	66,649	42,264	45,275	34,081	1,210	1,286	1,016
	Flotado	33,79	33,35	34,08	45,28	42,26	37,17								
	Afundado	66,21	66,65	65,92	54,72	57,74	62,83								
47	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	80,808	81,413	26,293	32,396	22,695	1,250	1,449	1,134
	Flotado	19,19	18,59	22,70	32,40	26,29	23,11								
	Afundado	80,81	81,41	77,30	67,60	73,71	76,89								
48	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	83,233	83,708	22,206	24,445	21,756	1,211	1,289	1,195
	Flotado	16,77	16,29	21,76	24,45	22,21	21,45								
	Afundado	83,23	83,71	78,24	75,55	77,79	78,55								
49	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	73,340	73,951	39,910	42,849	28,799	1,373	1,459	1,072
	Flotado	26,66	26,05	28,80	42,85	39,91	30,53								
	Afundado	73,34	73,95	71,20	57,15	60,09	69,47								
50	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	57,729	58,449	56,249	59,000	43,613	1,345	1,423	1,043
	Flotado	42,27	41,55	43,61	59,00	56,25	46,45								
	Afundado	57,73	58,45	56,39	41,00	43,75	53,55								
70	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	84,025	84,493	19,915	23,018	22,111	1,164	1,276	1,244
	Flotado	15,98	15,51	22,11	23,02	19,91	20,70								
	Afundado	84,02	84,49	77,89	76,98	80,09	79,30								
71	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	81,783	82,705	29,040	32,704	27,145	1,399	1,524	1,335
	Flotado	18,22	17,29	27,14	32,70	29,04	24,90								
	Afundado	81,78	82,71	72,86	67,30	70,96	75,10								

Testes de Flotação com Silicato de Sódio e Amina

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
59	deslamado 11	Silicato de Sódio 1%	350	Amina 2%	50	10,5	10,7	Alim. rec.	65,091	0,806	2,149	0,630	2,384	498,900
								Flotado	64,080	1,140	2,860	0,792	2,350	254,100
								Afundado	66,140	0,460	1,410	0,462	2,420	244,800
60	deslamado 11	Silicato de Sódio 1%	500	Amina 2%	50	10,5	10,7	Alim. rec.	65,010	0,905	2,137	0,594	2,420	498,300
								Flotado	63,460	1,290	3,120	0,853	2,420	232,000
								Afundado	66,360	0,570	1,280	0,369	2,420	266,300
61	deslamado 11	Silicato de Sódio 1%	1000	Amina 2%	50	10,5	10,6	Alim. rec.	64,890	0,812	2,298	0,641	2,429	498,600
								Flotado	62,800	1,320	3,770	1,042	2,500	178,000
								Afundado	66,050	0,530	1,480	0,418	2,390	320,600
62	deslamado 11	Silicato de Sódio 1%	1000	Amina 2%	50	10,5	10,6	Alim. rec.	65,064	0,753	2,208	0,660	2,325	498,300
								Flotado	63,410	1,330	3,490	0,968	2,530	178,900
								Afundado	65,990	0,430	1,490	0,488	2,210	319,400
63	deslamado 11	Silicato de Sódio 1%	1500	Amina 2%	50	10,5	10,7	Alim. rec.	65,005	0,881	2,169	0,599	2,374	495,800
								Flotado	63,160	1,460	3,490	0,964	2,510	158,200
								Afundado	65,870	0,610	1,550	0,428	2,310	337,600
64	deslamado 11	Silicato de Sódio 1%	2000	Amina 2%	50	10,5	10,7	Alim. rec.	65,335	0,869	2,176	0,596	2,376	498,300
								Flotado	62,930	1,530	3,670	0,998	2,520	140,500
								Afundado	66,280	0,610	1,590	0,438	2,320	357,800

Testes de Flotação com Silicato de Sódio e Amina

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al ₂ O ₃ no Rejeito (%)	Recuperação de SiO ₂ no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC								
59	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	49,068	49,859	64,021	67,798	72,008	1,330	1,447	1,599
	Flotado	50,93	50,14	72,01	67,80	64,02	50,20								
	Afundado	49,07	49,86	27,99	32,20	35,98	49,80								
60	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	53,442	54,552	66,820	67,985	66,349	1,555	1,597	1,538
	Flotado	46,56	45,45	66,35	67,99	66,82	46,56								
	Afundado	53,44	54,55	33,65	32,01	33,18	53,44								
61	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	64,300	65,450	58,054	58,580	58,032	1,619	1,637	1,618
	Flotado	35,70	34,55	58,03	58,58	58,05	36,74								
	Afundado	64,30	65,45	41,97	41,42	41,95	63,26								
62	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	64,098	65,010	52,630	56,746	63,403	1,437	1,561	1,794
	Flotado	35,90	34,99	63,40	56,75	52,63	39,07								
	Afundado	64,10	65,01	36,60	43,25	47,37	60,93								
63	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	68,092	68,998	51,349	51,341	52,865	1,533	1,532	1,580
	Flotado	31,91	31,00	52,87	51,34	51,35	33,74								
	Afundado	68,09	69,00	47,13	48,66	48,65	66,26								
64	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	71,804	72,842	47,222	47,544	49,620	1,549	1,559	1,625
	Flotado	28,20	27,16	49,62	47,54	47,22	29,90								
	Afundado	71,80	72,84	50,38	52,46	52,78	70,10								

Outros Testes de Flotação

Teste	Alimentação	Depressor		Coletor		pH inicial	pH final	Produto	Teores (%)					Massa (g)
		Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)	Sol. (%p/v)	Dosagem (g/t)				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	
30	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	500	Tall Oil 1% Berol 2%	50	10,5	-	Alim. rec.	64,89	0,88	2,73	0,678	1,57	408,70
					50			Flotado	62,51	1,18	3,78	0,914	2,83	117,70
					50			Afundado	65,85	0,76	2,30	0,582	1,06	291,00
31	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	500	Tall Oil 1% Berol 2%	100	10,5	10,4	Alim. rec.	64,49	0,94	2,81	0,700	2,14	480,70
					100			Flotado	63,50	0,96	3,29	0,834	2,58	182,20
					100			Afundado	65,09	0,92	2,51	0,619	1,87	298,50
32	deslamado 8	Silicato de Sódio 2%	500	Tall Oil 1% Berol 2%	150	10,5	10,3	Alim. rec.	65,32	0,83	2,57	0,604	1,56	466,50
					150			Flotado	64,26	0,85	2,93	0,684	2,42	222,10
					150			Afundado	66,28	0,82	2,25	0,532	0,77	244,40
76	Deslamado	Silicato de Sódio 1%	350	Emulgin 1% Amina 2%	200	10,5	10,7	Alim. rec.	64,96	0,62	2,02	0,571	2,46	489,10
					50			Flotado 1	62,67	0,94	3,10	0,815	3,03	64,90
					50			Flotado 2	63,02	1,00	3,04	0,839	2,45	178,20
					50			Afundado	66,97	0,26	0,99	0,313	2,32	246,00
77	Deslamado	Silicato de Sódio 1%	350	Emulgin 1% + Amina 2%	100 + 50	10,6	10,7	Alim. rec.	65,05	0,64	1,93	0,569	2,39	496,50
					100 + 50			Flotado	59,39	1,74	5,56	1,452	3,67	45,70
					100 + 50			Afundado	65,62	0,53	1,56	0,480	2,26	450,80
78	Deslamado	Silicato de Sódio 1%	350	Cloreto de Cálcio 1% Emulgin 1%	250	10,5	10,2	Alim. rec.	65,05	0,59	2,00	0,6067	2,47	496,50
					200			Flotado	58,91	0,78	7,08	2,0020	4,51	64,60
					200			Afundado	65,97	0,56	1,24	0,3980	2,17	431,90
79	Deslamado	Silicato de Sódio 1%	350	Cloreto de Cálcio 1% Berol 0,5%	250	10,5	10,5	Alim. rec.	65,82	0,59	1,95	0,5776	2,40	501,50
					200			Flotado	59,51	0,89	6,17	1,7360	4,23	26,50
					200			Afundado	66,17	0,57	1,71	0,5130	2,30	475,00
80	Deslamado	Silicato de Sódio 1%	350	Cloreto de Cálcio 1% Tall Oil 0,5%	500	10,5	9,3	Alim. rec.	64,89	1,42	2,06	0,5753	2,38	497,10
					200			Flotado	60,79	0,73	5,04	1,3140	3,60	46,00
					200			Afundado	65,31	1,49	1,76	0,5000	2,26	451,10
81	Deslamado	Silicato de Sódio 1%	350	Cloreto de Cálcio 1% Óleo de Arroz 0,5%	500	10,5	10,0	Alim. rec.	64,87	0,62	2,05	0,5978	2,48	499,00
					200			Flotado	58,35	0,74	6,91	1,9060	4,46	38,30
					200			Afundado	65,41	0,61	1,65	0,4890	2,32	460,70
82	Deslamado	Silicato de Sódio 1%	350	Cloreto de Cálcio 1% Hidrocol 1%	500	10,8	10,5	Alim. rec.	65,07	0,63	2,19	0,6034	2,54	500,50
					400			Flotado	64,59	0,48	2,75	0,7350	2,54	351,20
					400			Afundado	66,20	0,99	0,87	0,2940	2,53	149,30
97	Deslamado	Amido 1%	500	Duomeen C 1%	50	10,5	10	Alim. rec.	64,16	0,93	2,56	0,698	2,61	492,40
					50			Flotado	57,53	2,17	6,30	1,740	4,35	97,60
					50			Afundado	65,80	0,62	1,63	0,441	2,18	394,80
98	Deslamado	Amido 1%	500	Duomeen C 1%	100	10,5	11	Alim. rec.	64,35	0,91	2,53	0,712	2,41	497,20
					100			Flotado	53,27	2,96	9,09	2,655	4,54	77,40
					100			Afundado	66,39	0,53	1,32	0,354	2,02	419,80
99	Deslamado	Amido 1%	500	Duomeen C 1%	150	10,5	10	Alim. rec.	64,32	0,70	2,55	0,691	2,61	498,00
					150			Flotado	55,73	2,88	7,29	2,058	4,84	47,90
					150			Afundado	65,23	0,47	2,05	0,545	2,37	450,10
100	Deslamado	Amido 1%	500	Duomeen C 1%	200	10,5	10	Alim. rec.	64,24	0,91	2,54	0,720	2,56	498,70
					200			Flotado	55,14	2,94	7,49	2,182	4,81	64,70
					200			Afundado	65,60	0,61	1,80	0,502	2,23	434,00

Outros Testes de Flotação

Teste	Produto	Distribuição (%)						Recuperação Mássica (%)	Recuperação de Fe no concentrado (%)	Recuperação de P no Rejeito (%)	Recuperação de Al ₂ O ₃ no Rejeito (%)	Recuperação de SiO ₂ no Rejeito (%)	IS FeP	IS FeAl	IS FeSi
		Massa	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC								
30	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	71,20	72,26	38,85	39,93	38,57	1,29	1,32	1,28
	Flotado	28,80	27,74	38,57	39,93	38,85	51,92								
	Afundado	71,20	72,26	61,43	60,07	61,15	48,08								
31	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	62,10	62,68	45,13	44,45	38,91	1,18	1,16	1,03
	Flotado	37,90	37,32	38,91	44,45	45,13	45,72								
	Afundado	62,10	62,68	61,09	55,55	54,87	54,28								
32	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	52,39	53,16	53,88	54,20	48,51	1,15	1,16	1,03
	Flotado	47,61	46,84	48,51	54,20	53,88	74,07								
	Afundado	52,39	53,16	51,49	45,80	46,12	25,93								
76	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	50,30	51,85	72,44	75,31	78,90	1,68	1,81	2,01
	Flotado 1	13,27	12,80	20,12	20,40	18,93	16,33								
	Flotado 2	36,43	35,35	58,78	54,92	53,51	36,26								
	Afundado	50,30	51,85	21,10	24,69	27,56	47,40								
77	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	90,80	91,60	23,47	26,54	24,97	1,83	1,98	1,90
	Flotado	9,20	8,40	24,97	26,54	23,47	14,14								
	Afundado	90,80	91,60	75,03	73,46	76,53	85,86								
78	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	86,99	88,22	42,93	46,06	17,24	2,37	2,53	1,25
	Flotado	13,01	11,78	17,24	46,06	42,93	23,71								
	Afundado	86,99	88,22	82,76	53,94	57,07	76,29								
79	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	94,72	95,22	15,88	16,76	8,01	1,94	2,00	1,32
	Flotado	5,28	4,78	8,01	16,76	15,88	9,31								
	Afundado	94,72	95,22	91,99	83,24	84,12	90,69								
80	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	90,75	91,33	21,13	22,60	4,76	1,68	1,75	0,73
	Flotado	9,25	8,67	4,76	22,60	21,13	13,97								
	Afundado	90,75	91,33	95,24	77,40	78,87	86,03								
81	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	92,32	93,10	24,47	25,82	9,16	2,09	2,17	1,17
	Flotado	7,68	6,90	9,16	25,82	24,47	13,78								
	Afundado	92,32	93,10	90,84	74,18	75,53	86,22								
82	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	29,83	30,35	85,47	88,15	53,28	1,60	1,80	0,70
	Flotado	70,17	69,65	53,28	88,15	85,47	70,25								
	Afundado	29,83	30,35	46,72	11,85	14,53	29,75								
97	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	80,18	82,23	49,38	48,86	46,39	2,12	2,10	2,00
	Flotado	19,82	17,77	46,39	48,86	49,38	33,03								
	Afundado	80,18	82,23	53,61	51,14	50,62	66,97								
98	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	84,43	87,11	58,03	55,94	50,73	3,06	2,93	2,64
	Flotado	15,57	12,89	50,73	55,94	58,03	29,30								
	Afundado	84,43	87,11	49,27	44,06	41,97	70,70								
99	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	90,38	91,67	28,67	27,45	39,47	2,10	2,04	2,68
	Flotado	9,62	8,33	39,47	27,45	28,67	17,85								
	Afundado	90,38	91,67	60,53	72,55	71,33	82,15								
100	Alim. rec.	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	87,03	88,86	39,32	38,28	41,81	2,27	2,22	2,39
	Flotado	12,97	11,14	41,81	38,28	39,32	24,33								
	Afundado	87,03	88,86	58,19	61,72	60,68	75,67								