

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

Tese de Doutorado

**ALTERNATIVAS DE PROCESSO PARA CONCENTRAÇÃO
DO MINÉRIO FÓSFORO-URANÍFERO DE ITATAIA**

Autor: Rodrigo Oscar de Albuquerque
Orientador: Antônio Eduardo Clark Peres

Setembro/2010

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Rodrigo Oscar de Albuquerque

**ALTERNATIVAS DE PROCESSO PARA CONCENTRAÇÃO DO
MINÉRIO FÓSFORO-URANÍFERO DE ITATAIA**

**Tese de Doutorado Apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia
Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais**

**Área de Concentração: Tecnologia Mineral
Orientador: Antônio Eduardo Clark Peres**

Belo Horizonte (MG)

Escola de Engenharia da UFMG

Setembro/2010

**Aos meus amados filhos Isadora, Rodrigo e Isabela e ao meu irmão
Maurício Oscar de Albuquerque (in memoriam)**

AGRADECIMENTOS

Agradeço ao Deus eterno, único digno de toda honra, glória e louvor, e a Jesus Cristo, meu Senhor; e a todos aqueles que colaboraram na execução deste trabalho:

Ao Professor Antônio Eduardo Clark Peres, pela orientação, amizade e incentivo demonstrado durante a execução deste trabalho.

Ao Dr. José Aury de Aquino, pela co-orientação, amizade e toda experiência compartilhada.

A Francisco Jorge Caldeira (CDTN), pelo trabalho, incentivo e amizade.

Aos demais servidores do Serviço de Tecnologia Mineral do CDTN: Carlos Antônio de Moraes, Plínio Eduardo Praes, Éder Anderson Souza de Oliveira, Walter de Brito, Waldeyr E. de Paula Júnior, Antônio Furquim de Oliveira Luz, Luis Carlos da Silva, Liliani Pacheco Tavares, Mário Lúcio de Souza, Reinaldo Turbino da Silva, José Donato de Souza, José dos Santos Jorge Pereira, Zilmar Lima Lula, Iraci Teodoro César, Maria Aparecida Cardoso Chaves, José Vicente Silva, Ronan Reis da Silva e Delson José de Lima.

Ao Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear (CDTN), pela infra-estrutura oferecida e a todos demais servidores que colaboraram na execução deste trabalho.

Aos meus queridos pais Oscar Bento de Albuquerque e Maria do Carmo Pinto de Albuquerque, pelo amor e incentivo.

A minha esposa Inês Ferreira de Albuquerque, pelo amor e companhia.

Ao CPGEM-UFMG, em especial aos professores Armando Corrêa de Araujo, George Eduardo Sales Valadão, Paulo Roberto Gomes Brandão; aos amigos Denilson Costa, Andreia Bicalho Henriques, Dayane F. Santos; e a todos demais servidores, em especial Maria Aparecida Pacheco e Nelson A. Azevedo.

Aos membros do Comitê de Tese, por suas sugestões e incentivo.

A todas empresas que forneceram os agentes coletores e depressores.

SUMÁRIO

1.	INTRODUÇÃO	1
2.	OBJETIVO E RELEVÂNCIA	4
3.	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	5
3.1.	MINÉRIO DE ITATAIA	5
3.2.	MINÉRIOS FOSFATADOS	10
3.2.1.	GENERALIDADES	10
3.2.2.	MINERAIS LEVEMENTE SOLÚVEIS	12
3.2.3.	FLOTAÇÃO DE FOSFATOS	14
3.2.4.	FLOTAÇÃO DE SILICATOS	38
3.2.5.	FLOTAÇÃO DE CARBONATOS	40
3.3.	FLOTAÇÃO EM COLUNA	42
4.	METODOLOGIA	47
4.1.	MATERIAIS	47
4.1.1.	ORIGEM E PREPARAÇÃO DA AMOSTRA	47
4.1.2.	CARACTERIZAÇÃO DA AMOSTRA	47
4.1.3.	REAGENTES	49
4.2.	MÉTODOS EXPERIMENTAIS	50
4.2.1.	MOAGEM E DESLAMAGEM	50
4.2.2.	TESTES DE FLOTAÇÃO EM LABORATÓRIO	53
4.2.3.	TESTES PILOTO DE FLOTAÇÃO EM COLUNA	54
4.2.4.	PROCEDIMENTO PARA PREPARAÇÃO DE SOLUÇÕES	56

4.2.5. POTENCIAL ZETA	56
5. RESULTADOS E DISCUSSÃO	58
5.1. CARACTERIZAÇÃO DA AMOSTRA	58
5.1.1. CARACTERIZAÇÃO GRANULOQUÍMICA	58
5.1.2. CARACTERIZAÇÃO QUÍMICA	58
5.1.3. CARACTERIZAÇÃO MINERALÓGICA	58
5.2. MOAGEM E DESLAMAGEM	61
5.3. TESTES DE FLOTAÇÃO EM LABORATÓRIO	65
5.3.1. FLOTAÇÃO DIRETA DE APATITA	65
5.3.2. FLOTAÇÃO DE SILICATOS	94
5.3.3. FLOTAÇÃO BULK	94
5.3.4. FLOTAÇÃO DE CALCITA	102
5.4. TESTES PILOTO DE FLOTAÇÃO	112
5.5. CONSIDERAÇÕES FINAIS	124
6. CONCLUSÕES	128
7. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS	130
8. SUGESTÕES PARA FUTUROS TRABALHOS	130
9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	131
ANEXO I - CONDIÇÕES E RESULTADOS DOS TESTES DE FLOTAÇÃO EM LABORATÓRIO	141
ANEXO II - CONDIÇÕES E RESULTADOS DOS TESTES DE FLOTAÇÃO PILOTO	180

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 - Localização de Itataia, indicada pelo círculo vermelho (AQUINO, 1987a)	05
Figura 3.2 - Fórmula estrutural da CMC de sódio (PEARSE, 2005)	20
Figura 3.3 - Fórmula estrutural da D-glicose (LEJA, 1982a)	22
Figura 3.4 - Fórmula estrutural da amilose (LEJA, 1982a)	22
Figura 3.5 - Fórmula estrutural da amilopectina (LEJA, 1982a)	23
Figura 3.6 - Estrutura aproximada do quebracho (N = 1- 200) (PEARSE, 2005)	28
Figura 3.7 - Representação esquemática de uma coluna de flotação	43
Figura 4.1 - Fluxograma utilizado para preparação da amostra	48
Figura 4.2 - Fluxograma do circuito de moagem e deslamagem utilizado na preparação do material para testes de flotação	51
Figura 4.3 - Circuito piloto de moagem e deslamagem utilizado	52
Figura 4.4 - Montagem utilizada para realização dos testes de flotação em laboratório	53
Figura 4.5 - Fluxograma do circuito <i>rougher</i> de flotação	55
Figura 4.6 - Unidade de flotação em coluna utilizada para realização dos testes piloto	55
Figura 5.1 - Distribuição de massa e P ₂ O ₅ do minério britado	59
Figura 5.2 - Balanço de massa e metalúrgico do teste de moagem e deslamagem	62
Figura 5.3 - Distribuição granulométrica do <i>underflow</i> do hidrociclone	63
Figura 5.4 - Curva de partição do hidrociclone (D ₅₀ = 7,0 μm e D ₉₅ = 16,7 μm)	64
Figura 5.5 - Efeito da dosagem de Ultranex NP-18 sobre teor e recuperação de P ₂ O ₅	67

Figura 5.6 - Efeito da dosagem de Flotamil 75 sobre teor e recuperação de P_2O_5	68
Figura 5.7 - Efeito da dosagem de DSI Starplus M sobre teor e recuperação de P_2O_5	69
Figura 5.8 - Efeito da dosagem de dextrina sobre teor e recuperação de P_2O_5	70
Figura 5.9 - Efeito da dosagem de silicato de sódio sobre teor e recuperação de P_2O_5	73
Figura 5.10 - Efeito da dosagem de DLM GT sobre teor e recuperação de P_2O_5	74
Figura 5.11 - Efeito da dosagem de Depramin 96 sobre teor e recuperação de P_2O_5	75
Figura 5.12 - Efeito da dosagem de Floatan T1 sobre teor e recuperação de P_2O_5	76
Figura 5.13 - Efeito da dosagem de Floatan M3 sobre teor e recuperação de P_2O_5	77
Figura 5.14 - Efeito da dosagem de Liacid 1218 sobre teor e recuperação de P_2O_5	81
Figura 5.15 - Efeito da dosagem de Óleo de Soja sobre teor e recuperação de P_2O_5	82
Figura 5.16 - Efeito da dosagem de Eumulgin MC-711 sobre teor e recuperação de P_2O_5	83
Figura 5.17 - Efeito da dosagem do coletor Aero 6493 sobre teor e recuperação de P_2O_5	84
Figura 5.18 - Efeito da dosagem de Flotador 2875 sobre teor e recuperação de P_2O_5	85
Figura 5.19 - Efeito do valor de pH sobre teor e recuperação de P_2O_5	91
Figura 5.20 - Efeito da dosagem de Eumulgin MC-711 sobre teor e recuperação de P_2O_5	92
Figura 5.21 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre teor e recuperação de P_2O_5	93
Figura 5.22 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre teor e recuperação de P_2O_5	97
Figura 5.23 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre teor e recuperação de P_2O_5	98
Figura 5.24 - Efeito do valor de pH sobre teor e recuperação de P_2O_5	99
Figura 5.25 - Balanço de massa e metalúrgico do Teste IL-89	100

Figura 5.26 - Balanço de massa e metalúrgico do Teste IL-90	101
Figura 5.27 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre teor e recuperação de CaCO_3	105
Figura 5.28 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre teor e recuperação de CaCO_3	106
Figura 5.29 - Efeito da vazão de CO_2 sobre teor e recuperação de CaCO_3	107
Figura 5.30 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre teor e recuperação de CaCO_3	108
Figura 5.31 - Efeito do valor de pH sobre teor e recuperação de P_2O_5	109
Figura 5.32 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre teor e recuperação de P_2O_5	110
Figura 5.33 - Balanço de massa e metalúrgico do Teste IL-108	111
Figura 5.34 - Efeito da dosagem de Liacid 1218 sobre teor e recuperação de P_2O_5	113
Figura 5.35 - Efeito da dosagem de DSI Starplus M sobre teor e recuperação de P_2O_5	114
Figura 5.36 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre teor e recuperação de P_2O_5	115
Figura 5.37 - Efeito da dosagem de Eumulgin MC-711 sobre teor e recuperação de P_2O_5	118
Figura 5.38 - Efeito da velocidade superficial de ar (VSAr) sobre teor e recuperação de P_2O_5	119
Figura 5.39 - Efeito da taxa de alimentação de sólidos sobre teor e recuperação de P_2O_5	120
Figura 5.40 - Balanço de massa e metalúrgico do Teste IP-19	121
Figura 5.41 - Balanço de massa e metalúrgico do Teste IP-20	122
Figura 5.42 - Balanço de massa e metalúrgico do Teste IP-21	123

LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1 - Reservas mundiais estimadas de urânio (INB, 2009)	7
Tabela 3.2 - Reservas de urânio (t) no Brasil (INB, 2009)	7
Tabela 3.3 - Sistemas de reagentes utilizados nas unidades industriais de concentração de fosfatos brasileiros (GUIMARÃES et al, 2005)	17
Tabela 3.4 - Composição cromatográfica (%) dos principais óleos vegetais utilizados como coletores (GUIMARÃES et al, 2005)	34
Tabela 4.1 - Distribuição da carga de barras utilizada	52
Tabela 5.1 - Teor e distribuição granuloquímica de P_2O_5 do minério britado	59
Tabela 5.2 - Composição química da amostra britada	60
Tabela 5.3 - Composição mineralógica semi-quantitativa da amostra britada	60
Tabela 5.4 - Distribuição granulométrica do underflow do hidrociclone	63
Tabela 5.5 - Determinação da curva de partição do hidrociclone	64
Tabela 5.6 - Efeito da dosagem de Ultralex NP-18 sobre teor e recuperação de P_2O_5	67
Tabela 5.7 - Efeito da dosagem de Flotamil 75 sobre teor e recuperação de P_2O_5	68
Tabela 5.8 - Efeito da dosagem de DSI Starplus M sobre teor e recuperação de P_2O_5	69
Tabela 5.9 - Efeito da dosagem de dextrina sobre teor e recuperação de P_2O_5	70
Tabela 5.10 - Efeito da dosagem de silicato de sódio sobre teor e recuperação de P_2O_5	73
Tabela 5.11 - Efeito da dosagem de DLM GT sobre teor e recuperação de P_2O_5	74
Tabela 5.12 - Efeito da dosagem de Depramin 96 sobre teor e recuperação de P_2O_5	75

Tabela 5.13 - Efeito da dosagem de Floatan T1 sobre teor e recuperação de P_2O_5	76
Tabela 5.14 - Efeito da dosagem de Floatan M3 sobre teor e recuperação de P_2O_5	77
Tabela 5.15 – Melhores resultados utilizando depressoires na flotação direta	78
Tabela 5.16 - Efeito da dosagem de Liacid 1218 sobre teor e recuperação de P_2O_5	81
Tabela 5.17 - Efeito da dosagem de Óleo de Soja sobre teor e recuperação de P_2O_5	82
Tabela 5.18 - Efeito da dosagem de Eumulgin MC-711 sobre teor e recuperação de P_2O_5	83
Tabela 5.19 - Efeito da dosagem de Aero 6493 sobre teor e recuperação de P_2O_5	84
Tabela 5.20 - Efeito da dosagem de Flotisor 2875 sobre teor e recuperação de P_2O_5	85
Tabela 5.21 - Efeito da mistura dos coletores Liacid 1218 e Eumulgin MC-711 sobre teor e recuperação de P_2O_5	88
Tabela 5.22 - Efeito da mistura dos coletores Liacid 1218 e Berol sobre teor e recuperação de P_2O_5	89
Tabela 5.23 - Efeito da mistura dos coletores Liacid 1218 e Aero 6493 sobre teor e recuperação de P_2O_5	89
Tabela 5.24 - Melhores resultados utilizando coletores na flotação direta	90
Tabela 5.25 - Efeito do valor de pH sobre teor e recuperação de P_2O_5	91
Tabela 5.26 - Efeito da dosagem de Eumulgin MC-711 sobre teor e recuperação de P_2O_5	92
Tabela 5.27 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre teor e recuperação de P_2O_5	93
Tabela 5.28 - Efeito da dosagem de Flotamil 75 e silicato de sódio sobre o concentrado <i>bulk</i>	96
Tabela 5.29 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre o concentrado <i>bulk</i>	97
Tabela 5.30 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre o concentrado <i>bulk</i>	98

Tabela 5.31 - Efeito do valor de pH sobre o concentrado <i>bulk</i>	99
Tabela 5.32 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre o concentrado de calcita	105
Tabela 5.33 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre o concentrado de calcita	106
Tabela 5.34 - Efeito da vazão de CO ₂ sobre o concentrado de calcita	107
Tabela 5.35 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre o concentrado de calcita	108
Tabela 5.36 - Resumo dos resultados da flotação de calcita	108
Tabela 5.37 - Efeito do valor de pH sobre o concentrado final de apatita	109
Tabela 5.38 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre o concentrado final de apatita	110
Tabela 5.39 - Efeito da dosagem de Liacid 1218 sobre a flotação direta	113
Tabela 5.40 - Efeito da dosagem de DSI Starplus M sobre a flotação direta	114
Tabela 5.41 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre a flotação direta	115
Tabela 5.42 - Efeito da dosagem de Eumulgin MC-711 sobre a flotação direta	118
Tabela 5.43 - Efeito da velocidade superficial de ar (VSAr) sobre a flotação direta	119
Tabela 5.44 - Efeito da taxa de alimentação de sólidos sobre a flotação direta	120
Tabela 5.45 - Condições e resultados obtidos nos concentrados finais dos testes <i>rougher/cleaner</i>	123
Tabela 5.46 – Teor e recuperação dos concentrados finais para diferentes rotas de processo	124
Tabela 5.47 - Potencial zeta da calcita em função do pH, ajustado com diferentes modificadores	126
Tabela 5.48 - Composição química da água utilizada nos testes de flotação	127

RESUMO

A busca por seletividade em sistemas de flotação envolvendo minerais levemente solúveis tem sido motivo de diversas investigações. Estudos fundamentais bem como testes em escala de laboratório e piloto têm sido realizados com diferentes tipos de minérios e sistemas de reagentes, objetivando subsidiar tal separação. Atribui-se a baixa seletividade obtida às similaridades existentes nas propriedades eletrocinéticas, solubilidade e química de superfície desses minerais. Exemplo disto ocorre com os fosfatos sílico-carbonatados brasileiros, tipologia que corresponde a um percentual significativo de nossas reservas e normalmente apresenta baixo desempenho na flotação ou sequer tem uma rota de processo desenvolvida para seu aproveitamento.

Neste estudo foram investigadas diferentes alternativas de processo para concentração por flotação do minério fósforo-uranífero de Itataia (CE), buscando seletividade entre apatita, calcita e silicatos. Foram estudadas separadamente em laboratório as flotações destes minerais, seguindo-se uma avaliação de distintas rotas de processo. Por fim, foram realizados testes piloto de flotação direta de apatita utilizando colunas.

Os resultados mostraram que tanto a flotação direta da apatita quanto a rota flotação de calcita seguida da flotação de apatita são boas alternativas para concentração do minério estudado, além da rota definida anteriormente, isto é, flotação *bulk* seguida da flotação de calcita. Os resultados obtidos também confirmam a eficiência do depressor de apatita ácido cítrico, utilizado substituindo o ácido fosfórico.

Provavelmente, a diferente constituição cromatográfica do óleo de coco, coletor utilizado na flotação direta, comparada a outros óleos vegetais comumente empregados em plantas de concentração de fosfato, seja a responsável pela seletividade obtida entre apatita e contaminantes, principalmente a calcita.

Por outro lado, o uso do dióxido de carbono empregado na rota flotação da calcita seguida da flotação de apatita permitiu que, com a utilização de uma baixa dosagem de óleo de soja, boa seletividade fosse obtida na separação calcita/apatita, viabilizando esta linha de processo.

ABSTRACT

The search for selectivity in flotation systems involving slightly soluble minerals has been the motivation for several investigations. Fundamental studies as well as laboratory and pilot scale tests have been performed with different ore types and reagents systems, aiming at subsidizing such separation. The low selectivity is attributed to the similarity in electrokinetic properties, solubility and surface chemistry of the minerals. The Brazilian silicate-carbonate phosphate ores are an example of this problem. This ore type represents a significant percentage of our reserves and responds poorly to the flotation process and, in many instances, any process route was yet developed.

In the present investigation different process alternatives were investigated for the flotation of the phosphate uranium bearing ore from Itataia (CE) searching for the selectivity among apatite, calcite, and silicates. The flotation of each mineral class was individually investigated at laboratory scale and the different process routes were evaluated. The last stage consisted of apatite direct flotation in pilot columns.

The results showed that either the apatite flotation route or the calcite flotation followed by apatite flotation route are adequate alternatives for the concentration of the ore under investigation, in addition to the previously investigated route consisting of bulk flotation followed by calcite flotation. The achieved results also confirm the efficiency of citric acid as apatite depressant, replacing phosphoric acid. The composition of coconut oil, a collector used in direct flotation, different from that of other collectors used in phosphate plant practice flotation, is probably responsible for the selectivity between apatite and contaminants, especially calcite.

On the other hand, the use of carbon dioxide in calcite flotation followed by apatite flotation rendered possible the utilization of a low soy bran oil dosage in the calcite/apatite separation.

1. INTRODUÇÃO

Vários pesquisadores da área mineral têm conduzido seus trabalhos procurando separar seletivamente minerais levemente solúveis presentes num dado minério utilizando a técnica de flotação. Dessa forma, estudos fundamentais envolvendo medidas de ângulo de contato, potencial zeta, flotabilidade em tubo de Hallimond, assim como testes de flotação em escalas de laboratório e piloto, têm sido realizados com diferentes tipos de minérios e distintos sistemas de reagentes, objetivando subsidiar tal separação. A baixa seletividade geralmente obtida é atribuída às similaridades existentes nas propriedades eletrocinéticas, solubilidade e química de superfície desses minerais (HANNA e SOMASUNDARAN, 1976).

Minérios que apresentam mineralogia complexa, tais como os fosfatos brasileiros com ganga sílico-carbonatada, correspondem a um percentual significativo das reservas nacionais e normalmente apresentam baixo desempenho frente à etapa de concentração por flotação ou sequer têm uma rota de processo desenvolvida para seu aproveitamento econômico. As principais reservas brasileiras de fosfato apresentam esta tipologia, como as localizadas em Minas Gerais (Araxá e Tapira) e Goiás (Catalão), bem como o minério fósforo-uranífero da jazida de Itataia.

Poucos são os exemplos de separação por flotação entre apatita e minerais de ganga levemente solúveis realizados pela indústria de fosfato. A Bunge Fertilizantes S/A, unidade Araxá (MG), separa apatita de barita realizando ou a flotação prévia da barita seguida da flotação da apatita, ou deprimindo a barita em condições altamente alcalinas no circuito de flotação de apatita. Outro exemplo ocorre também na Bunge, unidade Cajati (SP), que separa apatita dos carbonatos calcita e dolomita.

Um dos grandes desafios da indústria de fosfato é, portanto, desenvolver uma rota de processo para concentração de minérios sílico-carbonatados. Isto acarretaria um melhor aproveitamento econômico e conseqüente aumento da vida útil das minas ou até mesmo viabilizaria novos empreendimentos. Particularmente para o caso brasileiro, ocorreria um aumento significativo da reserva lavrável e, conseqüentemente, uma redução da importação de fertilizantes fosfatados.

As Indústrias Nucleares do Brasil S/A (INB) são a detentora dos direitos minerários e prevêm a extração de urânio associado ao fosfato da jazida de Itataia, localizada no município de Santa Quitéria (CE), a partir de 2012. Projeta-se concentrar o minério, produzir o ácido fosfórico, extrair o urânio e, finalmente, produzir fosfato de monoamônio (MAP) e fosfato bicálcico (GALVANI, 2008). Esta jazida possui 142.500 t de urânio associados a 80 milhões de t de fosfato com teores de 11,5% de P_2O_5 e 1.000 ppm de U_3O_8 . Além disso, têm-se reservas de calcário, calcário-calcítico e mármore, isentos de urânio (FURTADO, 1985; AQUINO, 1987a).

O processo de concentração deste minério foi estudado na década de 80 pelo Centro de Desenvolvimento da Tecnologia Nuclear (CDTN). As diversas fases do estudo exigiram desenvolvimentos específicos, principalmente em função de duas particularidades relevantes apresentadas pelo minério: o elevado teor de urânio e a composição mineralógica complexa, contendo calcita e silicatos como contaminantes. O fluxograma do circuito definido para produção do concentrado de urânio e ácido fosfórico era constituído basicamente das etapas de concentração via flotação, abertura química e extração por solvente.

Deve-se ressaltar que o processo de flotação visando obter um concentrado com teor de P_2O_5 de cerca de 32%, adequado à posterior etapa de fabricação de ácido fosfórico, acarreta também a concentração do elemento urânio, uma vez que este encontra-se preferencialmente na rede cristalina da apatita. Entretanto, o elevado teor de calcita presente no minério implicou em sérias dificuldades técnicas para a concentração da apatita. Após anos de estudos foi definido um processo com dois estágios (AQUINO, 1991):

- i) flotação *bulk*, obtendo-se um concentrado de apatita e calcita e um rejeito de silicatos; e
- ii) flotação reversa da calcita, com depressão da apatita realizada com ácido fosfórico (pH = 5,5).

Atualmente, a melhor compreensão dos mecanismos envolvidos no processo de flotação somada à evolução da indústria química a serviço da tecnologia mineral permitiu que fossem desenvolvidos novos reagentes, com funções específicas.

Particularmente para a flotação de apatita é comum o emprego de novos coletores de origem sintética. Utilizados puros ou normalmente em misturas com óleos vegetais, reagentes sintéticos acarretam ganhos tanto de seletividade quanto de recuperação metalúrgica.

Assim sendo, foram realizados neste trabalho testes de flotação em laboratório utilizando diferentes tipos de depressores e coletores buscando separar seletivamente apatita dos contaminantes calcita e silicatos. Foram estudadas separadamente as flotações de apatita, calcita e silicatos, seguidas de uma avaliação de distintas rotas de processo.

Por fim, a partir das condições definidas em laboratório, realizaram-se testes piloto de flotação direta utilizando colunas. Estes tiveram como objetivo a otimização dos resultados, uma vez que colunas podem apresentar melhor desempenho que células mecânicas, principalmente para concentração de minérios fosfáticos.

2. OBJETIVO E RELEVÂNCIA

Neste estudo, realizado com o minério fósforo-uranífero de Itataia, foram investigadas as soluções tecnológicas mais recentes aplicadas à indústria de concentração de fosfato, principalmente o emprego de novos coletores (naturais e sintéticos) e depressores utilizados no processo de flotação.

Foram estudadas separadamente em laboratório as flotações de apatita, calcita e silicatos. De posse das condições otimizadas, realizou-se uma avaliação de distintas rotas de processo, procurando obter a separação seletiva entre apatita e minerais contaminantes, ou seja:

- i) flotação direta da apatita, com depressão da calcita e silicatos;
- ii) flotação *bulk* (apatita e calcita) seguida da flotação de calcita;
- iii) flotação de calcita seguida da flotação de apatita;
- iv) flotação de calcita seguida da flotação de silicatos; e
- v) flotação de silicatos seguida da flotação de calcita.

Por fim, de posse das condições de processo definidas em laboratório que proporcionaram a separação seletiva, foram realizados testes em escala piloto utilizando colunas, buscando uma otimização. Este trabalho teve o objetivo de obter um concentrado final com teor e recuperação de P_2O_5 de 32 e 80%, respectivamente.

A relevância deste estudo está relacionada à retomada do projeto Itataia, principalmente após a parceria firmada em 2008 entre a estatal INB com a Galvani Indústria, Comércio e Serviços Ltda. Este projeto é de grande importância para o Brasil devido às demandas atuais de urânio e de fertilizantes fosfatados, decorrentes respectivamente da revitalização do programa nuclear brasileiro e da carência de fosfatos no Brasil, principalmente nas regiões norte e nordeste.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo são abordados tópicos considerados importantes para o trabalho, tais como informações sobre o minério de Itataia, generalidades sobre fosfatos e minerais levemente solúveis. Na sequência, é realizada uma revisão da flotação de minério fosfático, enfatizando agentes coletores e depressores utilizados para separar seletivamente fosfatos de carbonatos e silicatos. Por fim, tem-se um capítulo abordando a técnica de flotação em coluna.

3.1. MINÉRIO DE ITATAIA

A jazida de Itataia, uma ocorrência de fósforo e urânio, é a maior reserva de urânio brasileira e a de mais alto teor de P_2O_5 . Está localizada na parte central do Ceará, a aproximadamente 45 km do município de Santa Quitéria e a 212 km de Fortaleza (Figura 3.1).



Figura 3.1 - Localização de Itataia, indicada pelo círculo vermelho (AQUINO, 1987a).

Divide-se em duas unidades tectônicas conhecidas como Cinturão Dobrado do Jaguaribe e o Maciço de Santa Quitéria. A jazida possui reservas geológicas de 142.500 t de urânio associado a fosfato. A reserva lavrável tem 80×10^6 t de minério com teores de 11,5% de P_2O_5 e 1.000 ppm de U_3O_8 , podendo-se inferir um total de $9,0 \times 10^6$ t e 79.000 t de P_2O_5 e U_3O_8 contidos, respectivamente. O minério ocorre desde a superfície até a profundidade de 180 metros. Tem-se ainda uma reserva de 32×10^6 t de calcário associado ao minério no corpo principal e 46×10^6 t de calcário-calcítico, isento de mineralização fósforo-uranífera, com características adequadas para fabricação de cimento, cal e tintas. Nessa jazida pode-se também aproveitar cerca de 300×10^6 m³ de mármore, praticamente isento de urânio (FURTADO, 1985; AQUINO, 1987a).

As Indústrias Nucleares do Brasil S/A - INB são a detentora dos direitos minerários dessa jazida, que ocorre nos domínios da Fazenda Itataia, abrangendo uma área de 4.042 ha. Nesta, tem-se um açude com capacidade de 2,3 milhões de m³, um campo de pouso com 1.200 m para aeronaves de pequeno porte e um acampamento composto de alojamentos, escritórios, laboratórios e barracões de testemunhos de sondagens. Dispõe ainda de estação meteorológica e sismográfica. A principal atividade econômica dessa região é a agropecuária.

O elemento urânio, descoberto em 1789 pelo químico alemão Martin Klaproth, é um metal menos duro que o aço e o mais denso dentre todos elementos. Encontra-se, em estado natural, distribuído como constituinte na maioria das rochas. Sua principal aplicação comercial é na geração de energia elétrica, na condição de combustível para reatores nucleares, sendo também utilizado na produção de material radioativo para medicina e agricultura. Suas reservas, para que se tornem economicamente atrativas, dependem do teor presente assim como da alternativa tecnológica utilizada para o seu aproveitamento (INB, 2009).

Na Tabela 3.1 são apresentados os principais países detentores de reservas de urânio, destacando-se Austrália e Casaquistão (INB, 2009). As reservas brasileiras, aproximadamente 310.000 t, colocam o país na sétima posição. Conforme apresentado na Tabela 3.2, essas estão distribuídas entre as jazidas de Itataia, com 142.500 t; Lagoa Real (BA), com 100.770 t; e outras jazidas menores, como Gandarela (MG) e Rio

Cristalino (PA), onde há ouro associado ao urânio, e Figueira (PR). Essas reservas conferem ao país segurança estratégica no que diz respeito ao suprimento para geração de energia nuclear, assim como permitem o abastecimento das necessidades domésticas a longo prazo e a disponibilização do excedente para o mercado externo.

Tabela 3.1 - Reservas mundiais estimadas de urânio (INB, 2009)

País	Reservas (x10³ t)
Austrália	1.462
Cazaquistão	961
Rússia	641
África do Sul	512
Canadá	497
Estados Unidos	399
Brasil	309,4

Tabela 3.2 - Reservas de urânio (t) no Brasil (INB, 2009)

Depósito	Medida e Indicada			Inferida	Total
	U\$40/kg U	U\$80/kg U	Subtotal	U\$80/kg U	
Caldas	-	500	500	4.000	4.500
Lagoa Real	24.200	69.800	94.000	6.770	100.770
Itataia	42.000	41.000	83.000	59.500	142.500
Outras	-	-	-	61.600	61.600
Total	66.200	111.300	177.500	131.870	309.370

Ressalta-se que os estudos de prospecção e pesquisas geológicas foram realizados em apenas 25% do território nacional. O país possui também ocorrências uraníferas associadas a outros minerais, como as encontradas nos depósitos de Pitinga (Amazonas) e área de Carajás (Pará), com um potencial adicional estimado de 150.000 t (AQUINO, 2005).

A produção de urânio no mundo manteve-se constante no período 2005/2007. No entanto, é esperado um incremento de até 25%, para o período 2008/2010, devido à elevação do preço no mercado internacional pelo aumento da geração de energia elétrica por fonte nuclear. Dados referentes a 2007 mostram que os principais produtores mundiais de urânio foram: Canadá (9.476 t), Austrália (8.611 t), Cazaquistão (6.637 t), dentre outros. Em 2008, a unidade industrial da INB em Caetité (BA) produziu 390 t de concentrado de urânio (INB, 2009).

Após décadas de redução de preços, o urânio experimenta nos últimos anos um momento favorável. O preço do óxido de urânio concentrado, ou *yellowcake*, forma na qual o urânio é comercializado, passou de US\$ 15,70/kg em 2000 para US\$ 67,00/kg em 2006. Isso se deve ao início de operações das novas usinas nucleares na China e Índia, ao esgotamento de uma grande reserva de combustível originária das armas nucleares desativadas da ex-União Soviética, e aos temores quanto ao impacto climático dos gases produtores de efeito estufa emitidos pela queima de combustíveis fósseis (INB, 2009).

Uma vez que a viabilidade econômica da implantação do projeto Itataia está condicionada à produção de urânio e de fosfato, a INB realizou entre 2001 e 2002 um levantamento sobre o mercado de fertilizantes nas regiões Norte e Nordeste do Brasil. Este evidenciou uma demanda da ordem de 200×10^3 t/ano de fosfato. A partir desse resultado, a INB decidiu pela implantação de uma unidade industrial para produção de 100×10^3 t/ano de fertilizantes visando atender aos estados dessas duas regiões. Este estudo destaca ainda que existem poucas unidades de produção de fosfatos em operação nessas regiões, estando concentradas nas regiões sudeste e centro-oeste.

Considerando que o urânio presente no minério de Itataia encontra-se preferencialmente na estrutura da apatita, o processo de concentração visando elevar o

teor de P_2O_5 no concentrado de 15% para 32%, adequado à etapa seguinte de fabricação de ácido fosfórico, acarreta também a concentração desse elemento. Entretanto, o elevado teor de calcita presente no minério implicou em sérias dificuldades técnicas para a concentração da apatita (FURTADO, 1985; REIS JR, 1987).

Após estudos exaustivos, o CDTN definiu um processo com dois estágios de flotação: no primeiro o minério é processado segundo uma rota tradicional de flotação de apatita, isto é, flotação *bulk*, onde se obtém um concentrado de apatita e calcita na fração flotada e um rejeito de silicatos na fração não flotada; no segundo estágio este concentrado é submetido a um processo de flotação reversa, onde ocorre a flotação da calcita com depressão da apatita. As etapas de flotação *bulk* e reversa da fração grossa (-297 +10 μm) eram, inicialmente, realizadas em células mecânicas e da fração fina (-10 +3 μm) em colunas. Posteriormente foi estudada a concentração do minério através de flotação em coluna para toda a faixa granulométrica (-297 +4 μm), tendo sido definido um circuito constituído de quatro colunas, sendo duas na etapa de flotação *bulk* e duas na flotação reversa, com resultados que garantiam a viabilidade técnico-econômica do projeto. O sistema de reagentes utilizado consistia dos depressores silicato de sódio e amido de milho e do coletor *tall oil*, usados na flotação *bulk*. Na flotação reversa era utilizado o depressor da apatita ácido fosfórico e *tall oil* para flotação da calcita (AQUINO, 1991).

Por fim, a parceria firmada em 2008 entre a estatal INB e a Galvani Indústria, Comércio e Serviços Ltda prevê a extração de urânio associado ao fosfato da jazida de Itataia, a partir de 2012 (GALVANI, 2008). Com investimentos da ordem de US\$ 350 milhões, caberá à Galvani realizar todos os investimentos, lavrar e concentrar o minério, produzir o ácido fosfórico, extrair o urânio e finalmente produzir fosfato mono-amônico (MAP) e fosfato bicálcico. O urânio será repassado à INB, que detém o monopólio deste elemento, e a Galvani terá direito ao MAP e fosfato bicálcico para comercializá-los nos setores de fertilizantes e nutrição animal.

A capacidade total de produção prevista do projeto é de 240.000 t de fosfato e 1.500 t de urânio por ano - entre 3 e 4 anos depois do início das operações. Desta forma o projeto contribuirá de forma relevante para o país em dois setores fundamentais: o

agrícola, por meio do aumento da oferta de fertilizantes e a conseqüente redução da dependência dos importados; e o energético, com a maior disponibilidade de urânio para a geração de energia elétrica. O urânio será usado para atender à demanda brasileira, que até 2030 deverá ter, além das Usinas Nucleares Angra 1, 2 e 3, outras quatro novas usinas de 1.000 megawatts de potência cada. Caso as novas unidades não venham a ser construídas, há ainda a possibilidade de exportar o excedente ou mesmo de reduzir a produção. Está prevista ainda a abertura de 800 postos de trabalho no período das obras, que devem ser iniciadas após os necessários licenciamentos, e cerca de 500 empregos diretos, além de 2.000 indiretos e associados, a partir da exploração da jazida (GALVANI, 2008).

3.2. MINÉRIOS FOSFATADOS

3.2.1. GENERALIDADES

Minérios fosfatados são relativamente abundantes na crosta terrestre e largamente empregados principalmente na nutrição de plantas e animais. O fósforo, juntamente com o nitrogênio e o potássio, compõem o grupo dos macronutrientes primários, elementos imprescindíveis para o desenvolvimento das plantas. Não há na agricultura substitutos para o fósforo, sendo os minérios fosfatados, juntamente com os dejetos de aves, as únicas fontes.

As jazidas de fosfatos, formadas há aproximadamente 70 milhões de anos, possuem duas origens geológicas: uma sedimentar, geralmente associada com materiais derivados da vida animal, e outra ígnea, decorrente da atividade eruptiva dos vulcões. Citam-se também os depósitos de origem biogenética, que são concentrações orgânicas nitrogenadas originadas de dejetos de aves. Os depósitos sedimentares e os de origem ígnea são os mais importantes do ponto de vista econômico.

No Brasil, cerca de 80% das jazidas de fosfatos são de origem ígnea, relacionadas a ambientes geológicos vulcânicos, com presença acentuada de carbonatos e minerais micáceos, com baixo teor de P_2O_5 . Por outro lado, os depósitos de origem sedimentar (20%) ocorrem no nordeste, principalmente em Pernambuco e Bahia, e em outros estados, como Minas Gerais, município de Lagamar. Há grandes ocorrências de jazidas

de concentração residual nos municípios de Anitápolis (SC), Pirocaua e Trauíra (MA) (SOUZA, 2008).

Mineralogicamente, minérios fosfáticos de origem ígnea são normalmente constituídos de apatita, argilo-minerais, magnetita, hematita, minerais hidratados de ferro, barita, quartzo, carbonatos (calcita e dolomita), fosfatos secundários de alumínio e ferro, micas e minerais de titânio. A maioria dos minerais de fósforo pertence ao grupo da apatita ($\text{Ca}_5(\text{Cl}, \text{F}, \text{OH})(\text{PO}_4)_3$), um fosfato cristalino de cálcio com cloro, flúor ou hidroxila, de brilho vítreo, dureza 5,0 (escala de Mohs), cor variável e densidade entre 3,0 a 3,2 g.cm^{-3} (DANA, 1976).

Em termos de reservas mundiais, Marrocos é líder (detendo 21×10^9 t), seguido da China, EUA, África do Sul, Jordânia e Rússia (SOUZA, 2008). Estes países concentram aproximadamente 86% do patrimônio mundial de fosfato. O Brasil, com cerca de 319×10^6 t, ocupa a 12ª posição, com 0,6% das reservas. O patrimônio fosfático brasileiro está distribuído entre Minas Gerais (67%), Goiás (14%) e São Paulo (6%), que juntos detêm 87% da reserva total, seguidos dos estados de Santa Catarina, Ceará, Pernambuco, Bahia e Paraíba.

SOUZA (2008) mostra ainda que a produção mundial de fosfato em 2007 atingiu 148×10^6 t, divididas entre China (23,7%), Estados Unidos (20,1%), Marrocos e Oeste do Saara (19,0%), Rússia (7,5%) e Tunísia (5,2%). O Brasil, com cerca de $6,2 \times 10^6$ t, participou com 4,2% do montante ofertado, ocupando a 6ª colocação. Deve-se salientar que a produção brasileira cresce menos que a demanda, obrigando o país a importar. A competitividade dos produtos importados afeta também os preços dos produtos domésticos. Investimentos em produção e logística podem contribuir para que o parque brasileiro possa atender o consumo interno.

3.2.2. MINERAIS LEVEMENTE SOLÚVEIS

Os fosfatos, juntamente com os carbonatos, sulfatos, tungstatos, molibdatos e niobatos são classificados como minerais levemente solúveis. Estes caracterizam-se por apresentar solubilidade menor que os minerais altamente solúveis- halita (NaCl) e silvita (KCl) - mas superior à grande maioria dos óxidos e silicatos. Os de maior

importância econômica são: apatita, pirocloro, barita, fluorita, scheelita, magnesita e gipsita (HANNA e SOMASUNDARAN, 1976).

O processo de concentração via flotação desta classe mineral é de suma importância. Têm sido desenvolvidas e usadas industrialmente técnicas para separá-los entre si, bem como de outras classes minerais. Exemplo disto é a separação dos minerais barita e apatita realizada pela Bunge Fertilizantes, unidade de Araxá (MG), ou apatita dos carbonatos calcita e dolomita, realizada em Cajati (SP). No entanto, por ser extremamente complexa, tal separação permanece na maioria dos casos sem solução. Assim, a separação seletiva por flotação envolvendo minerais levemente solúveis dificilmente é obtida.

O desempenho similar observado na flotação de vários desses minerais é atribuído às características de superfície similares e, em alguns casos, à alta atividade superficial dos coletores usualmente empregados para flotá-los. Metais alcalino terrosos semelhantes presentes na estrutura cristalina desses minerais acarretam a adsorção não seletiva de agentes coletores, como por exemplo no sistema apatita/calcita/dolomita/ácido oleico, em que todos os minerais possuem em comum o cátion Ca^{2+} , com o qual o oleato forma ligações químicas.

BOLIN (1983) exemplifica a dificuldade na separação seletiva de um minério constituído principalmente pelos minerais scheelita, fluorita e calcita. Demonstrou que a seletividade pode ser alcançada através da influência da carga superficial dos minerais, da escolha do agente coletor e do controle do pH.

As propriedades de solubilidade dos minerais levemente solúveis são importantes sob o ponto de vista da flotação por causa do seu papel na determinação da composição química da fase aquosa e das características da carga superficial. A maioria destes minerais possuem constante de solubilidade igual a aproximadamente 10^{-10} . Espécies químicas presentes como substituições isomórficas ou constituintes de algum mineral do minério podem dissolver-se e afetar as propriedades físico-químicas do sistema, tornando complexa a separação seletiva por flotação (SOMASUNDARAN, 1991).

ALBUQUERQUE et al (2007) realizaram um estudo com o objetivo de verificar o efeito da água dura com diferentes concentrações dos cátions Ca^{2+} e Mg^{2+} na flotação

de uma amostra de minério fosfático proveniente da Bahia. Utilizando um sistema de reagentes constituído do depressor amido de milho e uma mistura de ácido graxo e sulfossuccinamato como coletores, verificaram que a utilização de água com dureza maior que 212 ppm prejudicou nitidamente a flotação da apatita. Mostraram ainda que concentrações acima de 408 ppm acarretou a completa inibição da flotação da apatita.

HANNA e SOMASUNDARAN (1976) mostraram a importância do conhecimento da estrutura cristalina dos minerais levemente solúveis, chamando a atenção para as possíveis substituições isomórficas que ocorrem naturalmente e que são responsáveis pelas diferenças observadas no desempenho da flotação desses minerais. Essas substituições dependem da gênese do depósito, variando conforme sua origem: ígnea ou sedimentar.

Especificamente para o mineral apatita, o cátion Ca^{2+} presente em sua rede cristalina pode sofrer substituição, geralmente bem limitada, por Mn, Sr, Mg, Na, K, P, etc. Por sua vez, o ânion PO_4^{2-} pode também ser substituído por SO_4^{3-} , SiO_4^{2-} , CO_3^{2-} , CrO_4^{2-} e UO_4^{3-} . Provavelmente, a substituição parcial de PO_4^{2-} por UO_4^{3-} explica a ocorrência de urânio no minério de Itataia. Em função disso, variações na composição química de apatita de diferentes depósitos são esperadas e, conseqüentemente, variados desempenhos frente ao processo de flotação.

Propriedades interfaciais dos minerais levemente solúveis são governadas pela natureza e concentração de espécies minerais dissolvidas, que por sua vez dependem do valor do pH, composição dos minerais, carga elétrica dos sólidos e da temperatura. Qualquer perturbação nesses parâmetros durante algum estágio do processo pode desbalancear o equilíbrio mineral/solução e elevar a precipitação de espécies ou adsorção de alguma espécie sobre outra, resultando na conversão de uma superfície mineral em outra.

HANNA e SOMASUNDARAN (1976) demonstraram que, em determinadas condições de pH, a superfície da apatita pode ser convertida em calcita ou fluorita, tornando difícil a separação entre esses minerais sem um tratamento adicional. Além de alterar as características superficiais dos minerais através de complexos inorgânicos adsorvidos, as espécies dissolvidas podem também complexar os surfatantes catiônicos

e aniônicos, que são os coletores convencionais utilizados na flotação de minerais levemente solúveis. A precipitação não seletiva desses complexos metal-surfatante torna as superfícies minerais similares, dificultando assim sua separação.

Várias são as formas enumeradas na literatura para obtenção de seletividade em sistemas envolvendo minerais levemente solúveis. Uma destas é através da depressão seletiva via agentes modificadores inorgânicos e orgânicos. No entanto, a maioria dos mecanismos de atuação desses reagentes não são ainda bem conhecidos, principalmente pela ausência de dados sistemáticos na literatura.

Portanto, é de suma importância o conhecimento das propriedades físico-químicas dos minerais tais como estrutura cristalina, solubilidade, potencial zeta e mecanismos de adsorção atuantes para o estudo do desempenho da flotação. Para desenvolver um entendimento sobre as propriedades dos minerais levemente solúveis faz-se necessário um exame criterioso das propriedades físico-químicas dessa classe, que se comporta em sistemas de flotação de maneira complexa e diferente de outras classes minerais.

3.2.3. FLOTAÇÃO DE FOSFATOS

Segundo ARAUJO et al (2006), o processo de concentração de minérios por flotação baseia-se em induzir diferenças no comportamento de umectação em partículas de certos minerais que se deseja separar de outros, através da adição de agentes químicos com funções específicas. A importância deste processo é tal que OLIVEIRA (2007) chega a afirmar que o “desenvolvimento da indústria mundial nos últimos cem anos não teria sido possível sem a descoberta do processo de flotação”.

A flotação representa o principal processo utilizado pela indústria mineral, tanto em quantidade de minérios processados quanto em diversidade de aplicações (PERES et al, 2007). Atualmente, estima-se que cerca de 2×10^9 t de minérios são processados anualmente por flotação. No Brasil, esta técnica desempenhou um papel fundamental para o crescimento do setor mineral, principalmente para as indústrias de fosfato e de minério de ferro.

Várias tipologias de minérios fosfáticos são concentradas através da flotação. Nas últimas décadas, as colunas foram introduzidas nas unidades industriais em

substituição parcial ou total às células mecânicas, obtendo-se resultados significativamente superiores, tanto no que se refere à qualidade dos produtos quanto ao rendimento metalúrgico.

Segundo TAKATA (2006), as primeiras colunas industriais utilizadas na concentração de fosfatos entraram em operação em 1992, na Bunge Fertilizantes em Araxá (MG), instaladas para flotação de barita e para grossos, finos naturais e finos gerados de apatita. Dados referentes ao ano de 2006 indicam que 23 colunas estão presentes nas unidades industriais brasileiras, destacando-se: Fosfertil (Tapira e Catalão), Bunge (Araxá e Cajati) e Galvani (Lagamar).

A mineralogia complexa de nossos minérios comparada aos depósitos de origem sedimentar, por exemplo os da Flórida (EUA) e Marrocos, levou à definição de um sistema de reagentes específico para flotação dos fosfatos brasileiros, constituindo uma das grandes realizações da engenharia mineral brasileira, levando à consagração do Professor Paulo Abib Andery (MONTE e PERES, 2004).

Diversos estudos de caracterização e flotabilidade, utilizando tubo de Hallimond, realizados com apatitas provenientes de diferentes depósitos brasileiros, têm mostrado importantes aspectos. SALUM et al (1990), estudando uma amostra de fosfato alterado de Tapira (MG), mostraram que a presença dos contaminantes ferro, titânio e silício na estrutura cristalina da apatita acarreta uma redução da sua flotabilidade. BRANDÃO e RODRIGUES (1993) concluíram que quanto maior o grau de cristalinidade da apatita melhor sua flotabilidade. LENHARO (1994), correlacionou as flotabilidades de apatitas primárias e secundárias, na presença do coletor *tall oil*, às variações mineralógicas e morfológicas, intercrescimento com óxidos e hidróxidos de ferro e ao grau de impregnação.

Segundo LEAL FILHO e CHAVES (2004), as plantas de beneficiamento de fosfatos no Brasil são constituídas normalmente pelas etapas de cominuição (até a malha de liberação - geralmente em torno de 210 μm), classificação, deslamagem (para descarte das lamas prejudiciais à flotação), separação magnética (para eliminação dos minerais ferromagnéticos) e flotação direta da apatita em pH básico. A utilização de circuitos específicos para as diferentes frações granulométricas (finas e grossas) e diferentes

origens (naturais e geradas) também é prática comum nas unidades industriais. Na flotação são normalmente utilizados estágios *rougher*, *scavenger* e *cleaner*.

PERES et al (2007) ressaltam a importância da deslamagem por hidrociclones em circuitos de concentração de fosfatos. Descarte de partículas abaixo de 10 μm , para minérios brasileiros, é necessário uma vez que a presença de lamas consome muito reagente, por apresentar grande área superficial, além de interferir no processo de espumação. Isto acarreta a redução da seletividade e recuperação do mineral-útil apatita.

Para fosfatos que apresentam mineralogia com significativa quantidade de barita, como o da mina da Bunge (Araxá), dois tipos distintos de circuitos são utilizados industrialmente para separar seletivamente apatita/barita (AQUINO et al, 2002):

- i) flotação prévia da barita utilizando o coletor cetil-estearil sulfato de sódio em $\text{pH} = 9,5$; seguido da flotação da apatita utilizando um sistema de reagentes constituído por amido de milho e óleo de soja em $\text{pH} = 11,0$; ou
- ii) flotação da apatita com depressão da barita junto dos outros minerais de ganga, utilizando amido de milho e óleo de arroz, em condição fortemente alcalina ($\text{pH} = 12,0$).

Na Tabela 3.3 tem-se os sistemas de reagentes utilizados nas principais unidades de concentração de fosfatos brasileiros, tanto de origem ígnea (GUIMARÃES et al, 2005) quanto sedimentar. Os principais coletores são ácidos graxos (óleos de soja e de arroz), sarcosinato, sulfossuccinato, sulfossuccinamato, utilizados puros ou em misturas com diferentes proporções. O principal depressor é o amido de milho, presente praticamente em todas as unidades, além do nonilfenol etoxilado, indicado para depressão de minerais silicatados.

Tabela 3.3 - Sistemas de reagentes utilizados nas unidades industriais de concentração de fosfatos brasileiros (GUIMARÃES et al, 2005)

Empresa/ Cidade	Agente Coletor/ Nome Comercial	Agente Depressor
Bunge (Araxá-MG)	Ácido Graxo	Amido de milho e nonilfenol etoxilado
Bunge (Cajati-SP)	Sarcosinato (Berol)	Amido de milho
Fosfertil (Tapira-MG)	Óleo de soja hidrogenado (Hidrocol) e sulfossuccinato (Eumulgin MC-711)	Amido de milho
Fosfertil (Catalão-GO)	Óleo de soja hidrogenado (Hidrocol)	Amido de milho e nonilfenol etoxilado
Copebrás (Catalão-GO)	Ácido Graxo	Amido de milho e nonilfenol etoxilado
Galvani (Lagamar-MG)	Ácido Graxo	Amido de milho e nonilfenol etoxilado
Galvani (Irecê-BA)	Ácido Graxo	Amido de milho

Para uso da técnica de flotação faz-se necessária a modificação das propriedades superficiais dos minerais que se deseja separar através do emprego de reagentes - compostos orgânicos e inorgânicos que controlam as características das interfaces envolvidas. Isto tem por objetivo dar ou reforçar seletivamente o caráter hidrofóbico (coletor) ou hidrofílico (depressor), uma vez que essas características presentes nos minerais na forma como se encontram na natureza são, na maioria das vezes, inadequadas à sua utilização.

Nas últimas décadas, a evolução da indústria química somada ao melhor conhecimento dos mecanismos envolvidos no processo de flotação permitiram que fossem desenvolvidos novos reagentes, com funções específicas. Particularmente na flotação de fosfatos, o emprego de coletores de origem sintética é bastante comum. Utilizado puro, como na Bunge em Cajati (SP), que emprega o coletor Berol (sarcosinato) ou,

normalmente, em misturas com óleos vegetais, como na Fosfértil em Tapira (MG), que utiliza sulfossuccinato junto do ácido graxo, o uso de sintéticos acarreta ganhos tanto em termos de seletividade quanto em recuperação metalúrgica.

A seguir é apresentada uma revisão abrangendo os depressores e coletores comumente empregados pela indústria ou indicados por dar seletividade na concentração de fosfatos sílico-carbonatados e utilizados neste trabalho.

A) AGENTES DEPRESSORES

Dentre as maneiras enumeradas por HANNA e SOMASUNDARAN (1976) de se obter seletividade na separação entre minerais levemente solúveis destaca-se o emprego de depressores. Esses modificadores têm a função de inibir a adsorção do coletor sobre as superfícies dos minerais que não se deseja flotar, mantendo a hidrofiliabilidade necessária para que estas partículas permaneçam em contato com a fase aquosa. PRASAD (1992) define os depressores como compostos que aumentam a interação das superfícies minerais que não se deseja flotar com as moléculas de água, evitando assim a adsorção dos coletores.

Uma vez que a separação entre minerais levemente solúveis é complexa, particularmente quando os minerais envolvidos contêm cátions alcalino-terrosos similares, como na separação apatita/carbonatos (calcita/dolomita), utilizam-se invariavelmente modificadores para obtenção de seletividade. Dentre os vários modificadores citados na literatura técnica destacam-se:

- i) depressores orgânicos: amidos não-modificados e modificados (dextrina), goma guar, carboximetilcelulose e polifenóis (taninos);
- ii) depressores inorgânicos: silicato de sódio, sulfeto de sódio, polifosfatos, dicromatos, fluoretos e certos ácidos inorgânicos;
- iii) reguladores de pH: carbonato e bicarbonato de sódio, hidróxido de sódio e cal; e
- iv) moduladores da composição iônica da polpa: EDTA, zeólitas, polifosfatos e bicarbonato de sódio.

HANNA e SOMASUNDARAN (1976) atribuem quatro principais efeitos na interação dos modificadores sobre a flotação de minerais levemente solúveis:

- i) efeito direto sobre as propriedades dos minerais, tais como capacidade de adsorção e potencial zeta;
- ii) redução da adsorção do coletor sobre a superfície coberta pela camada do modificador;
- iii) efeito sobre a composição química da polpa; e
- iv) efeito sobre o processo de espumação.

PRASAD (1992), referindo-se aos depressores orgânicos, afirma que os mecanismos de adsorção destes sobre superfícies minerais incluem interações eletrostáticas, ligações de hidrogênio, formação de complexos metal-depressor, ligações covalentes e, até mesmo, uma autoativação do mineral.

A seguir é apresentada uma revisão abrangendo os agentes depressores utilizados neste trabalho.

A.1) CARBOXIMETILCELULOSE (CMC): polímero natural derivado da celulose, aniônico, atóxico, biodegradável, solúvel em água, formando tanto soluções propriamente ditas quanto geis. Madeira e algodão são as principais fontes.

Segundo LEJA (1982b), as unidades glicosídeas ((C₆H₁₀O₆)_n) presentes na cadeia da celulose são anéis de seis átomos de carbono ligados por átomos de oxigênio (posições C¹ e C⁴), formando um composto linear. Na Figura 3.2 tem-se a fórmula estrutural da CMC de sódio.

A produção da CMC é resultante do tratamento da celulose com solução de hidróxido de sódio e ácido acético monoclórico, que resulta na substituição parcial de grupos OH da celulose pelos grupos OCH₂COO⁻Na⁺. Segundo PEARSE (2005), essas substituições atribuem à celulose modificada a qualidade de solubilidade e viscosidade desejada, facilitando a hidratação da molécula. Três parâmetros são determinantes no desempenho da CMC em sistemas de flotação:

- i) pureza do depressor, uma vez que determinados produtos apresentam resíduos de cloreto de sódio, provenientes da reação utilizada para sua produção;
- ii) peso molecular, que proporcione uma adequada viscosidade; e

iii) grau de substituição (média de grupos carboximetil substituídos na unidade D-glicose) que deve variar entre 0,65 a 1,00.

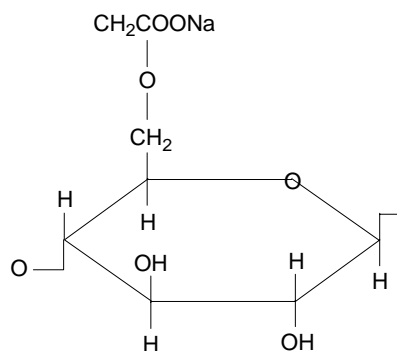


Figura 3.2 - Fórmula estrutural da CMC de sódio (PEARSE, 2005).

Das diversas utilizações da CMC, destaca-se seu uso como aditivo nas indústrias de papel, farmacêutica, cosmético e alimentícia, assim como em polpas de perfuração em profundidade. Tem sido também usada com sucesso como aglutinante orgânico alternativo no processo de pelotização.

Diversos estudos têm sido realizados buscando avaliar o desempenho da CMC como depressor em sistemas de flotação, tanto de fosfato quanto de minério de ferro. Para minérios brasileiros, tem sido comparado seu desempenho com o principal depressor utilizado pela indústria mineral nacional, o amido de milho.

Diferentes tipos de agentes depressores, dentre eles três amostras de CMC - Depramin 267 e Depramin 347 (Akzo-Nobel) e DLM GT (Lamberti) - foram testados num estudo piloto de concentração de finos de minério de ferro por AQUINO et al (2007). Os resultados mostraram ótimo desempenho do depressor DLM GT. Comparando-se com a performance dos diferentes tipos de amidos testados (milho e mandioca), foi obtido um ganho na recuperação de ferro de até 5%, sem perda da qualidade do concentrado (SOUZA et al, 2007).

Estudo de microflotação, realizado por SANTOS OLIVEIRA (2007), com um fosfato sílico-carbonatado de Catalão (GO), mostrou que para os todos os coletores testados (oleato de sódio, Eumulgin MC-711, Flotonor V3900-1, MD20156, MD20359 e Berol)

o Depramin 267, CMC fabricada pela Akzo, foi o depressor mais seletivo para a separação apatita/carbonatos. Comparando seu desempenho com o amido de milho, a autora concluiu que a CMC não diminuiu tanto a flotabilidade da apatita quanto a amostra de amido testada.

PENA (2005), utilizando uma amostra de minério da Bunge - Araxá (MG), estudou o uso de diferentes tipos de CMC como depressores alternativos ao amido de milho na flotação de fosfato. Concluiu que, nas condições investigadas, nenhuma das amostras de CMC apresentou o bom desempenho do amido de milho.

CASTRO et al (2005), num trabalho realizado utilizando um minério de ferro da Mina de Vargem Grande (VALE), comparou o desempenho de diferentes tipos de CMC com dois tipos de amidos de milho (Flotamil 75 e Amidex). Como coletor dos silicatos utilizaram a Flotigam EDA-3B (Clariant) e pH de flotação igual a 10,5. Os autores mostraram que, à exceção de uma amostra de CMC, dosagens acima de 500 g/t destes depressores apresentam resultados similares aos obtidos com os dois amidos testados. Concluíram que há grande potencial técnico para aplicação industrial de depressores a base de CMC, no entanto, salientaram a necessidade de uma avaliação técnico-econômica criteriosa.

Num estudo de concentração de um minério carbonatado realizado por KANGAL et al (2005) foi verificada a viabilidade técnica da separação por flotação do mineral huntita ($Mg_3Ca(CO_3)_4$) da magnesita ($MgCO_3$) utilizando um sistema de reagentes constituído por CMC e oleato de potássio. Os resultados obtidos mostraram bom potencial, uma vez que a flotabilidade da huntita na presença de CMC diminuiu de 80 para 25%.

A eficiência dos depressores carbonato de sódio, ácido cítrico, EDTA, hidroxietilcelulose, CMC de sódio, dentre outros, foi avaliada na separação apatita/dolomita por ZHENG e SMITH (1997). Os melhores resultados foram obtidos utilizando CMC como depressor da dolomita. Os autores atribuíram a ineficiência de depressão da apatita pela CMC à presença insuficiente do grupo carbonato na estrutura cristalina do mineral.

A.2) AMIDO: reserva energética vegetal formada basicamente pela condensação de moléculas de glicose geradas através do processo fotossintético, tendo como fórmula simplificada $(C_6H_{10}O_5)_n$, onde n é o número de unidades D-glicose (Figura 3.3).

Essa unidade possui átomos de 6 carbonos, 5 grupos hidroxila e uma dupla ligação de oxigênio arranjada de forma cíclica, possuindo ainda mobilidade conformacional e 16 possíveis isômeros óticamente ativos. Segundo polissacarídeo mais encontrado na natureza, superado somente pela celulose, o amido é uma substância de alto peso molecular, cuja capacidade hidrofílica é determinada pela presença de grupos OH fortemente polares (LEJA, 1982a).

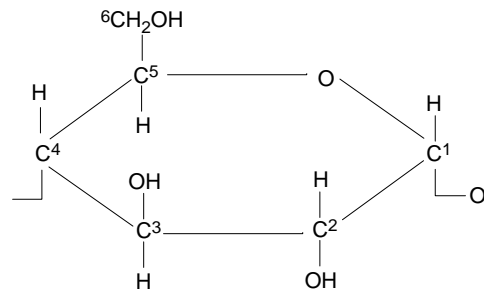


Figura 3.3 - Fórmula estrutural da D-glicose (LEJA, 1982a).

Obtido de várias raízes, tubérculos e cereais, os amidos constituem-se basicamente de dois compostos de composição química similar e estrutura de cadeia distinta (BRANDÃO, 2005):

- i) amilose: polímero linear com ligações glicosídicas α (1 \rightarrow 4) e massa molecular média a alta (Figura 3.4);

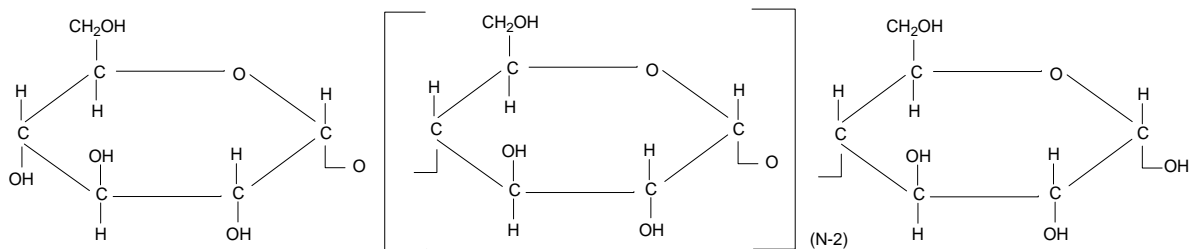


Figura 3.4 - Fórmula estrutural da amilose (LEJA, 1982a).

- ii) amilopectina: polímero altamente ramificado, de massa molecular muito alta, com as mesmas ligações da amilose e ligações adicionais $\alpha(1\rightarrow6)$, que fazem a ramificação das cadeias, tornando-as menos flexíveis (Figura 3.5).

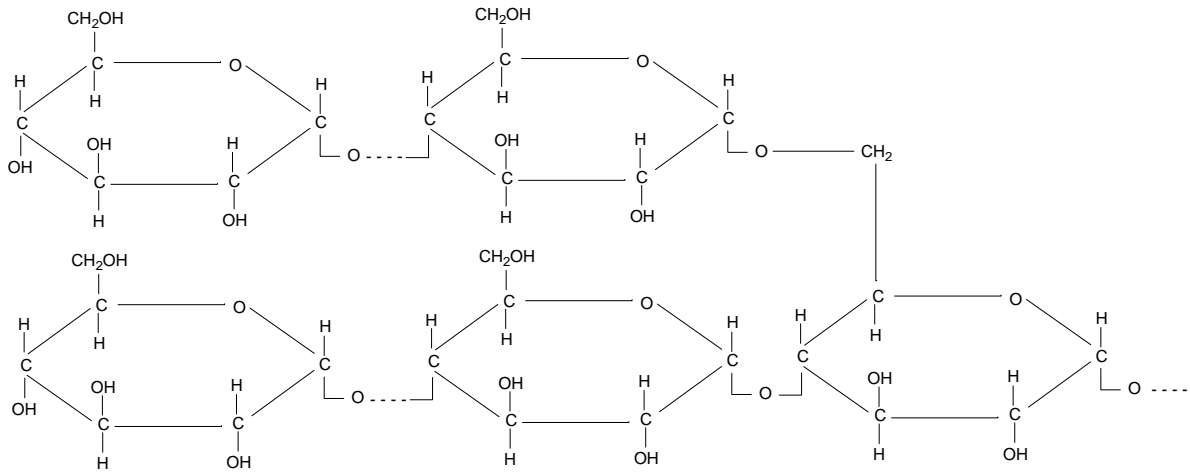


Figura 3.5 - Fórmula estrutural da amilopectina (LEJA, 1982a).

Segundo PERES e ARAUJO (2006), o número de unidades D-glicose para a amilose permanece na faixa de 200 a 1.000 e para amilopectina supera 1.500. A proporção amilopectina/amilose das diversas substâncias vegetais ou até de variedades de um mesmo vegetal pode diferir bastante. No caso do amido de milho, a relação 3/1 prevalece para as modalidades comuns do milho amarelo. Além de amilopectina/amilose, os amidos não modificados contêm matéria mineral, proteínas, umidade, fibras e óleo. Este último deve ter teor no máximo de 1,5%, pois teores acima deste valor atuam inibindo o processo de espumação.

O amido de milho apresenta como característica essencial um alto peso molecular (>300.000 uma), cuja determinação precisa é difícil, principalmente por tratar-se de um composto constituído por dois componentes de peso molecular e estrutura distinta. Além da alta hidrofiliabilidade das macromoléculas devido à presença dos grupos OH na unidade básica, o tamanho da molécula faz com que ela se estenda na solução e passe a agir como ponte entre as partículas minerais na polpa, atuando como floculante.

As aplicações fundamentais dos amidos e de seus derivados na indústria mineral residem em flotação, aglomeração/floculação e filtração. Segundo HADZERIGA e

GIANNINI (1988), algumas das principais características que os tornam de extremo interesse e utilização são:

- i) abundância;
- ii) baixo custo;
- iii) facilidade de obtenção na sua forma pura e de uso imediato, mantendo suas propriedades estáveis e típicas; e
- iv) biodegradabilidade.

Largamente utilizado em operações de flotação no Brasil devido a sua eficiência como depressor, após gelatinização com hidróxido de sódio, o amido tem sido empregado com sucesso aumentando a seletividade na flotação reversa do quartzo em minérios itabiríticos, deprimindo minerais de ferro; na flotação de minério fosfático, deprimindo silicatos e carbonatos; assim como na flotação direta de minério de silvinita com amina para produção de concentrados de KCl (Mina de Taquari - VALE). Atua ainda em todos esses sistemas floculando lamas argilosas, que geram o excessivo consumo de reagente devido a sua enorme área superficial (PERES, 1995; SAMPAIO et al, 2001).

Composição iônica da polpa e características tais como solubilidade, estrutura cristalina e impurezas dos minerais são, segundo HANNA e SOMASUNDARAN (1976), fatores determinantes na adsorção de amidos sobre minerais levemente solúveis, destacando-se calcita, barita, apatita e fluorita. Ligação de hidrogênio, interação eletrostática, formação de complexos amido-cátion metálico são os mecanismos de adsorção propostos por esses autores.

No caso específico da contribuição das ligações de hidrogênio na adsorção de amido na superfície da calcita, hidrogênios pertencentes às hidroxilas localizadas na estrutura do depressor ligam-se aos oxigênios existentes na interface calcita/solução, gerando assim a hidrofílicidade necessária à depressão desse mineral.

Os mesmos autores acima citados, estudando a adsorção do amido sobre os minerais calcita, barita e fluorita com ácido oléico, mostraram que, à exceção da fluorita que apresenta alta afinidade com o coletor, tanto a barita quanto a calcita foram totalmente

deprimidas com dosagens de amido acima de 300 ppm. Concluíram que o mecanismo de adsorção do amido sobre a calcita é função do valor do pH e conseqüentemente da concentração de espécies Ca^{2+} , CaOH^+ , CaHCO_3^+ , CO_3^{2-} e HCO_3^- presentes em solução, da ionização dos componentes do amido e da carga superficial do mineral em questão.

Testes de microflotação realizados por ALBUQUERQUE (1995), avaliando o desempenho de diferentes depressores sobre uma amostra pura de barita proveniente da mina da Bunge Fertilizantes S/A (Araxá - MG), mostraram que tanto o amido de milho não-modificado quanto amilose e amilopectina deprimem bem este mineral, principalmente a fração fina ($-43 \mu\text{m}$).

Vários depressores (goma-guar, tanino, CMC e diferentes tipos de amido de milho com diferentes proporções de amilose/amilopectina) foram testados por LEAL FILHO (1988) na flotação direta do minério fosfático de Cajati (SP), cuja ganga é constituída basicamente pelos minerais calcita, dolomita e magnetita. Dentre esses depressores, os amidos de milho apresentaram os melhores resultados, sendo que a variedade de amido com maior conteúdo de amilopectina proporcionou ganhos em termos de recuperação metalúrgica.

BLAZY et al (1965), estudando a interação amido/minerais levemente solúveis, realizaram o levantamento de curvas de potencial zeta para calcita, barita e fluorita. Os resultados obtidos mostraram significativas mudanças nos valores de potencial zeta na presença de solução de amido de milho.

Testes de microflotação realizados por LEAL FILHO (1999), tiveram como objetivo verificar a influência da concentração do amido de milho na flotabilidade de amostras puras de quartzo e apatita, provenientes da Copebrás (GO). Segundo o autor, o amido introduzido na flotação de fosfato para atuar como depressor dos minerais de ganga mostrou ser capaz de deprimir intensamente a apatita, quando sua concentração ultrapassa o valor de 200 mg.L^{-1} .

Testes de microflotação foram realizados por PAPINI (2000) com o objetivo de verificar a influência da concentração do amido de milho na flotabilidade de uma amostra de apatita proveniente da Bunge, Araxá (MG). Os resultados mostraram que,

na presença de 20 mg.L^{-1} de óleo de arroz e pH igual a 9,0 e, concentrações acima de 40 mg.L^{-1} de amido acarretaram uma diminuição acentuada na flotabilidade da apatita.

A.3) DEXTRINA: diferentes tipos de amidos podem ser modificados por um processo conhecido como dextrinização, por ação de temperatura, hidrólise ácida ou de certas enzimas. É mantida a proporção amilopectina/amilose da molécula original, porém com uma redução no número **n** de unidades D-glicose.

Esta nova estrutura formada é solúvel em água fria, possui peso molecular variando de 7.000 a 30.000 uma, sendo, no entanto, preservada sua capacidade de hidrofilarizar superfícies minerais. Sua utilização na indústria mineral consiste em sistemas de flotação agindo como depressor, em polpas onde se deseja elevado grau de dispersão. Deve-se salientar que os mecanismos que governam a adsorção da dextrina nas superfícies minerais são os mesmos válidos para todo depressor a base de amido (PERES, 1995).

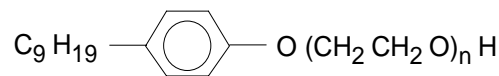
No Brasil, a dextrina foi utilizada na flotação de cobre pela Mineração Caraíba em Jaguarari (BA) deprimindo principalmente o mineral contaminante hiperstênio ($(\text{Mg,Fe})_2(\text{Si}_2\text{O}_6)$) (PEREIRA e PERES, 1985), e também no sistema de flotação da silvinita na Mina de Taquari-Vassouras, pertencente à VALE, localizada no município de Rosário do Catete (SE).

A.4) NONILFENOL ETOXILADO: aditivo indicado como auxiliar na depressão de silicatos na flotação de fosfato, adicionado com o objetivo de melhorar a seletividade, além de atuar como modulador de espuma (GUIMARÃES et al, 2005).

É composto por tensoativos não iônicos, cuja parte hidrofóbica da molécula é proveniente do nonilfenol e a parte hidrofílica é resultante da cadeia do óxido de etileno. Apresenta normalmente 18 átomos de carbono, cujo grau de etoxilação é representado pelo número médio dos grupos de óxido de etileno na molécula, sendo os melhores resultados obtidos com 3 ou 4 grupos. O aumento do grau de etoxilação acarreta o aumento da hidrofílicidade da molécula, alterando sua solubilidade em água, poder espumante, molhabilidade e detergência, permitindo seu uso como emulsionante, detergente, solubilizante, umectante e desengraxante.

A dosagem utilizada deste aditivo depende da composição mineralógica do minério em questão, ficando normalmente na ordem de 5% da dosagem usada do coletor, podendo chegar no máximo a 10%, em situações especiais. O ponto de adição é feito no tanque de condicionamento do depressor ou direto nas máquinas de flotação, quando se utilizam células mecânicas.

A linha Ultranex NP, uma amostra de nonilfenol etoxilado utilizada neste trabalho, produzido pela Oxiten S/A, pode ser representada pela seguinte fórmula geral:



Onde: n = Grau de Etoxilação

AQUINO et al (2008), num estudo piloto de concentração realizado com um minério fosfático de Minas Gerais, mostraram que a adição do nonilfenol etoxilado acarretou uma melhora significativa na seletividade da flotação. Foi observado um expressivo aumento no teor de P_2O_5 e uma redução nos teores dos contaminantes SiO_2 , Fe_2O_3 e TiO_2 com o aumento da dosagem deste agente, sem perda de recuperação de P_2O_5 .

AQUINO et al (2004b) realizaram também um estudo piloto de concentração por flotação da fração grossa de um fosfato, caracterizado quimicamente pelo elevado teor dos contaminantes SiO_2 e MgO . Ao contrário dos bons resultados obtidos com o minério anterior, a adição do nonilfenol ao sistema de reagentes acarretou uma redução significativa na recuperação total de P_2O_5 , principalmente para dosagens superiores a 50 g/t.

Segundo GUIMARÃES et al (2005), tanto as unidades industriais da Bunge em Araxá (MG) quanto as plantas localizadas em Catalão (GO), pertencentes à Fosfertil e Copebrás, utilizam o nonilfenol etoxilado adicionado ao sistema de reagentes.

Outro exemplo da utilização industrial deste depressor no beneficiamento de fosfato ocorre na planta da Foskor (Phalaborwa, África do Sul), onde o minério apresenta ganga sílico-carbonatada. São empregados, respectivamente, éter nonilfenol tetraglicol

e silicato de sódio como depressores dos carbonatos e silicatos (EL-SHALL et al, 2004).

A.5) TANINO: depressor composto de estruturas polifenólicas, com a propriedade de se ligarem ao grupo peptídico de proteínas animais. Na Figura 3.6 tem-se a estrutura aproximada do quebracho - o tipo mais comum de tanino utilizado pela indústria mineral (PEARSE, 2005).

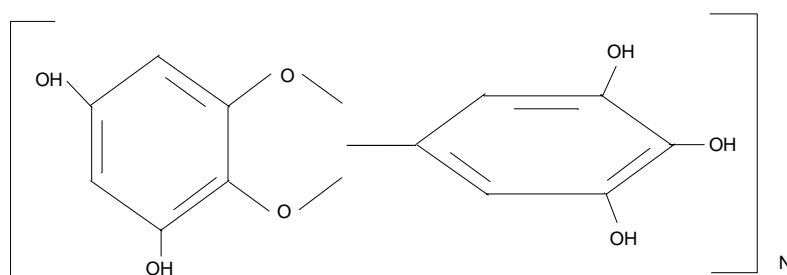


Figura 3.6 - Estrutura aproximada do quebracho (N = 1- 200) (PEARSE, 2005).

Este depressor é extraído de folhas, frutos, caules e cascas das espécies vegetais *Shinopsis balansae* e *Shinopsis lorentzii*, comumente encontradas na Argentina, Brasil e Paraguai. Embora seja de composição química variada, uma representação das espécies vegetais que o compõem é aproximadamente 37% de celulose, 27% de extrato aquoso, 1% de resinas e 35% de material que não contém celulose. A fração usada como depressor é o extrato aquoso que apresenta cerca de 21% de taninos.

A extração dos taninos é realizada normalmente pelo tratamento de pequenas lascas ou fragmentos de cascas em água quente (110 a 120°C), seguida de uma evaporação. Para pH maior que 8,0, o pó remanescente desse tratamento torna-se solúvel em água quente. Um tratamento com bissulfato de sódio o faz solúvel em água fria, independentemente do pH da solução.

A geração de cargas negativas nas moléculas dos taninos provém da ionização em soluções alcalinas dos grupos polares –OH, que compõem sua estrutura. Em contraste

com o amido, que possui grupos –OH alcalino-neutros, os taninos são ativos devido a presença de grupos –OH fenólicos, levemente ácidos.

HANNA e SOMASUNDARAN (1976) sugeriram que a adsorção de taninos e sua consequente ação depressora em minerais levemente solúveis deve-se:

- i) a formação de íons fenolato-complexos (tanatos) ou agregados sobre a superfície mineral;
- ii) a interação eletrostática entre as superfícies minerais e as espécies de taninos; e
- iii) as ligações de hidrogênio.

LEJA (1982a) mostrou que a adsorção do quebracho em minerais levemente solúveis é resultante da interação eletrostática entre moléculas aniônicas do reagente com os sítios catiônicos da interface mineral/solução. O autor mostrou ainda que o quebracho foi utilizado na depressão de calcita num sistema de flotação da fluorita usando ácidos graxos, assim como na depressão da esfalerita e carbonatos num minério onde se flota a galena. A seguinte ordem de depressão de minerais levemente solúveis utilizando quebracho foi sugerida pelo autor: apatita > calcita > fluorita > barita > scheelita.

PEARSE (2005) apresenta uma revisão de reagentes usados na flotação de fosfatos e também refere-se à depressão dos minerais calcita, dolomita e siderita por ação do quebracho, na flotação de um minério de fluorita. PRASAD (1992), num artigo parecido com o anteriormente citado, também menciona o quebracho como um importante depressor indicado principalmente para carbonatos.

Um estudo sobre a ação do quebracho e do silicato de sódio na depressão da celestita e calcita, realizado por HERNAINZ e CALERO (1993), indicou uma maior eficiência do quebracho na depressão da calcita. Esse estudo mostrou ainda que concentrações maiores que $0,12 \text{ g.L}^{-1}$ de quebracho acarretaram a completa depressão de ambos os minerais para toda faixa de pH estudada, compreendida entre 7 a 10. Os autores concluíram que a ação depressora do quebracho sobre tais minerais depende largamente da dosagem empregada.

Um estudo comparativo sobre a ação de diversos depressores na separação seletiva da barita dos minerais calcita e dolomita, realizado por HEINRICH (1992), provou que a

presença de íons Ca^{2+} no sistema gera distúrbios no processo, principalmente se há grande quantidade de finos. Dentre os depressores testados, o autor destacou o desempenho principalmente do quebracho, seguido do ácido cítrico e silicato de sódio, que apresentaram boa seletividade na separação dos minerais em questão.

A.6) SILICATO DE SÓDIO: reagente utilizado como depressor em flotação envolvendo minerais levemente solúveis, apresentando como vantagem melhorias na obtenção de seletividade, além de aumentar o grau de dispersão da polpa.

Devido ao processo de dissolução complexo, a função deste modificador não é bem entendida. No entanto, o seu efeito depressor é conhecido por ser altamente sensível ao grau de polimerização, ficando em função da variação de pH, razão sílica/soda e dosagem utilizada (PAPINI, 2000).

Vários pesquisadores citam o silicato de sódio como importante depressor para minerais portadores do elemento cálcio. HANNA e SOMASUNDARAN (1976) listam vários modificadores inorgânicos capazes de proporcionar seletividade neste sistema de flotação e faz menção ao desempenho do silicato de sódio. Trabalhos realizados por FUERSTENAU (1968) postulam que sílica coloidal era a espécie responsável pela depressão da calcita (CaCO_3), enquanto o ânion silicato era responsável pela depressão da fluorita (CaF_2).

MISHRA (1982) realizou um estudo de separação calcita/apatita por flotação utilizando um sistema de reagentes constituído pelo depressor metassilicato de sódio e pelo coletor oleato de sódio. Mostrou que ocorre uma adsorção preferencial deste depressor na superfície da calcita. Concluiu que a separação calcita/apatita é possível em condições otimizadas de dosagem de oleato de sódio e do valor de pH.

MARINAKIS e SHERGOLD (1985), através de estudos de adsorção de silicato de sódio em amostras puras de calcita, barita e fluorita na presença de oleato de sódio, mostraram que ocorre uma redução na precipitação do sabão de oleato sobre as superfícies destes minerais, isto é, o silicato de sódio atua nas superfícies destes minerais levemente solúveis impedindo posteriores reações com o sabão oleato.

Testes de flotação em laboratório foram realizados por HANUMANTHA RAO et al (1989) com um fosfato sílico-carbonatado utilizando silicato e oleato de sódio. Os resultados mostraram que, embora tenha sido observada uma ação depressora do silicato de sódio na superfície da calcita, não houve seletividade no intervalo de pH estudado (7 a 11). Assim, concluíram que altas dosagens de silicato de sódio deprimiram tanto a calcita quanto a apatita, provavelmente devido à diminuição da quantidade de íons coletores oleato por precipitação.

Diferentes circuitos foram estudados por ABDEL-KHALEK (2000) para beneficiamento de um minério fosfático com ganga sílico-carbonatada de origem sedimentar. Foram obtidos concentrados na especificação requerida, realizando inicialmente a flotação dos carbonatos com ácido oleico em pH = 5,5 e depressão da apatita com ácido fosfórico. A seguir, para separação da apatita dos minerais silicatados, foram estudados dois circuitos:

- i) flotação dos minerais silicatados com amina em pH neutro; e
- ii) flotação da apatita usando silicato de sódio e ácido oléico / óleo diesel em pH = 9,5.

Estudos de diferentes rotas de processo foram realizados por ZHENG et al (2006) usando uma amostra de fosfato sílico-carbonatado de origem sedimentar, proveniente da província de Yunnan (China). Nesse estudo, o objetivo era adequar o teor do contaminante MgO obtido no concentrado final. Das rotas estudadas destaca-se a flotação *bulk* (apatita + carbonatos) com ácido graxo e silicato de sódio realizada em pH = 11, seguida da flotação reversa de carbonatos também com ácido graxo e ácido fosfórico como depressor da apatita.

Um exemplo da utilização industrial do depressor silicato de sódio no beneficiamento de fosfato ocorre na planta da Foskor (África do Sul), onde o minério apresenta também ganga sílico-carbonatada. São empregados respectivamente silicato e éter nonilfenol tetraglicol como depressores dos silicatos e carbonatos. O coletor utilizado é o ácido graxo *tall oil* (EL-SHALL et al, 2004).

B) AGENTES COLETORES

Surfatantes, moléculas de caráter duplo contendo uma porção polar e outra apolar, são utilizados para modificar as características de superfície de minerais em sistemas de flotação. Agem por um lado como coletor, dando ou reforçando seletivamente o caráter hidrofóbico a determinadas superfícies minerais e, por outro, como espumante, reduzindo a tensão superficial na interface líquido/ar, além de atuar sobre a cinética de adesão partícula/bolha (PERES e ARAUJO, 2006). O emprego de diferentes tipos de coletores fica em função da composição mineralógica do minério a ser beneficiado e da separação que se deseja obter.

A adsorção de coletores e seu consequente desempenho na flotação é, segundo HANNA e SOMASUNDARAN (1976), dependente dos seguintes fatores:

- i) propriedades superficiais dos minerais, com destaque para a carga superficial, composição química e estrutura cristalina;
- ii) características do coletor, destacando-se sua dosagem, grupos funcionais presentes e comprimento da cadeia hidrocarbônica; e
- iii) composição ionomolecular da fase aquosa, que depende do pH, temperatura, força iônica, presença de várias espécies minerais dissolvidas e dos seus correspondentes produtos decorrentes das reações com os íons do coletor utilizado e de outras espécies minerais dissolvidas no sistema.

Várias forças governam os mecanismos de adsorção de reagentes químicos sobre as superfícies minerais em sistemas de flotação. Estas incluem ligações covalentes, troca iônica sobre o reticulado cristalino ou na dupla camada elétrica, ligações de hidrogênio, ligações hidrofóbicas, ligações de van der Waals, interações eletrostáticas, etc. Particularmente, uma ou mais dessas forças governam o mecanismo de adsorção predominante no sistema.

Os coletores empregados em sistemas de flotação de fosfatos são definidos por LEJA (1982a) como compostos ionizáveis não-tio, sendo utilizados normalmente os derivados de ácidos carboxílicos, sulfossuccinatos, sulfossuccinamatos, sarcosinatos, hidroxamatos, dentre outros. Apresentam cadeias com 6 a 18 átomos de carbonos e como principais propriedades à propensão a hidrólise ou dissociação (governada pelo

pH da solução), diminuição da tensão superficial na interface líquido/ar e tendência a formar micelas para homólogos de cadeia longa.

A seguir é apresentada uma revisão dos coletores utilizados neste trabalho.

B.1) ÁCIDOS GRAXOS: dentre os vários coletores de apatita utilizados na flotação de fosfatos, os ácidos graxos (RCOOH) são os de maior importância. São surfatantes constituídos por misturas de ácidos carboxílicos de cadeia hidrocarbônica longa. Conforme PEARSE (2005), esta cadeia apresenta caráter hidrofóbico, enquanto o grupo funcional polar carboxil é hidrofílico.

São coletores obtidos de óleos vegetais e gorduras, de diferentes origens e composição variada. São biodegradáveis, de baixo custo e elevada disponibilidade. Seu emprego requer saponificação com hidróxido de sódio, produzindo sabões carboxilatos.

Segundo CAIRES (1995), a eficiência dos ácidos graxos como coletores depende fortemente das características da cadeia hidrocarbônica, principalmente configuração estérica, grau de insaturação e quantidade de átomos de carbono.

Na Tabela 3.4 está apresentada a composição de alguns óleos disponíveis no mercado para uso na indústria mineral (GUIMARÃES et al, 2005). Esses são compostos por variados tipos de ácidos, diferenciados pela cadeia hidrocarbônica. Os óleos de arroz, soja e *tall oil* são os mais usados na flotação de fosfato. O emprego de tipos hidrogenados e a utilização destes em misturas com coletores sintéticos é prática comum em plantas industriais, acarretando melhorias nos resultados tanto de teor quanto de recuperação metalúrgica.

Deve-se salientar que no Brasil são utilizados óleos de soja e de arroz como coletores na flotação da apatita nas principais plantas industriais localizadas em Araxá (MG), Tapira (MG) e Catalão (GO), dentre outras.

Tabela 3.4 - Composição cromatográfica (%) dos principais óleos vegetais utilizados como coletores (GUIMARÃES et al, 2005)

Ácido/ Fórmula Molecular	Arroz	Soja	Tall Oil	Coco	Mamona	Milho	Oliva
Caprílico (C ₈ H ₁₆ O ₂)	-	-	-	3,5	-	-	-
Cáprico (C ₁₀ H ₂₀ O ₂)	-	-	-	4,5	-	-	-
Láurico (C ₁₂ H ₂₄ O ₂)	-	-	-	44,7	-	-	-
Mirístico (C ₁₄ H ₂₈ O ₂)	-	0,1	-	17,5	-	-	-
Palmítico (C ₁₆ H ₃₂ O ₂)	17,5	10,5	0,2	9,7	1,2	11,4	16,9
Esteárico (C ₁₈ H ₃₆ O ₂)	1,3	3,2	2,2	3,1	1,0	2,2	2,7
Oleico (C ₁₈ H ₃₄ O ₂)	39,9	22,8	59,3	15,2	3,3	26,0	61,0
Linoleico (C ₁₈ H ₃₂ O ₂)	39,1	54,5	36,8	1,8	3,6	-	14,8
Linolênico (C ₁₈ H ₃₀ O ₂)	0,3	8,3	-	-	0,2	58,7	0,6
Ricinoleico (C ₁₈ H ₃₄ O ₃)	-	-	-	-	89,2	0,8	-

Vários trabalhos de pesquisa têm sido conduzidos procurando explicar os mecanismos que governam a adsorção de ácidos graxos e seus sabões alcalinos sobre minerais levemente solúveis. A adsorção química do oleato em sítios de cálcio presentes nas superfícies dos minerais apatita, calcita, dolomita, fluorita e scheelita, resultando na formação de sabões alcalinos terrosos, tem sido um mecanismo amplamente proposto.

A quimissorção de ácido oleico sobre a fluorita foi proposta por FRENCH (1954), baseado em estudo de espectroscopia infravermelha. Em outro estudo, a quimissorção

de oleato sobre calcita, barita e fluorita também foi sugerida por PECK e WADSWORTH (1965), que propuseram um processo de troca iônica para quimissorção do oleato. Nesse processo, os ânions oleato substituem uma quantidade equivalente de ânions da rede cristalina dos minerais tais como CO_3^{2-} , SO_4^{2-} , F^{2-} , formando uma camada superficial de oleato de metal alcalino-terroso.

É interessante ainda notar a relação existente entre os mecanismos de adsorção dos minerais levemente solúveis com a variação de pH. MISHRA (1982), realizando testes de microflotação com apatita e calcita na presença de oleato de sódio, concluiu que o mesmo mecanismo governa a adsorção do oleato sobre as superfícies desses minerais. Mostrou que, para valores de pH abaixo do ponto isoelétrico, a adsorção ocorre por forças físicas (eletrostáticas) e que, para valores de pH onde o potencial zeta é negativo, o mecanismo é químico.

Numa investigação similar à acima citada, porém realizada com o mineral fluorita, HANNA e SOMASUNDARAN (1976) mostraram que a adsorção física do ácido oleico é o mecanismo predominante para baixos valores de pH. Por outro lado, em condições alcalinas, o mecanismo que governa a adsorção é puramente químico.

Outros mecanismos têm sido propostos por diferentes pesquisadores para esclarecer a adsorção de ácidos graxos em diferentes minerais levemente solúveis. Por exemplo, MALTESH et al (1996) propuseram a formação de pontes de hidrogênio entre os átomos de flúor, presentes na rede cristalina do mineral fluorapatita, e o oleato como principal mecanismo que governa esta adsorção.

B.2) SARCOSINATO: coletor anfotérico ($\text{ROCCH}_2\text{-NH-COONa}$) utilizado com sucesso na separação seletiva apatita de minerais carbonatados para determinados tipos de minérios fosfáticos.

No Brasil, conforme publicações de SAMPAIO et al (2001) e GUIMARÃES et al (2005), este coletor é empregado juntamente com amido de milho em condições alcalinas na unidade industrial da Bunge em Cajati (SP), concentrando as frações fina e grossa. Deve-se salientar que particularmente para a calcita desta mina, testes de microflotação em tubo de Hallimond realizados por ASSIS et al (1988) mostraram que sua baixa flotabilidade deve-se às características de rugosidade de superfície, tamanho

de grão e contaminação pelo elemento ferro. Provavelmente devido à estas características é possível sua separação seletiva do mineral útil apatita.

Outro exemplo bem sucedido do emprego deste coletor é, segundo EL-SHALL et al (2004), no tratamento de um minério fosfático de origem ígnea, realizado na planta de Siilinjärvi - Finlândia. Mineralogicamente, este minério apresenta a apatita como mineral útil e ganga constituída pelos minerais flogopita, calcita e dolomita. A flotação é realizada em meio básico, obtendo-se concentrados dentro das especificações requeridas, com excelente recuperação.

SANTOS OLIVEIRA (2007) realizou um estudo de microflotação utilizando amostras puras de apatita, calcita, dolomita e vermiculita - provenientes de Catalão (GO). Mostrou que é possível a separação seletiva apatita/minerais de ganga utilizando o Berol (sarcosinato da Akzo), em condição alcalina. Revelou que, nas melhores condições obtidas, isto é, concentração de Berol de 10 mg.L^{-1} e pH igual a 9, a flotabilidade da apatita foi de 94%, enquanto a de um tipo de dolomita foi de 26% e dos demais minerais de ganga menor que 10%. Mostrou ainda, com base nas curvas de flotabilidade obtidas, que o poder do Berol para coletar os minerais segue a seguinte ordem: vermiculita < calcitas < dolomita < apatitas. Conforme a autora salienta, o mecanismo de adsorção do Berol é uma interação química, tal qual ocorre com os ácidos graxos.

B.3) SULFOSSUCCINATO: coletor aniônico ($\text{ROOC-CH}_2\text{-CH-COONa-SO}_3\text{Na}$), normalmente utilizado na flotação de apatita, em mistura com ácidos graxos, apresentando como principal vantagem sua ação seletiva associada à grande capacidade de coleta dos ácidos graxos (GUIMARÃES et al, 2005). No Brasil, esse coletor é constituinte do sistema de reagentes da unidade industrial da Fosfertil em Tapira (MG), utilizado numa mistura com ácido graxo hydrogenado.

A Fosfertil realizou testes de flotação em bancada com um minério sílico-carbonatado de Catalão (GO) procurando separar seletivamente apatita de carbonatos. O sistema de reagentes era constituído pelo amido de milho e por uma mistura dos coletores Hidrocol (ácido graxo hydrogenado) e Eumulgin MC-711 (sulfossuccinato de sódio), utilizados numa mesma proporção. Os resultados obtidos mostraram fraco

desempenho, devido à baixa seletividade existente entre os carbonatos e a apatita. Na única condição em que foi obtido um concentrado *cleaner* com teor de P_2O_5 de 31%, a recuperação total foi de apenas 36,5% (SANTOS OLIVEIRA, 2007).

Resultados dos testes de microflotação realizados por LEAL FILHO (1999) utilizando amostras puras de quartzo e apatita - provenientes da Copebras (GO) - mostraram que os coletores oleato de sódio e KE-883 (sulfossuccinato de sódio, Cognis) apresentaram notáveis capacidades para promover também a flotação do quartzo em pH alcalino, sendo que o ácido graxo mostrou habilidade superior ao KE-883 para executar esta tarefa.

Resultados dos testes de flotabilidade em tubo de Hallimond realizados por SANTOS OLIVEIRA (2007) mostraram que dentre seis coletores aniônicos testados com o minério sílico-carbonatado de Catalão, apenas oleato de sódio e Eumulgin MC-711 apresentaram seletividade entre apatita e carbonatos. A concentração de MC-711 mais favorável para separação foi igual a 8 mg.L^{-1} , em meio alcalino (pH = 9). A flotabilidade dos minerais com o coletor MC-711 não chegou ao máximo de 100% para nenhuma concentração testada. Segundo a autora, o mecanismo de adsorção do MC-711 nos minerais que contêm cálcio é semelhante àquele observado para o oleato de sódio, uma adsorção química. No entanto, nenhuma explicação detalhada sobre este mecanismo e sobre a maior seletividade do sulfossuccinato frente aos ácidos graxos foi encontrada.

B.4) SULFOSSUCCINAMATO: este coletor ($R-NH-CO-CH_2-CH-COONa-SO_3Na$) caracteriza-se por conter os grupos funcionais carboxilato e sulfonato, que se ionizam anionicamente, e o grupo funcional (NH), que se ioniza cationicamente por ligação covalente dativa com H^+ , e por isto é designado anfotérico.

ALBUQUERQUE et al (2007) realizaram testes piloto de flotação em coluna com um fosfato proveniente da Bahia, utilizando uma amostra de sulfossuccinamato, fabricado pela Clariant S/A. Os resultados obtidos mostraram que utilizando amido de milho (885 g/t) e uma mistura de ácido graxo hidrogenado (932 g/t) e sulfossuccinamato (223 g/t) - em meio alcalino (pH = 10,4), foi obtido um concentrado com teor e recuperação de P_2O_5 de 32,0 e 96,4%, respectivamente.

B.5) HIDROXAMATO: coletor aniônico (ROC-NH-ONa), constituinte do grupo dos surfactantes ionizáveis não-tio definido por LEJA (1982a). Apresenta como característica principal lenta cinética de adsorção e forte relação com a solubilidade dos minerais presentes no sistema de flotação, isto é, minerais com baixa solubilidade exibem cinética de adsorção mais lenta comparados aos mais solúveis. Segundo ASSIS et al (1996), o provável mecanismo que governa a adsorção desse coletor é quimissorção.

ASSIS et al (1996) realizaram testes de microflotação em tubo de Hallimond com o objetivo de subsidiar a separação apatita de diferentes minerais de ganga (calcita, fluorita, dentre outros) com amostras puras obtidas a partir dos minérios provenientes da Arafertil e Fosfertil. Os resultados mostraram que, para todas as concentrações de hidroxamato, tanto a calcita quanto a fluorita apresentam melhor flotabilidade que a apatita. Ressalta-se que dentre estes minerais a apatita é o menos solúvel.

Testes piloto realizados por MILLER et al (2002) demonstraram excepcional desempenho do coletor Aero 6493 (ácido alquil hidroxâmico), dando seletividade na separação apatita/dolomita. Desenvolvido pela Universidade de Utah (USA) para flotação de uma amostra de fosfato da Flórida e comercializado pela Cytec, este coletor permitiu a obtenção de concentrados com teor de P_2O_5 variando de 29,0% a 31,1% e recuperação de 85,1% a 95,2%, para amostras com diferentes distribuições granulométricas. No entanto, os autores salientaram a necessidade de um criterioso exame técnico-econômico, além de um estudo sobre o impacto ambiental gerado pelo seu uso (WANG e MILLER, 2006).

3.2.4. FLOTAÇÃO DE SILICATOS

Flotação de minerais silicatados é atualmente conhecida devido à sua expressiva utilização na concentração de finos de minérios itabiríticos, possibilitando a obtenção de concentrados finais de ferro com elevados níveis de recuperações e baixos teores de contaminantes, principalmente SiO_2 . Todas as grandes unidades brasileiras produtoras de *pellet feed* utilizam a flotação de silicatos, empregando circuitos constituídos somente de colunas e/ou circuitos mistos - colunas e células convencionais (MONTE e PERES, 2004; ARAUJO et al, 2005).

A flotação reversa de minérios de ferro é realizada deprimindo minerais de ferro com diferentes tipos de amido, seguida da flotação catiônica dos silicatos utilizando coletor do tipo amina, em pH básico (TURRER, 2007).

A flotação de silicatos é aplicada também para outros tipos de minérios. Um exemplo industrial ocorre na separação calcita/silicatos, planta da Imerys em Mogi das Cruzes (SP). Nesta, é utilizada a flotação reversa dos silicatos (anfíbólio, diopsídio, quartzo, talco e biotita), purificando o concentrado calcítico. Resultados de testes piloto de flotação em coluna realizados por AQUINO et al (2000) demonstraram que com um sistema de reagentes constituído pelo coletor Lilafлот 811M (amina da Akzo) e pelo espumante Flotanol D14 (Clariant) foi possível a obtenção de um concentrado final de calcita com teor do contaminante SiO_2 dentro da especificação de mercado requerida e elevado nível de recuperação.

AQUINO et al (2004b) realizaram um estudo de flotação da fração grossa de um minério fosfático com elevado teor de sílica e magnésio. Nesta investigação, além da flotação direta da apatita, foi avaliada também a flotação dos silicatos (quartzo e micas) utilizando mono e diaminas fornecidas pela Clariant, Witco e Akzo. O coletor Flotigam EDA (Clariant) foi o selecionado por apresentar melhor desempenho na separação apatita-silicatos. No entanto, comparada aos resultados da flotação direta da apatita realizada com um tipo de ácido graxo, a linha de flotação dos silicatos apresentou pior desempenho.

Num outro estudo de flotação, realizado também por AQUINO et al (2006), utilizando outro minério fosfático, foram avaliadas duas diferentes rotas de processo: flotação reversa de silicatos e flotação direta da apatita. Este minério apresentou mineralogia relativamente simples, constituído basicamente de apatita e quartzo, além de pequena quantidade de calcita e diopsídio. A linha de flotação reversa dos silicatos apresentou melhor desempenho, sendo obtido, nas condições otimizadas, um concentrado final com teor e recuperação de P_2O_5 de 35,1% e 78,2%, respectivamente. O sistema de reagentes utilizado consistia de amido de milho e uma monoamina, em condições alcalinas.

ABDEL-KHALEK (2000), estudando diferentes circuitos para beneficiamento de um fosfato sílico-carbonatado sedimentar, mostrou que é possível a obtenção de concentrados na especificação requerida. Inicialmente, flotou os carbonatos em condições levemente ácidas ($\text{pH} = 5,5$, ajustado com ácido fosfórico), utilizando ácido oleico. Em seguida, realizou a flotação dos silicatos com amina em pH neutro, obtendo-se assim boa seletividade entre a apatita e os minerais contaminantes.

3.2.5. FLOTAÇÃO DE CARBONATOS

A separação seletiva por flotação de carbonatos, principalmente calcita e dolomita, do mineral-útil apatita em minérios fosfáticos, tem sido objeto de diversas investigações. A literatura mostra que esta separação pode ser obtida realizando a flotação dos carbonatos com ácidos graxos, em condição levemente ácida ($\text{pH} \cong 5,5$ a $6,0$). Segundo SIS e CHANDER (2003), diferentes tipos de ácidos têm sido indicados e testados para depressão da apatita: fosfórico, difosfônico, sulfúrico, cítrico, tartárico e fluossilícico, dentre outros. O ácido fosfórico é, conforme ZHANG et al (2007), o mais utilizado e o que tem proporcionado melhor seletividade. TANAKA et al (1988) sugeriram um mecanismo para explicar a depressão da apatita e a flotação da dolomita com ácido oleico, em pH igual a $6,0$, ajustado com ácido fosfórico.

LOUZADA (2008), utilizando amostras puras de calcita e apatita de Itataia, realizou medidas de ângulo de contato, buscando subsidiar tal separação. Os resultados mostraram que a hidrofobicidade dos dois minerais é influenciada pela concentração de ácido fosfórico. Para valores superiores a 10 mmol.L^{-1} , a apatita apresentou ângulos de contato iguais a zero, enquanto os da calcita permaneceram em torno de 30° . Para uma concentração de ácido fosfórico igual a 10 mmol.L^{-1} , os estudos referentes à variação do pH revelaram que os dois minerais apresentam hidrofobicidades diferentes, sendo que a apatita apresentou-se hidrofílica em toda faixa de $\text{pH} \leq 6,0$. Resultados semelhantes foram obtidos substituindo o ácido fosfórico pelo cítrico. Posteriores testes de flotação em bancada comprovaram a eficiência dos dois modificadores na depressão da apatita deste minério.

ZHENG et al (2006), estudando diferentes rotas de processo para beneficiamento de um fosfato sílico-carbonatado sedimentar (Yunnan, China), mostraram que é possível a

adequação do teor do contaminante MgO no concentrado final. Bons resultados foram obtidos realizando inicialmente a flotação *bulk* (apatita e carbonatos) em pH = 11, com ácido graxo e silicato de sódio, seguida da flotação de carbonatos, também com ácido graxo como coletor e ácido fosfórico como depressor da apatita.

ABRAMOV et al (1993) realizaram um estudo de separação seletiva da apatita/minerais de ganga utilizando um minério fosfático, proveniente da Turquia. Após adequação granulométrica, para obtenção da liberação, realizaram inicialmente a flotação *bulk* (apatita e calcita) com ácido oleico e depressão dos silicatos, em pH = 8,0. A separação apatita/calcita foi realizada em seguida via flotação do carbonato, em condição levemente ácida utilizando ácido fosfórico. Deve-se ressaltar que várias etapas de flotação foram necessárias para obtenção dos produtos finais.

JOHNSTON e LEJA (1978) realizaram testes de flotabilidade em tubo de Hallimond utilizando amostras dos minerais apatita e dolomita. Para isto, foram testados os ácidos fosfórico e sulfúrico como depressor da apatita, na presença de ácido oleico em pH = 6,0. Os resultados mostraram que somente na presença de ácido fosfórico foi obtida boa seletividade. A dolomita apresentou ótima flotabilidade, enquanto a apatita permaneceu deprimida para todas as concentrações de ácido oleico estudadas.

Poucas são as referências encontradas na literatura técnica sobre a utilização de dióxido de carbono (CO₂) na flotação de carbonatos. BISWAS (1967) e SAMPAT KUMAR (1971) apud BRANDÃO (1980), utilizaram CO₂ na flotação de calcita com ácido graxo, substituindo o ar em células mecânicas. Ganhos significativos de recuperação foram obtidos com a utilização de baixas dosagens de coletor. Os autores mostraram que a razão do melhor desempenho da flotação da calcita foi uma mudança do seu potencial zeta (negativo para positivo) na presença de CO₂, o que acarretou num aumento da adsorção do oleato de cálcio. Por fim, salientaram que o uso de CO₂ somente na etapa de condicionamento da polpa também acarretou um bom desempenho da flotação da calcita.

3.3. FLOTAÇÃO EM COLUNA

O processo de flotação em coluna teve sua concepção básica desenvolvida no início dos anos 60 pelos pesquisadores canadenses P. Boutin e R. Tremblay, e fundamentos desenvolvidos na década de 80 pelos pesquisadores J. A. Finch, G. S. Dobby, J. B. Yianatos, dentre outros (AQUINO et al, 2004a). Introduzida na indústria no início dos anos 80, esta técnica marcou um avanço significativo na área de tecnologia mineral. Tem sido aplicada para concentração de diferentes tipos de minérios com variada distribuição granulométrica, apresentando como vantagens melhoramentos metalúrgicos, simplificação de circuitos e ganhos em custo operacional e de capital.

No Brasil, a primeira implantação industrial ocorreu em 1991, na flotação reversa de quartzo de minério de ferro na Samarco Mineração. Desde então, diversas implantações têm sido realizadas com sucesso, concentrando minérios de ferro, fosfato, chumbo, zinco, cobre, grafita, talco, nióbio, prata, feldspato, dentre outros (TAKATA, 2006).

Uma representação esquemática de uma coluna de flotação, tal como a utilizada neste trabalho, está apresentada na Figura 3.7. Segundo FINCH e DOBBY (1990), duas zonas distintas são identificadas:

- i) Zona de coleta ou recuperação: compreendida entre o aerador e a interface polpa-espuma. É nesta zona que ocorre a coleta das partículas hidrofóbicas via um contato eficiente com as bolhas geradas;
- ii) Zona de limpeza: compreendida entre a interface polpa-espuma e o transbordo do material flotado. Nesta seção mantém-se constante a altura da camada de espuma, que é lavada por meio de um fluxo de água em contracorrente para eliminação das partículas hidrofílicas arrastadas.

A polpa, previamente condicionada com agentes químicos específicos, é alimentada na zona de coleta a aproximadamente dois terços da altura total da coluna. As partículas minerais interagem com as bolhas ascendentes introduzidas na base da coluna, resultando no processo de coleta das partículas hidrofóbicas. Os agregados partículas-bolhas formados são então transportados até a zona de espuma, onde ocorre a

formação de um empacotamento de bolhas mineralizadas que são contatadas em contracorrente pela água de lavagem introduzida no topo da coluna. O objetivo da água de lavagem é promover a estabilidade e limpeza da espuma, eliminando as partículas hidrofílicas arrastadas. Assim sendo, as partículas minerais hidrofóbicas coletadas saem no topo da coluna, constituindo a fração flotada, sendo separadas das partículas hidrofílicas, que saem pela base da coluna e constituem a fração não-flotada.

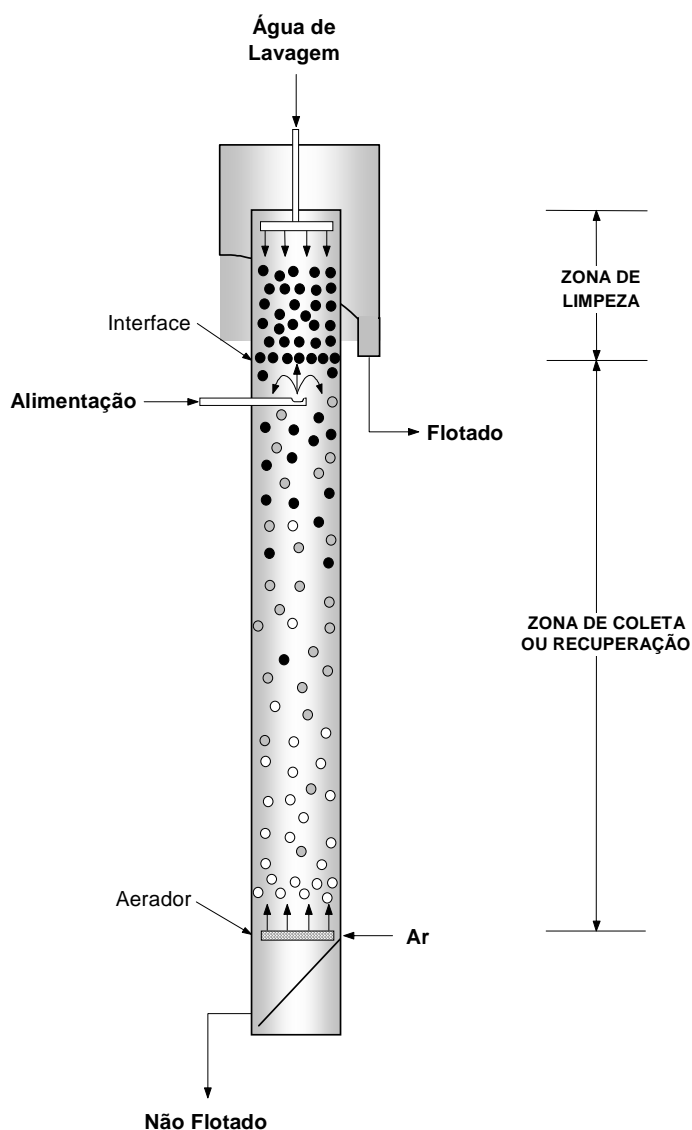


Figura 3.7 - Representação esquemática de uma coluna de flotação.

Algumas características da coluna a distingue de outras máquinas de flotação, destacando-se: uso de água de lavagem, que elimina o material hidrofílico arrastado até a espuma; sistema de geração de bolhas, que permite variar o tamanho de bolhas e o *hold up* do ar; ausência de agitação mecânica, gerando condições hidrodinâmicas de baixa turbulência; e relação altura/diâmetro efetiva elevada.

Colunas industriais têm tipicamente de 9 a 15 metros de altura e diâmetro variando de 1,0 a 4,5 metros. As seções transversais podem ser circulares, retangulares ou quadradas. Segundo YIANATOS (2001), as condições operacionais típicas para os equipamentos industriais são:

- velocidade superficial de ar: 1,0 a 3,0 cm/s;
- velocidade superficial de água de lavagem: 0,3 a 0,8 cm/s;
- velocidade superficial de polpa: 0,5 a 2,0 cm/s;
- *hold up* de ar: 10 a 25%;
- altura da camada de espuma: 0,5 a 1,5 m; e
- tamanho de bolha: 0,5 a 2,0 mm.

Colunas industriais com diâmetro superior a 1,5 metros são constituídas normalmente por compartimentos verticais internos (*baffles*), cuja introdução objetiva minimizar o efeito de mistura que acarreta um baixo desempenho ao processo. Inicialmente, as grandes colunas usavam esses compartimentos somente na zona de coleta. Reconhecido o significativo efeito que a recuperação da zona de espuma exerce sobre a recuperação total, esses compartimentos têm sido atualmente incorporados também na zona de limpeza.

A recuperação total de um mineral em uma coluna é produto das recuperações individuais obtidas nas zonas de coleta e limpeza. FINCH e DOBBY (1990) demonstraram que a recuperação na zona de coleta está diretamente relacionada à cinética de flotação, tempo de residência das partículas e grau de mistura das fases.

Por outro lado, YIANATOS et al (1998) demonstraram que a recuperação na zona de limpeza é função das variáveis operacionais velocidade superficial de ar, velocidade

superficial de água de lavagem e altura da camada de espuma. Segundo os autores, devido à coalescência de bolhas na zona de limpeza, ocorrem repetidas etapas de descoleta e recoleta de partículas com baixo grau de hidrofobicidade. Este efeito, por um lado melhora a seletividade, porém reduz a recuperação global do processo.

A introdução de água de lavagem em colunas tem como objetivo estabilizar a camada de espuma, substituir a água de alimentação na fração flotada e reduzir a coalescência das bolhas. Limpeza em coluna de flotação é definida como a remoção de partículas hidrofílicas que são arrastadas até a zona de espuma. Sabe-se que em células mecânicas convencionais o arraste de partículas é proporcional à água de alimentação recuperada na fração flotada, principalmente para partículas menores que 5,0 μm . Isto decorre do fato de que a água que estabiliza a espuma em células convencionais é proveniente da polpa alimentada. Por outro lado, a água que estabiliza a espuma em colunas é proporcionada pela água de lavagem. Consequentemente, a recuperação de água de alimentação em colunas, dependendo dos níveis das variáveis operacionais utilizadas, pode ser minimizada. Adicionalmente, a estrutura mais aberta da espuma em coluna comparada à da célula convencional facilita a rejeição de partículas arrastadas. O filme de água entre as bolhas na espuma de uma coluna chega a ser 4 a 5 vezes maior que o obtido em células mecânicas.

FINCH e DOBBY (1990) utilizaram uma relação entre as variáveis operacionais velocidade superficial e *hold up* de ar para explicar o regime de fluxo que opera as máquinas de flotação. Colunas piloto apresentam bolhas com tamanho uniforme, distribuição homogênea e velocidade ascendente constante, características de um regime de fluxo denominado pistão. Acima de um determinado valor de velocidade superficial de ar, denominado de transição, o *hold up* de ar tornar-se instável e o fluxo é caracterizado por uma rápida ascensão das bolhas de maior diâmetro e alto grau de mistura das fases. Neste caso, o fluxo é denominado como sendo do tipo mistura perfeita, regime que governa as células mecânicas convencionais. Colunas industriais, segundo o autor, operam em regime de fluxo entre o tipo pistão e a mistura perfeita, denominado fluxo pistão com dispersão axial.

Portanto, colunas piloto são caracterizadas por:

- mesmo tempo de residência da fase líquida e das partículas minerais;

- existência de um gradiente de concentração de partículas hidrofóbicas ao longo do eixo da coluna;
- coeficiente de mistura próximo de zero;
- recuperação de espécies minerais dada por:

$$R = 1 - \exp(-kT)$$

onde: k = constante cinética; e

T = tempo de residência.

Por outro lado, colunas industriais apresentam as seguintes características:

- partículas minerais apresentam uma distribuição de tempo de residência;
- número de dispersão (Nd) variando entre 0,5 a 1,0;
- recuperação na zona de coleta (Rc) dada por:

$$Rc = \frac{(4.a.\exp(\frac{1}{2Nd}))}{(1+a)^2.\exp(\frac{a}{2Nd}) - (1-a)^2.\exp(\frac{-a}{2Nd})}$$

$$\text{sendo } a = (1 + 4.K.Tp.Nd)^{0,5}$$

Portanto, a recuperação na zona de coleta de uma coluna industrial é função da cinética de flotação (K), tempo de residência das partículas (Tp) e do número de dispersão (Nd) - variável que quantifica o grau de mistura da polpa na coluna. Um aumento da recuperação nessa zona pode ser obtido tanto com a redução do grau de mistura quanto pelo aumento da constante cinética ou do tempo de residência das partículas (AQUINO et al, 2004a; YIANATOS, 2001).

4. METODOLOGIA

São apresentados neste capítulo os materiais e a metodologia aplicada para preparação e caracterização da amostra assim como para realização dos testes de flotação em escalas de laboratório e piloto.

4.1. MATERIAIS

4.1.1. ORIGEM E PREPARAÇÃO DA AMOSTRA

O minério utilizado neste trabalho é proveniente da jazida de Itataia, obtido nas instalações do CDTN. Ressalta-se que este minério é similar ao utilizado em todos os estudos de concentração realizados pelo CDTN: AQUINO (1987a e 1991); FURTADO (1985) e REIS JR (1987).

Na Figura 4.1 tem-se o fluxograma esquemático utilizado para preparação da amostra. Este mostra que um lote de cerca de 2,0 t do material foi inicialmente classificado em uma peneira de 1/4 de polegada, sendo a fração retida cominuída num moinho de rolos. A fração passante (-1/4”) foi homogeneizada em pilha longitudinal e quarteada, obtendo-se amostras representativas para as caracterizações granulométrica, química e mineralógica. O restante do material passou pelas etapas de moagem e deslamagem, adequando-o granulometricamente e descartando as lamas prejudiciais à etapa posterior de flotação. De posse desta amostra, foram realizados os testes de flotação em escala de laboratório e piloto, sendo o restante arquivado.

4.1.2. CARACTERIZAÇÃO DA AMOSTRA

Após as etapas iniciais de peneiramento, britagem, homogeneização e quarteamento, a amostra foi submetida às seguintes caracterizações:

- i) Granulométrica: utilizando peneiramento combinado (série Tyler) e o analisador de partículas Sympatec Helos;

- ii) Química: todas as determinações foram realizadas utilizando um espectrofotômetro por fluorescência de raios-X, modelo EDX-720, da Shimadzu, exceto as determinações de CaCO_3 e U_3O_8 , que foram efetuadas utilizando respectivamente as metodologias de calcinação (950°C) e de espectrofotometria de energia de raios-X (Kevex); e
- iii) Mineralógica: análise semi-quantitativa por difração de raios-X, pelo método do pó, utilizando um difratômetro modelo Geigerflex, semi-automático, com monocromador de cristal curvo de grafita e tubo de cobre, fabricado pela Rigaku.

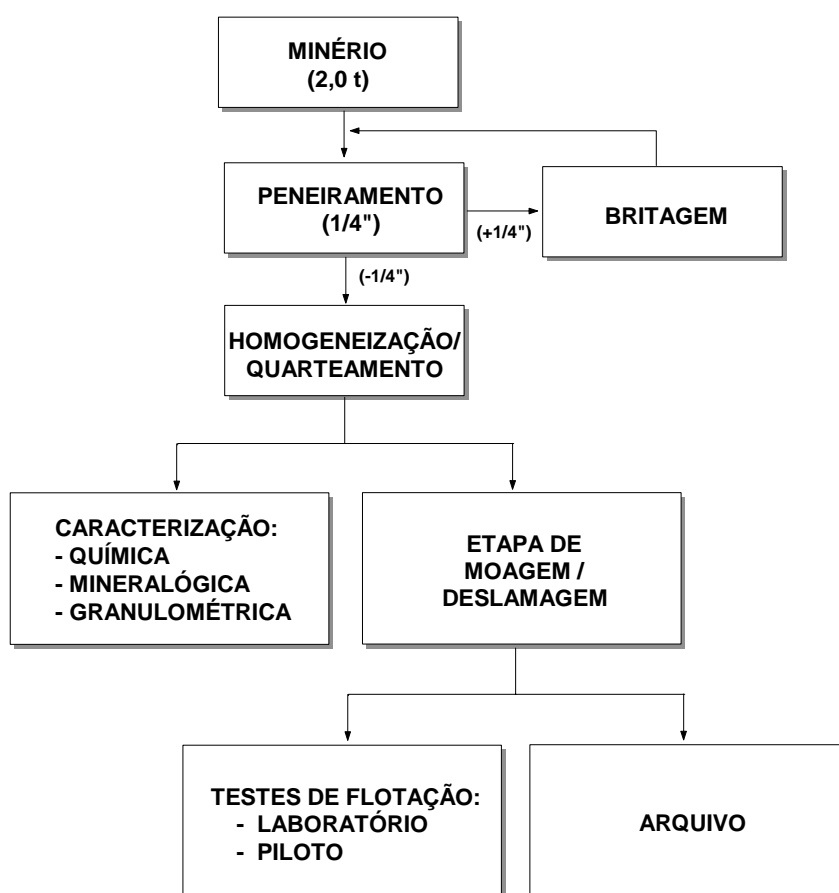


Figura 4.1 - Fluxograma utilizado para preparação da amostra.

4.1.3. REAGENTES

Os depressores selecionados e utilizados na realização deste trabalho foram:

- Flotamil 75: fubá de milho, fabricado pela Caramuru Alimentos S/A;
- DSI Starplus M: amido de milho convencional não-modificado, fabricado pela Dutch Starches International;
- DLM-GT: carboximetilcelulose, fabricado pela Lamberti;
- Depramin 96: carboximetilcelulose, fabricado pela Akzo-Nobel;
- Ultranex NP-18: nonilfenol etoxilado, fabricado pela Oxiteno S/A;
- Silicato de sódio: fornecido pela Sulfal Química Ltda;
- Dextrina: amido de milho modificado, fabricado pela Cargill;
- Floatan T1: quebracho, fabricado pela Unitan; e
- Floatan M3: quebracho, fabricado também pela Unitan.

Os coletores foram:

- Liacid 1218: um ácido graxo destilado de óleo de coco, fabricado pela Miracema-Nuodex;
- Óleo de Soja: ácido graxo fabricado pela Indústria e Comércio de Óleos Vegetais Pirapora;
- Aero 6493: hidroxamato, fabricado pela Cytec;
- Eumulgin MC-711: sulfossuccinato, fabricado pela Cognis;
- Berol: sarcosinato, fabricado pela Akzo-Nobel;
- Flotisor 2875: sulfossuccinamato de sódio, fabricado pela Clariant;
- Flotigam EDA: eteramina, fabricado pela Clariant;
- Flotigam 2835: eterdiamina, fabricado pela Clariant;
- Flotigam K2C: amina quartenária, fabricado pela Clariant; e
- Lilaflo 811M: alcóxipropanoamina, fabricado pela Akzo-Nobel.

O agente espumante foi:

- Flotanol D25: eterpolialquilenoglicol, fabricado pela Clariant.

Os modificadores de pH foram:

- Ácido Fosfórico: depressor de apatita;
- Ácido Cítrico: depressor de apatita; e
- Hidróxido de Sódio: modificador de pH.

Outros: dióxido de carbono (CO₂), fornecido pela White Martins Gases Industriais.

Deve-se ressaltar que o critério de seleção desses reagentes foi baseado em indicação em literatura técnica ou por sua atual utilização em alguma usina de beneficiamento de minério fosfático e, por fim, por sua disponibilidade no mercado.

4.2. MÉTODOS EXPERIMENTAIS

4.2.1. MOAGEM E DESLAMAGEM

A etapa de moagem e deslamagem, realizada em escala piloto, teve como objetivo adequar a granulometria da amostra à etapa de concentração, liberando a apatita dos minerais de ganga, além de descartar as prejudiciais lamas. Procurou-se produzir material com no máximo 5% de massa retida em 210 µm (65 malhas-Tyler). Este valor baseia-se nos estudos realizados no CDTN, que mostram um grau de liberação de 91% para o material cominuído abaixo de 210 µm (AQUINO, 1987a e 1991) e está de acordo com o tamanho de liberação para amostras de fosfatos ígneos, apresentado por PERES et al (2007), 100% passante em 250 µm (60 malhas-Tyler).

O fluxograma piloto de moagem e deslamagem utilizado na preparação do material está apresentado na Figura 4.2. Este mostra que o minério britado foi alimentado a uma taxa constante no tanque (TQ), onde foi adicionada água de preparação da polpa. Essa foi alimentada por gravidade num moinho Denver (MO), de 12 x 24 polegadas, com carga de barras, conforme distribuição apresentada na Tabela 4.1. A descarga do moinho foi diluída e alimentada no classificador espiral Denver (ESP) de 6 polegadas de diâmetro, onde foram obtidos o *underflow*, que retornou à alimentação do moinho, e

o *overflow*, que alimentou a etapa de deslamagem. Esta foi efetuada num hidrociclone (HC), marca Krebs, de 2,0 polegadas de diâmetro, apex com abertura de 2,5 mm e pressão de operação de 50 psi. As lamas, contidas no *overflow* do hidrociclone, foram descartadas e o material do *underflow*, com granulometria ajustada à etapa de concentração, foi coletado para realização dos testes de flotação. Na Figura 4.3 tem-se uma foto do circuito piloto utilizado para realização das etapas de moagem e deslamagem.

As granulometrias dos produtos do hidrociclone foram determinadas utilizando o Granulômetro Sympatec Helos 12LA, do Departamento de Engenharia de Minas da UFMG e utilizadas para determinação da curva de partição.

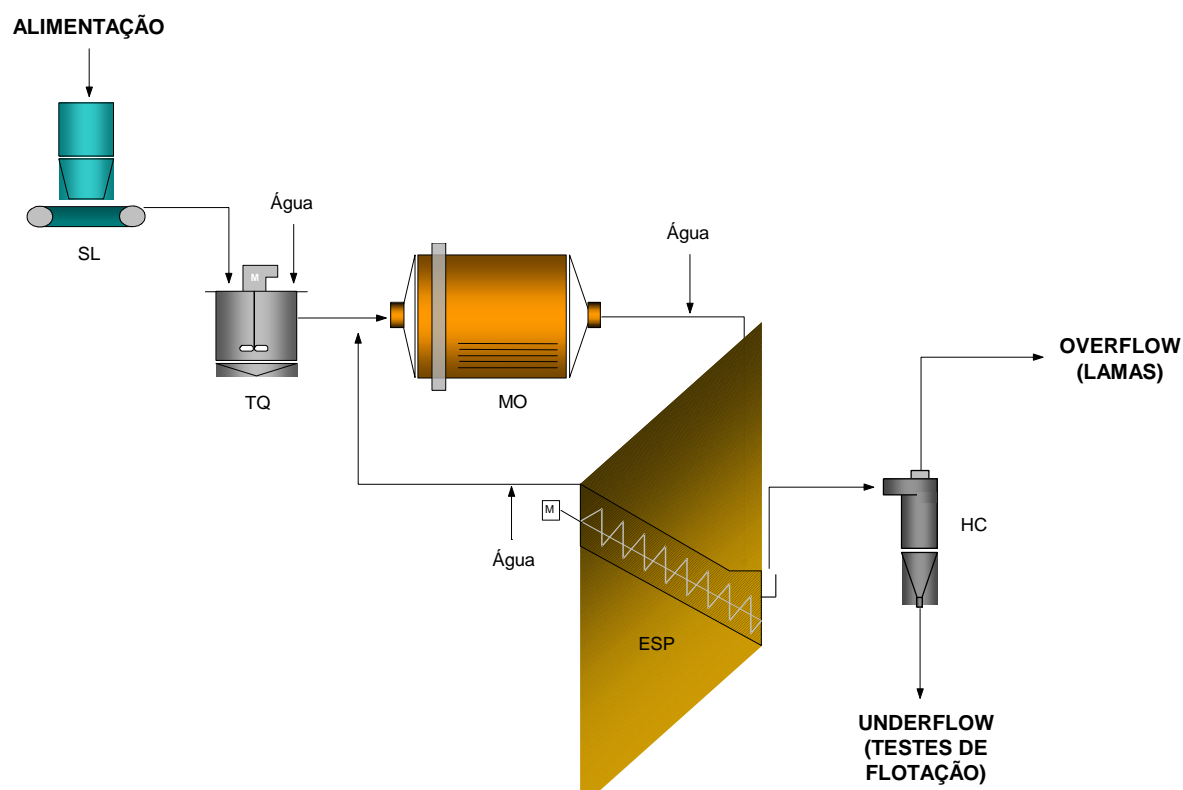


Figura 4.2 - Fluxograma do circuito de moagem e deslamagem utilizado na preparação do material para testes de flotação.

Tabela 4.1 - Distribuição da carga de barras utilizada

Diâmetro (pol)	Quantidade	Peso	
		(kg)	(%)
1 1/2	1	5,4	12,7
1 1/4	3	10,6	25,0
1	6	11,4	26,9
3/4	7	9,4	22,2
1/2	10	5,6	13,2
Total	27	42,4	100,0



Figura 4.3 - Circuito piloto de moagem e deslamagem utilizado.

4.2.2. TESTES DE FLOTAÇÃO EM LABORATÓRIO

Os testes de flotação, realizados em laboratório, tiveram o objetivo de selecionar tipo e dosagem de depressor e coletor para separação da apatita dos contaminantes contidos no minério seguidos de avaliação de distintas rotas de processo.

Foi utilizada uma célula mecânica fabricada pela DARMA, Modelo D-1, Sub-A, acoplada com um raspador mecânico para a retirada do material flotado e cuba com volume útil de 3,0 (três) litros. Na Figura 4.4 tem-se uma foto ilustrativa da montagem utilizada na realização destes testes.

Para o acompanhamento dos testes e a elaboração dos balanços de massa e metalúrgico foram realizadas determinações químicas de P_2O_5 nas frações flotada e não-flotada. Para avaliação dos testes envolvendo circuito foram determinados também U_3O_8 , $CaCO_3$ e SiO_2 .



Figura 4.4 - Montagem utilizada para realização dos testes de flotação em laboratório.

4.2.3. TESTES PILOTO DE FLOTAÇÃO EM COLUNA

A partir das condições definidas em laboratório que permitiram a separação seletiva entre apatita e minerais contaminantes foram realizados testes piloto utilizando colunas. Estes tiveram o objetivo de otimizar os resultados obtidos, uma vez que colunas apresentam melhor desempenho que células mecânicas, principalmente para concentração de fosfatos.

O fluxograma da unidade piloto utilizado para realização dos testes *rougher* está representado na Figura 4.5. A amostra de minério, após adequação granulométrica, foi alimentada a uma taxa constante no condicionador CN-1, onde foram adicionados o depressor e o modificador de pH. Em seguida, a polpa fluía por gravidade para o condicionador CN-2, onde foram adicionados o coletor e o espumante (quando se fez necessário). Após adição de água de diluição, a polpa foi então alimentada na coluna CO, obtendo-se a separação desejada. Na Figura 4.6 tem-se uma foto da unidade piloto utilizada para realização destes testes.

Para a realização dos testes *rougher* foi utilizada uma coluna com diâmetro de 5,1 cm e altura total de 600 cm, com um sistema interno de geração de bolhas. O controle de nível da interface polpa-espuma foi feito por meio de sinais provenientes de dois sensores de pressão instalados na coluna, processados no controlador digital SMAR CD-600, que atua sobre a vazão de polpa na fração não-flotada, ajustada pela bomba peristáltica BO-2. As vazões de ar e de água de lavagem foram controladas automaticamente e ajustadas de acordo com o valor do *set point*.

Para a realização dos testes *rougher/cleaner* foram utilizadas respectivamente uma coluna de 10,2 cm de diâmetro e altura total de 547 cm e outra de 5,1 cm de diâmetro e altura total de 580 cm. O uso de uma coluna *rougher* de maior capacidade foi necessário para compatibilizar a massa flotada desta com a alimentação da coluna *cleaner*.

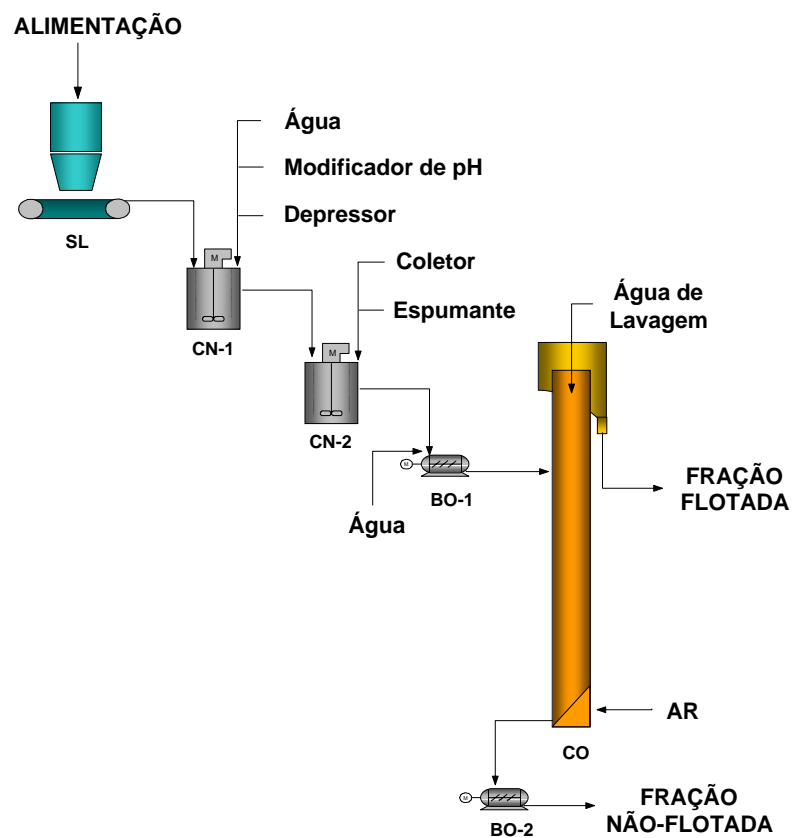


Figura 4.5 - Fluxograma do circuito *rougher* de flotação.



Figura 4.6 - Unidade de flotação em coluna utilizada para realização dos testes piloto.

4.2.4. PROCEDIMENTO PARA PREPARAÇÃO DE SOLUÇÕES

Todos os depressores a base de amido foram gelatinizados com hidróxido de sódio, mantendo-se uma relação depressor/hidróxido de sódio de 5/1, obtendo-se soluções com concentração de 1 ou 2%. A única exceção foi a dextrina, que é solúvel em água em temperatura ambiente.

Com relação aos depressores a base de CMC deve-se salientar que o Depramin 96 não necessita ser gelatinizado, por indicação do seu fabricante (Akzo-Nobel). Por outro lado, a gelatinização do DLM-GT (CMC, Lamberti) deve-se ao fato desta metodologia ser a única forma de obter uma solução livre de grumos.

Os demais depressores (silicato de sódio; Floatan T1 e Floatan M3) foram diluídos em água, obtendo-se soluções com uma concentração de 1%. O Ultranex NP-18 foi o único depressor dosado puro, devido a sua baixa solubilidade em água.

Os coletores Liacid 1218 e óleo de soja foram saponificados, obtendo-se soluções sem nenhum resíduo em suspensão. A seguinte metodologia foi utilizada para obtenção de 1,0 litro de solução a uma concentração de 2,0%:

- pesa-se 20,0 g do reagente;
- mede-se 28,5 mL de hidróxido de sódio a uma concentração de 10,0%;
- adiciona-se simultaneamente ao ácido graxo o hidróxido de sódio e 18,2 mL de água a uma temperatura de 70°C, mantendo-se sob agitação vigorosa durante 15,0 minutos; e
- dilui-se a pasta obtida para 1,0 litro, utilizando água a 50°C.

Os demais coletores (Aero 6493, Eumulgin MC-711, Berol, Flotisor 2875, Flotigam K2C, Flotigam EDA, Flotigam 2835 e Lilafloc 811M) foram diluídos em água conforme indicado por seus respectivos fabricantes, obtendo-se soluções com concentração de 1,0%.

4.2.5. POTENCIAL ZETA

Medidas de potencial zeta de uma amostra pura de calcita (99% de CaCO_3), obtida por catação no minério britado, foram determinadas tomando-se a média de 10 leituras

realizadas no medidor ZM3-D-G, Zeta Meter System 3.0+, pertencente ao Departamento de Engenharia de Minas da UFMG.

A suspensão mineral foi condicionada respectivamente com os ácidos fosfórico e cítrico até a obtenção de pH igual a 5,5, em temperatura ambiente. Por outro lado, para condicionamento com dióxido de carbono foram injetados 3,0 NL/min em diferentes tempos: 5; 10; 30 e 60 segundos, utilizando um tubo de Hallimond. Após ambientação da célula com a suspensão, esta era enchida, secada com papel toalha, seguida das leituras: anotação dos valores de potencial zeta, desvio padrão, voltagem, temperatura e condutância específica.

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Neste capítulo são apresentados os resultados e a discussão do estudo realizado.

5.1. Caracterização da Amostra

Os resultados das caracterizações granuloquímica, química e mineralógica são mostrados a seguir.

5.1.1. Caracterização Granuloquímica

Os teores e as distribuições de massa e P_2O_5 nas frações granulométricas do minério britado estão apresentados na Tabela 5.1 e Figura 5.1. Verifica-se que o teor de P_2O_5 é decrescente com a redução da granulometria e que as distribuições acumuladas de massa e P_2O_5 são próximas.

5.1.2. Caracterização Química

Os resultados da análise química, apresentados na Tabela 5.2, mostram que os teores de P_2O_5 e U_3O_8 foram de 16,3% e 1.400 ppm, respectivamente. Por sua vez, os teores dos contaminantes $CaCO_3$ e SiO_2 foram de 25,2 e 24,1%, respectivamente.

5.1.3. Caracterização Mineralógica

Os resultados da caracterização mineralógica estão apresentados na Tabela 5.3 e mostram que, conforme esperado, o principal mineral-minério é a apatita. Os principais minerais contaminantes são os carbonatos (calcita e dolomita) e os silicatos (albita, quartzo, biotita, flogopita, montmorillonita, vermiculita e anfibólio).

Deve-se salientar que tanto a caracterização química quanto a mineralógica da amostra em estudo apresentaram resultados similares aos apresentados nas caracterizações realizadas no passado por AQUINO (1987a e 1991).

Tabela 5.1 - Teor e distribuição granulométrica de P_2O_5 do minério britado

Tamanho (μm)	Teor de P_2O_5 (%)	% Acumulada	
		Massa	P_2O_5
4.760	19,4	4,2	5,2
1.680	19,3	28,7	35,5
810	18,5	44,7	54,5
420	16,7	56,1	66,7
210	14,7	65,0	75,1
149	13,6	70,6	80,0
105	13,4	73,9	82,8
74	12,9	77,7	86,0
53	12,8	80,0	87,9
37	11,8	82,7	89,9
-37	9,1	100,0	100,0
Alimentação	15,6	-	-

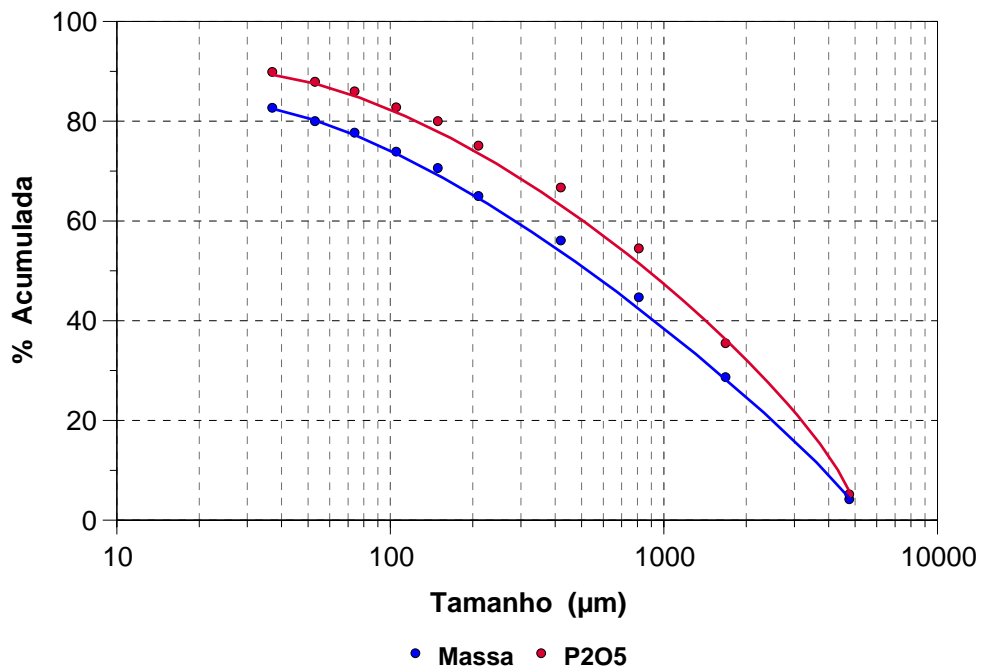
Figura 5.1 - Distribuição de massa e P_2O_5 do minério britado.

Tabela 5.2 - Composição química da amostra britada

Composto	Teor (%)
P ₂ O ₅	16,3
CaO Total	29,2
CaCO ₃	25,2
SiO ₂	24,1
Fe ₂ O ₃	3,36
Al ₂ O ₃	2,45
MgO	1,46
U ₃ O ₈	0,14

Tabela 5.3 - Composição mineralógica semi-quantitativa da amostra britada

Quantidade	Mineral
Predominante (>30%)	Apatita
Maior (<30%)	Calcita Albita
Menor (<10%)	Quartzo Biotita/Flogopita Montimorillonita/ Vermiculita Dolomita
Minoritário (<1%)	Anfibólio

Apatita (Ca₅(PO₄)₃(F;OH;Cl); Calcita (CaCO₃);

Albita (Na(AlSi₃O₈)-Ab₉₀An₁₀); Quartzo (SiO₂);

Biotita (K(Mg,Fe)₃(AlSi₃O₁₀)(OH)₂); Flogopita (KMg₃(AlSi₃O₁₀)(OH)₂);

Montimorillonita ((AlMg)₈(Si₄O₁₀)₃(OH)₁₀12H₂O); Dolomita (CaMg(CO₃)₂);

Vermiculita é uma biotita alterada (DANA, 1976); e

Anfibólio é uma família de silicatos de magnésio, ferro, alumínio e sódio.

5.2. Moagem e Deslamagem

O balanço de massa e metalúrgico do circuito de moagem e deslamagem utilizado na produção do material para os testes de flotação está representado na Figura 5.2. Os resultados mostram que foi obtido no *underflow* do hidrociclone HC (alimentação da flotação) um produto com recuperação de U_3O_8 de 89,3%, teor e recuperação de P_2O_5 de 18,14 e 91,1%, respectivamente. Por outro lado, o descarte de massa no *overflow* do ciclone (lamas) foi de 17,4%.

Na Tabela 5.4 e Figura 5.3 tem-se a distribuição granulométrica do *underflow* do ciclone. Tem-se 2,9% do material retido em 210 μm (65 malhas-Tyler) e 5,9% passante em 7,5 μm . Esta distribuição é considerada adequada para o estudo de flotação, estando o minério liberado nesta granulometria, conforme AQUINO (1987a e 1991) e PERES et al (2007).

Na Tabela 5.5 e Figura 5.4 tem-se respectivamente os resultados dos cálculos e a curva de partição obtida para o hidrociclone HC. Estes permitiram definir os tamanhos de corte D_{50} e D_{95} iguais a 7,0 e 16,7 μm , respectivamente.

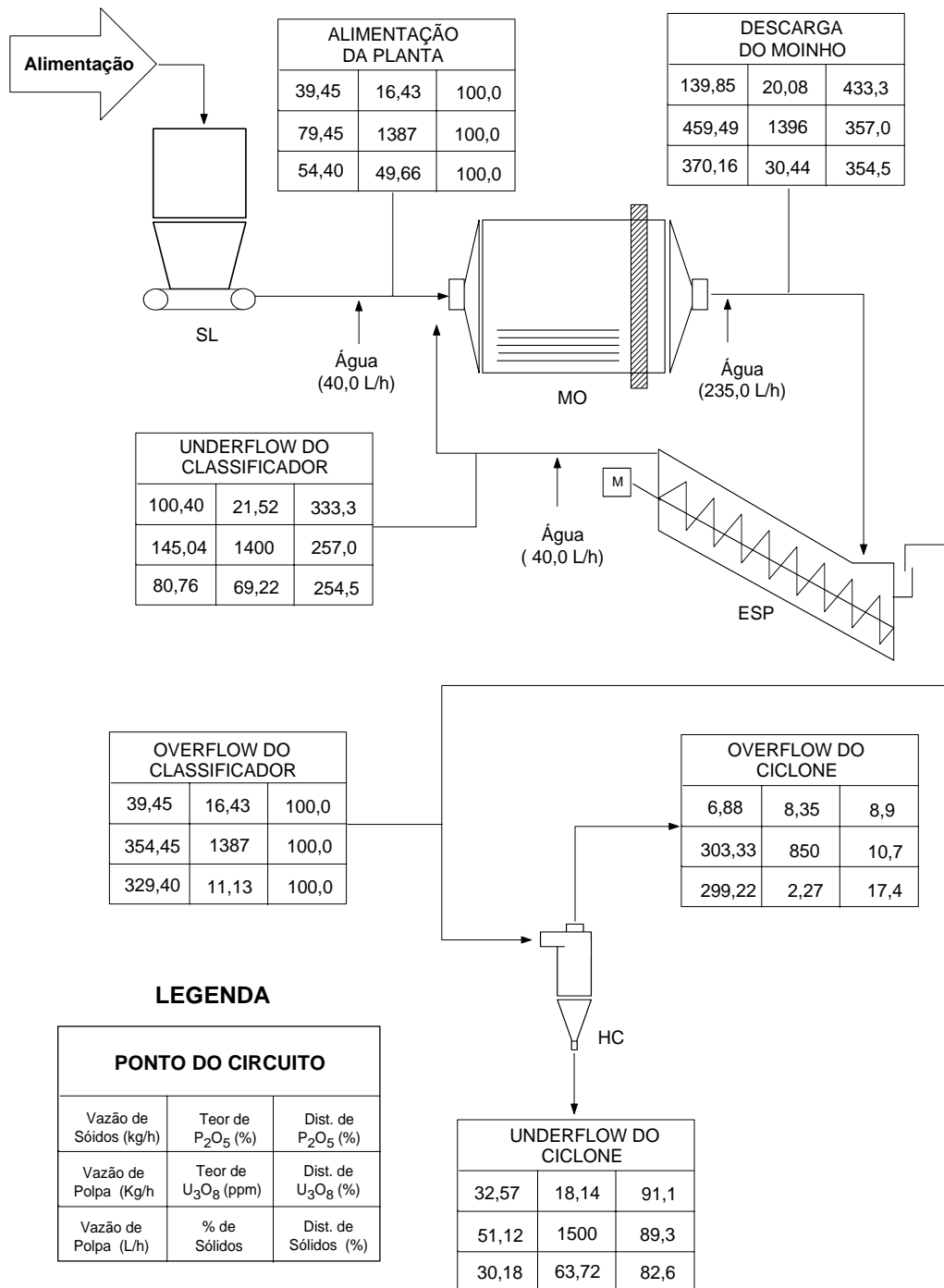


Figura 5.2 - Balanço de massa e metalúrgico do teste de moagem e deslamagem.

Tabela 5.4 - Distribuição granulométrica do *underflow* do hidrociclone

Tamanho (μm)	% Acumulada
210,0	2,9
149,0	11,2
105,0	35,0
74,0	46,7
53,0	56,3
44,0	64,1
37,0	67,3
25,5	77,6
21,5	80,5
18,0	83,5
12,5	88,9
10,5	91,0
7,5	94,1
5,25	96,1
3,00	97,9
0,45	99,9
-0,45	100,0

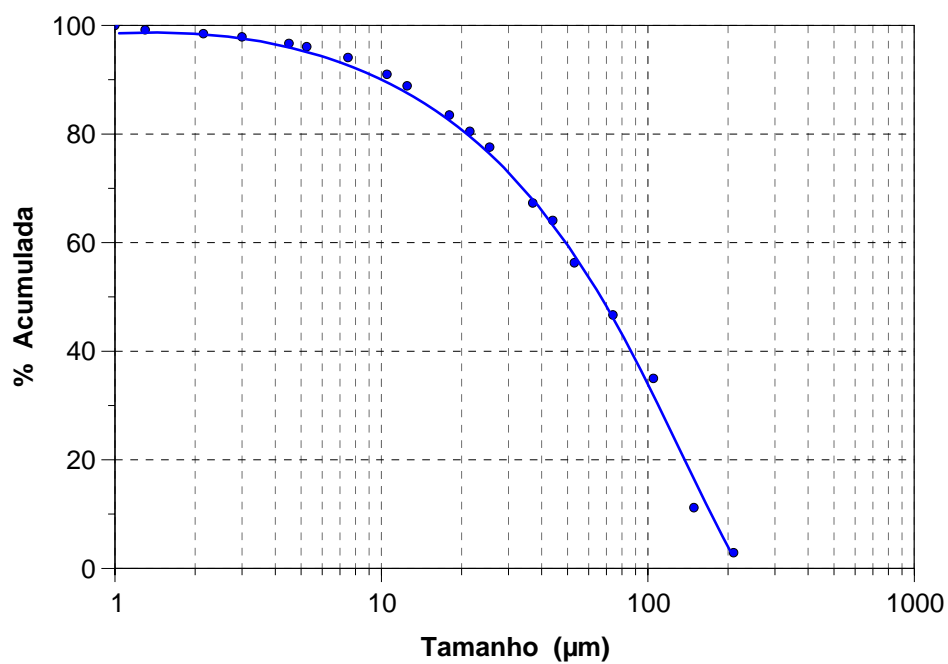
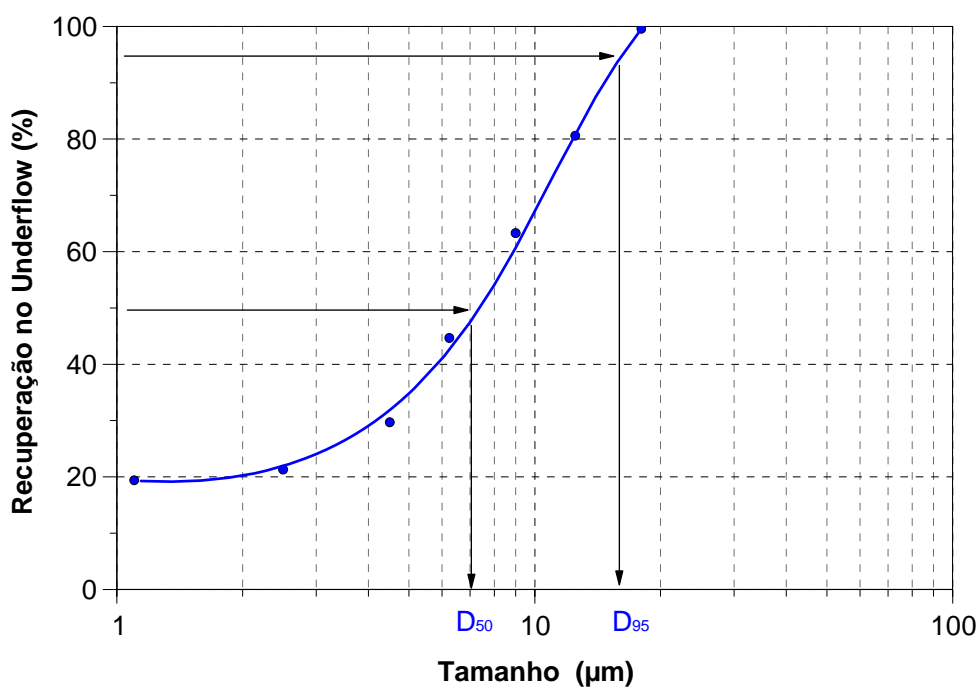
Figura 5.3 - Distribuição granulométrica do *underflow* do hidrociclone.

Tabela 5.5 - Determinação da curva de partição do hidrociclone

Tamanho (μm)	Distribuição de Massa (%)		Recuperação no <i>Underflow</i> (%)	
	<i>Underflow</i>	<i>Overflow</i>	Corrigida	Real
18,00	83,5	1,6	99,6	99,6
12,50	5,4	6,0	80,6	81,0
9,00	3,6	9,6	63,3	64,1
6,25	2,6	14,6	44,7	45,9
4,50	1,5	15,5	29,7	31,3
2,50	1,6	24,9	21,3	23,1
1,10	1,1	19,4	19,4	21,2
-1,10	0,6	8,4	24,4	26,0
Total	100,0	100,0	-	-

Figura 5.4 - Curva de partição do hidrociclone ($D_{50} = 7,0 \mu\text{m}$ e $D_{95} = 16,7 \mu\text{m}$).

5.3. Testes de Flotação em Laboratório

Foi realizado em laboratório um estudo buscando separar seletivamente a apatita dos minerais contaminantes. Para isto, foram estudadas separadamente as flotações: direta de apatita, de calcita e de silicatos. Por fim, foram realizados testes de circuito objetivando obter concentrados com teor e recuperação de P_2O_5 de 32 e 80%, respectivamente. A seguir estão apresentados os resultados obtidos.

5.3.1. Flotação Direta de Apatita

Inicialmente foram realizados testes de flotação direta da apatita utilizando diferentes depressores e coletores (naturais e sintéticos) empregados no processo de flotação de fosfatos.

A) Agentes Depressores

Foram testados os depressores nonilfenol etoxilado (Ultranex NP-18), amido de milho (Flotamil 75, DSI Starplus M e dextrina), silicato de sódio, CMC (DLM GT e Depramin 96) e tanino (Floatan T1 e Floatan M3).

Para isto, foram mantidos constantes a dosagem do coletor Liacid 1218 (1.000 g/t) e o valor do pH (10,0). Condicionava-se o depressor selecionado por 5,0 minutos numa polpa com 60% de sólidos. Em seguida era adicionado o coletor, condicionado por 3,0 minutos. Por fim, a polpa era diluída para cerca de 30% de sólidos e realizada a flotação durante 4,0 minutos. A rotação da célula para todos testes era de 1200 rpm.

A.1) Nonilfenol Etoxilado

Foi testado inicialmente o Ultranex NP-18, nonilfenol etoxilado, indicado como depressor de silicatos na flotação de fosfato. Foi mantida fixa uma dosagem de cerca de 250 g/t de Flotamil 75 e variada a dosagem de Ultranex NP-18 de 0,0 a 75,2 g/t.

Os resultados, apresentados na Tabela 5.6 e Figura 5.5, mostram que a adição do Ultranex NP-18 ao sistema de reagentes não acarretou uma melhora na seletividade do processo. Foi observada uma redução nas recuperações de massa e P_2O_5 com a adição

deste depressor. Portanto, considera-se desnecessária a adição do Ultranex NP-18 ao sistema de reagentes de flotação direta da apatita.

Provavelmente, o fato de ser o Ultranex NP-18 um modificador que atua especificamente na depressão de silicatos (GUIMARÃES et al, 2005) e, para o minério em estudo, a maior dificuldade encontrada é com relação à seletividade apatita/calcita, explica o baixo desempenho deste depressor.

A.2) Amido de Milho

Tradicionalmente, diferentes tipos de amido de milho têm sido utilizados pela indústria mineral como depressor em vários sistemas de flotação, melhorando a seletividade do processo.

Foram realizados testes variando a dosagem do Flotamil 75, um fubá fabricado pela Caramuru, de 251,0 a 1154,6 g/t. Os resultados, apresentados na Tabela 5.7 e Figura 5.6, mostram uma pequena variação no teor e uma redução na recuperação de P_2O_5 de 69,5 a 55,2% com o aumento da dosagem do depressor.

Foi também testado o DSI Starplus M, amido de milho convencional não-modificado, fabricado pela Dutch Starches International. Os resultados, apresentados na Tabela 5.8 e Figura 5.7, mostram que o aumento de 251,0 a 1004,0 g/t acarretou um ganho no teor de 25,8 a 28,8%, acompanhado de uma redução na recuperação de 64,5 para 53,5%. Utilizando 759,1 g/t foi obtido um concentrado com teor e recuperação de P_2O_5 de 28,5 e 58,5%, respectivamente.

Por fim, foram realizados testes variando a dosagem da dextrina, um amido de milho modificado fabricado pela Cargill, de 255,9 a 1026,7 g/t. Os resultados, apresentados na Tabela 5.9 e Figura 5.8, mostram um pequeno ganho no teor e uma redução na recuperação de P_2O_5 com o aumento da dosagem do depressor. Para a dosagem de 255,9 g/t obteve-se um concentrado com teor de P_2O_5 de 27,3% e recuperação de 67,2%.

Diferentemente dos resultados obtidos por LEAL FILHO (1999) e PAPINI (2000), que mostraram que a partir de determinada dosagem de amido ocorre uma intensa depressão da apatita com as respectivas amostras estudadas, para o caso de Itataia

verificou-se perdas na recuperação de P_2O_5 com o aumento da dosagem dos amidos testados, porém pouco expressiva.

Tabela 5.6 - Efeito da dosagem de Ultranax NP-18 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Ultranax NP-18 (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-1	0,0	26,3	47,7	72,2
IL-2	25,4	25,9	47,6	72,1
IL-3	50,8	26,3	41,1	63,4
IL-4	75,2	26,8	41,5	64,9

- Flotamil 75 = 252,0 g/t
- Liacid 1218 = 1010,5 g/t
- pH = 10,0

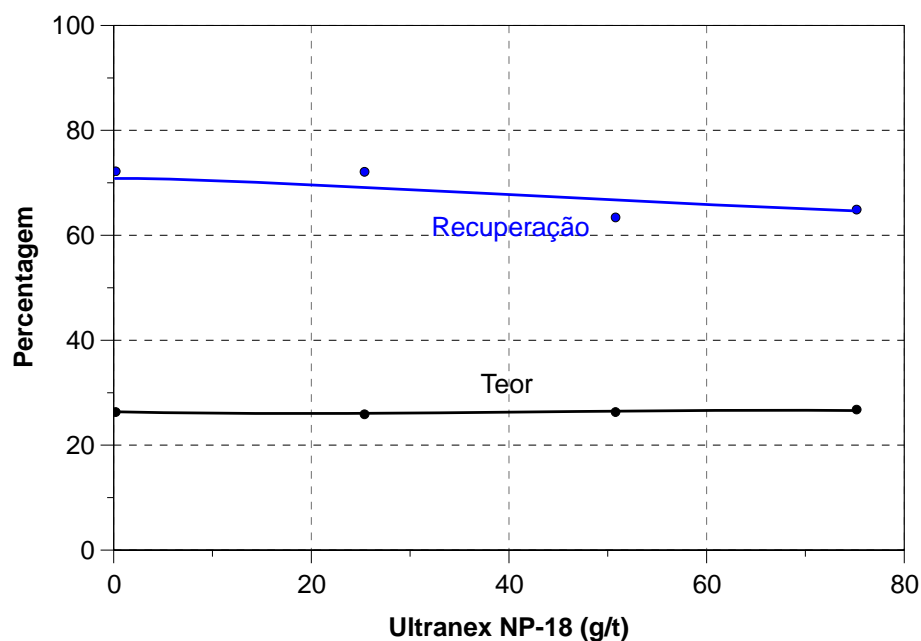


Figura 5.5 - Efeito da dosagem de Ultranax NP-18 sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.7 - Efeito da dosagem de Flotamil 75 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Flotamil 75 (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-5	251,0	27,2	43,8	69,5
IL-6	547,8	27,3	42,8	69,1
IL-7	851,7	26,7	39,9	65,8
IL-8	1154,6	28,8	32,3	55,2

- Liacid 1218 = 1001,5 g/t

- pH = 10,0

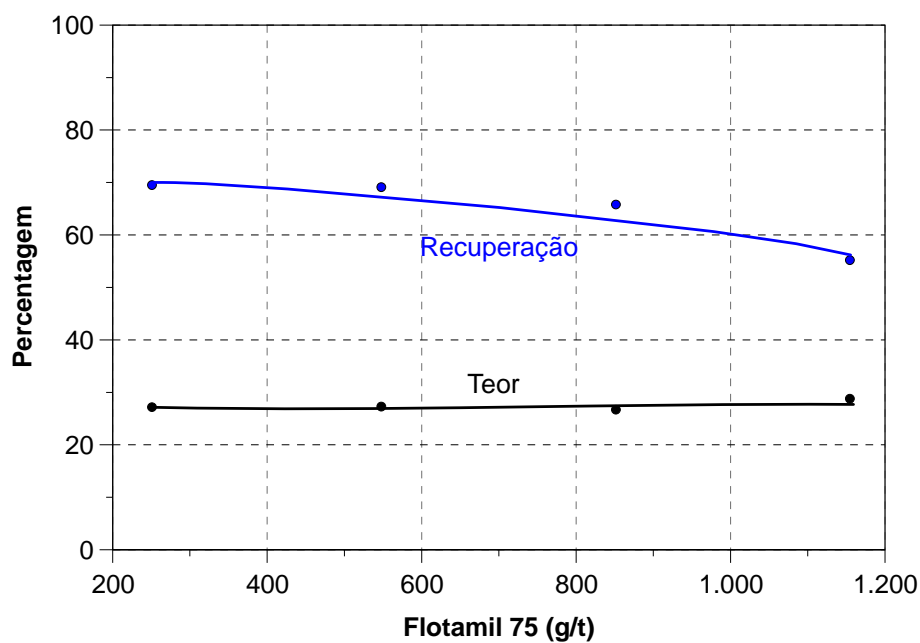
Figura 5.6 - Efeito da dosagem de Flotamil 75 sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.8 - Efeito da dosagem de DSI Starplus M sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	DSI Starplus M (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-9	251,0	25,8	42,8	64,5
IL-10	503,0	27,9	37,0	60,9
IL-11	759,1	28,5	34,0	58,5
IL-12	1004,0	28,8	30,5	53,5

- Liacid 1218 = 1006,5 g/t

- pH = 10,0

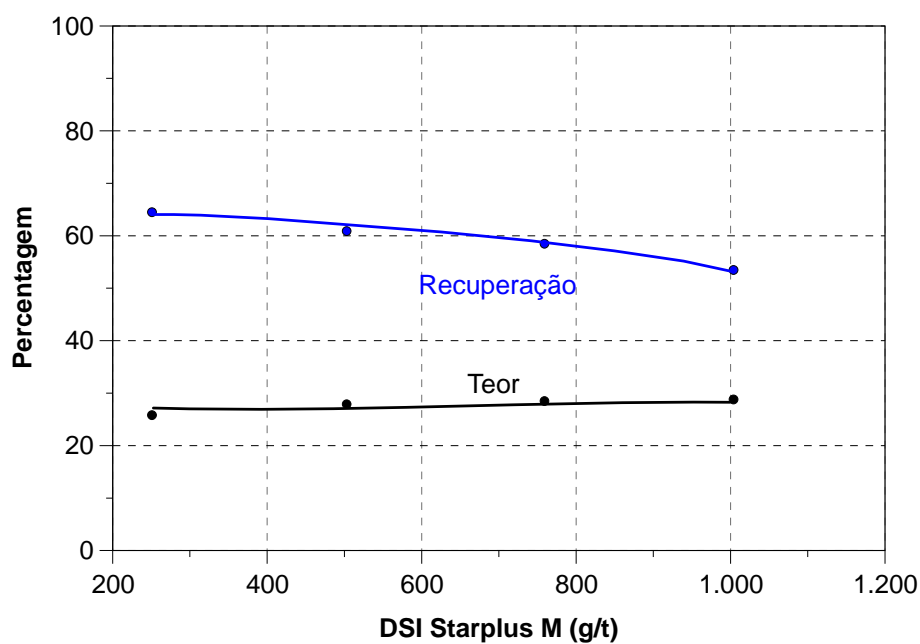
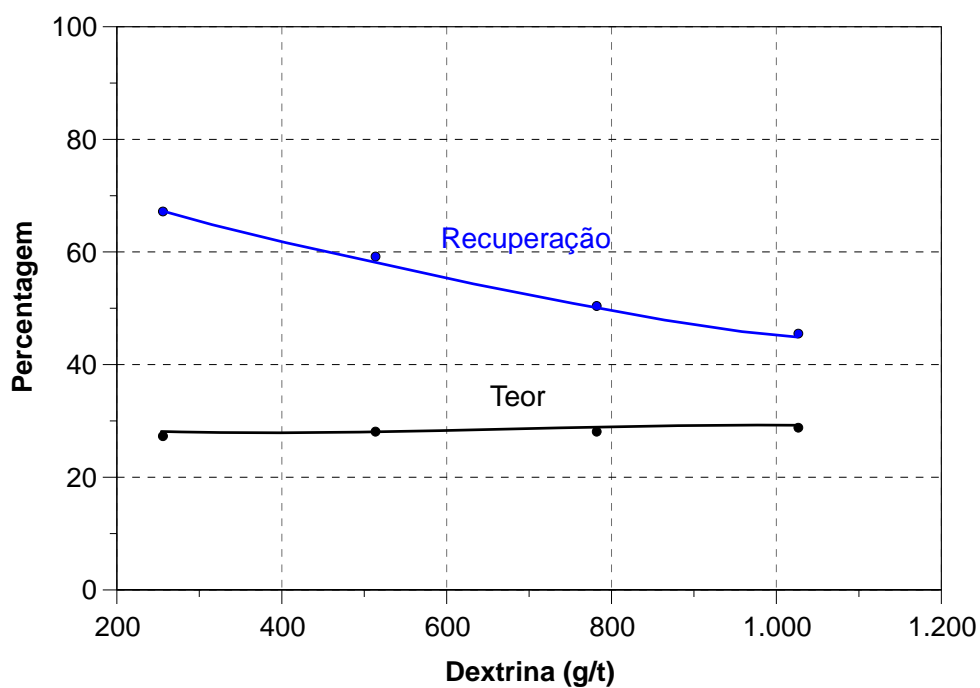
Figura 5.7 - Efeito da dosagem de DSI Starplus M sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.9 - Efeito da dosagem de dextrina sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Dextrina (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-13	255,9	27,3	44,1	67,2
IL-14	513,9	28,1	39,0	59,2
IL-15	782,1	28,1	32,6	50,4
IL-16	1026,7	28,8	28,5	45,5

- Liacid 1218 = 1030,2 g/t

- pH = 10,0

Figura 5.8 - Efeito da dosagem de dextrina sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

A.3) Silicato de Sódio

A adição de silicato de sódio em sistemas de flotação de apatita em minério sílico-carbonatado baseia-se no fato desse reagente apresentar propriedade dispersante, além de atuar como depressor dos minerais contaminantes.

Foram realizados testes variando a dosagem de silicato, cujos resultados estão apresentados na Tabela 5.10 e Figura 5.9. Assim como na realização dos testes utilizando Ultralex NP-18, manteve-se constante nesta série uma dosagem de cerca de 250 g/t de Flotamil 75. Verifica-se que com o aumento da dosagem do silicato houve uma pequena redução na recuperação de P_2O_5 , variando o teor no intervalo de 26,3 a 28,2%. Assim sendo, considera-se desnecessária a adição do silicato de sódio a este sistema de reagentes de flotação.

Constituinte importante para depressão de minerais de ganga na flotação de diferentes fosfatos, como os exemplificados por ABDEL-KHALEK (2000) e ZHENG et al (2006), no presente estudo considera-se fraco o desempenho do silicato de sódio.

A.4) Carboximetilcelulose (CMC)

Em seguida, foram realizados testes variando a dosagem dos depressores a base de CMC: DLM GT (Lamberti) e Depramin 96 (Akzo). Os resultados, apresentados respectivamente nas Tabelas 5.11 e 5.12 e Figuras 5.10 e 5.11, mostram uma redução na recuperação de P_2O_5 com o aumento da dosagem da CMC, observando-se uma pequena variação no teor de P_2O_5 . Foi considerado, nas condições estudadas, bom o desempenho de ambos os depressores a base de CMC.

Similarmente ao resultado do estudo fundamental obtido por SANTOS OLIVEIRA (2007), com o fosfato sílico-carbonatado de Catalão (GO), o qual mostrou que um tipo de CMC foi o depressor mais seletivo para a separação apatita/carbonatos, pode-se afirmar que no presente caso os dois tipos de CMC testados também foram seletivos.

A.5) Tanino

Nas Tabelas 5.13 e 5.14 e Figuras 5.12 e 5.13 estão apresentados respectivamente os resultados dos testes variando as dosagens do Floatan T1 e Floatan M3, ambos taninos fabricados pela Unitan. Os resultados mostram que o aumento da dosagem do Floatan T1 de 49,8 a 210,1 g/t acarretou um pequeno aumento no teor seguido de uma expressiva redução na recuperação de P_2O_5 . Por outro lado, o aumento da dosagem do Floatan M3 de 13,1 a 50,3 g/t acarretou uma leve redução na recuperação de P_2O_5 , mantendo-se praticamente constante seu teor (média de 23,6%). Nas condições estudadas, ambos os depressoires apresentaram fraco desempenho.

Na Tabela 5.15 têm-se sumariados os melhores resultados utilizando depressoires na flotação direta da apatita. De uma maneira geral os depressoires a base de amido e de CMC foram os que proporcionaram melhor seletividade. Para realização dos testes com diferentes coletores optou-se por utilizar o depressor Flotamil 75, fubá de milho fabricado pela Caramuru.

Tabela 5.10 - Efeito da dosagem de silicato de sódio sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Silicato de Sódio (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-17	0,0	26,3	47,7	72,2
IL-18	124,3	27,2	44,1	70,1
IL-19	251,0	27,2	43,8	69,5
IL-20	376,5	28,2	41,6	67,7

- Flotamil 75 = 249,8 g/t
- Liacid 1218 = 999,0 g/t
- pH = 10,0

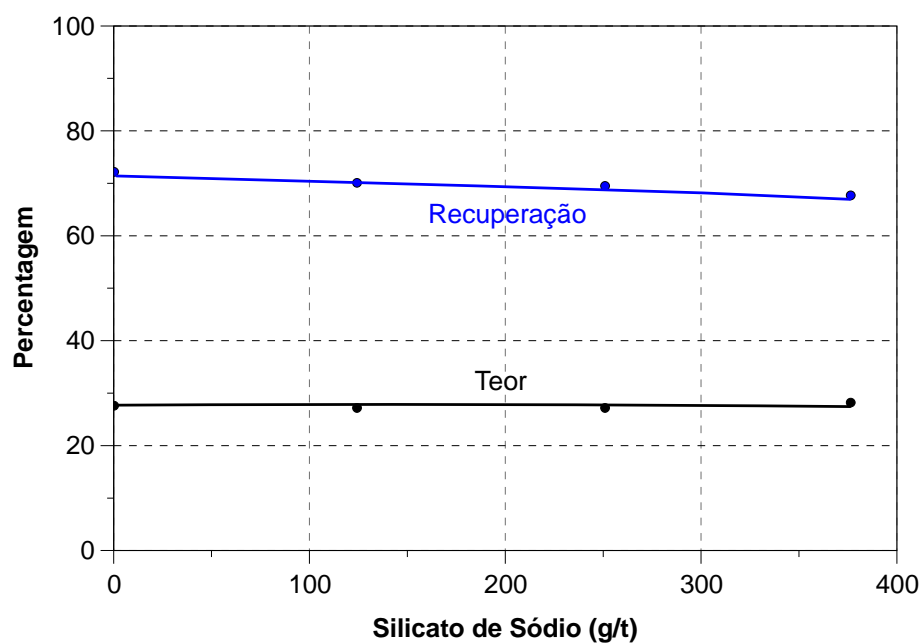
Figura 5.9 - Efeito da dosagem de silicato de sódio sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.11 - Efeito da dosagem de DLM GT sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	DLM GT (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-21	252,5	26,8	44,2	69,4
IL-22	501,0	26,7	43,1	66,8
IL-23	754,5	27,9	40,2	64,0
IL-24	1008,1	28,0	34,1	54,1

- Liacid 1218 = 1006,9 g/t

- pH = 10,0

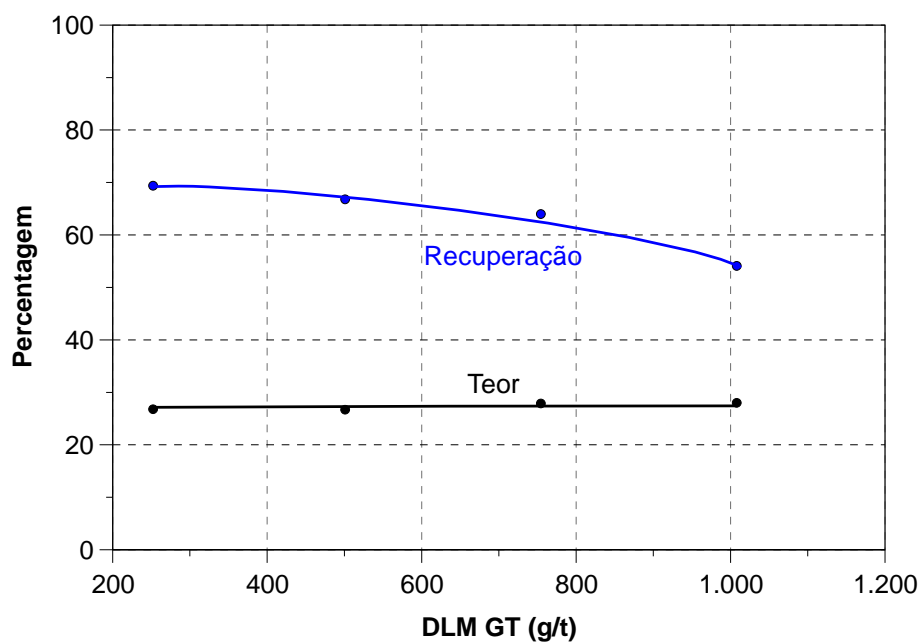
Figura 5.10 - Efeito da dosagem de DLM GT sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.12 - Efeito da dosagem de Depramin 96 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Depramin 96 (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-25	12,6	26,8	42,8	69,0
IL-26	25,1	27,0	41,3	62,1
IL-27	37,7	26,3	34,9	51,1
IL-28	50,5	26,1	30,3	46,0

- Liacid 1218 = 1005,0 g/t

- pH = 10,0

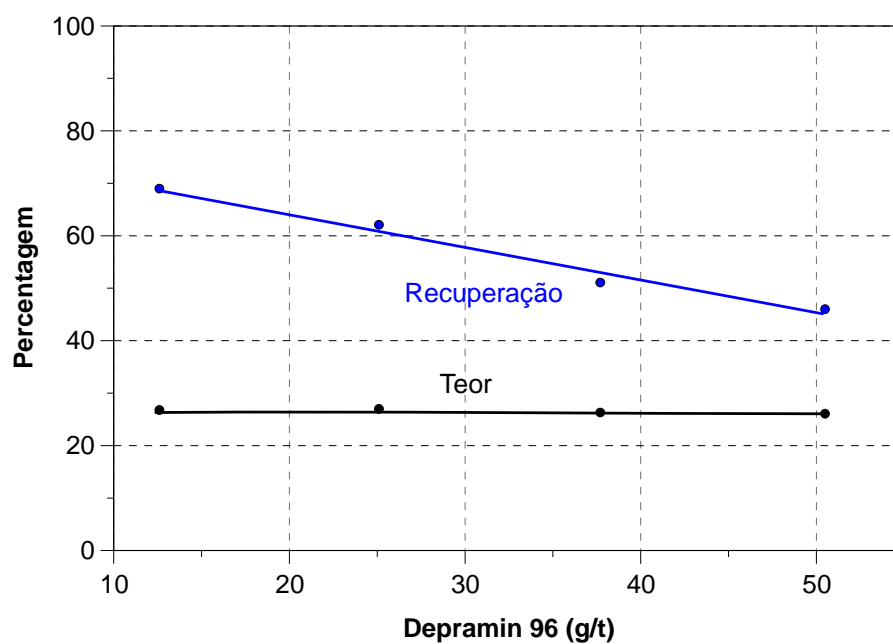
Figura 5.11 - Efeito da dosagem de Depramin 96 sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.13 - Efeito da dosagem de Floatan T1 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Floatan T1 (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-29	49,8	25,9	40,0	63,7
IL-30	100,6	26,0	34,8	52,6
IL-31	150,6	27,1	24,7	39,0
IL-32	210,1	27,6	12,4	18,0

- Liacid 1218 = 1012,1 g/t

- pH = 10,0

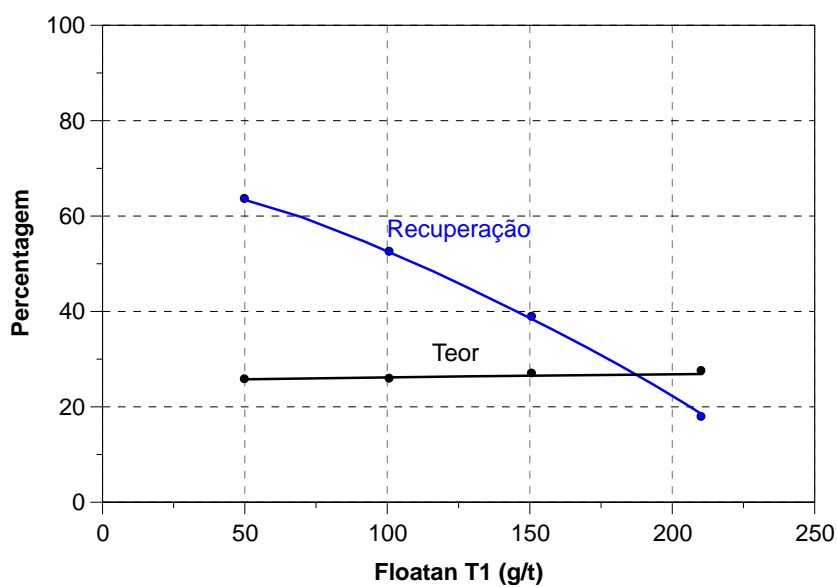
Figura 5.12 - Efeito da dosagem de Floatan T1 sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.14 - Efeito da dosagem de Floatan M3 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Floatan M3 (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-33	13,1	23,7	42,1	61,5
IL-34	25,2	23,3	40,8	59,3
IL-35	38,2	23,0	40,8	59,9
IL-36	50,3	24,4	38,2	57,8

- Liacid 1218 = 1006,0 g/t

- pH = 10,0

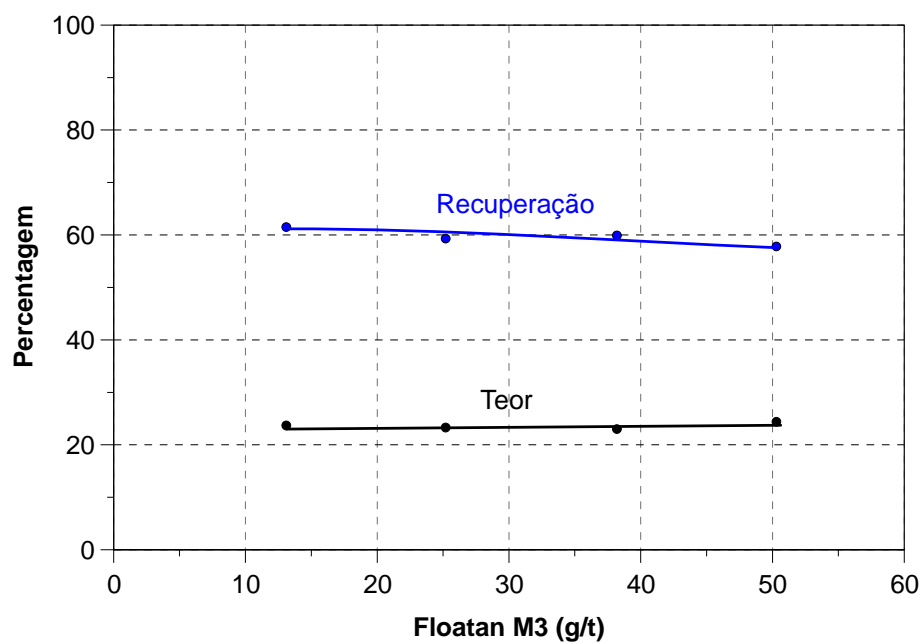
Figura 5.13 - Efeito da dosagem de Floatan M3 sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.15 - Melhores resultados utilizando depressores na flotação direta

Teste	Depressor (g/t)	Teor de P ₂ O ₅ (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P ₂ O ₅
IL-4	Ultranex NP-18 (75,2)	26,8	41,5	64,9
IL-6	Flotamil 75 (547,8)	27,3	42,8	69,1
IL-11	DSI Starplus M (759,1)	28,5	34,0	58,5
IL-13	Dextrina (255,9)	27,3	44,1	67,2
IL-23	DLM GT (754,5)	27,9	40,2	64,0
IL-25	Depramin 96 (12,6)	26,8	42,8	69,0
IL-29	Floatan T1 (49,8)	25,9	40,0	63,7
IL-33	Floatan M3 (13,1)	23,7	42,1	61,5

B) Agentes Coletores

Num sistema de flotação direta de fosfato o coletor tem a função de tornar a apatita hidrofóbica, possibilitando sua separação dos minerais de ganga (hidrofilicos). O maior complicador para o caso específico do minério de Itataia é a presença da calcita, que tende a apresentar na flotação o mesmo comportamento da apatita diante dos diversos coletores utilizados.

Foram testados os coletores a base de ácidos graxos (Liacid 1218 - óleo de coco, Miracema; e óleo de soja, Pirapora), sulfossuccinato de sódio (Eumulgin MC-711, Cognis), hidroxamato (Aero 6493, Cytec) e sulfossuccinamato (Flotisor 2875, Clariant). Foram também testadas as misturas de Liacid 1218 com Eumulgin MC-711, Berol (sarcosinato, Akzo Nobel) e Aero 6493.

Nestes testes foram mantidos constantes as variáveis dosagem do depressor Flotamil 75 (500 g/t) e pH = 10,0. Condicionava-se o depressor por 5,0 minutos numa polpa com 60% de sólidos. Em seguida era adicionado o coletor selecionado em 3,0 minutos. Por fim, a polpa era diluída para cerca de 30% de sólidos e realizada a flotação durante 4,0 minutos. A seguir são apresentados os resultados dos testes avaliando os diferentes coletores.

B.1) Ácidos Graxos

Os resultados dos testes variando a dosagem dos ácidos graxos Liacid 1218 e óleo de soja estão apresentados respectivamente nas Tabelas 5.16 e 5.17 e Figuras 5.14 e 5.15.

Verifica-se que, nas condições estudadas, o aumento da dosagem do Liacid 1218 de 506,1 a 1237,5 g/t acarretou uma redução no teor de P_2O_5 , acompanhado de uma elevação na recuperação de 63,1 a 72,9%. Para uma dosagem de 754,4 g/t obteve-se um concentrado *rougher* com teor e recuperação de P_2O_5 de 27,8 e 67,7%, respectivamente.

Por outro lado, o aumento do óleo de soja de 252,0 a 1002,0 g/t acarretou um aumento significativo na recuperação de P_2O_5 , variando o teor de 25,5 a 26,3%. Comparando o desempenho destes dois coletores pode-se afirmar que o Liacid 1218 proporcionou melhor seletividade, enquanto o óleo de soja acarretou a produção de concentrados com

níveis mais elevados de recuperação. Este desigual desempenho observado provavelmente deve-se à diferente constituição cromatográfica destes dois ácidos graxos.

B.2) Sulfossuccinato de Sódio

Os resultados dos testes utilizando Eumulgin MC-711, apresentados na Tabela 5.18 e Figura 5.16, mostram que o aumento de 242,9 a 481,9 g/t do MC-711 acarretou uma ligeira redução no teor, acompanhado de um expressivo aumento na recuperação de P_2O_5 . Com 481,9 g/t obteve-se um concentrado de apatita com teor de P_2O_5 de 26,4% e recuperação de 89,3%.

B.3) Hidroxamato

Os resultados dos testes utilizando Aero 6493 estão apresentados na Tabela 5.19 e Figura 5.17. Estes mostram que o aumento de 238,8 a 764,1 g/t do Aero 6493 acarretou uma ligeira redução no teor e um aumento na recuperação de P_2O_5 . Deve-se salientar que este coletor produz um cheiro forte e irritante e por isto foi testado somente nestas dosagens. Considera-se fraco o desempenho deste coletor na flotação da apatita contida no minério, comparado aos bons resultados apresentados por MILLER et al (2002).

B.4) Sulfossuccinamato

Foram realizados testes variando a dosagem de Flotisor 2875 de 300,0 a 754,4 g/t. Os resultados, apresentados na Tabela 5.20 e Figura 5.18, mostram que foi obtida uma redução no teor e um ganho expressivo na recuperação de P_2O_5 com o aumento da dosagem. Assim como o óleo de soja, este coletor apresentou-se pouco seletivo, porém com grande poder de coleta. Com 595,2 g/t deste coletor obteve-se um concentrado com teor de P_2O_5 de 23,6% e recuperação de 86,3%.

Tabela 5.16 - Efeito da dosagem de Liacid 1218 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Liacid 1218 (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-37	506,1	28,6	38,3	63,1
IL-38	754,5	27,8	41,6	67,7
IL-39	1004,0	27,2	43,8	69,5
IL-40	1237,5	26,8	46,3	72,9

- Flotamil 75 = 502,8 g/t

- pH = 10,0

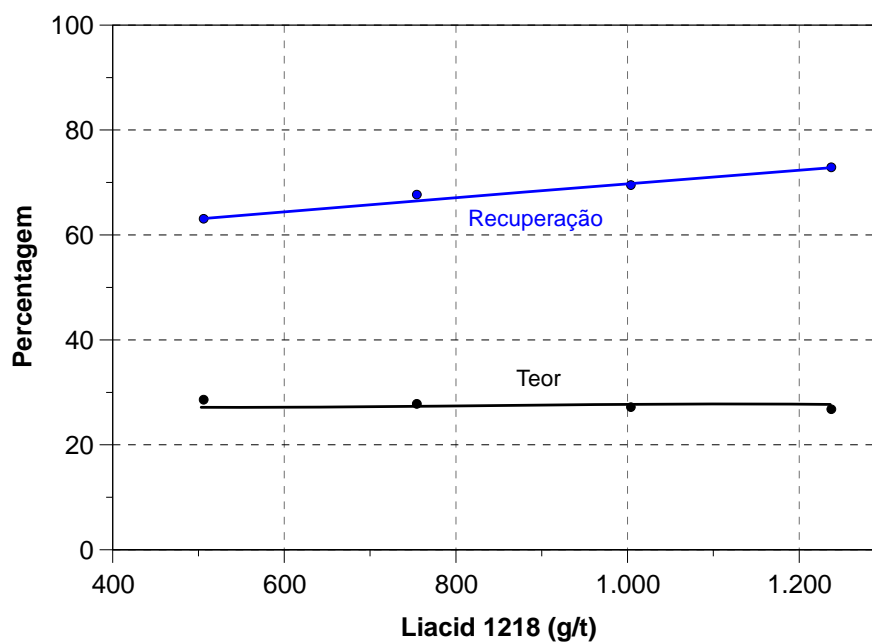
Figura 5.14 - Efeito da dosagem de Liacid 1218 sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.17 - Efeito da dosagem de Óleo de Soja sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Óleo de Soja (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-41	252,0	25,5	24,6	38,3
IL-42	505,1	26,1	45,5	65,3
IL-43	754,5	26,3	55,5	82,6
IL-44	1002,0	25,6	62,1	91,1

- Flotamil 75 = 503,3 g/t

- pH = 10,0

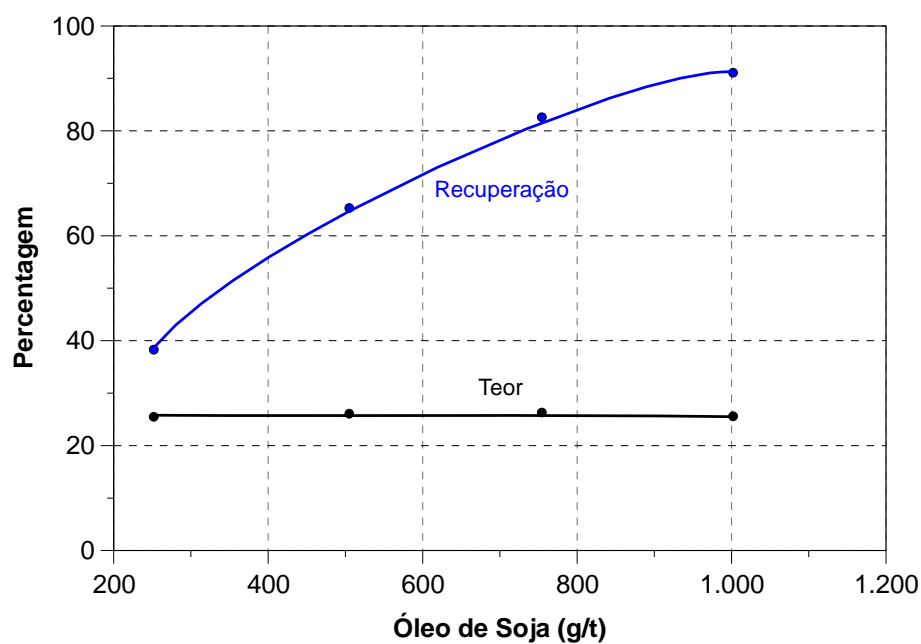
Figura 5.15 - Efeito da dosagem de Óleo de Soja sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.18 - Efeito da dosagem de MC-711 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Eumulgin MC-711 (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-45	242,9	28,6	19,6	31,9
IL-46	323,9	28,6	33,8	55,8
IL-47	404,0	26,7	50,5	80,2
IL-48	481,9	26,4	58,2	89,3

- Flotamil 75 = 505,3 g/t

- pH = 10,0

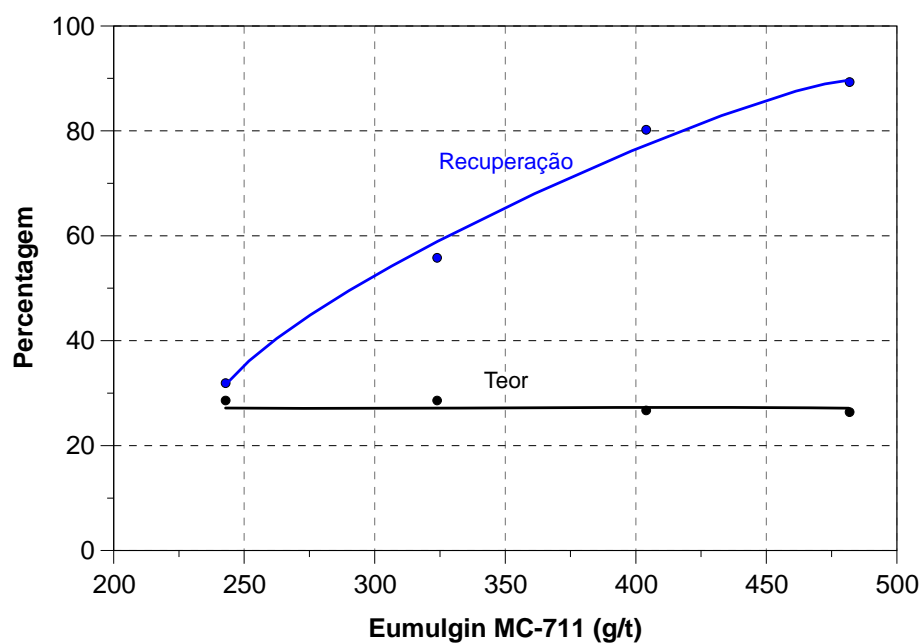
Figura 5.16 - Efeito da dosagem de MC-711 sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.19 - Efeito da dosagem de Aero 6493 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Aero 6493 (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-49	238,8	24,2	26,2	36,4
IL-50	493,7	23,6	35,9	48,9
IL-51	764,1	21,6	46,6	58,3

- Flotamil 75 = 503,0 g/t

- pH = 10,0

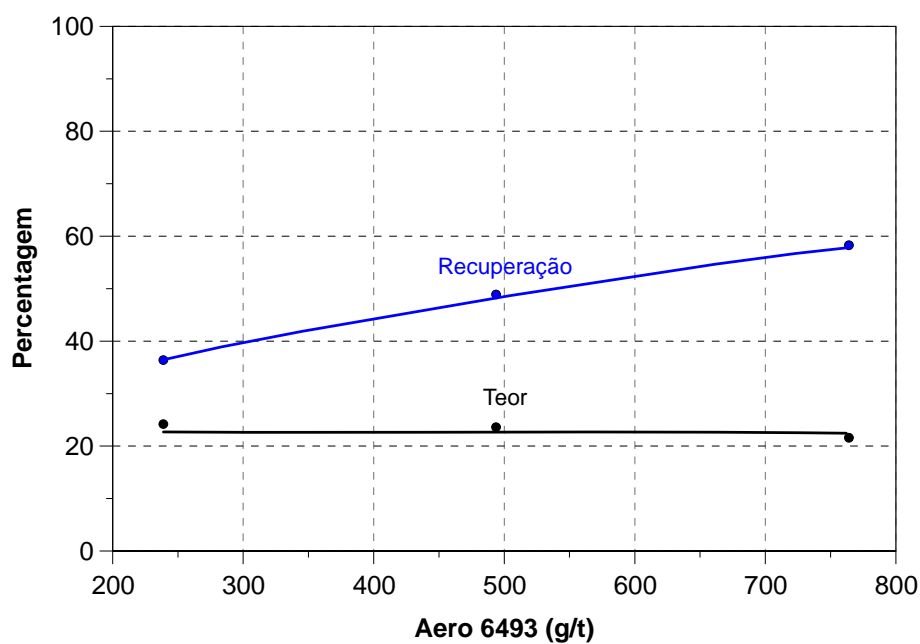
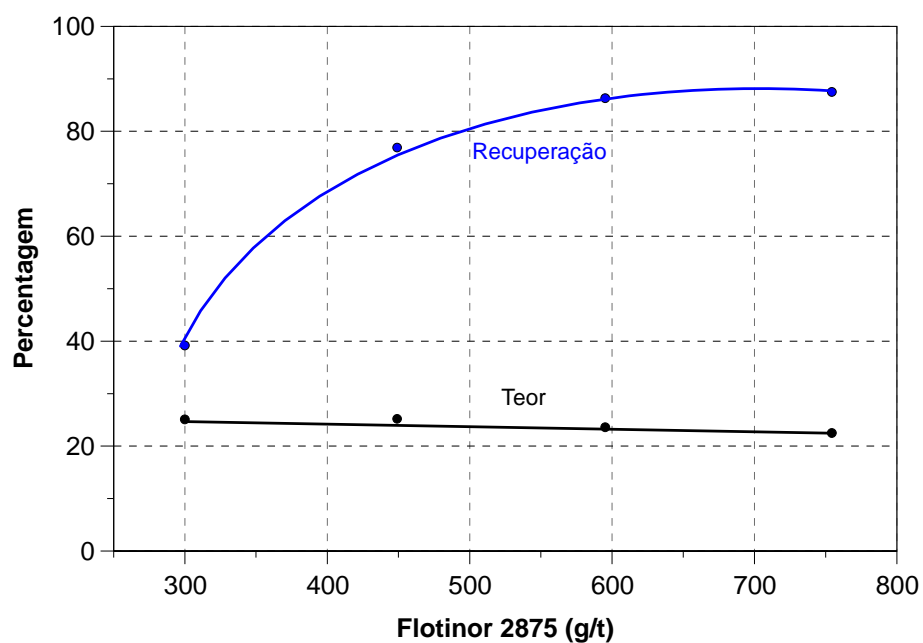
Figura 5.17 - Efeito da dosagem de Aero 6493 sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.20 - Efeito da dosagem de Flotador 2875 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Flotador 2875 (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-52	300,0	25,1	24,2	39,2
IL-53	449,1	25,2	50,3	76,9
IL-54	595,2	23,6	61,1	86,3
IL-55	754,4	22,5	64,8	87,5

- Flotamil 75 = 499,5 g/t

- pH = 10,0

Figura 5.18 - Efeito da dosagem de Flotador 2875 sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

A seguir foram realizados testes utilizando misturas de diferentes tipos de coletores buscando, por meio da sinergia entre os mesmos, obter uma melhoria na seletividade e recuperação de P_2O_5 . Mantinha-se constante uma dosagem total de cerca de 500 g/t, sendo variada a proporção dos coletores na mistura. Foram utilizados Liacid 1218, dosado sempre em maior proporção, MC-711, Berol e Aero 6493.

B.5) Liacid 1218 e Eumulgin MC-711

Os resultados dos testes misturando Liacid 1218 e MC-711, apresentados na Tabela 5.21, mostram que a adição de MC-711 gerou um ganho na recuperação de P_2O_5 , de cerca de 6,0%, seguido de uma ligeira redução no teor de P_2O_5 . Utilizando 479,8 g/t de Liacid 1218 e 25,3 g/t de MC-711 obteve-se um concentrado de apatita com teor de P_2O_5 de 27,8% e recuperação de 54,4% (Teste IL-57).

B.6) Liacid 1218 e Berol

Na Tabela 5.22 estão apresentados os resultados dos testes misturando Liacid 1218 e Berol. Verifica-se que a adição de Berol ao sistema de flotação gerou um ganho na seletividade, porém com uma expressiva perda na recuperação de P_2O_5 . Assim sendo, considera-se desnecessária a utilização do Berol ao sistema de reagentes de flotação direta. Deve-se salientar que foram realizados testes utilizando apenas o Berol como coletor. Em todas as condições estudadas observou-se a geração de uma espuma completamente desmineralizada.

De maneira diferente dos bons resultados obtidos com o minério Bunge (Cajati, SP), conforme mostram publicações de SAMPAIO et al (2001) e GUIMARÃES et al (2005), para o presente minério o sarcosinato testado apresentou baixo desempenho.

B.7) Liacid 1218 e Aero 6493

Os resultados dos testes misturando Liacid 1218 e Aero 6493 (Tabela 5.23) mostram que o aumento da dosagem do hidroxamato na mistura acarretou um expressivo ganho na recuperação de P_2O_5 , porém com perda de seletividade. Assim como o Berol, considera-se desnecessária a introdução do Aero 6493 ao sistema de reagentes de flotação direta.

Na Tabela 5.24 têm-se um resumo os melhores resultados utilizando coletores na flotação direta. Como era esperado, coletores que produzem elevados níveis de recuperação de P_2O_5 são menos seletivos pois recuperam juntamente com a apatita o contaminante calcita. Isto ocorre com o óleo de soja, Eumulgin MC-711 e Flotador 2875.

Dentre todos os coletores testados o Liacid 1218 foi o mais seletivo, sendo que quando misturado com pequenas dosagens de MC-711 proporciona maiores recuperações. Comparado com o óleo de soja, que é composto principalmente pelos ácidos oleico e linoleico (vide Tabela 3.4), o Liacid 1218, um coletor oriundo da destilação de óleo de coco, é composto essencialmente pelos ácidos carboxílicos com 8 a 14 átomos de carbonos: láurico (40 a 50%), mirístico (16 a 20%) caprílico e cáprico (7 a 15%) (MIRACEMA-NUODEX, 2010). Provavelmente, esta diferente constituição do Liacid 1218 comparado ao óleo de soja foi a responsável pela maior seletividade obtida entre apatita e minerais contaminantes para o minério em estudo.

B.8) Testes Complementares

Por fim, foram realizados testes complementares utilizando as condições consideradas ideais para a flotação direta. Nestes testes foram mantidas constantes as dosagens do DSI Starplus M e Liacid 1218, em cerca de 750 g/t cada, variando-se o valor de pH e as dosagens de Flotanol D25 e Eumulgin MC-711, reagentes que proporcionam ganhos de recuperação.

Os resultados, apresentados nas Tabelas 5.25 a 5.27 e Figuras 5.19 a 5.21, mostram que:

- um pH compreendido entre 10,0 e 10,5 gerou concentrados com teores e recuperações de P_2O_5 similares (Tabela 5.25 e Figura 5.19);
- a adição de MC-711 acarretou uma redução no teor de P_2O_5 e um expressivo ganho na recuperação (Tabela 5.26 e Figura 5.20); e
- a adição de Flotanol D25, similarmente ao desempenho do MC-711, gerou um pequeno ganho na recuperação de P_2O_5 , com perda de seletividade (Tabela 5.27 e Figura 5.21).

Com base nos resultados apresentados anteriormente foram consideradas as seguintes condições como as mais adequadas para realização da flotação direta:

- tipo e dosagem de depressor: DSI Starplus M (~750 g/t);
- tipo e dosagem de coletor: Liacid 1218 (~750 g/t) e Eumulgin MC-711 (~20 g/t);
- dosagem do espumante Flotanol D25: ~30 g/t; e
- pH: 10,5.

A partir destas condições, foram realizados os testes piloto de flotação direta utilizando colunas cujos resultados e discussões estão apresentados no item 5.4 deste trabalho.

Tabela 5.21 - Efeito da mistura dos coletores Liacid 1218 e Eumulgin MC-711 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Dosagem (g/t)		Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
	Liacid 1218	Eumulgin MC-711		Massa	P_2O_5
IL-56	502,0	0,0	28,1	30,9	48,3
IL-57	479,8	25,3	27,8	34,0	54,4
IL-58	449,1	49,9	27,6	33,3	54,7
IL-59	427,7	75,3	27,0	32,9	53,4

• Flotamil 75 = 501,9 g/t

• pH = 10,0

Tabela 5.22 - Efeito da mistura dos coletores Liacid 1218 e Berol sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Dosagem (g/t)		Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
	Liacid 1218	Berol		Massa	P_2O_5
IL-60	502,0	0,0	28,1	30,9	48,3
IL-61	475,9	25,1	28,6	23,9	40,0
IL-62	451,8	50,2	29,4	13,7	24,4
IL-63	428,6	75,5	30,3	6,4	11,5

• Flotamil 75 = 502,2 g/t

• pH = 10,0

Tabela 5.23 - Efeito da mistura dos coletores Liacid 1218 e Aero 6493 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Dosagem (g/t)		Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
	Liacid 1218	Aero 6493		Massa	P_2O_5
IL-64	502,0	0,0	28,1	30,9	48,3
IL-65	471,2	28,3	25,6	42,3	64,3
IL-66	449,1	56,7	25,0	49,5	72,1
IL-67	427,7	85,6	25,0	55,4	77,1

• Flotamil 75 = 500,0 g/t

• pH = 10,0

Tabela 5.24 - Melhores resultados utilizando coletores na flotação direta

Teste	Coletor (g/t)	Teor de P ₂ O ₅ (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P ₂ O ₅
IL-38	Liacid 1218 (754,4)	27,8	41,6	67,7
IL-44	Óleo de Soja (1002,0)	25,6	62,1	91,1
IL-47	Eumulgin MC-711 (404,0)	26,7	50,5	80,2
IL-50	Aero 6493 (493,7)	23,6	35,9	48,9
IL-53	Flotisor 2875 (449,1)	25,2	50,3	76,9
IL-57	Liacid 1218 (479,8) Eumulgin MC-711 (25,3)	27,8	34,0	54,4
IL-61	Liacid 1218 (475,9) Berol 6493 (25,1)	28,6	23,9	40,0
IL-67	Liacid 1218 (427,7) Aero 6493 (85,6)	25,0	55,4	77,1

Tabela 5.25 - Efeito do valor de pH sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	pH	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-68	10,0	30,6	37,9	66,9
IL-69	10,5	30,8	35,9	66,2
IL-70	11,0	29,3	38,4	61,6

- DSI Starplus M = 768,7 g/t
- Eumulgin MC-711 = 20,5 g/t
- Liacid 1218 = 768,7 g/
- Flotanol D25 = 15,4 g/t

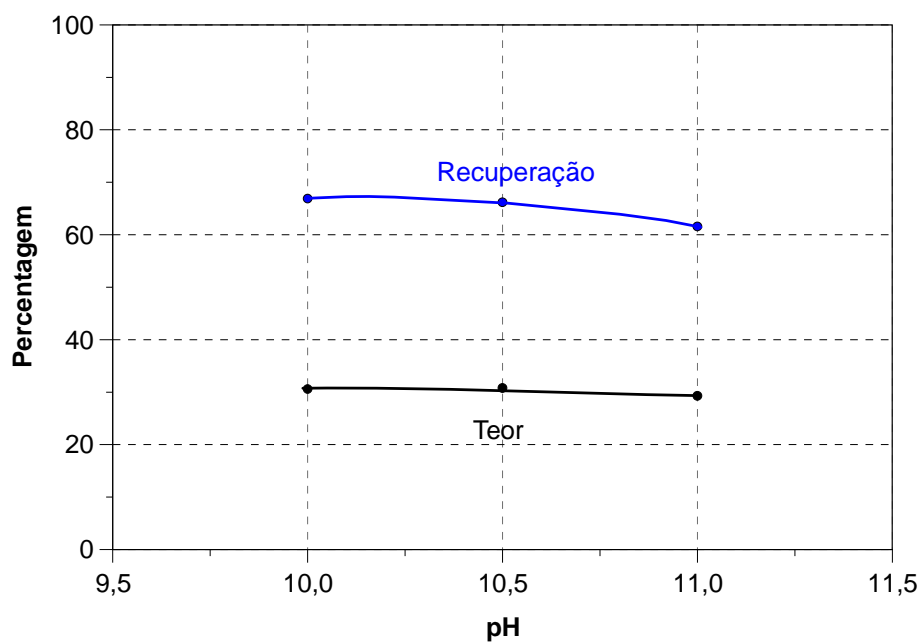
Figura 5.19 - Efeito do valor de pH sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.26 - Efeito da dosagem de MC-711 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Eumulgin MC-711 (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-71	0,0	31,6	26,3	54,2
IL-72	20,5	30,8	35,9	66,2
IL-73	41,0	28,4	43,6	69,5

- DSI Starplus M = 766,9 g/t
- Liacid 1218 = 766,9 g/t
- pH = 10,5
- Flotanol D25 = 15,3 g/t

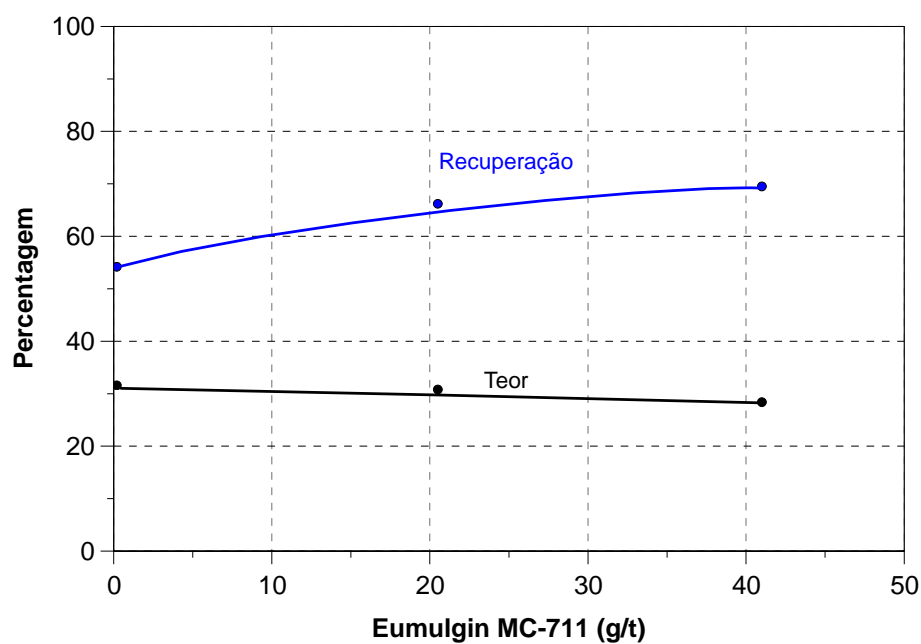
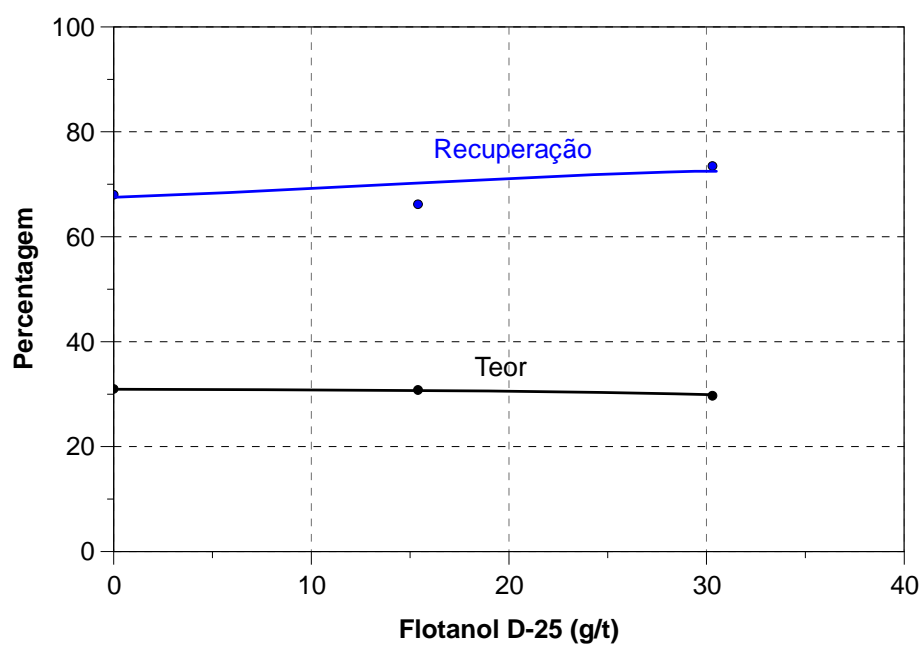
Figura 5.20 - Efeito da dosagem de MC-711 sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.27 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre teor e recuperação de P_2O_5

Teste	Flotanol D25 (g/t)	Teor de P_2O_5 (%)	Recuperação (%)	
			Massa	P_2O_5
IL-74	0,0	31,0	34,7	68,0
IL-75	15,4	30,8	35,9	66,2
IL-76	30,3	29,7	40,8	73,5

- DSI Starplus M = 764,3 g/t
- Liacid 1218 = 764,3 g/t
- pH = 10,5
- Eumulgin MC-711 = 20,4 g/t

Figura 5.21 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

5.3.2. Flotação de Silicatos

Neste trabalho, foram testados diferentes tipos de coletores de minerais silicatados em variadas dosagens e valores de pH. Foram utilizadas as monoaminas Flotigam EDA e Lilafлот 811M; a diamina Flotigam 2835 e, por fim, a amina quaternária Flotigam K2C. Em todas as condições de processo testadas obtinha-se uma espuma completamente desmineralizada. Não obteve-se, em nenhuma situação, flotabilidade dos silicatos presentes no minério.

Em função destes resultados conclui-se que não há como realizar as duas rotas de processo propostas neste trabalho envolvendo a flotação dos silicatos. Por outro lado, para a realização da rota envolvendo flotação *bulk* deve-se verificar a necessidade do uso de depressores para os silicatos, uma vez que os mesmos não flotaram sequer na presença de diferentes tipos de aminas.

5.3.3. Flotação *Bulk*

A realização da flotação *bulk*, isto é, flotação conjunta dos minerais apatita e calcita, teve como objetivo a obtenção de um concentrado com a maior recuperação possível de P_2O_5 , além de descartar seletivamente os silicatos. Assim sendo foram realizados testes buscando verificar a necessidade do uso de depressores para os silicatos, otimizar a dosagem de óleo de soja, Flotanol D25 e valor de pH.

i) Dosagem de Flotamil 75 e Silicato de Sódio

Foram realizados inicialmente testes com o intuito de checar a necessidade do uso de depressores na flotação *bulk*, uma vez que os silicatos presentes no minério estudado não flotaram em nenhuma condição estudada. Os depressores e as dosagens utilizadas foram selecionados com base em informações obtidas no relatório DETM CN-012/87 (AQUINO, 1987a).

Os resultados, apresentados na Tabela 5.28, mostram que a adição dos depressores não proporcionou uma melhora no desempenho da flotação, sendo obtidos concentrados *bulk* com teores e recuperações similares. Assim sendo, considera-se desnecessária a

adição dos depressores Flotamil 75 e silicato de sódio ao sistema de reagentes da flotação *bulk*, com o intuito de deprimir os silicatos.

ii) Dosagem de Óleo de Soja

Os resultados dos testes variando a dosagem de óleo de soja de 965,0 a 1514,2 g/t, apresentados na Tabela 5.29 e Figura 5.22, mostram um ganho em todas as recuperações com o aumento da dosagem do coletor. Utilizando 1228,2 g/t foi obtido um concentrado *bulk* com recuperação de P_2O_5 de apenas 84,1%.

iii) Dosagem de Flotanol D25

Com o intuito de aumentar a recuperação de P_2O_5 foi adicionado o espumante Flotanol D25. Os resultados, apresentados na Tabela 5.30 e Figura 5.23, mostram que a adição deste reagente propiciou um aumento em todas as recuperações. Utilizando uma dosagem de 25,6 g/t foi obtido um concentrado *bulk* com recuperação de P_2O_5 de 91,5%.

iv) Valor de pH

Foram realizados testes variando o valor de pH. Os resultados estão apresentados na Tabela 5.31 e Figura 5.24 e mostram que, nas condições estudadas, o aumento do pH de 9,0 a 10,0 acarretou um ganho na recuperação de P_2O_5 de 91,5 a 95,0%.

Com base nos resultados apresentados anteriormente, foram consideradas as seguintes condições como as mais adequadas para realização da flotação *bulk*:

- dosagem de óleo de soja: 1228,2 g/t;
- dosagem de Flotanol D25: 25,6 g/t; e
- pH: 9,5.

v) Flotação *bulk* seguida da flotação de calcita

Por fim, foram realizados dois testes de circuito utilizando flotação *bulk*, nas condições acima descritas, seguida da flotação de calcita respectivamente com ácido fosfórico e ácido cítrico. Estes dois ácidos, indicados como depressor da apatita, foram

selecionados com base nos trabalhos de AQUINO (1987a e 1991) e LOUZADA (2008).

Os resultados do Teste IL-89, realizado com ácido fosfórico e apresentado na Figura 5.25, mostra que foi obtido um concentrado final de apatita com teor de P_2O_5 de apenas 27,86% e recuperação de 87,6%. Por outro lado, os resultados do Teste IL-90, realizado com ácido cítrico e apresentado na Figura 5.26, mostram que foi obtido um concentrado final de apatita com teor e recuperação de P_2O_5 de 32,46 e 87,3%.

Com relação ao sistema de reagentes utilizado na etapa de flotação *bulk*, o presente trabalho somente difere do usado por AQUINO (1987a e 1991) pela não adição dos depressores amido de milho e silicato de sódio. Em ambos os trabalhos, elevados níveis de recuperações de P_2O_5 e de $CaCO_3$ foram obtidos. Por outro lado, com relação à flotação reversa de calcita, os resultados deste estudo confirmam os obtidos por LOUZADA (2008), que mostra que o ácido cítrico é mais seletivo que o fosfórico. Porém, deve-se salientar que para obtenção de $pH = 5,5$ foi necessária uma dosagem muito maior de ácido cítrico (8324,8 g/t) em relação ao fosfórico (3893,8 g/t).

Tabela 5.28 - Efeito da dosagem de Flotamil 75 e silicato de sódio sobre o concentrado *bulk*

Teste	Dosagem (g/t)		Teor (%)			Recuperação (%)			
	Flotamil 75	Silicato de Sódio	P_2O_5	$CaCO_3$	SiO_2	Massa	P_2O_5	$CaCO_3$	SiO_2
IL-77	271,1	271,1	23,63	29,10	8,00	63,1	88,9	88,2	20,9
IL-78	265,4	-	23,40	27,90	8,49	65,9	89,9	91,5	23,6
IL-79	-	-	22,80	28,80	7,90	64,1	87,5	91,0	21,8

- Óleo de Soja = 838,0 g/t
- $pH = 10,0$

Tabela 5.29 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre o concentrado *bulk*

Teste	Óleo de Soja (g/t)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IL-80	965,0	23,60	30,40	7,75	59,3	82,9	88,0	18,8
IL-81	1228,2	23,43	31,54	8,00	60,6	84,1	92,5	19,7
IL-82	1514,2	22,90	28,30	8,91	67,2	91,4	93,2	25,3

- pH = 9,0

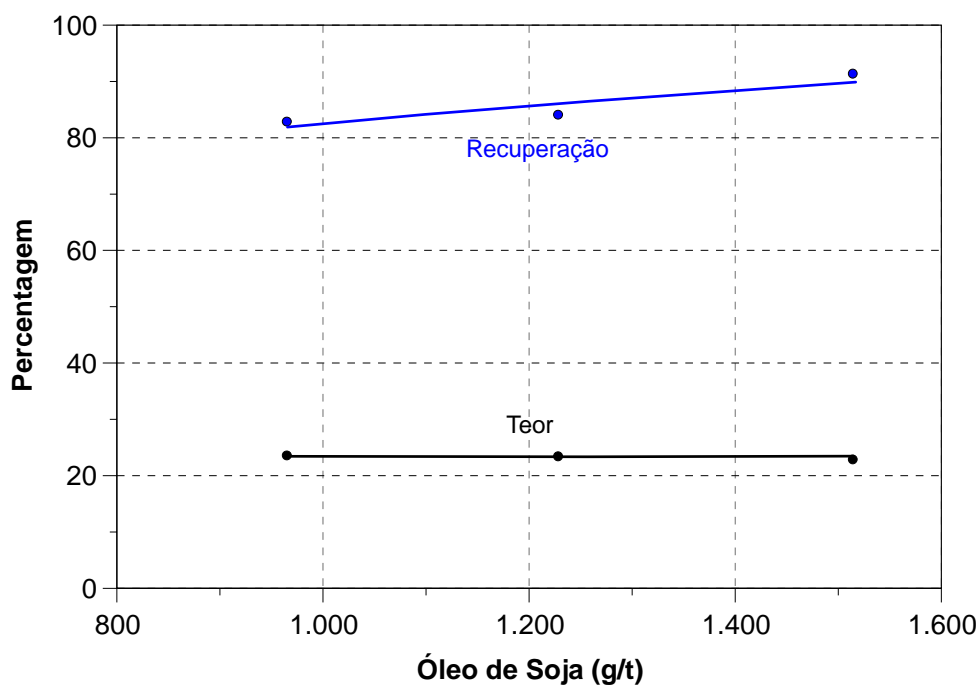
Figura 5.22 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre teor e recuperação de P₂O₅.

Tabela 5.30 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre o concentrado *bulk*

Teste	Flotanol D25 (g/t)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IL-83	0,0	23,43	31,54	8,00	60,6	84,1	92,5	19,7
IL-84	25,6	23,60	29,65	7,90	65,9	91,5	95,2	21,9
IL-85	51,0	23,50	28,90	8,30	68,4	94,1	96,5	24,3

- Óleo de Soja = 1227 g/t

- pH = 9,0

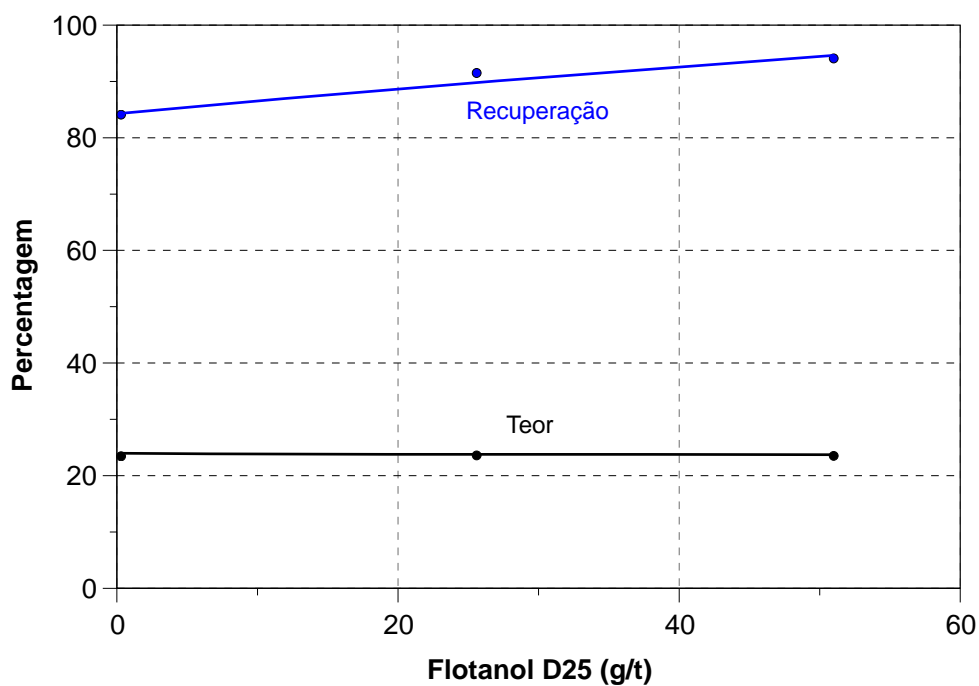
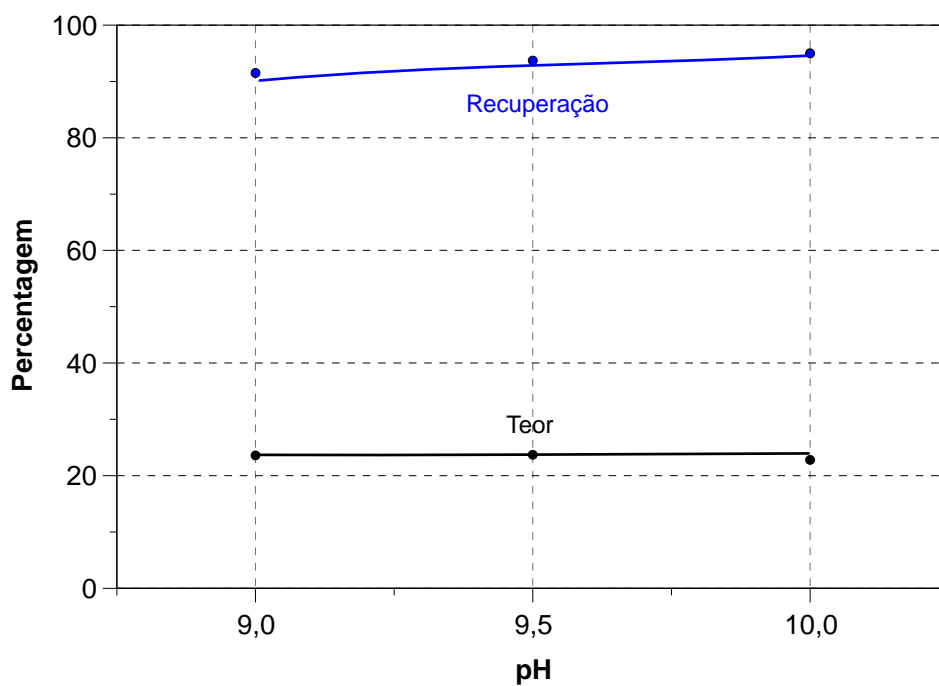
Figura 5.23 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre teor e recuperação de P₂O₅.

Tabela 5.31 - Efeito do valor de pH sobre o concentrado *bulk*

Teste	pH	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IL-86	9,0	23,60	29,65	7,90	65,9	91,5	95,2	21,9
IL-87	9,5	23,70	28,85	9,20	68,3	93,7	96,4	26,1
IL-88	10,0	22,80	27,55	9,20	70,4	95,0	95,1	27,8

- Óleo de Soja = 1225,0 g/t

- Flotanol D25 = 25,5 g/t

Figura 5.24 - Efeito do valor de pH sobre o teor e recuperação de P₂O₅.

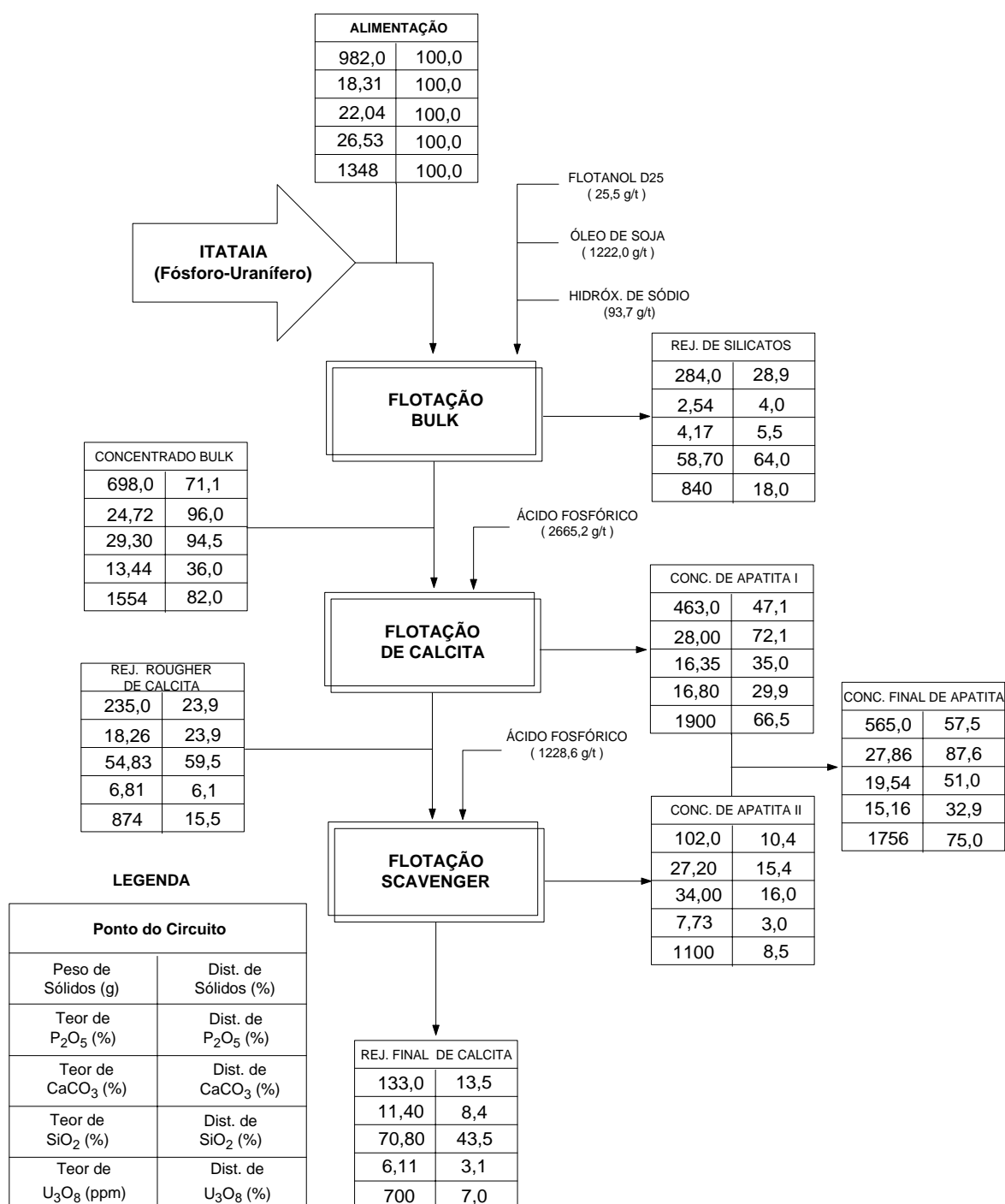


Figura 5.25 - Balanço de massa e metalúrgico do Teste IL-89.

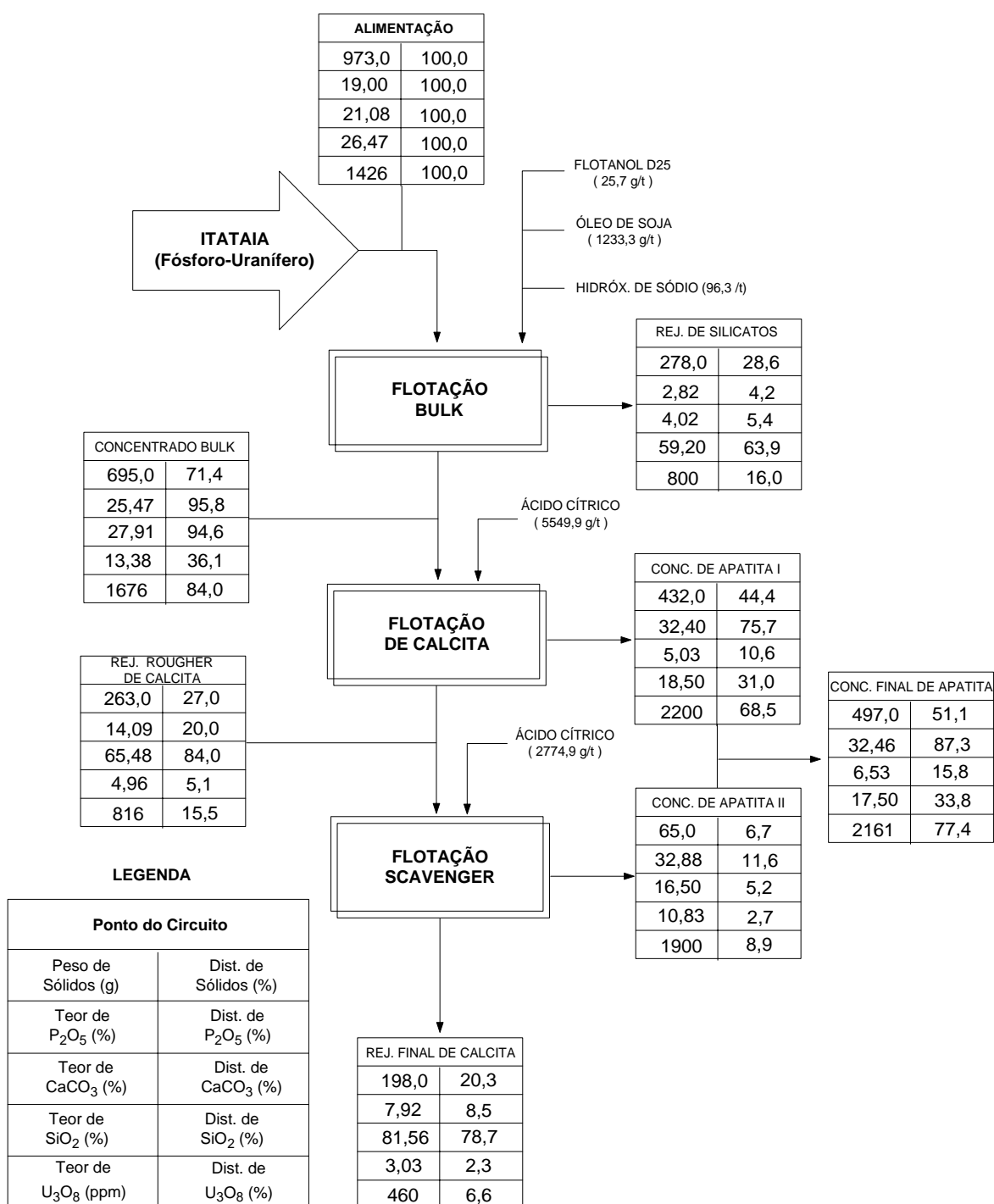


Figura 5.26 - Balanço de massa e metalúrgico do Teste IL-90.

5.3.4. Flotação de Calcita

Foram realizados testes de flotação de calcita utilizando inicialmente dióxido de carbono (CO_2) no condicionamento e também na etapa de aeração da polpa, substituindo o ar. Com o objetivo de comparar resultados, foi realizada ainda uma série de testes ajustando o pH em 5,5, usando ácido fosfórico (depressor de apatita). Em todos os testes o coletor utilizado foi o óleo de soja.

Nas duas séries a seguir o CO_2 (6,0 NL/min) foi utilizado somente no condicionamento da polpa, durante 30 segundos. Foi observada uma redução no pH da polpa de 8,3 (natural) para 6,0, decorrente somente da interação do gás com a polpa.

i) Óleo de Soja

Foram realizados testes variando a dosagem de óleo de soja de 101,8 a 255,1 g/t. Os resultados, apresentados na Tabela 5.32 e Figura 5.27, mostram um aumento significativo na recuperação de CaCO_3 com o aumento da dosagem do coletor. A partir de 151,8 g/t, a perda de P_2O_5 no concentrado de calcita foi superior a 10,7%.

ii) Flotanol D25

Foi variada a dosagem de Flotanol D25 de 10,2 a 30,7 g/t, utilizando-se em média 122,7 g/t de óleo de soja. Os resultados, apresentados na Tabela 5.33 e Figura 5.28, mostram um ganho na recuperação de CaCO_3 com o aumento da dosagem do espumante. Com 20,7 g/t foi obtida uma recuperação de CaCO_3 de 67,5%, perdendo-se 9,1% de P_2O_5 (Teste IL-96).

Deve-se ressaltar que o pH final da flotação usando CO_2 somente no condicionamento foi 7,8. Este valor é próximo do pH natural da polpa (8,3). Uma vez que deve ser realizada uma segunda etapa para separar apatita dos silicatos e que esta é realizada em pH básico, o valor final do pH na flotação da calcita é de grande importância.

iii) Vazão de CO_2

Nesta série foi usado CO_2 no condicionamento e na aeração da polpa, substituindo o ar. Os resultados, apresentados na Tabela 5.34 e Figura 5.29, mostram um pequeno

ganho na recuperação de CaCO_3 com o aumento da vazão de 4,0 a 8,0 NL/min. Utilizando 6,0 NL/min (Teste IL-99) obteve-se um concentrado com recuperação de CaCO_3 de 64,8% e perda de P_2O_5 de 6,2%.

Ressalta-se que o pH final da flotação foi 6,0 para todas as vazões testadas. Este valor é bem inferior ao obtido nos testes utilizando CO_2 somente no condicionamento da polpa (pH = 7,8). Além disto, não foram obtidas recuperações de CaCO_3 significativamente superiores utilizando CO_2 na etapa de aeração. Em função destes resultados, considera-se desnecessária a substituição do ar pelo CO_2 na etapa de aeração.

iv) Ácido Fosfórico

Nesta série foi utilizado ácido fosfórico para ajuste do pH até o valor de 5,5 e flotação da calcita com óleo de soja. Os resultados dos testes variando a dosagem de 1023,5 a 1422,8 g/t do coletor (Tabela 5.35 e Figura 5.30) mostram que foram obtidos concentrados com teor de CaCO_3 superior a 82,2% e recuperação máxima de 62,1%. Comparados estes resultados com o obtido na melhor condição utilizando CO_2 na etapa de condicionamento (Teste IL-96) verificou-se um consumo significativamente maior de óleo de soja, além da utilização de cerca de 2968,4 g/t de ácido fosfórico e pH final de flotação igual a 5,5.

Na Tabela 5.36 tem-se um resumo dos melhores resultados obtidos na flotação de calcita. Optou-se em realizar esta flotação utilizando CO_2 somente no condicionamento da polpa (Teste IL-96) devido ao bom desempenho obtido somado ao baixo consumo de reagentes utilizados (óleo de soja e Flotanol D25) e ao valor final de pH (7,7) que favorece a posterior etapa de separação apatita/silicatos. Estes resultados estão de acordo com os trabalhos publicados por BISWAS (1967) e SAMPAT KUMAR (1971), que mostram que com uma pequena dosagem de ácido graxo é obtida boa recuperação de calcita na presença de dióxido de carbono.

Com base nos resultados apresentados anteriormente, foram consideradas as seguintes condições como as mais adequadas para realização da flotação de calcita:

- vazão de CO_2 no condicionamento: 6,0 NL/min;

- dosagem de óleo de soja: 123,2 g/t; e
- dosagem de Flotanol D25: 20,5 g/t.

v) Flotação de calcita seguida da flotação de apatita

Por fim, foram realizados testes de flotação de calcita nas condições acima descritas, seguida da flotação de apatita. A fração não-flotada da etapa inicial de flotação de calcita era condicionada com hidróxido de sódio, para ajuste de pH, e com óleo de soja. Nesta etapa de separação apatita/silicatos foram variados o valor de pH e a dosagem de coletor.

Os resultados dos testes variando o valor de pH em 9,0; 9,5 e 10,0, apresentados na Tabela 5.37 e Figura 5.31, mostram um significativo ganho na recuperação de P_2O_5 com o aumento do pH. Utilizando pH igual a 9,5 (Teste IL-105), obteve-se um concentrado final com teor e recuperação de P_2O_5 de 32,9 e 81,5%, respectivamente.

Em seguida, mantendo-se constante o valor de pH (9,5), foi variada a dosagem do óleo de soja de 616,0 a 825,6 g/t (Tabela 5.38 e Figura 5.32). O aumento da dosagem do coletor acarretou uma pequena redução no teor e um ganho na recuperação de P_2O_5 . Na Figura 5.33 tem-se o fluxograma com balanço de massa e metalúrgico da melhor condição obtida (Teste IL-108). O concentrado final de apatita apresentou teor e recuperação de P_2O_5 de 32,48 e 85,5%, respectivamente. Neste produto, o teor do contaminante $CaCO_3$ foi 12,12% e de SiO_2 foi 12,89%. O teor e a recuperação de U_3O_8 foram respectivamente iguais a 2100 ppm e 75,4%.

Conclui-se que a rota flotação de calcita, realizada utilizando CO_2 , seguida da flotação de apatita é uma boa alternativa para concentração do minério fósforo-uranífero de Itataia.

Tabela 5.32 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre o concentrado de calcita

Teste	Óleo de Soja (g/t)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IL-91	101,8	8,60	73,11	5,85	13,4	5,9	47,4	3,0
IL-92	151,8	12,00	64,70	6,00	16,8	10,7	54,5	3,9
IL-93	204,5	14,41	53,36	5,00	28,2	21,6	73,6	5,5
IL-94	255,1	16,90	50,53	5,80	32,7	30,5	80,8	7,3

- Vazão de CO₂ = 6,0 NL/min

- Flotanol D25 = 20,4 g/t

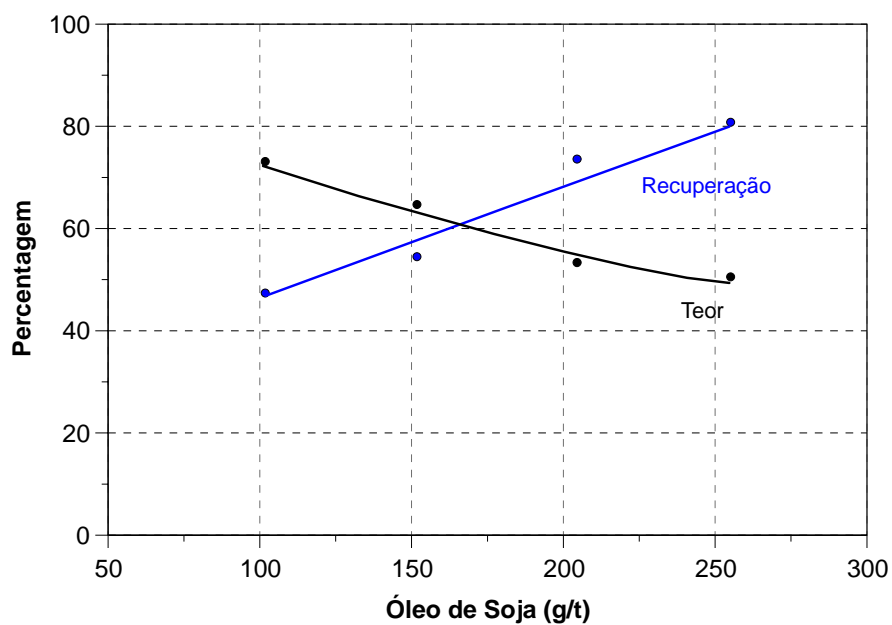
Figura 5.27 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre teor e recuperação de CaCO₃.

Tabela 5.33 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre o concentrado de calcita

Teste	Flotanol D25 (g/t)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IL-95	10,2	7,52	78,88	4,32	11,1	4,4	43,5	1,8
IL-96	20,7	9,74	74,74	4,53	18,1	9,1	67,5	3,3
IL-97	30,7	13,82	56,82	5,25	28,2	22,4	74,5	5,4

- Vazão de CO₂ = 6,0 NL/min

- Óleo de Soja = 122,7 g/t

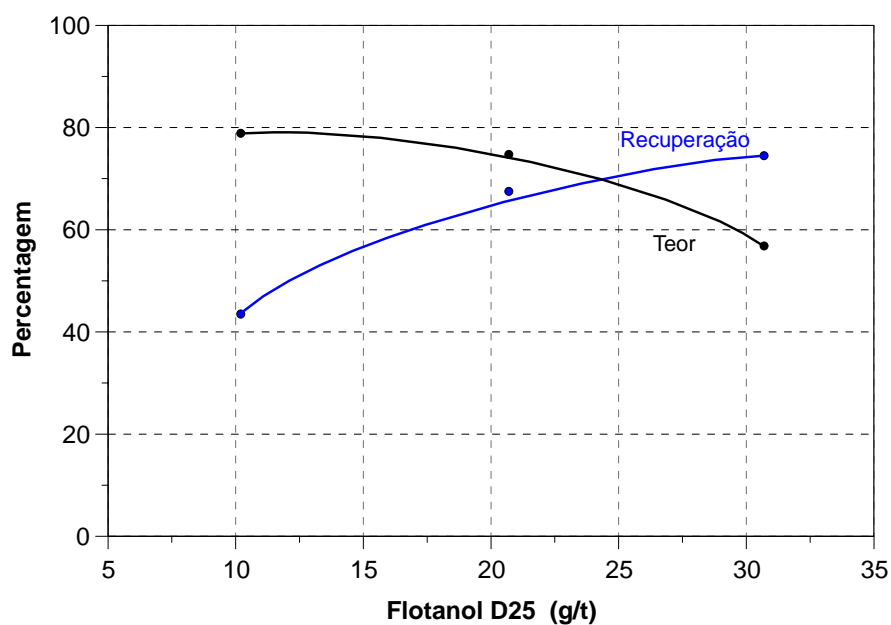
Figura 5.28 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre teor e recuperação de CaCO₃.

Tabela 5.34 - Efeito da vazão de CO₂ sobre o concentrado de calcita

Teste	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IL-98	4,0	6,70	79,11	4,27	15,4	5,3	59,2	2,6
IL-99	6,0	7,20	77,11	4,00	16,9	6,2	64,8	2,7
IL-100	8,0	6,68	79,61	3,82	15,9	5,4	62,3	2,4

- Óleo de Soja = 203,8 g/t

- Flotanol D25 = 20,4 g/t

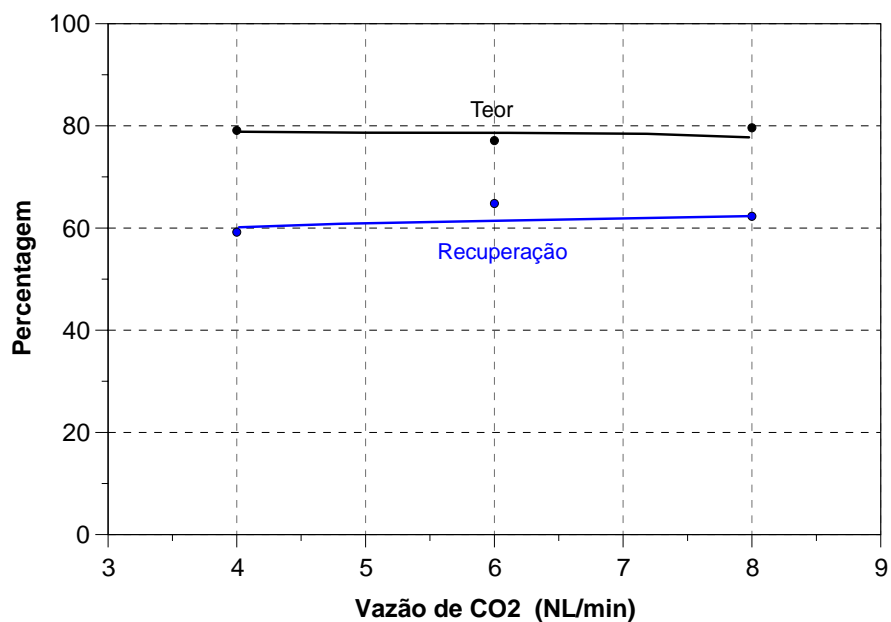
Figura 5.29 - Efeito da vazão de CO₂ sobre teor e recuperação de CaCO₃.

Tabela 5.35 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre o concentrado de calcita

Teste	Óleo de Soja (g/t)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IL-101	1023,5	4,36	82,99	4,08	12,1	2,8	49,6	1,9
IL-102	1228,2	4,80	82,23	4,13	14,0	3,5	62,1	2,2
IL-103	1422,8	4,59	83,41	3,60	13,8	3,3	56,9	1,9

- Ácido Fosfórico = 2968,4 g/t
- pH = 5,5

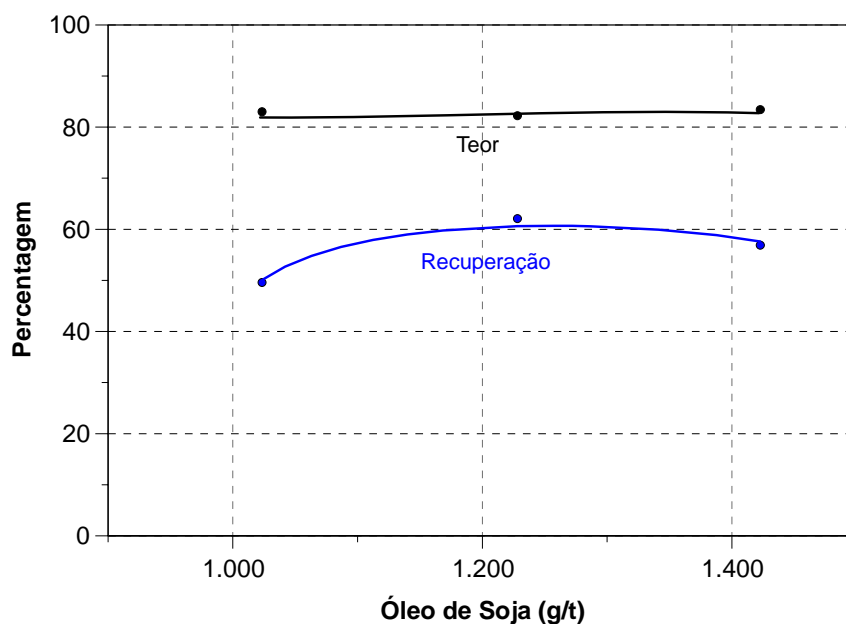
Figura 5.30 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre teor e recuperação de CaCO₃.

Tabela 5.36 - Resumo dos resultados da flotação de calcita

Teste	CO ₂ (NL/min)		Dosagem (g/t)			pH		Teor (%)		Recuperação (%)	
	Cond.	Flot.	Ácido Fosf.	Óleo Soja	Flot. D25	Cond.	Flot.	P ₂ O ₅	CaCO ₃	P ₂ O ₅	CaCO ₃
IL-96	6,0	-	-	123,9	20,7	6,1	7,7	9,74	74,74	9,1	67,5
IL-99	6,0	6,0	-	204,1	20,4	6,0	6,0	7,20	77,11	6,2	64,8
IL-102	-	-	2975,4	1228,2	-	5,5	5,5	4,80	82,23	3,5	62,1

Tabela 5.37 - Efeito do valor de pH sobre o concentrado final de apatita

Teste	pH	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IL-104	9,0	32,90	12,20	10,03	38,7	69,2	24,2	14,8
IL-105	9,5	32,90	11,53	11,73	47,2	81,5	27,4	21,7
IL-106	10,0	31,00	13,50	13,90	53,7	86,5	35,6	30,4

- Óleo de Soja = 616,2 g/t

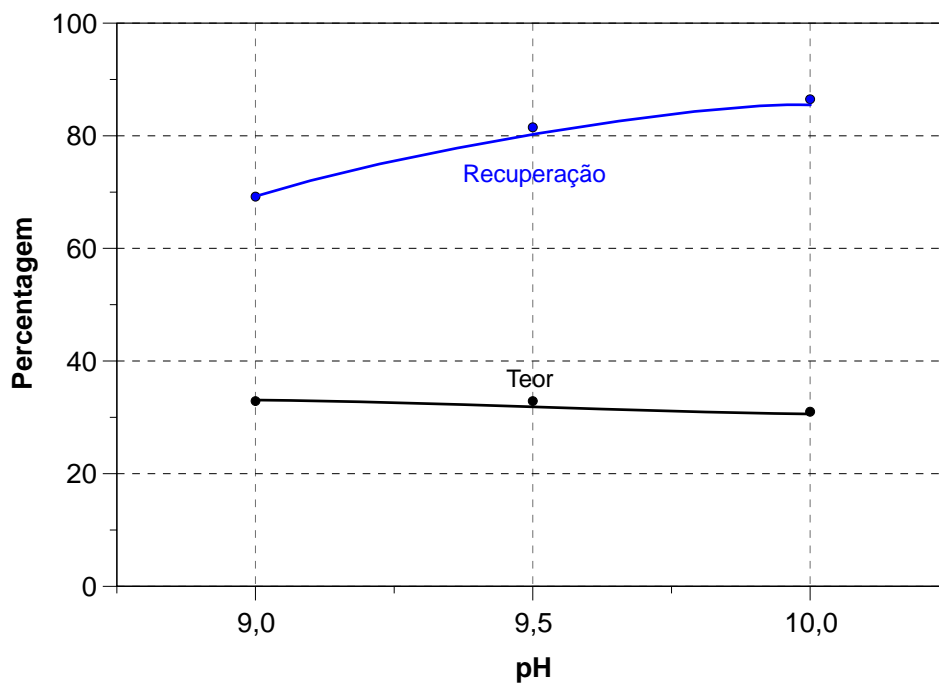
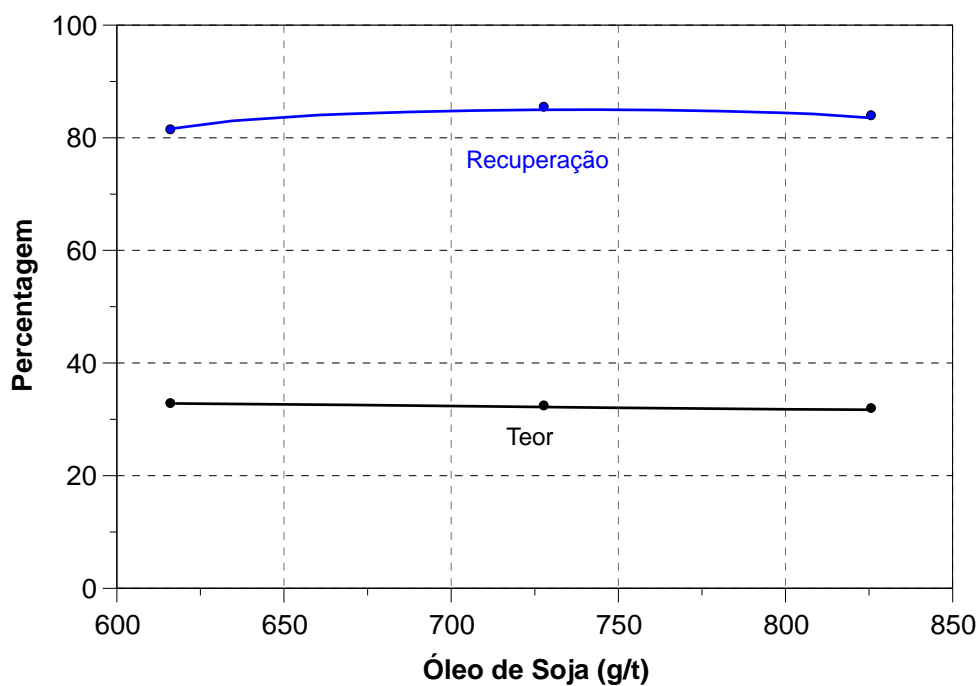
Figura 5.31 - Efeito do valor de pH sobre o sobre teor e recuperação de P₂O₅.

Tabela 5.38 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre o concentrado final de apatita

Teste	Óleo de Soja (g/t)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IL-107	616,0	32,90	11,53	11,73	47,2	81,5	27,4	21,7
IL-108	727,7	32,48	12,12	12,89	52,2	85,5	30,8	27,4
IL-109	825,6	32,00	11,23	12,65	50,6	84,0	28,8	25,1

- pH = 9,5

Figura 5.32 - Efeito da dosagem de óleo de soja sobre teor e recuperação de P₂O₅.

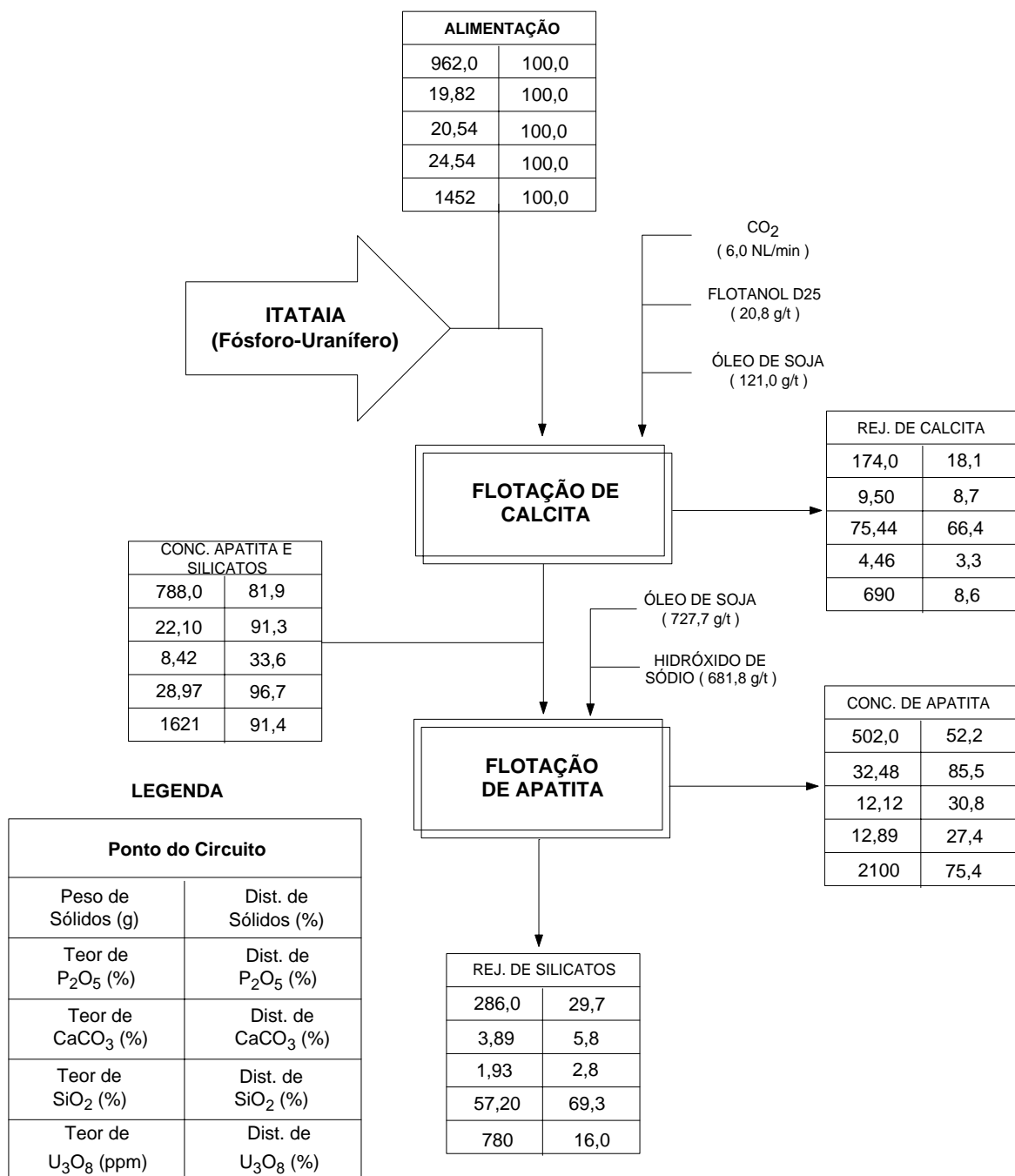


Figura 5.33 - Balanço de massa e metalúrgico do Teste IL-108.

5.4. Testes Piloto de Flotação

Foram realizados testes piloto de flotação direta utilizando colunas a partir das condições de processo definidas em laboratório. Para isto foi usada uma coluna *rougher* de 5,1 cm de diâmetro e altura total de 600 cm.

Esses testes consistiram inicialmente da otimização das dosagens do Liacid 1218 e do amido DSI Starplus M. Em seguida foram testadas as adições do Eumulgin MC-711 e Flotanol D25, introduzidos com o intuito de maximizar a recuperação de P_2O_5 . Foram otimizadas também as variáveis velocidade superficial de ar e taxa de alimentação de sólidos. Por fim, foram realizados testes *rougher/cleaner* em circuito aberto. No Anexo II têm-se as condições e os resultados obtidos em cada teste piloto.

i) Liacid 1218

Foram realizados testes variando de 410,0 a 959,9 g/t a dosagem de Liacid 1218. Os resultados, apresentados na Tabela 5.39 e Figura 5.34, mostram que houve uma redução no teor de P_2O_5 e um aumento no teor de $CaCO_3$ com o aumento da dosagem do coletor. Por outro lado, as recuperações de P_2O_5 e $CaCO_3$ foram crescentes. Utilizando 410,0 g/t de Liacid 1218 foi obtido um concentrado com teor e recuperação de P_2O_5 de 29,96 e 74,2%, respectivamente.

ii) DSI Starplus M

Os resultados dos testes realizados variando a dosagem de DSI Starplus M de 589,0 a 902,7 g/t estão apresentados na Tabela 5.40 e Figura 5.35. Estes mostram um pequeno aumento no teor de P_2O_5 e uma redução no teor de $CaCO_3$ com o aumento da dosagem do depressor. A recuperação de P_2O_5 permaneceu praticamente constante, enquanto a de $CaCO_3$ foi decrescente. Utilizando 902,7 g/t foi obtido um concentrado com teor e recuperação de P_2O_5 de 27,91 e 78,3%, respectivamente.

iii) Flotanol D25

Em seguida foram realizados testes adicionando ao sistema de reagentes o espumante Flotanol D25. Os resultados mostram um aumento significativo nas recuperações de

P_2O_5 e do contaminante $CaCO_3$ com a adição do espumante (Tabela 5.41 e Figura 5.36). Utilizando 16,2 g/t de Flotanol D25 (Teste IP-9) foi obtido um concentrado com teor e recuperação de P_2O_5 de 31,01 e 74,2%, respectivamente.

Tabela 5.39 - Efeito da dosagem de Liacid 1218 sobre a flotação direta

Teste	Liacid 1218 (g/t)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P_2O_5	$CaCO_3$	SiO_2	Massa	P_2O_5	$CaCO_3$	SiO_2
IP-1	410,0	29,96	16,86	8,09	43,7	74,2	38,0	14,5
IP-2	566,0	29,00	18,95	8,28	44,9	74,1	42,8	15,3
IP-3	724,9	27,70	21,37	8,35	46,0	75,6	48,8	15,3
IP-4	959,9	27,60	21,90	8,22	49,1	77,8	53,7	16,5

• DSI Starplus M = 734,7 g/t

• pH = 10,5

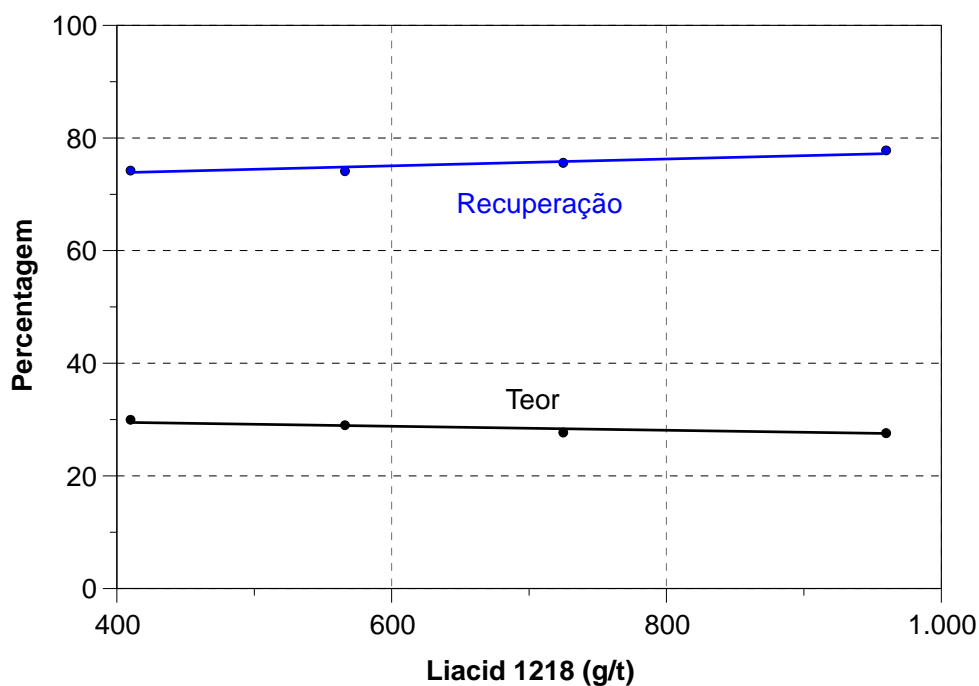


Figura 5.34 - Efeito da dosagem de Liacid 1218 sobre teor e recuperação de P_2O_5 .

Tabela 5.40 - Efeito da dosagem de DSI Starplus M sobre a flotação direta

Teste	DSI Starplus M (g/t)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IP-5	589,0	27,00	22,46	8,15	50,9	78,6	56,4	17,2
IP-6	707,0	27,70	21,37	8,35	46,0	75,6	48,8	15,3
IP-7	902,7	27,91	19,15	8,64	49,7	78,3	48,7	17,7

- Liacid 1218 = 765,4 g/t

- pH = 10,5

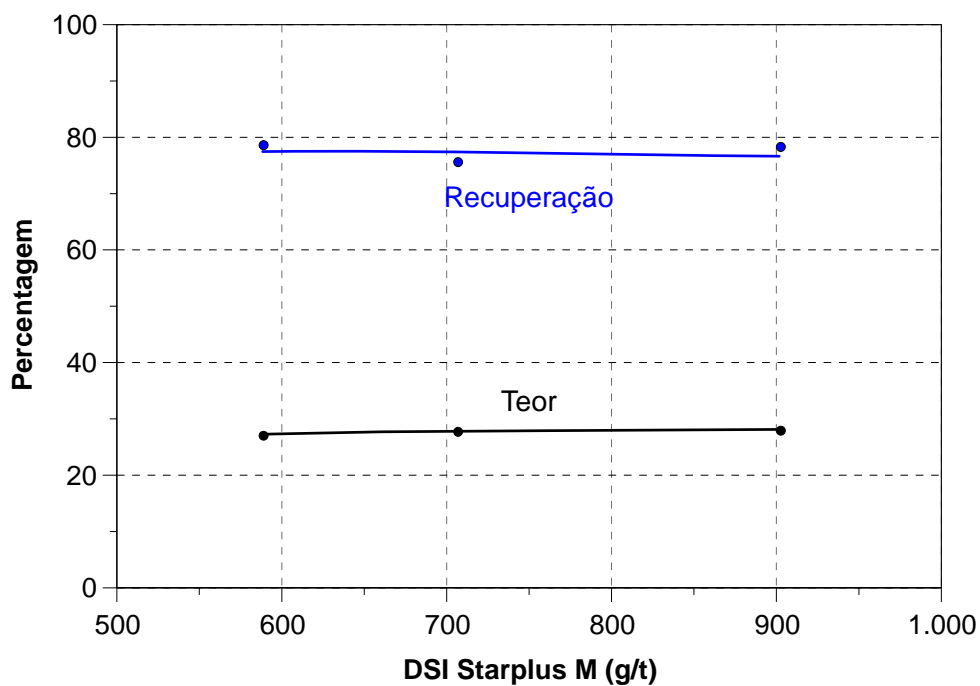
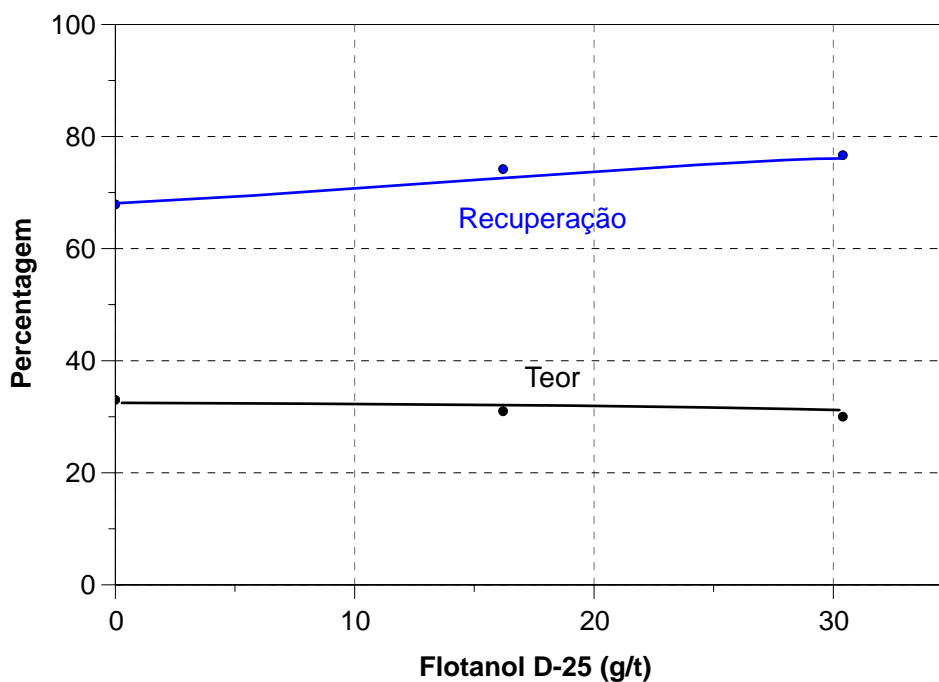
Figura 5.35 - Efeito da dosagem de DSI Starplus M sobre teor e recuperação de P₂O₅.

Tabela 5.41 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre a flotação direta

Teste	Flotanol D25 (g/t)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IP-8	0,0	33,00	12,90	7,95	35,9	67,9	23,2	11,8
IP-9	16,2	31,01	15,42	7,90	41,7	74,2	32,6	13,6
IP-10	30,4	30,00	16,90	7,54	44,5	76,7	37,6	14,1

- DSI Starplus M = 892,5 g/t
- Liacid 1218 = 422,2 g/t
- pH = 10,4

Figura 5.36 - Efeito da dosagem de Flotanol D25 sobre teor e recuperação de P₂O₅.

iv) Eumulgin MC-711

Assim como o Flotanol D25, a adição de Eumulgin MC-711 acarreta ganhos na recuperação de P_2O_5 , seguida de perda de seletividade. Na Tabela 5.42 e Figura 5.37 estão apresentados os resultados dos testes realizados com este aditivo os quais confirmam o esperado. Teor e recuperação do contaminante $CaCO_3$ aumentam significativamente com a adição do Eumulgin MC-711.

v) Velocidade Superficial de Ar

Os valores de vazão de ar utilizados neste trabalho foram transformados em velocidade superficial de ar, que é a relação entre a vazão de ar, nas condições normais de temperatura (21°C) e pressão (14,7 psi), e a área da seção transversal da coluna. Geralmente, colunas operam com velocidade de ar variando entre 1,0 a 3,0 cm/s.

Foram realizados testes variando a velocidade de ar de 1,75 a 2,25 cm/s, cujos resultados estão apresentados na Tabela 5.43 e Figura 5.38. Estes mostram que essa variável teve um efeito significativo sobre a recuperação de P_2O_5 . Utilizando 2,25 cm/s obteve-se um concentrado com teor e recuperação de P_2O_5 de 30,8 e 74,9%, respectivamente.

vi) Taxa de Alimentação

Na Tabela 5.44 e Figura 5.39 tem-se os resultados dos testes variando a taxa de alimentação de sólidos. Esses mostram que o aumento desta variável acarretou uma redução expressiva na recuperação de P_2O_5 . O ganho de recuperação com menores taxas de alimentação deve-se provavelmente ao aumento do tempo de residência da polpa na coluna. Utilizando 9,5 kg/h obteve-se um concentrado com teor e recuperação de P_2O_5 de 28,97% e 82,5%, respectivamente.

vii) Testes de Circuito

Com intuito de otimizar os resultados, foram realizados testes *rougher/cleaner* em circuito aberto, utilizando uma unidade piloto de maior capacidade (~30 kg/h). Para

isto, foi utilizada uma coluna *rougher* de 10,2 cm de diâmetro e altura total de 547 cm e outra *cleaner* de 5,1 cm de diâmetro e altura total de 580 cm.

Os resultados estão apresentados nos balanços de massa e metalúrgico das Figuras 5.40 a 5.42 e resumidos na Tabela 5.45. Estes mostram que foram obtidos concentrados finais com teores de P_2O_5 variando entre 30,45 a 36,10% e recuperações entre 62,8 a 80,8%. Os teores de U_3O_8 obtidos variaram entre 2000 a 2300 ppm, com recuperações entre 46,8 a 66,1%.

Verifica-se que a redução do valor de pH de 10,0 para 8,0 e da velocidade superficial de ar de 2,0 para 1,6 cm/s na etapa *cleaner* propicia o aumento do teor de P_2O_5 e consequente redução de sua recuperação. Deve-se ressaltar que a etapa de limpeza é importante para a redução dos teores dos contaminantes $CaCO_3$ e SiO_2 no concentrado final. Provavelmente, a recirculação do rejeito *cleaner* na alimentação da etapa *rougher*, fechando o circuito, acarretará ganhos nas recuperações de P_2O_5 e U_3O_8 .

Conclui-se que a identificação e a utilização do sistema de reagentes constituído por amido de milho e óleo de coco, em condições alcalinas, permitiu a separação seletiva do mineral-útil apatita dos contaminantes silicatados e principalmente calcita, colocando a rota flotação direta como boa alternativa para concentração do minério em estudo.

Tabela 5.42 - Efeito da dosagem de Eumulgin MC-711 sobre a flotação direta

Teste	Eumulgin MC-711 (g/t)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IP-8	0,0	33,00	12,90	7,95	35,9	67,9	23,2	11,8
IP-11	20,0	29,70	17,10	8,12	44,7	77,2	38,1	15,1
IP-12	31,1	28,90	19,00	8,16	49,5	82,5	47,2	16,8

- DSI Starplus M = 884,2 g/t
- Liacid 1218 = 419,2 g/t
- pH = 10,4

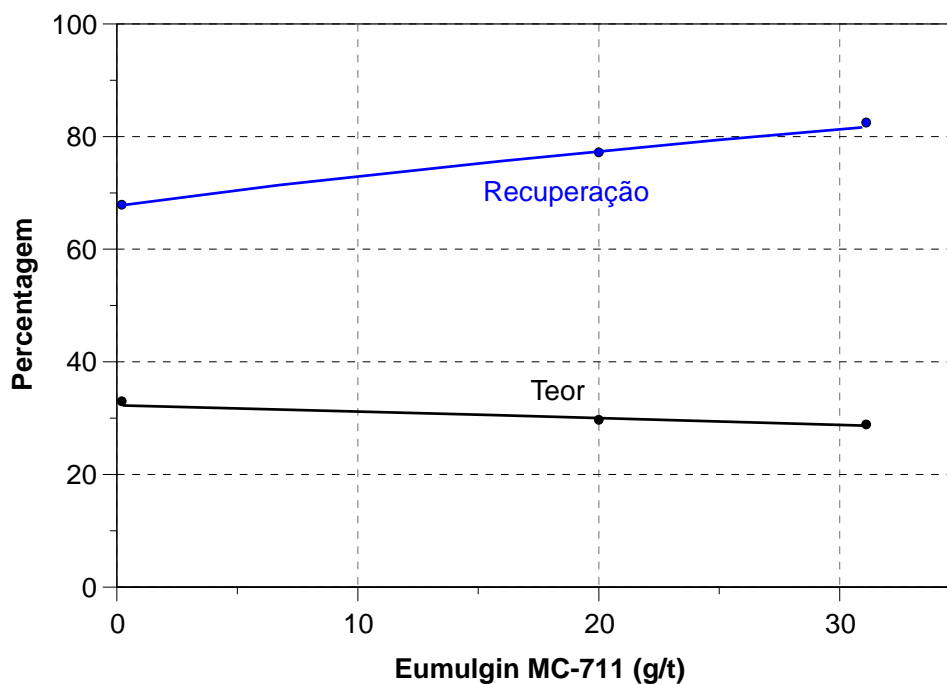
Figura 5.37 - Efeito da dosagem de MC-711 sobre teor e recuperação de P₂O₅.

Tabela 5.43 - Efeito da velocidade superficial de ar (VSAr) sobre a flotação direta

Teste	VSAr (cm/s)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IP-13	1,75	32,00	13,50	8,30	34,9	62,7	22,4	12,3
IP-14	2,00	30,90	15,00	9,00	38,0	68,1	27,7	14,0
IP-15	2,25	30,80	15,00	9,10	42,7	74,9	31,8	16,2

- DSI Starplus M = 781,5 g/t
- Liacid 1218 = 371,0 g/t
- pH = 10,5

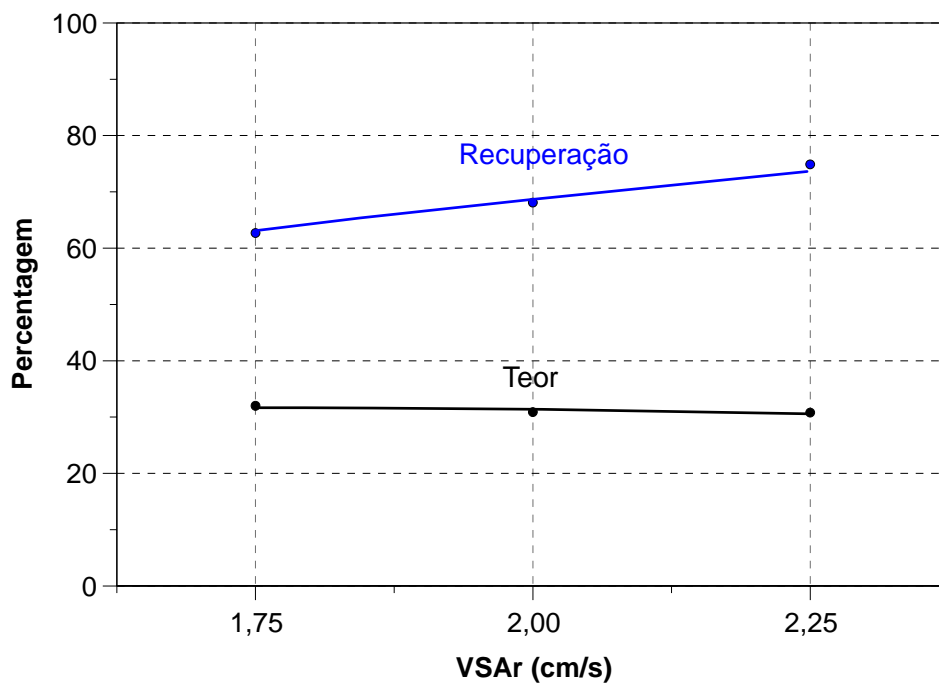
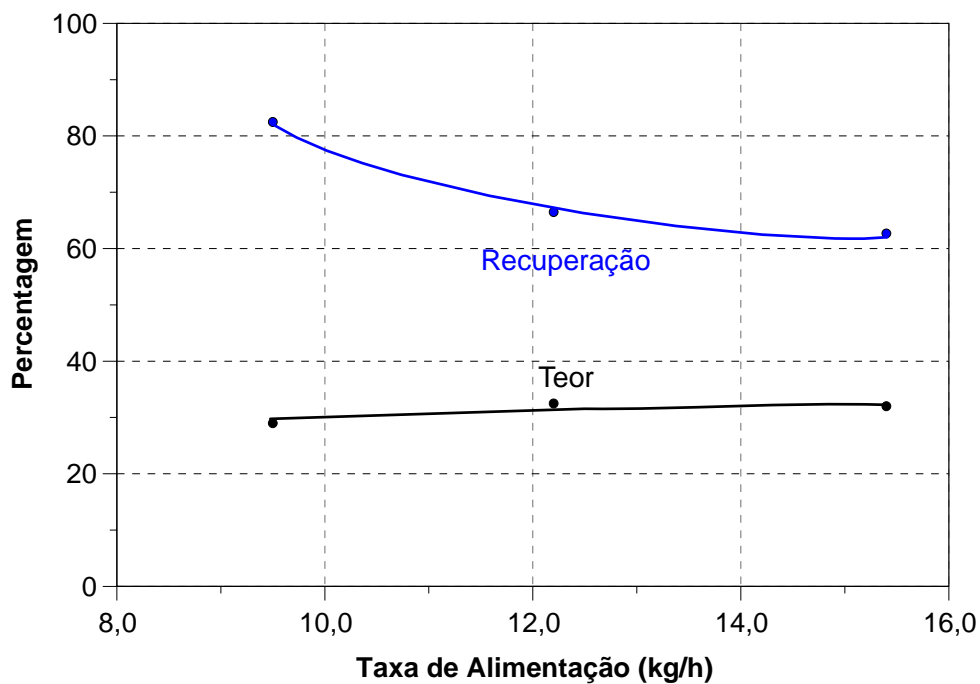
Figura 5.38 - Efeito da velocidade superficial de ar sobre teor e recuperação de P₂O₅.

Tabela 5.44 - Efeito da taxa de alimentação de sólidos sobre a flotação direta

Teste	Taxa de Alimentação (kg/h)	Teor (%)			Recuperação (%)			
		P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
IP-16	9,5	28,97	18,40	8,83	51,5	82,5	47,0	19,3
IP-17	12,2	32,50	12,90	8,30	35,0	66,5	21,3	12,0
IP-18	15,4	32,00	13,50	8,30	34,9	62,7	22,4	12,3

- DSI Star Plus M = 716,8 g/t
- Liacid 1218 = 348,8 g/t
- pH = 10,5

Figura 5.39 - Efeito da taxa de alimentação sobre teor e recuperação de P₂O₅.

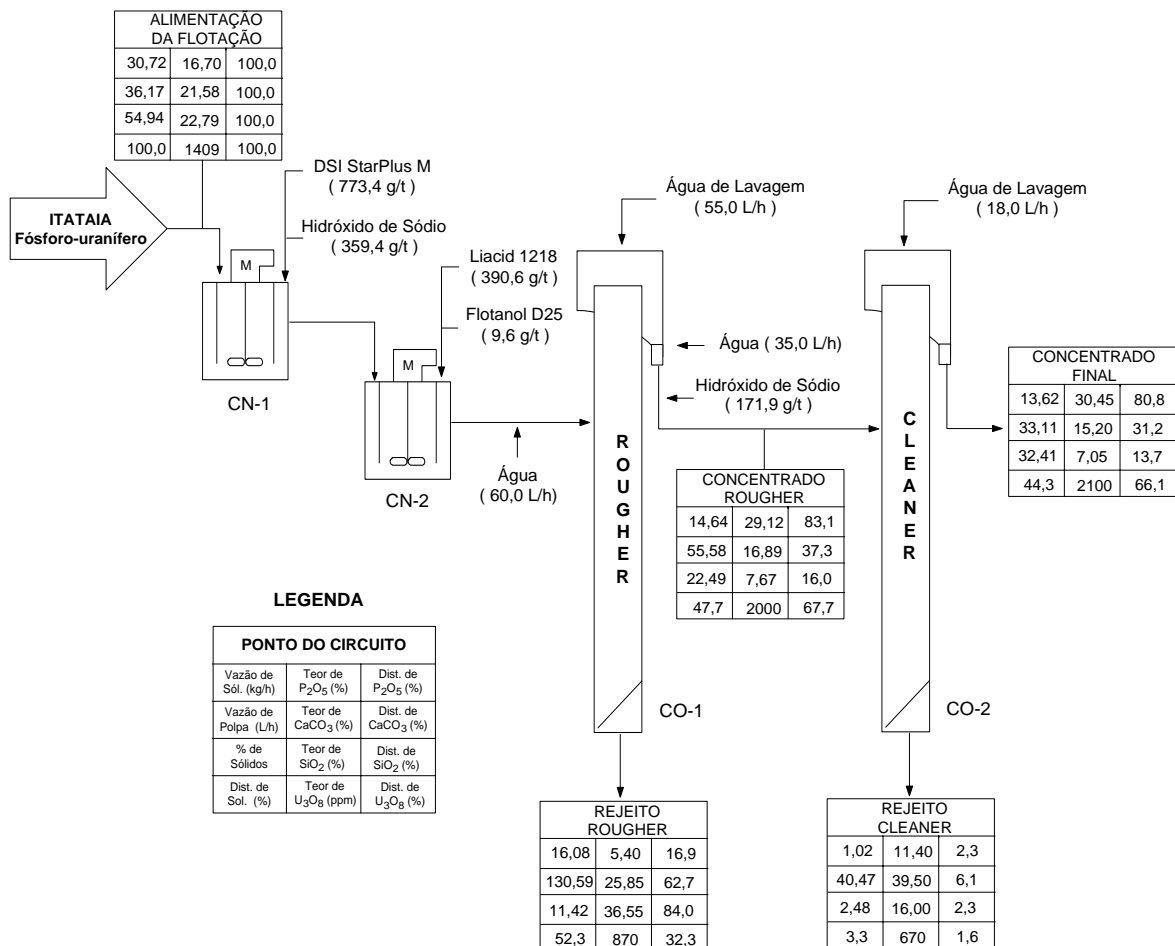


Figura 5.40 - Balanço de massa e metalúrgico do Teste IP-19.

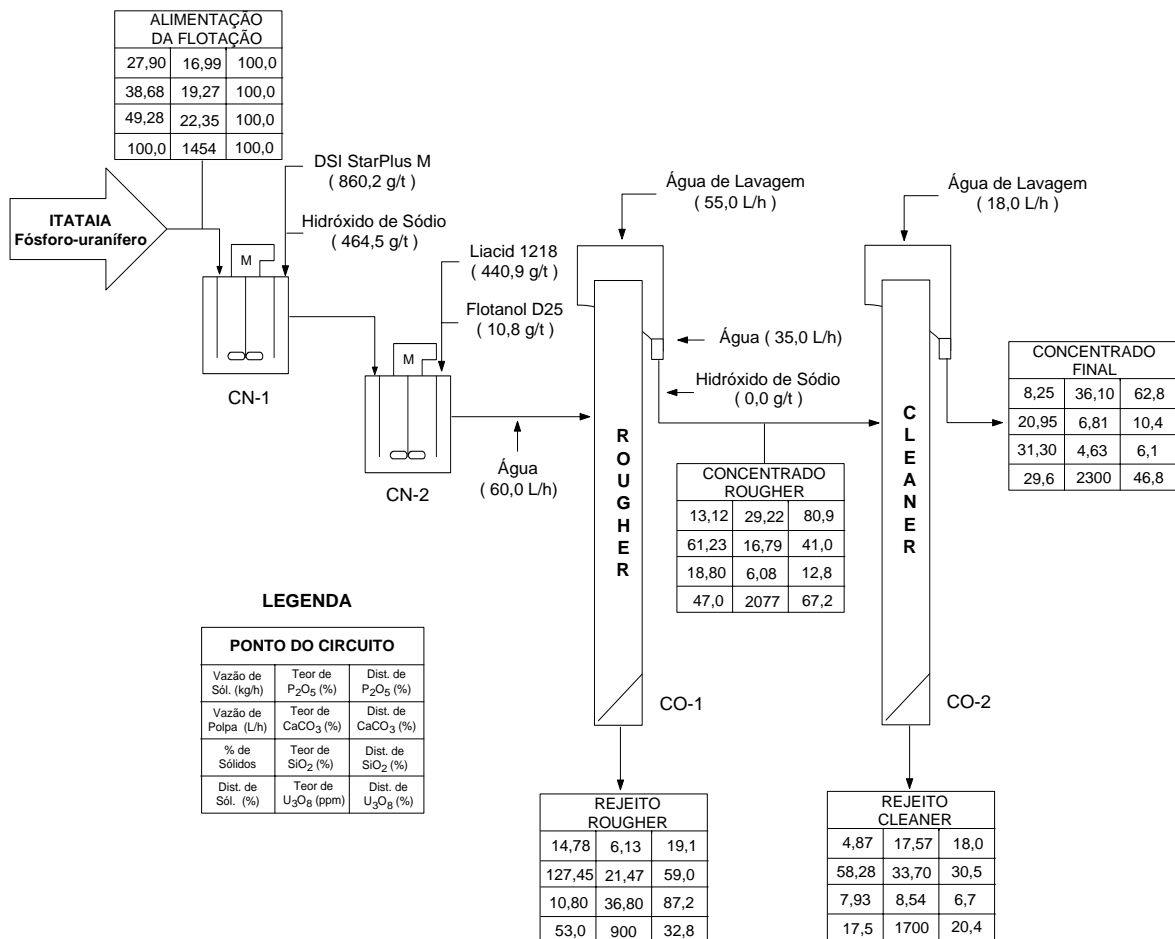


Figura 5.41 - Balanço de massa e metalúrgico do Teste IP-20.

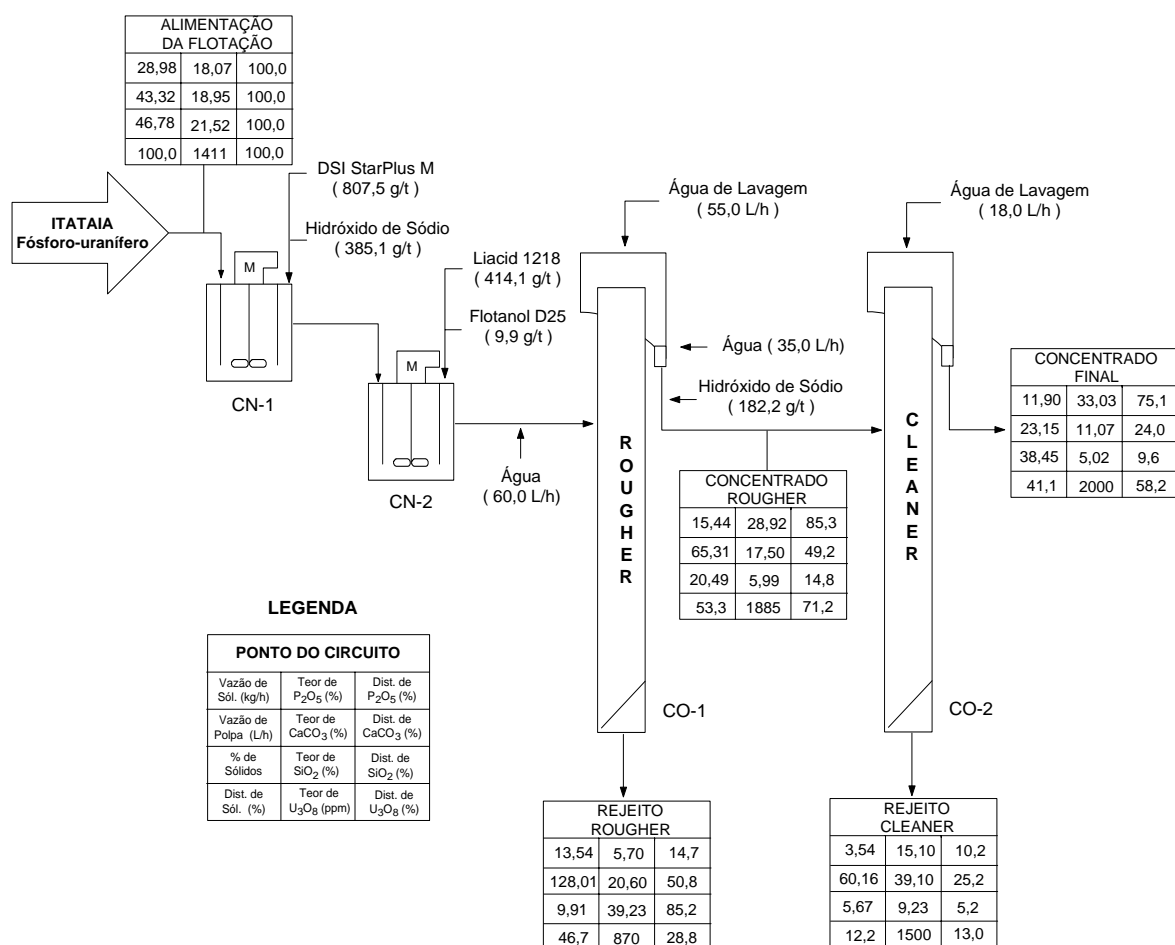


Figura 5.42 - Balanço de massa e metalúrgico do Teste IP-21.

Tabela 5.45 - Condições e resultados obtidos nos concentrados finais dos testes *rougher/cleaner*

Teste	Condições <i>Cleaner</i>		Teor (%)				Recuperação (%)			
	VSAr	pH	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	U ₃ O ₈	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	U ₃ O ₈
IP-19	2,0	10,0	30,45	15,20	7,05	0,21	80,8	31,2	13,7	66,1
IP-20	2,0	8,0	36,10	6,81	4,63	0,23	62,8	10,4	6,1	46,8
IP-21	1,6	10,0	33,03	11,07	5,02	0,20	75,1	24,0	9,6	58,2

VSAr = Velocidade superficial de ar (cm/s)

5.5. Considerações Finais

a) Resumo dos Resultados: na Tabela 5.46 estão apresentados os teores e as recuperações obtidos nos concentrados finais das diferentes rotas de processo estudadas:

- i) IL-89: flotação *bulk* seguida da flotação de calcita, ajustada com ácido fosfórico;
- ii) IL-90: flotação *bulk* seguida da flotação de calcita, ajustada com ácido cítrico;
- iii) IL-108: flotação de calcita, na presença de CO₂, seguida da flotação de apatita; e
- iv) IP-19: flotação direta de apatita em coluna piloto.

Verifica-se que a melhor seletividade apatita/calcita foi obtida no Teste IL-90, utilizando ácido cítrico. No entanto, com relação aos demais contaminantes (SiO₂, Al₂O₃ e Fe₂O₃), a melhor seletividade foi obtida no Teste IP-19. Provavelmente, isto se deve ao sistema de reagentes utilizado na flotação direta somado à eficiente limpeza proporcionada pela coluna. Por outro lado, verifica-se que as recuperações de P₂O₅ e U₃O₈ obtidas nos testes de laboratório foram similares e superiores à obtida no teste piloto. Para determinação das recuperações globais deve-se considerar as perdas verificadas na etapa de deslamagem.

Tabela 5.46 - Teor e recuperação dos concentrados finais para as diferentes rotas de processo

Teste	Teor (%)						Recuperação (%)	
	P ₂ O ₅	U ₃ O ₈	CaCO ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	U ₃ O ₈
IL-89	27,86	0,18	19,54	15,16	3,48	2,41	87,6	75,0
IL-90	32,46	0,22	6,53	17,50	5,14	2,86	87,3	77,4
IL-108	32,48	0,21	12,12	12,89	2,83	2,70	85,5	75,4
IP-19	30,45	0,21	15,20	7,05	0,71	1,65	80,8	66,1

b) Potencial Zeta: os resultados obtidos nas rotas em que foi utilizado a flotação da calcita apresentaram diferentes aspectos. Medidas de potencial zeta de uma amostra de calcita pura (99% de CaCO_3) foram realizadas buscando subsídios para compreensão dos mecanismos que governam a adsorção do sabão dos ácidos graxos derivados do óleo de soja sobre a superfície deste mineral na presença do ácido fosfórico, ácido cítrico e dióxido de carbono, modificadores responsáveis pela seletividade obtida entre calcita/apatita.

Diferentes versões são encontradas na literatura técnica explicando o mecanismo de depressão da apatita e flotação de carbonatos em meio levemente ácido, na presença de ácidos graxos. Provavelmente, a melhor colocação foi sugerida por TANAKA et al (1988) esclarecendo o mecanismo que gera a seletividade obtida na separação apatita/dolomita, com pH ajustado com ácido fosfórico. Segundo os autores, os íons ortofosfatos adsorvem nas superfícies de ambos minerais, formando pontes de hidrogênio, hidrofílicando-as. Uma vez que esta reação ocorre em meio levemente ácido, na superfície da dolomita ocorre a formação de dióxido de carbono que, por sua vez, interfere nas pontes de hidrogênio formadas, tornando-as fracas. Na presença de um ácido graxo ocorre a adsorção deste sobre a dolomita gerando superfícies hidrofóbicas e conseqüentemente sua flotação. Assim sendo, tem-se a separação seletiva, sendo as partículas da apatita hidrofílicas deprimidas e as partículas da dolomita hidrofóbicas flotadas.

As medidas de potencial zeta estão apresentadas na Tabela 5.47 e mostram que, independentemente do pH ser ajustado com ácido fosfórico ou cítrico, os valores obtidos foram da mesma ordem de grandeza (cerca de -15 mV). Estes são similares aos obtidos por LOUZADA (2008) que mostrou que, para o intervalo de pH entre 5 a 6, o potencial zeta da calcita, proveniente da mesma jazida, variou entre -15 a -20 mV.

Provavelmente, o mecanismo que governa a separação calcita/apatita para o minério em estudo, para o caso em que o pH foi ajustado com ácido cítrico seja similar ao proposto por TANAKA et al (1988), uma vez que ambos ácidos utilizados, fosfórico e cítrico, são ácidos fracos. Para pH ajustado com estes modificadores o mecanismo de adsorção é químico.

Por outro lado, foram realizadas medidas de potencial zeta da calcita após prévio condicionamento com dióxido de carbono. Para isto foi utilizado uma vazão de 3,0 NL/min deste gás injetado em diferentes tempos: 5; 10; 30 e 60 segundos. Para ambas as medidas verificou-se uma redução do pH de 9,6 (natural) para cerca de 5,7, decorrente da geração de ácido carbônico, resultante da reação do CO₂ com o meio aquoso. Foi observado, de maneira diferente quando o pH foi ajustado com os ácidos fosfórico e cítrico, que os valores de potencial zeta foram ligeiramente positivos (+4,5 mV), para todos os tempos de injeção de CO₂.

Para realização da flotação prévia da calcita na presença de CO₂ (Teste IL-108) foi utilizada apenas 121 g/t de óleo de soja. Sendo este coletor aniônico, possivelmente sua adsorção sobre a calcita tenha sido favorecida pela minimização da barreira eletrostática decorrente das partículas agora positivamente carregadas. Isto acarretou a utilização da baixa dosagem do coletor verificada. Este fato está de acordo com BISWAS (1967) e SAMPAT KUMAR (1971) que mostraram que boa recuperação de calcita foi obtida utilizando baixas dosagens de ácido graxo na presença de CO₂. A melhora na resposta da flotação deve-se, segundo os autores, à mudança do potencial zeta da calcita (negativo para positivo) na presença de dióxido de carbono, o que acarretou num aumento da adsorção do oleato de cálcio. O aumento observado na solubilidade da calcita também auxiliou a flotação, melhorando a co-adsorção do oleato.

Tabela 5.47 - Potencial zeta da calcita em função do pH, ajustado com diferentes modificadores

pH	Potencial Zeta (mV)
5,5 (Ácido Fosfórico)	-14,0
5,5 (Ácido Cítrico)	-15,7
5,7 (Dióxido de Carbono)	+4,5

c) **Água de Processo:** na Tabela 5.48 tem-se a composição química da água utilizada neste trabalho. Esta é de boa qualidade, apresentando baixas concentrações de íons prejudiciais à flotação. AQUINO (1987b), estudando a influência de alguns íons sobre a flotação de Itataia, mostrou que a presença destes exercem um efeito prejudicial, principalmente sobre a recuperação de P_2O_5 . Esta decresce com o aumento da concentração dos íons Al^{3+} , Ca^{2+} , Fe^{3+} , K^+ , Na^+ , Cl^- e SO_4^{2-} . Uma vez que em todas as rotas de processo estudadas no presente trabalho foram utilizados ácidos graxos, a garantia dos bons resultados obtidos depende da qualidade da água utilizada.

Tabela 5.48 - Composição química da água utilizada nos testes de flotação

Íons	Teor (ppm)
Ca^{2+}	11,0
Na^+	3,0
K^+	1,4
Mg^{2+}	3,0
Fe^{3+}	<0,1
F^-	0,23
Cl^-	<10,0
SO_4^{2-}	11,0
Al^{3+}	<0,1
Mn^{2+}	<0,1
PO_4^{3-}	6,6

6. CONCLUSÕES

As diferentes alternativas de processo estudadas neste trabalho permitiram identificar as rotas flotação direta da apatita e flotação da calcita seguida da flotação da apatita como duas boas opções para concentração do minério fósforo-uranífero de Itataia, além da linha definida anteriormente por AQUINO (1987a e 1991), isto é, flotação *bulk* seguida da flotação da calcita. Permitiram também as seguintes conclusões:

1) Com relação à flotação direta da apatita, realizada em laboratório e piloto:

- a utilização do sistema de reagentes constituído por amido de milho e óleo de coco, em condições alcalinas, permitiu a separação seletiva do mineral-útil apatita dos contaminantes silicatados e, principalmente, calcita;
- a identificação desse sistema de reagentes coloca esta rota como boa alternativa para concentração de fosfatos sílico-carbonatados;
- provavelmente, a diferente constituição cromatográfica do óleo de coco comparada a outros óleos vegetais usados em flotação seja a responsável pela obtenção da seletividade apatita/contaminantes, principalmente, calcita; e
- nas melhores condições piloto utilizadas foi obtido um concentrado *cleaner* com teor e recuperação de P_2O_5 de 30,45 e 80,8% (Teste IP-19).

2) Com relação à flotação dos silicatos, realizada em laboratório:

- em nenhuma condição de processo testada foi obtida flotabilidade dos minerais silicatados; e
- uma vez que os silicatos não flutam, as rotas de processos propostas envolvendo a flotação destes minerais não foram realizadas.

3) Com relação a flotação *bulk* (apatita/calcita) seguida da flotação de calcita, realizada em laboratório:

- a flotação *bulk* foi realizada sem agentes depressores e em pH = 9,5, obtendo-se nas condições otimizadas um concentrado com recuperação de P₂O₅ de 93,7% (Teste IL-87). Este sistema de reagentes difere do usado por AQUINO (1987a e 1991) pela não adição dos depressores amido de milho e silicato de sódio, e pelo menor valor do pH utilizado (9,5);
 - os bons resultados obtidos usando o depressor de apatita ácido cítrico, substituindo o fosfórico na flotação de calcita após flotação *bulk*, confirmam os obtidos por LOUZADA (2008), que mostra um ganho na seletividade do processo. Salienta-se porém que foi necessária uma dosagem bem maior de ácido cítrico em relação ao fosfórico para obtenção dos produtos finais; e
 - utilizando as condições otimizadas para flotação *bulk* e ácido cítrico para depressão da apatita na etapa seguinte de flotação de calcita obteve-se um concentrado final com teor e recuperação de P₂O₅ de 32,46 e 87,3%, respectivamente (Teste IL-90).
- 4) Com relação a flotação da calcita seguida da flotação da apatita, realizada em laboratório:
- os bons resultados obtidos na flotação prévia da calcita na presença de dióxido de carbono estão de acordo com os trabalhos publicados por BISWAS (1967) e SAMPAT KUMAR (1971) que mostraram que, utilizando baixa dosagem de ácido graxo, obtém-se boa recuperação de calcita;
 - o uso desta linha de processo, utilizando dióxido de carbono na flotação prévia de calcita, mostrou ser também uma boa alternativa para concentração para o minério em estudo; e
 - utilizando as condições otimizadas foi obtido um concentrado final com teor e recuperação de P₂O₅ de 32,48 e 85,5%, respectivamente (Teste IL-108).

7. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

O presente trabalho permitiu identificar diferentes alternativas de processo para concentração do minério fósforo-uranífero de Itataia. O uso da rota flotação direta da apatita apresenta vantagens principalmente relacionadas à simplificação do circuito e obviamente ganhos com a redução de reagentes utilizados. Por outro lado, a alternativa de flotação prévia da calcita - utilizando dióxido de carbono - seguida da flotação da apatita mostrou grande potencial, carecendo de testes em escala piloto para confirmação dos bons resultados obtidos em laboratório. Obviamente, uma criteriosa avaliação técnico-econômica deve ser realizada. Há ainda a possibilidade de aplicar estas diferentes linhas de processo desenvolvidas neste estudo para a concentração dos demais fosfatos sílico-carbonatados do Brasil, viabilizando a recuperação do mineral-minério apatita.

8. SUGESTÕES PARA FUTUROS TRABALHOS

Sugere-se:

- realizar estudos fundamentais (potencial zeta e microflotação) com amostras puras de calcita e apatita de Itataia na presença de óleo de coco e de seu principal constituinte, ácido láurico;
- montar e testar em escala piloto um circuito para flotação da calcita com dióxido de carbono seguido da flotação de apatita para a amostra de Itataia; e
- realizar estudos de flotação com outras amostras de fosfatos sílico-carbonatados brasileiros (Tapira (MG) e Catalão (GO)): i) utilizar CO₂ para separação carbonato/apatita, seguida da flotação de apatita; e ii) utilizar os reagentes amido de milho/óleo de coco para realização da flotação direta da apatita.

9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ABDEL-KHALEK, N. A. (2000) **Evaluation of flotation strategies for sedimentary phosphates with siliceous and carbonates gangues.** Minerals Engineering, v. 13, No. 7, p. 789-793.

ABRAMOV, A. A., ABRAMOV, AL. AL., ONAL, G., ATAK, S., CELIK, M. S. (1993) **Mechanism of reverse flotation of calcareous phosphate ores.** In: EL-SHALL, H., MOUDGIL, B. M., WIEGEL, R., Beneficiation of Phosphate: Theory and Practice, Cap. 29, AIME.

ALBUQUERQUE, R. O. (1995) **Estudos de flotabilidade da barita.** Dissertação de Mestrado. (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte (MG), 88p.

ALBUQUERQUE, R. O., RUIZ, M. C. T., OLIVEIRA LUZ, A. F. (2007) Relatório RC-EC4-04/2007, 68 Páginas.

AQUINO, J. A. (1987a) **Estudo de beneficiamento físico do minério fósforo-uranífero de Itataia.** CDTN/CNEN, Relatório DETM CN-012/87, 228 Páginas.

AQUINO, J. A. (1987b) **Influência de alguns íons sobre a flotação de apatita do minério de Itataia.** IN: II Encontro do Hemisfério Sul sobre Tecnologia Mineral, XII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, Rio de Janeiro (RJ),v. 1. p. 538-552.

AQUINO, J. A. (1991) **Estudo de flotação em coluna com o minério fósforo-uranífero de Itataia.** CDTN/CNEN, Relatório CT3-RT-041/91, 185 Páginas.

AQUINO, J. A., ALBUQUERQUE, R. O., PAULA Jr., W. E. (2000) **Testes de purificação de calcita em unidade piloto móvel de flotação em coluna.** CDTN/CNEN, Relatório RC-EC4-05/2000, 94 Páginas.

AQUINO, J. A., ALBUQUERQUE, R. O., PRAES, P. E., GUIMARAES, R. C., PAULA Jr, W. E. (2002) **Estudo piloto de flotação em coluna com os finos de minério fosfático**. IN: XIX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 2002, Recife. XIX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, v. 1. p. 203-209.

AQUINO, J. A., OLIVEIRA, M. L. M., FERNANDES, M. D. (2004a) **Flotação em Coluna**. IN: LUZ, A. B., SAMPAIO, J. A., MONTE, M. B. M., ALMEIDA, S. L. M., Tratamento de Minérios, 4ª ed., Cap. 11, Rio de Janeiro, CETEM/MCT.

AQUINO, J. A., ALBUQUERQUE, R. O., CALDEIRA, F. J., OLIVEIRA LUZ, A. F. (2004b) **Estudo de concentração da fração grossa de minério fosfático com elevado teor de sílica e magnésio**. CDTN/CNEN, Relatório RC-EC4-04/2004, 277 Páginas.

AQUINO, J. A., ALBUQUERQUE, R. O., PAULA JUNIOR, W. E., CALDEIRA, F. J. (2005) **Estudo de flotação com o minério fosforo-uranífero de Itataia**. CDTN/CNEN, Relatório RC-EC4-07/2005, 189 Páginas.

AQUINO, J. A., ALBUQUERQUE, R. O., CALDEIRA, F. J., PAULA Jr, W. E. (2006) CDTN/CNEN, Relatório RC-EC4-02/2002, 170 Páginas.

AQUINO, J. A., ALBUQUERQUE, R. O., PAULA JUNIOR, W. E. (2007) CDTN/CNEN, Relatório RC-EC4-03/2007, 256 Páginas.

AQUINO, J. A., ALBUQUERQUE, R. O., PAULA JUNIOR, W. E. (2008) CDTN/CNEN, Relatório RC-EC4-04/2008, 217 Páginas.

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

ARAUJO, A. C., PERES, A. E. C., VIANA, P. R. M. (2006) **Pesquisa e Desenvolvimento em Flotação**. IN: CHAVES, A. P., Teoria e Prática do Tratamento de Minérios - Flotação o Estado da Arte no Brasil, 1ª ed., v. 4, Cap.18.

ASSIS, S. M., SILVA, J. M., ARAUJO, A. C. (1988) **A new approach for the flotation of brazilian carbonated phosphate ores.** IN: ERIC FORSSBERG, Developments in Mineral Processing, v. 10B, p. 1561-1572, Amsterdam, Elsevier.

ASSIS, S. M., MONTENEGRO, L. C. M., PERES, A. E. C. (1996) **Utilization of hydroxamates in minerals froth flotation.** Minerals Engineering, v.9, n^o1, p.103-114.

BISWAS, A. K. (1967) **Role of carbon dioxide in flotation of carbonate minerals.** Indian Journal Technology, Vol. 5, June, p. 187-189.

BLAZY, P., HOUOT, R., CASES, J. (1965) **Recovery and selectivity in treatment of fluorite.** IN: International Mineral Processing Congress, 7, New York. Preprints... New York: N. Arbiter ed., Gordon and Beach, p. 405-413.

BOLIN, N. J. (1983) **Study of selectivity between apatite and calcite during flotation.** Scandinavian Journal Metallurgy, p. 246-254.

BRANDÃO, P. R. G. (2005) **A seletividade na flotação reversa de minério de ferro: adsorção dos reagentes.** IN: XII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia. Natal (RN), Novembro, p.22-33.

BRANDÃO, P. R. G., RODRIGUES, A. J. (1993) **The influence of chemistry on the flotability of apatites with sodium oleate.** Minerals Engineering, vol. 6, n. 6, p. 643-653.

BRANDÃO, P. R. G. (1980) **Flotation of Ca/Mg carbonates - a literature review.** University of British Columbia – Department of Mining and Mineral Process Engineering, April, 86 Páginas.

CAIRES, L. G. (1995) **Óleos vegetais como matérias-primas para coletores.** Tese de Doutorado. (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte (MG), 251 Páginas.

CASTRO, E. B., FILIPE, E. A., RIBEIRO, F. S. (2005) **Avaliação da aplicação de reagentes “CMC” na flotação catiônica de minério de ferro.** IN: XII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia. Natal (RN), Novembro, p.229-234.

DANA, J. D. (1976) **Manual de Mineralogia.** Tradução: Rui Ribeiro Franco. Rio de Janeiro: Ao Livro Técnico S/A; v.2; p. 405-408.

EL-SHALL, H., ZHANG, P., ABDEL-KHALEK, N. A., EL-MOFTY, S. (2004) **Beneficiation technology of phosphate: challenges and solutions.** Minerals & Metallurgical Processing, v. 21, No. 1, p. 17-26.

FINCH, J. A., DOBBY, G. S. (1990) **Column Flotation,** Pergamon Press, 1ª Edição.

FRENCH, R. O. (1954) **The quantitative application of infrared spectroscopy to studies in surface chemistry.** Journal Phys Chemistry, New York, v. 58, n. 10, p. 805-810.

FUERSTENAU, M. C. (1968) **The influence of sodium silicate on non metallic flotation systems.** Trans. SME/AIME, v.241, p. 319-323.

FURTADO, J. R. (1985) **Recuperação de finos do minério fósforo uranífero de Itataia (CE)** Dissertação de Mestrado. (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte (MG), 122p.

GALVANI (2008) Dados obtidos do Informativo Raízes do Grupo Galvani. Ano VI. Nº33. Agosto e Setembro de 2008.

GUIMARÃES, R. C., ARAUJO, A. C., PERES, A. E. C. (2005) **Reagents in igneous phosphate ores flotation.** Minerals Engineering, v.18, pp. 199-204.

HADZERIGA, P., GIANNINI, R. A. (1988) **Amidos como reagente na indústria mineral - pequena revisão.** IN: Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 13, 1988, São Paulo, APEMI, p. 1031-1045.

HANNA, H. S., SOMASUNDARAN, P. (1976) **Flotation of salt-type minerals**. IN: FUERSTENAU M. C. (ed.). Flotation A. M. Gaudin Memorial Volume. Baltimore: AIME, vol. 1, p. 197-272.

HANUMANTHA RAO, K., BRITT-MARIE, A., FORSSBERG, E. (1989) **Flotation of phosphatic material containing carbonatic gangue using sodium oleate as collector and sodium silicate as modifier**. International Journal of Mineral Processing, v. 26, p. 123-140.

HEINRICH, G. (1992) **Barite recovery from secondary sources by froth flotation**. ORTECH International, Mississauga, Ontario, Canada, Processing of Complex Ores, p. 249-259.

HERNAINZ, F., CALERO, M. (1993) **Influence of quebracho and sodium silicate on flotation of celestite with sodium oleate**. International Journal of Mineral Processing, v. 37, p. 283-298.

INB - Indústrias Nucleares do Brasil (2009). Site: <http://www.inb.gov.br>, acessado em Maio/2009.

JOHNSTON, D. J., LEJA, J. (1978) **Flotation behavior of calcium phosphates and carbonates in orthophosphate solution**, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, London, v.87, Section C, p. 237-242.

KANGAL, O., SIRKECI, A. A., GÜNEY, A. (2005) **Flotation behavior of huntite ($Mg_3Ca(CO_3)_4$) with anionic collectors**. International Journal of Mineral Processing, v.75, p. 31-39.

LEAL FILHO, L. S. (1988) **Contribuição ao estudo de depressores para a flotação aniônica direta do fosfato de Jacupiranga**. Dissertação de Mestrado. (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 165 Páginas.

LEAL FILHO, L. S. (1999) **A seletividade na separação apatita / silicatos por flotação: subsídios para a solução de problemas tipicamente brasileiros**. Tese de

Doutorado. Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, São Paulo (SP), 160 Páginas.

LEAL FILHO, L. S., CHAVES, A. P. (2004) **Flotação**. IN: LUZ, A. B., SAMPAIO, J. A., MONTE, M. B. M., ALMEIDA, S. L. M. Tratamento de Minérios, 4ª ed., Cap. 10, Rio de Janeiro, CETEM/MCT.

LEJA, J. (1982a) **Flotation Surfactants**. IN: Surface Chemistry of Froth Flotation. New York. Plenum Press, Cap.5, p. 205-333.

LEJA, J. (1982b) **Inorganic regulating agents activators, depressants**. IN: Surface Chemistry of Froth Flotation. New York. Plenum Press, Cap.10, p. 611-649

LENHARO, S. L. R. (1994) **Caracterização mineralógica/tecnológica das apatitas de alguns depósitos brasileiros de fosfato**. Dissertação de Mestrado. Universidade de São Paulo. 113 Páginas.

LOUZADA, J. C. G. (2008) **Flotação seletiva entre calcita e apatita utilizando-se ácido fosfórico e ácido cítrico como depressores**. Dissertação de Mestrado, COPPE/UFRJ, Rio de Janeiro (RJ), 58 Páginas.

MALTESH, C., SOMASUNDARAN, P., GRUBER, G. A. (1996) **Fundamentals of oleic acid adsorption on phosphate flotation feed during anionic conditioning**. Mineral and Metallurgical Processing, November, p. 156-160.

MARINACKIS, K. I., SHERGOLD, H. L. (1985) **Influence of sodium silicate addition on the adsorption of oleic acid by fluorite, calcite and barite**. International Journal of Mineral Processing, Amsterdam, v. 14, p. 177-193.

MILLER, J. D., WANG, X., Li, M. (2002) **A selective collector for phosphate flotation**. The University of Utah - Florida Institute of Phosphate Research, 77 Páginas.

MIRACEMA-NUODEX (2010) - Informativo constando características técnicas tais como índice de acidez, índice de saponificação, índice de iodo e composição

cromatográfica do coletor Liacid 1218, fornecido pela Miracema-Nuodex Indústria Química Ltda.

MISHRA, S. K. (1982) **Electrokinetic properties and flotation behavior of apatite and calcite in the presence of sodium oleate and sodium metasilicate**. *Internacional Journal of Mineral Processing*, v. 9, p. 59-73.

MONTE, M. B. M., PERES, A. E. C. (2004) **Química de Superfície na Flotação**. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; MONTE, M. B. M.; ALMEIDA, S. L. M. *Tratamento de Minérios*, 4ª ed., Cap. 9, Rio de Janeiro (RJ), CETEM/MCT.

OLIVEIRA, J. F. (2007) **Flotação**. IN: FERNANDES, F. R. C., MATOS, G. M. M., CASTILHOS, Z. C., LUZ, A. L. *Tendências Tecnológicas Brasil 2015*, p. 133- 156, SGB/CPRM e CETEM.

PAPINI, R.M. (2000) **Caracterização e estudos fundamentais de apatita e minerais associados em minério sílico-carbonático**. Tese de Doutorado. (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte (MG), 248 Páginas.

PEARSE, M. J. (2005) **An overview of the use of chemical reagents in mineral processing**. *Minerals Engineering*, v.18, p.139-149.

PECK, A. S.; WADSWORTH, M. E. (1965) **Infrared studies of the effect of F⁻, SO₄²⁻ and Cl⁻ ions on chemisorption of oleate on fluorite and barite**. IN: *International Mineral Processing Congress, 7, 1964, New York. Preprints...* New York: N. Arbiter ed., Gordon and Beach, p. 259-267.

PENA, B. M. (2005) **Carboximetilcelulose como depressor alternativo ao amido na flotação de fosfato**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte (MG), 67 Páginas.

PEREIRA, C. A., PERES, A. E. C. (1985) **Reduction of magnesium content in copper concentrates**. In: Proceedings of the 2nd Latin-American Congress on Froth Flotation, Concepcion (Chile), August, v. 9, p. 317-328.

PERES, A. E. C. (1995) **Apostila de Flotação**. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte (MG).

PERES, A. E. C., ARAUJO, A. C. (2006) **A flotação como operação unitária no tratamento de minérios**. In: CHAVES, A. P., Teoria e Prática do Tratamento de Minérios – Flotação o Estado da Arte no Brasil, 1ª ed., Vol. 4, Cap.1, p. 1-29.

PERES, A. E. C., ARAUJO, A. C., EL-SHALL, H., ZHANG, P., SCHLANZ, J. W. (2007) **Non-Sulfide Minerals Plant Practice**. In: FUERSTENAU, M. C., JAMESON, G., YOON, R. H., Froth flotation: a century of innovation, SME, Colorado (USA), Part 5 - Flotation Plant Practice, p. 845-868.

PRASAD, M. S. (1992) **Reagents in the mineral industry - recent trends and applications**. Minerals Engineering, v.5, Nos. 3-5, p. 279-294.

REIS JR, J. B. (1987) **Efeito de alguns parâmetros de flotação em coluna na concentração dos finos do fosfato de Itataia**. Dissertação de Mestrado. (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte (MG), 179 Páginas.

SALUM, M. J. G., ASSIS, S. M., PINTO, A. P., ARAÚJO, M. A. C., BARROS, L. A. F.(1990), **Microflotação, constituição e potencial zeta de fases minerais de um fosfato alterado de Tapira (MG)**. IN: XIV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Salvador (BA), p. 148-160.

SAMPAIO, J. A., LUZ, A. B., LINS, F. F. (2001) **Usinas de beneficiamento de minérios do Brasil**, Rio de Janeiro (RJ), CETEM/MCT, 398 Páginas.

SAMPAT KUMAR, V. Y., et al (1971) **Fundamental studies on the role of carbon dioxide in calcite flotation system**. Trans. AIME-SME, Vol. 250, September, p. 182-186.

SANTOS OLIVEIRA, M. (2007) **Minério fosfático sílico-carbonatado: estudo fundamental**. Tese de Doutorado. (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte (MG), 207 Páginas.

SIS, H., CHANDER, S. (2003) **Reagents used in the flotation of phosphate ores: a critical review**, Minerals Engineering, Vol. 16, p. 577-585.

SOMASUNDARAN, P. (1991) **Separation of salt-type minerals by flotation using a structurally modified collector**. IN: International Mineral Processing Congress, 17, Dresden/FRG, p. 379-391.

SOUZA, E. C., OLIVEIRA, P. S., SEGATO, M. C., MOREIRA, T. O., MAGALHÃES, D., AQUINO, J. A., ALBUQUERQUE, R. O., PAULA Jr., W. E. (2007) **Desenvolvimento de processo para a flotação reversa de pellet feed na Mineração Casa de Pedra através da aplicação de novos reagentes, coletores e depressores**. IN: XXXVII Seminário de Redução de Minério de Ferro e Matérias Primas / VIII Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro - Salvador (BA).

SOUZA, A. E. (2008) **Fosfato**. IN: Sumário Mineral Brasileiro 2008, DNPM (Site: [http://www.dnpm.gov.br/assets/galeria/Documento/Sumario Mineral 2008/ fosfato.pdf](http://www.dnpm.gov.br/assets/galeria/Documento/Sumario%20Mineral%202008/fosfato.pdf); Acessado em Maio de 2009)

TAKATA, L. A. (2006) **Flotação em Coluna**. In: CHAVES, A. P., Teoria e Prática do Tratamento de Minérios - Flotação o Estado da Arte no Brasil, 1ª ed., Vol. 4, Cap. 3.

TANAKA, Y., KATAYAMA, N., ARAI, S. (1988) **Reagents in phosphate flotation**. In: SOMASUNDARAN, P., MOUDGIL, B. M. Reagents in Mineral Technology, Chap. 20, p. 645-662.

TURRER, H. D. G. (2007) **Polímeros depressores na flotação de minério de ferro. Tese de Doutorado**. (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte (MG), 203 Páginas.

WANG, X., MILLER, J. D. (2006) **Pilot-plant of a water insoluble hidroxamic acid collector for single stage flotation of Florida phosphate rock.** In: ZHANG, P., MILLER, J., EL-SHALL, H., STANA, R. Beneficiation of Phosphates - Technology and Sustainability, SME, Chapter 9, p. 91-102.

YIANATOS, J. B., BERG, L. G., CORTÉS, G. A. (1998) **Froth zone modelling of industrial flotation column.** Minerals Engineering, v. 11, No. 5, p. 423-435.

YIANATOS, J. B. (2001) **Column flotation - developments and new trends.** Presentation at the VI Southern Hemisphere Meeting on Minerals Technology, Rio de Janeiro (RJ), 35 Páginas.

ZHANG, P., SNOW, R., EL-SHALL, H., EL-MIDANY, A. (2007) **Depressants for beneficiation of phosphate/silica/carbonate ores.** In: FUERSTENAU, M. C., JAMESON, G., YOON, R. H. Froth Flotation: A Century of Innovation. Part 3 - Flotation Chemistry, p. 555-574.

ZHENG, S., SMITH, R. W. (1997) **Dolomite depressants in the flotation of apatite and collophane from dolomite.** Minerals Engineering, v.10, p. 537-545.

ZHENG, S., CAO, X., GE, Z., SONG, W. (2006) **Beneficiation studies on sedimentary siliceous and calcareous phosphate ores in China.** In: ZHANG, P.; MILLER, J.; EL-SHALL, H.; STANA, R. Beneficiation of Phosphates – Technology and Sustainability, SME, Chapter 21, p. 217-222.

ANEXO I: CONDIÇÕES E RESULTADOS DOS TESTES DE FLOTAÇÃO EM LABORATÓRIO

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-1		28 Agosto 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta sem adição de Ultranex NP-18							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotanol 75	Ultranex NP-18	Liacid 1218	-
Condicionamento I	5,0	59,1	10,0	252,2	0,0	-	-
Condicionamento II	3,0	57,4	10,0	-	-	1008,8	-
Flotação	4,0	26,0	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	472,9	47,7	26,3		72,2		
Rejeito	518,4	52,3	9,2		27,8		
Alimentação	991,3	100,0	17,4		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-2		28 Agosto 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 25,4 g/t de Ultranex NP-18							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotanol 75	Ultranex NP-18	Liacid 1218	-
Condicionamento I	5,0	59,0	10,0	254,1	25,4	-	-
Condicionamento II	3,0	57,3	10,0	-	-	1016,3	-
Flotação	4,0	25,9	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	468,4	47,6	25,9		72,1		
Rejeito	515,6	52,4	9,1		27,9		
Alimentação	984,0	100,0	17,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-3		28 Agosto 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 50,8 g/t de Ultralex NP-18							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Ultralex NP-18	Liacid 1218	-
Condicionamento I	5,0	58,9	10,0	254,1	50,8	-	-
Condicionamento II	3,0	57,2	10,0	-	-	1016,3	-
Flotação	4,0	25,9	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	404,4	41,1	26,3		63,4		
Rejeito	579,6	58,9	10,6		36,6		
Alimentação	984,0	100,0	17,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-4		28 Agosto 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 75,2 g/t de Ultralex NP-18							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Ultralex NP-18	Liacid 1218	-
Condicionamento I	5,0	58,9	10,0	250,5	75,2	-	-
Condicionamento II	3,0	57,2	10,0	-	-	1002,0	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	414,2	41,5	26,8		64,9		
Rejeito	583,8	58,5	10,3		35,1		
Alimentação	998,0	100,0	17,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-5		16 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 251,0 g/t de Flotamil 75							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,1	10,0	251,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,4	10,0	-	1004,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	436,2	43,8	27,2		69,5		
Rejeito	559,8	56,2	9,3		30,5		
Alimentação	996,0	100,0	17,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-6		16 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 547,8 g/t de Flotamil 75							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	57,3	10,0	547,8	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,7	10,0	-	996,0	-	-
Flotação	4,0	26,2	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	429,7	42,8	27,3		69,1		
Rejeito	574,3	57,2	9,2		30,9		
Alimentação	1.004,0	100,0	16,9		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-7		16 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 851,7 g/t de Flotamil 75							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	56,3	10,0	851,7	-	-	-
Condicionamento II	3,0	54,7	10,0	-	1002,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	398,2	39,9	26,7		65,8		
Rejeito	599,8	60,1	9,2		34,2		
Alimentação	998,0	100,0	16,2		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-8		16 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 1154,6 g/t de Flotamil 75							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	55,3	10,0	1154,6	-	-	-
Condicionamento II	3,0	53,8	10,0	-	1004,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	321,7	32,3	28,8		55,2		
Rejeito	674,3	67,7	11,1		44,8		
Alimentação	996,0	100,0	16,8		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-9		17 Dezembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 251,0 g/t de DSI StarPlus M							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,1	10,0	251,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,4	10,0	-	1004,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	426,3	42,8	25,8		64,5		
Rejeito	569,7	57,2	10,6		35,5		
Alimentação	996,0	100,0	17,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-10		17 Dezembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 503,0 g/t de DSI StarPlus M							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	503,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	56,6	10,0	-	1006,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	367,8	37,0	27,9		60,9		
Rejeito	626,2	63,0	10,5		39,1		
Alimentação	994,0	100,0	16,9		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-11		17 Dezembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 759,1 g/t de DSI StarPlus M							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	57,4	10,0	759,1	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,8	10,0	-	1012,1	-	-
Flotação	4,0	25,9	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	335,9	34,0	28,5		58,5		
Rejeito	652,1	66,0	10,4		41,5		
Alimentação	988,0	100,0	16,6		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste:		IL-12		17 Dezembro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 1004,0 g/t de DSI StarPlus M							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	56,6	10,0	1004,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,0	10,0	-	1004,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	303,8	30,5	28,8		53,5		
Rejeito	692,2	69,5	11,0		46,5		
Alimentação	996,0	100,0	16,4		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste:		IL-13		17 Novembro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 255,9 g/t de dextrina							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Dextrina	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,1	10,0	255,9	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,4	10,0	-	1023,5	-	-
Flotação	4,0	25,8	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	430,9	44,1	27,3		67,2		
Rejeito	546,1	55,9	10,5		32,8		
Alimentação	977,0	100,0	17,9		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste:		IL-14		17 Novembro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 513,9 g/t de dextrina							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Dextrina	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	513,9	-	-	-
Condicionamento II	3,0	56,5	10,0	-	1027,7	-	-
Flotação	4,0	25,7	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	379,5	39,0	28,1		59,2		
Rejeito	593,5	61,0	12,4		40,8		
Alimentação	973,0	100,0	18,5		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-15				17 Novembro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 782,1 g/t de dextrina							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Dextrina	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	57,3	10,0	782,1	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,6	10,0	-	1042,8	-	-
Flotação	4,0	25,4	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	312,6	32,6	28,1		50,4		
Rejeito	646,4	67,4	13,4		49,6		
Alimentação	959,0	100,0	18,2		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-16				17 Novembro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 1026,7 g/t de dextrina							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Dextrina	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	56,5	10,0	1026,7	-	-	-
Condicionamento II	3,0	54,9	10,0	-	1026,7	-	-
Flotação	4,0	25,7	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	277,6	28,5	28,8		45,2		
Rejeito	696,4	71,5	13,9		54,8		
Alimentação	974,0	100,0	18,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-17				16 Setembro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta sem adição de silicato de sódio							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Silicato de Sódio	Liacid 1218	-
Condicionamento I	5,0	59,1	10,0	252,2	0,0	-	-
Condicionamento II	3,0	57,4	10,0	-	-	1008,8	-
Flotação	4,0	26,0	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	472,9	47,7	26,3		72,2		
Rejeito	518,4	52,3	9,2		27,8		
Alimentação	991,3	100,0	17,4		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-18		16 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 124,3 g/t de silicato de sódio							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Silicato de Sódio	Liacid 1218	-
Condicionamento I	5,0	58,7	10,0	248,5	124,3	-	-
Condicionamento II	3,0	57,0	10,0	-	-	994,0	-
Flotação	4,0	26,3	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	443,6	44,1	27,2		70,1		
Rejeito	562,4	55,9	9,2		29,9		
Alimentação	1.006,0	100,0	17,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-19		16 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 251,0 g/t de Flotamil 75							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Silicato de Sódio	Liacid 1218	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	251,0	251,0	-	-
Condicionamento II	3,0	56,6	10,0	-	-	1004,0	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	436,2	43,8	27,2		69,5		
Rejeito	559,8	56,2	9,3		30,5		
Alimentação	996,0	100,0	17,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-20		16 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 376,5 g/t de silicato de sódio							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Silicato de Sódio	Liacid 1218	-
Condicionamento I	5,0	57,8	10,0	251,0	376,5	-	-
Condicionamento II	3,0	56,2	10,0	-	-	1004,0	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	414,3	41,6	28,2		67,7		
Rejeito	581,7	58,4	9,6		32,3		
Alimentação	996,0	100,0	17,3		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-21				15 Outubro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 252,5 g/t de DLM GT							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DLM GT	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,1	10,0	252,5	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,4	10,0	-	1010,1	-	-
Flotação	4,0	26,0	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	437,6	44,2	26,8		69,4		
Rejeito	552,4	55,8	9,3		30,6		
Alimentação	990,0	100,0	17,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-22				15 Outubro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 501,0 g/t de DLM GT							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DLM GT	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	501,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	56,6	10,0	-	1002,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	430,1	43,1	26,7		66,8		
Rejeito	567,9	56,9	10,1		33,2		
Alimentação	998,0	100,0	17,2		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-23				15 Outubro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 754,5 g/t de DLM GT							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DLM GT	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	57,4	10,0	754,5	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,8	10,0	-	1006,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	399,6	40,2	27,9		64,0		
Rejeito	594,4	59,8	10,6		36,0		
Alimentação	994,0	100,0	17,5		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-24				15 Outubro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 1008,1 g/t de DLM GT							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DLM GT	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	56,6	10,0	1008,1	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,0	10,0	-	1008,1	-	-
Flotação	4,0	26,0	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	338,3	34,1	28,0		54,1		
Rejeito	653,7	65,9	12,3		45,9		
Alimentação	992,0	100,0	17,7		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-25				28 Novembro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 12,6 g/t de Depramin 96							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Depramin 96	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	60,0	10,0	12,6	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,2	10,0	-	1004,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	426,3	42,8	26,8		69,0		
Rejeito	569,7	57,2	9,0		31,0		
Alimentação	996,0	100,0	16,6		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-26				28 Novembro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 25,1 g/t de Depramin 96							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Depramin 96	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,9	10,0	25,1	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,2	10,0	-	1002,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	412,2	41,3	27,0		62,1		
Rejeito	585,8	58,7	11,6		37,9		
Alimentação	998,0	100,0	18,0		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-27				28 Novembro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 37,7 g/t de Depramin 96							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Depramin 96	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,9	10,0	37,7	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,1	10,0	-	1004,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	347,6	34,9	26,3		51,1		
Rejeito	648,4	65,1	13,5		48,9		
Alimentação	996,0	100,0	18,0		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-28				28 Novembro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 50,5 g/t de Depramin 96							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Depramin 96	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,8	10,0	50,5	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,1	10,0	-	1010,1	-	-
Flotação	4,0	26,0	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	300,0	30,3	26,1		46,0		
Rejeito	690,0	69,7	13,3		54,0		
Alimentação	990,0	100,0	17,2		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-29				28 Novembro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 49,8 g/t de Floatan T1							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Floatan T1	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,8	10,0	49,8	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,1	10,0	-	996,0	-	-
Flotação	4,0	26,2	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	401,6	40,0	25,9		63,7		
Rejeito	602,4	60,0	9,8		36,3		
Alimentação	1.004,0	100,0	16,3		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-30				28 Novembro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 100,6 g/t de Floatan T1							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Floatan T1	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,6	10,0	100,6	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,9	10,0	-	1006,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	345,9	34,8	26,0		52,6		
Rejeito	648,1	65,2	12,5		47,4		
Alimentação	994,0	100,0	17,2		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-31				28 Novembro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 150,6 g/t de Floatan T1							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Floatan T1	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,5	10,0	150,6	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,7	10,0	-	1004,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	246,0	24,7	27,1		39,0		
Rejeito	750,0	75,3	13,9		61,0		
Alimentação	996,0	100,0	17,2		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-32				28 Novembro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 210,1 g/t de Floatan T1							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Floatan T1	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,3	10,0	210,1	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,5	10,0	-	1050,4	-	-
Flotação	4,0	25,3	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	118,0	12,4	27,6		18,0		
Rejeito	834,0	87,6	17,8		82,0		
Alimentação	952,0	100,0	19,0		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-33		31 Março 2009					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 13,1 g/t de Floatan M3							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Floatan M3	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	60,0	10,0	13,1	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,2	10,0	-	1008,1	-	-
Flotação	4,0	26,0	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	417,6	42,1	23,7		61,5		
Rejeito	574,4	57,9	10,8		38,5		
Alimentação	992,0	100,0	16,2		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-34		31 Março 2009					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 25,2 g/t de Floatan M3							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Floatan M3	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,9	10,0	25,2	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,2	10,0	-	1006,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	405,6	40,8	23,3		59,3		
Rejeito	588,4	59,2	11,0		40,7		
Alimentação	994,0	100,0	16,0		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-35		31 Março 2009					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 38,2 g/t de Floatan M3							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Floatan M3	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,9	10,0	38,2	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,1	10,0	-	1004,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	406,4	40,8	23,0		59,9		
Rejeito	589,6	59,2	10,6		40,1		
Alimentação	996,0	100,0	15,7		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-36		31 Março 2009					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 50,3 g/t de Floatan M3							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Floatan M3	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,8	10,0	50,3	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,1	10,0	-	1006,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	379,7	38,2	24,4		57,8		
Rejeito	614,3	61,8	11,0		42,2		
Alimentação	994,0	100,0	16,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-37		16 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 506,1 g/t de Liacid 1218							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,1	10,0	506,1	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,2	10,0	-	506,1	-	-
Flotação	4,0	25,9	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	378,4	38,3	28,6		63,1		
Rejeito	609,6	61,7	10,4		36,9		
Alimentação	988,0	100,0	17,4		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-38		16 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 754,5 g/t de Liacid 1218							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,1	10,0	503,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,8	10,0	-	754,5	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	413,5	41,6	27,8		67,7		
Rejeito	580,5	58,4	9,4		32,3		
Alimentação	994,0	100,0	17,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-39				16 Setembro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 1004,0 g/t de Liacid 1218							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	502,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	56,6	10,0	-	1004,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	436,2	43,8	27,2		69,5		
Rejeito	559,8	56,2	9,3		30,5		
Alimentação	996,0	100,0	17,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-40				16 Setembro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 1237,5 g/t de Liacid 1218							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	-	-
Condicionamento I	5,0	59,1	10,0	499,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,0	10,0	-	1237,5	-	-
Flotação	4,0	26,2	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	463,9	46,3	26,8		72,9		
Rejeito	538,1	53,7	8,6		27,1		
Alimentação	1.002,0	100,0	17,0		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-41				14 Outubro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 252,0 g/t de óleo de soja							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Óleo de Soja	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	504,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,8	10,0	-	252,0	-	-
Flotação	4,0	26,0	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	244,0	24,6	25,5		38,3		
Rejeito	748,0	75,4	13,4		61,7		
Alimentação	992,0	100,0	16,4		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste:		IL-42		14 Outubro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 505,1 g/t de óleo de soja							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Óleo de Soja	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	505,1	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,4	10,0	-	505,1	-	-
Flotação	4,0	26,0	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	450,5	45,5	26,1		65,3		
Rejeito	539,6	54,5	11,6		34,7		
Alimentação	990,0	100,0	18,2		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste:		IL-43		14 Outubro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 754,5 g/t de óleo de soja							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Óleo de Soja	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	503,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,0	10,0	-	754,5	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	551,7	55,5	26,3		82,6		
Rejeito	442,3	44,5	6,9		17,4		
Alimentação	994,0	100,0	17,7		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste:		IL-44		14 Outubro 2008			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 1002,0 g/t de óleo de soja							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Óleo de Soja	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	501,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	56,6	10,0	-	1002,0	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	619,8	62,1	25,6		91,1		
Rejeito	378,2	37,9	4,1		8,9		
Alimentação	998,0	100,0	17,4		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-45		26 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 242,9 g/t de Eumulgin MC-711							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Eumulgin MC-711	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	506,1	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,4	10,0	-	242,9	-	-
Flotação	4,0	25,9	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	193,6	19,6	28,6		31,9		
Rejeito	794,4	80,4	14,9		68,1		
Alimentação	988,0	100,0	17,5		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-46		26 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 323,9 g/t de Eumulgin MC-711							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Eumulgin MC-711	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	506,1	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,2	10,0	-	323,9	-	-
Flotação	4,0	25,9	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	333,9	33,8	28,6		55,8		
Rejeito	654,1	66,2	11,6		44,2		
Alimentação	988,0	100,0	17,3		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-47		26 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 404,0 g/t de Eumulgin MC-711							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Eumulgin MC-711	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	505,1	-	-	-
Condicionamento II	3,0	56,9	10,0	-	404,0	-	-
Flotação	4,0	26,0	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	500,0	50,5	26,7		80,2		
Rejeito	490,1	49,5	6,7		19,8		
Alimentação	990,0	100,0	16,8		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-48		26 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 481,9 g/t de Eumulgin MC-711							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Eumulgin MC-711	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	502,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	56,7	10,0	-	481,9	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	579,7	58,2	26,4		89,3		
Rejeito	416,3	41,8	4,4		10,7		
Alimentação	996,0	100,0	17,2		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-49		3 Outubro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 238,8 g/t de Aero 6493							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Aero 6493	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	504,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,2	10,0	-	238,8	-	-
Flotação	4,0	26,0	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	259,9	26,2	24,2		36,4		
Rejeito	732,1	73,8	15,0		63,6		
Alimentação	992,0	100,0	17,4		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-50		3 Outubro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 493,7 g/t de Aero 6493							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Aero 6493	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	501,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,2	10,0	-	493,7	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	358,3	35,9	23,6		48,9		
Rejeito	639,7	64,1	13,8		51,1		
Alimentação	998,0	100,0	17,3		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-51		3 Outubro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 764,1 g/t de Aero 6493							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Aero 6493	-	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	504,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	58,2	10,0	-	764,1	-	-
Flotação	4,0	26,0	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	462,3	46,6	21,6		58,3		
Rejeito	529,7	53,4	13,5		41,7		
Alimentação	992,0	100,0	17,3		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-52		30 Março 2009					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 300,0 g/t de Flotador 2875							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Flotador 2875	-	-
Condicionamento I	5,0	57,7	10,0	500,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,7	10,0	-	300,0	-	-
Flotação	4,0	26,2	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	242,0	24,2	25,1		39,2		
Rejeito	758,0	75,8	12,4		60,8		
Alimentação	1.000,0	100,0	15,5		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-53		30 Março 2009					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 449,1 g/t de Flotador 2875							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Flotador 2875	-	-
Condicionamento I	5,0	57,5	10,0	499,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,5	10,0	-	449,1	-	-
Flotação	4,0	26,2	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	504,0	50,3	25,2		76,9		
Rejeito	498,0	49,7	7,7		23,1		
Alimentação	1.002,0	100,0	16,5		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-54		30 Março 2009					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 595,2 g/t de Flotador 2875							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Flotador 2875	-	-
Condicionamento I	5,0	57,3	10,0	496,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,3	10,0	-	595,2	-	-
Flotação	4,0	26,3	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	615,9	61,1	23,6		86,3		
Rejeito	392,1	38,9	5,9		13,7		
Alimentação	1.008,0	100,0	16,7		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-55		30 Março 2009					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 754,4 g/t de Flotador 2875							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Flotador 2875	-	-
Condicionamento I	5,0	57,0	10,0	503,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,0	10,0	-	754,5	-	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	644,1	64,8	22,5		87,5		
Rejeito	349,9	35,2	5,9		12,5		
Alimentação	994,0	100,0	16,7		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-56		24 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 502,0 g/t de Liacid 1218, sem adição de MC-711							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	Eumulgin MC-711	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	502,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,4	10,0	-	502,0	0,0	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	307,8	30,9	28,1		48,3		
Rejeito	688,2	69,1	13,5		51,7		
Alimentação	996,0	100,0	18,0		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-57		24 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 479,8 g/t de Liacid 1218 e 25,3 g/t de MC-711							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	Eumulgin MC-711	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	506,1	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,3	10,0	-	479,8	25,3	-
Flotação	4,0	25,9	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	335,9	34,0	27,8		54,4		
Rejeito	652,1	66,0	12,0		45,6		
Alimentação	988,0	100,0	17,4		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-58		24 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 449,1 g/t de Liacid 1218 e 49,9 g/t de MC-711							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	Eumulgin MC-711	-
Condicionamento I	5,0	58,3	10,0	499,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,3	10,0	-	449,1	49,9	-
Flotação	4,0	26,2	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	333,7	33,3	27,6		54,7		
Rejeito	668,3	66,7	11,4		45,3		
Alimentação	1.002,0	100,0	16,8		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-59		24 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 427,7 g/t de Liacid 1218 e 75,3 g/t de MC-711							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	Eumulgin MC-711	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	502,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,3	10,0	-	427,7	75,3	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	327,7	32,9	27,0		53,4		
Rejeito	668,3	67,1	11,6		46,6		
Alimentação	996,0	100,0	16,6		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-60		24 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 502,0 g/t de Liacid 1218, sem adição de Berol							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	Berol	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	502,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,4	10,0	-	502,0	0,0	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	307,8	30,9	28,1		48,3		
Rejeito	688,2	69,1	13,5		51,7		
Alimentação	996,0	100,0	18,0		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-61		25 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 475,9 g/t de Liacid 1218 e 25,1 g/t de Berol							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	Berol	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	502,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,4	10,0	-	475,9	25,1	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	238,0	23,9	28,6		40,0		
Rejeito	758,0	76,1	13,5		60,0		
Alimentação	996,0	100,0	17,1		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-62		25 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 451,8 g/t de Liacid 1218 e 50,2 g/t de Berol							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	Berol	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	502,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,3	10,0	-	451,8	50,2	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	136,5	13,7	29,4		24,4		
Rejeito	859,5	86,3	14,4		75,6		
Alimentação	996,0	100,0	16,5		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-63		25 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 428,6 g/t de Liacid 1218 e 75,5 g/t de Berol							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	Berol	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	503,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,3	10,0	-	428,6	75,5	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	63,6	6,4	30,3		11,5		
Rejeito	930,4	93,6	16,0		88,5		
Alimentação	994,0	100,0	16,9		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-64		24 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 502,0 g/t de Liacid 1218, sem adição de Aero 6493							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	Aero 6493	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	502,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,4	10,0	-	502,0	0,0	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	307,8	30,9	28,1		48,3		
Rejeito	688,2	69,1	13,5		51,7		
Alimentação	996,0	100,0	18,0		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-65		25 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 471,2 g/t de Liacid 1218 e 28,3 g/t de Aero 6493							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	Aero 6493	-
Condicionamento I	5,0	58,3	10,0	497,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,5	10,0	-	471,2	28,3	-
Flotação	4,0	26,3	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	425,5	42,3	25,6		64,3		
Rejeito	580,5	57,7	10,4		35,7		
Alimentação	1.006,0	100,0	16,8		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-66		25 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 449,1g/t de Liacid 1218 e 56,7 g/t de Aero 6493							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	Aero 6493	-
Condicionamento I	5,0	58,3	10,0	499,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,5	10,0	-	449,1	56,7	-
Flotação	4,0	26,2	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	496,0	49,5	25,0		72,1		
Rejeito	506,0	50,5	9,5		27,9		
Alimentação	1.002,0	100,0	17,2		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-67		25 Setembro 2008					
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 427,7g/t de Liacid 1218 e 85,6 g/t de Aero 6493							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Flotamil 75	Liacid 1218	Aero 6493	-
Condicionamento I	5,0	58,2	10,0	502,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	57,5	10,0	-	427,7	85,6	-
Flotação	4,0	26,1	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	551,8	55,4	25,0		77,1		
Rejeito	444,2	44,6	9,2		22,9		
Alimentação	996,0	100,0	18,0		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-68		24 Novembro 2009					
Objetivo: Realizar a flotação direta nas melhores condições e pH = 10,0							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	Flotanol D25	Eumulgin MC-711
Condicionamento I	5,0	57,0	10,0	770,8	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,5	10,0	-	770,8	15,4	20,6
Flotação	4,0	25,7	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	368,8	37,9	30,6		66,9		
Rejeito	604,2	62,1	9,2		33,1		
Alimentação	973,0	100,0	17,3		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-69				24 Novembro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação direta nas melhores condições e pH = 10,5							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	Flotanol D25	Eumulgin MC-711
Condicionamento I	5,0	57,0	10,5	770,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,6	10,5	-	770,0	15,4	20,5
Flotação	4,0	25,7	10,5	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	349,7	35,9	30,8		66,2		
Rejeito	624,3	64,1	8,8		33,8		
Alimentação	974,0	100,0	16,7		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-70				24 Novembro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação direta nas melhores condições e pH = 11,0							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	Flotanol D25	Eumulgin MC-711
Condicionamento I	5,0	57,0	11,0	765,3	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,6	11,0	-	765,3	15,3	20,4
Flotação	4,0	25,8	11,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	376,3	38,4	29,3		61,6		
Rejeito	603,7	61,6	11,4		38,4		
Alimentação	980,0	100,0	18,3		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-71				24 Novembro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação direta sem adição de Eumulgin MC711							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	Flotanol D25	Eumulgin MC-711
Condicionamento I	5,0	57,4	10,0	762,2	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,9	10,0	-	762,2	15,2	0,0
Flotação	4,0	25,9	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	258,8	26,3	31,6		54,2		
Rejeito	725,2	73,7	9,5		45,8		
Alimentação	984,0	100,0	15,3		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-72				24 Novembro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 20,5 g/t de Eumulgin MC711							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	Flotanol D25	Eumulgin MC-711
Condicionamento I	5,0	57,0	10,5	770,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,6	10,5	-	770,0	15,4	20,5
Flotação	4,0	25,7	10,5	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	349,7	35,9	30,8		66,2		
Rejeito	624,3	64,1	8,8		33,8		
Alimentação	974,0	100,0	16,7		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-73				24 Novembro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 41,0 g/t de Eumulgin MC711							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	Flotanol D25	Eumulgin MC-711
Condicionamento I	5,0	56,7	10,0	768,4	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,2	10,0	-	768,4	15,4	41,0
Flotação	4,0	25,7	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	425,5	43,6	28,4		69,5		
Rejeito	550,5	56,4	9,7		30,5		
Alimentação	976,0	100,0	17,8		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-74				24 Novembro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação direta sem adição de Flotanol D25							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	Flotanol D25	Eumulgin MC-711
Condicionamento I	5,0	57,0	10,0	765,3	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,8	10,0	-	765,3	0,0	20,4
Flotação	4,0	25,8	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	340,1	34,7	31,0		68,0		
Rejeito	639,9	65,3	7,7		32,0		
Alimentação	980,0	100,0	15,8		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-75				24 Novembro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 15,4 g/t de Flotanol D25							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	Flotanol D25	Eumulgin MC-711
Condicionamento I	5,0	57,0	10,5	770,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,6	10,5	-	770,0	15,4	20,5
Flotação	4,0	25,7	10,5	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	349,7	35,9	30,8		66,2		
Rejeito	624,3	64,1	8,8		33,8		
Alimentação	974,0	100,0	16,7		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A							
Teste: IL-76				24 Novembro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação direta com adição de 30,3 g/t de Flotanol D25							
Etapa	Condições			Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	DSI Star Plus M	Liacid 1218	Flotanol D25	Eumulgin MC-711
Condicionamento I	5,0	57,1	10,0	757,6	-	-	-
Condicionamento II	3,0	55,4	10,0	-	757,6	30,3	20,2
Flotação	4,0	26,0	10,0	-	-	-	-
R E S U L T A D O S							
Produto	Peso		P ₂ O ₅ (%)				
	(g)	(%)	Teor		Recuperação		
Concentrado	403,9	40,8	29,7		73,5		
Rejeito	586,1	59,2	7,4		26,5		
Alimentação	990,0	100,0	16,5		100,0		

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-77				7 Maio 2009				
Objetivo: Realizar a flotação bulk utilizando 271,1 g/t de Flotamil 75 e 271,1 g/t silicato de sódio								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Silicato de Sódio	Flotamil 75	Óleo de Soja	-
Condicionamento I	5,0	59,0	10,0	-	271,1	271,1	-	-
Condicionamento II	3,0	56,3	10,0	-	-	-	813,4	-
Flotação	4,0	22,6	10,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	581,8	63,1	23,63	29,10	8,00	88,9	88,2	20,9
Rejeito	340,2	36,9	5,02	6,65	51,79	11,1	11,8	79,1
Alimentação	922,0	100,0	16,76	20,82	24,16	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-78			7 Maio 2009					
Objetivo: Realizar a flotação bulk utilizando somente o depressor Flotamil 75 (265,4 g/t)								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Silicato de Sódio	Flotamil 75	Óleo de Soja	-
Condicionamento I	5,0	59,1	10,0	-	0,0	265,4	-	-
Condicionamento II	3,0	57,6	10,0	-	-	-	849,3	-
Flotação	4,0	22,9	10,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	620,8	65,9	23,40	27,90	8,49	89,9	91,5	23,6
Rejeito	321,2	34,1	5,10	5,00	52,99	10,1	8,5	76,4
Alimentação	942,0	100,0	17,16	20,09	23,66	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-79			7 Maio 2009					
Objetivo: Realizar a flotação bulk sem a utilização de depressores								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Óleo de Soja	Flotanol D25	-	-
Condicionamento	5,0	60,0	10,0	-	852,9	0,0	-	-
Flotação	4,0	22,9	10,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	601,3	64,1	22,80	28,80	7,90	87,5	91,0	21,8
Rejeito	336,7	35,9	5,83	5,10	50,51	12,5	9,0	78,2
Alimentação	938,0	100,0	16,71	20,29	23,20	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-80			12 Maio 2009					
Objetivo: Realizar a flotação bulk com 965,0 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Óleo de Soja	Flotanol D25	-	-
Condicionamento	5,0	60,0	9,0	-	965,0	0,0	-	-
Flotação	4,0	22,9	9,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	559,2	59,3	23,60	30,40	7,75	82,9	88,0	18,8
Rejeito	383,8	40,7	7,08	6,05	48,73	17,1	12,0	81,2
Alimentação	943,0	100,0	16,88	20,49	24,43	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-81			12 Maio 2009					
Objetivo: Realizar a flotação bulk com 1228,2 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Óleo de Soja	Flotanol D25	-	-
Condicionamento	3,0	57,9	9,0	-	1228,2	0,0	-	-
Flotação	4,0	23,5	9,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	592,1	60,6	23,43	31,54	8,00	84,1	92,5	19,7
Rejeito	384,9	39,4	6,83	3,94	50,30	15,9	7,5	80,3
Alimentação	977,0	100,0	16,89	20,66	24,67	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-82			12 Maio 2009					
Objetivo: Realizar a flotação bulk com 1514,2 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Óleo de Soja	Flotanol D25	-	-
Condicionamento	3,0	60,0	9,0	-	1514,2	0,0	-	-
Flotação	4,0	23,7	9,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	665,7	67,2	22,90	28,30	8,91	91,4	93,2	25,3
Rejeito	324,9	32,8	4,42	4,20	54,00	8,6	6,8	74,7
Alimentação	990,6	100,0	16,84	20,40	23,70	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-83			1 Julho 2009					
Objetivo: Realizar a flotação bulk sem adição de Flotanol D25								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Óleo de Soja	Flotanol D25	-	-
Condicionamento	3,0	57,9	9,0	-	1228,2	0,0	-	-
Flotação	4,0	23,5	9,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	592,1	60,6	23,43	31,54	8,00	84,1	92,5	19,7
Rejeito	384,9	39,4	6,83	3,94	50,30	15,9	7,5	80,3
Alimentação	977,0	100,0	16,89	20,66	24,67	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-84			1 Julho 2009					
Objetivo: Realizar a flotação bulk com 25,6 g/t de Flotanol D25								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Óleo de Soja	Flotanol D25	-	-
Condicionamento	3,0	57,7	9,0	-	1228,2	25,6	-	-
Flotação	4,0	23,5	9,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	643,8	65,9	23,60	29,65	7,90	91,5	95,2	21,9
Rejeito	333,2	34,1	4,26	2,86	54,33	8,5	4,8	78,1
Alimentação	977,0	100,0	17,01	20,52	23,73	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-85			1 Julho 2009					
Objetivo: Realizar a flotação bulk com 51,0 g/t de Flotanol D25								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Óleo de Soja	Flotanol D25	-	-
Condicionamento	3,0	57,5	9,0	-	1223,2	51,0	-	-
Flotação	4,0	23,6	9,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	671,0	68,4	23,50	28,90	8,30	94,1	96,5	24,3
Rejeito	310,0	31,6	3,18	2,30	56,00	5,9	3,5	75,7
Alimentação	981,0	100,0	17,08	20,49	23,37	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-86			1 Julho 2009					
Objetivo: Realizar a flotação bulk em pH = 9,0								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Óleo de Soja	Flotanol D25	-	-
Condicionamento	3,0	57,7	9,0	-	1228,2	25,6	-	-
Flotação	4,0	23,5	9,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	643,8	65,9	23,60	29,65	7,90	91,5	95,2	21,9
Rejeito	333,2	34,1	4,26	2,86	54,33	8,5	4,8	78,1
Alimentação	977,0	100,0	17,01	20,52	23,73	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-87			1 Julho 2009					
Objetivo: Realizar a flotação bulk em pH = 9,5								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Óleo de Soja	Flotanol D25	-	-
Condicionamento	3,0	57,7	9,5	-	1227,0	25,6	-	-
Flotação	4,0	23,5	9,5	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	668,0	68,3	23,70	28,85	9,20	93,7	96,4	26,1
Rejeito	310,0	31,7	3,42	2,30	56,00	6,3	3,6	73,9
Alimentação	978,0	100,0	17,27	20,43	24,04	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-88			1 Julho 2009					
Objetivo: Realizar a flotação bulk em pH = 10,0								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Óleo de Soja	Flotanol D25	-	-
Condicionamento	3,0	57,7	10,0	-	1219,5	25,4	-	-
Flotação	4,0	23,6	10,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	692,7	70,4	22,80	27,55	9,20	95,0	95,1	27,8
Rejeito	291,3	29,6	2,84	3,36	56,71	5,0	4,9	72,2
Alimentação	984,0	100,0	16,89	20,39	23,26	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-89				27 Outubro 2009				
Objetivo: Realizar a flotação bulk seguido da flotação de carbonatos com ácido fosfórico								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Óleo de Soja	Flotanol D25	Hidróxido de Sódio	Ácido Fosfórico
Condicionamento I	3,0	57,6	9,5	-	1222,0	25,5	93,7	-
Flot. Bulk	4,0	27,0	9,5	-	-	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,9	5,5	-	-	-	-	2665,2
Flot. de Calcita	4,0	39,9	5,5	-	-	-	-	-
Condicionamento III	1,0	13,9	5,5	-	-	-	-	1228,6
Flot. Scavenger	3,0	13,9	5,5	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Apatita	463,0	47,1	28,00	16,35	16,80	72,1	35,0	29,9
Rej. de Silicatos	284,0	28,9	2,54	4,17	58,70	4,0	5,5	64,0
Rej. de Calcita	133,0	13,5	11,40	70,80	6,11	8,4	43,5	3,1
Conc. de Apatita II	102,0	10,4	27,20	34,00	7,73	15,4	16,0	3,0
Alimentação	982,0	100,0	18,31	22,04	26,53	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-90				28 Outubro 2009				
Objetivo: Realizar a flotação bulk seguido da flotação de carbonatos com ácido cítrico								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Óleo de Soja	Flotanol D25	Hidróxido de Sódio	Ácido Cítrico
Condicionamento I	3,0	60,0	9,5	-	1233,3	25,7	96,3	-
Flot. Bulk	4,0	26,8	9,5	-	-	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,7	5,5	-	-	-	-	5549,9
Flot. de Calcita	4,0	39,7	5,5	-	-	-	-	-
Condicionamento III	1,0	15,6	5,5	-	-	-	-	2774,9
Flot. Scavenger	3,0	15,6	5,5	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Apatita	432,0	44,4	32,40	5,03	18,50	75,7	10,6	31,0
Rej. de Silicatos	278,0	28,6	2,82	4,02	59,20	4,2	5,4	63,9
Rej. de Calcita	198,0	20,3	7,92	81,56	3,03	8,5	78,7	2,3
Conc. de Apatita II	65,0	6,7	32,88	16,50	10,83	11,6	5,2	2,7
Alimentação	973,0	100,0	19,00	21,08	26,47	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-91					9 Outubro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação de calcita com 101,8 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	-
Condicionamento I	0,5	40,0	6,0	-	6,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,8	6,0	-	-	101,8	20,4	-
Flotação	4,0	23,1	7,8	-	0,0	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	131,6	13,4	8,60	73,11	5,85	5,9	47,4	3,0
Rej. de Calcita	850,4	86,6	21,27	12,56	28,91	94,1	52,6	97,0
Alimentação	982,0	100,0	19,57	20,67	25,82	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-92					9 Outubro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação de calcita com 151,8 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	-
Condicionamento I	0,5	40,0	6,0	-	6,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,7	6,0	-	-	151,8	20,2	-
Flotação	4,0	23,2	7,8	-	0,0	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	166,0	16,8	12,00	64,70	6,00	10,7	54,5	3,9
Rej. de Calcita	822,0	83,2	20,32	10,90	30,11	89,3	45,5	96,1
Alimentação	988,0	100,0	18,92	19,94	26,06	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-93					9 Outubro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação de calcita com 204,5 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	-
Condicionamento I	0,5	40,0	6,0	-	6,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,7	6,0	-	-	204,5	20,4	-
Flotação	4,0	23,0	7,8	-	0,0	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	275,8	28,2	14,41	53,36	5,00	21,6	73,6	5,5
Rej. de Calcita	702,2	71,8	20,53	7,50	34,00	78,4	26,4	94,5
Alimentação	978,0	100,0	18,80	20,43	25,82	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-94					9 Outubro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação de calcita com 255,1 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	-
Condicionamento I	0,5	40,0	6,0	-	6,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,6	6,0	-	-	255,1	20,4	-
Flotação	4,0	23,0	7,8	-	0,0	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	320,5	32,7	16,90	50,53	5,80	30,5	80,8	7,3
Rej. de Calcita	659,5	67,3	18,69	5,85	35,86	69,5	19,2	92,7
Alimentação	980,0	100,0	18,10	20,46	26,03	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-95					28 Outubro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação de calcita com 10,2 g/t de Flotanol D25								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	-
Condicionamento I	0,5	40,0	6,0	-	6,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,8	6,0	-	-	122,0	10,2	-
Flotação	4,0	23,1	7,9	-	0,0	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	109,2	11,1	7,52	78,88	4,32	4,4	43,5	1,8
Rej. de Calcita	874,8	88,9	20,26	12,80	29,00	95,6	56,5	98,2
Alimentação	984,0	100,0	18,85	20,14	26,26	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-96					28 Outubro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação de calcita com 20,7 g/t de Flotanol D25								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	-
Condicionamento I	3,0	40,0	6,1	-	6,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,7	6,1	-	-	123,9	20,7	-
Flotação	4,0	22,8	7,7	-	0,0	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	175,3	18,1	9,74	74,74	4,53	9,1	67,5	3,3
Rej. de Calcita	793,1	81,9	21,52	7,95	29,76	90,9	32,5	96,7
Alimentação	968,3	100,0	19,39	20,04	25,19	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-97					28 Outubro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação de calcita com 30,7 g/t de Flotanol D25								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	-
Condicionamento I	0,5	40,0	6,0	-	6,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,7	6,0	-	-	123,0	30,7	-
Flotação	4,0	23,0	7,8	-	0,0	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	275,2	28,2	13,82	56,82	5,25	22,4	74,5	5,4
Rej. de Calcita	700,8	71,8	18,78	7,65	36,00	77,6	25,5	94,6
Alimentação	976,0	100,0	17,38	21,52	27,33	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-98					30 Outubro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação de calcita com vazão de CO ₂ de 4,0 NL/min								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	-
Condicionamento I	0,5	40,0	6,0	-	4,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,7	6,0	-	-	203,3	20,3	-
Flotação	4,0	23,1	6,0	-	4,0	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	151,5	15,4	6,70	79,11	4,27	5,3	59,2	2,6
Rej. de Calcita	832,5	84,6	21,89	9,91	28,81	94,7	40,8	97,4
Alimentação	984,0	100,0	19,55	20,57	25,03	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-99					30 Outubro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação de calcita com vazão de CO ₂ de 6,0 NL/min								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	-
Condicionamento I	0,5	40,0	6,0	-	6,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,7	6,0	-	-	204,1	20,4	-
Flotação	4,0	23,0	6,0	-	6,0	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	165,6	16,9	7,20	77,11	4,00	6,2	64,8	2,7
Rej. de Calcita	814,4	83,1	22,12	8,51	29,81	93,8	35,2	97,3
Alimentação	980,0	100,0	19,60	20,10	25,45	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-100					30 Outubro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação de calcita com vazão de CO ₂ de 8,0 NL/min								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	-
Condicionamento I	0,5	40,0	6,0	-	8,0	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,7	6,0	-	-	204,1	20,4	-
Flotação	4,0	23,0	6,0	-	8,0	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	155,8	15,9	6,68	79,61	3,82	5,4	62,3	2,4
Rej. de Calcita	824,2	84,1	22,15	9,10	29,80	94,6	37,7	97,6
Alimentação	980,0	100,0	19,69	20,31	25,67	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-101					30 Outubro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação de carbonatos com 1023,5 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Ácido Fosfórico	Óleo de Soja	-	-
Condicionamento I	1,0	59,3	5,5	-	2975,4	-	-	-
Condicionamento II	2,0	57,5	5,5	-	-	1023,5	-	-
Flotação	4,0	23,0	5,5	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	118,2	12,1	4,36	82,99	4,08	2,8	49,6	1,9
Rej. de Calcita	858,8	87,9	21,10	11,61	28,84	97,2	50,4	98,1
Alimentação	977,0	100,0	19,08	20,25	25,85	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-102					30 Outubro 2009			
Objetivo: Realizar a flotação de carbonatos com 1228,2 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Ácido Fosfórico	Óleo de Soja	-	-
Condicionamento I	1,0	59,3	5,5	-	2975,4	-	-	-
Condicionamento II	2,0	57,2	5,5	-	-	1228,2	-	-
Flotação	4,0	23,0	5,5	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	136,8	14,0	4,80	82,23	4,13	3,5	62,1	2,2
Rej. de Calcita	840,2	86,0	21,50	8,16	29,40	96,5	37,9	97,8
Alimentação	977,0	100,0	19,16	18,53	25,86	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-103				30 Outubro 2009				
Objetivo: Realizar a flotação de carbonatos com 1422,8 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	-	Ácido Fosfórico	Óleo de Soja	-	-
Condicionamento I	1,0	59,3	5,5	-	2954,3	-	-	-
Condicionamento II	2,0	56,9	5,5	-	-	1422,8	-	-
Flotação	4,0	23,1	5,5	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Calcita	135,8	13,8	4,59	83,41	3,60	3,3	56,9	1,9
Rej. de Calcita	848,2	86,2	21,53	10,13	29,22	96,7	43,1	98,1
Alimentação	984,0	100,0	19,19	20,25	25,68	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-104				5 Novembro 2009				
Objetivo: Realizar a flotação da calcita seguido da flotação da apatita em pH = 9,0								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	Hidróxido de Sódio	-
Condicionamento I	0,5	39,5	6,0	6,0	-	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,2	6,0	-	122,6	20,4	-	-
Flot. de Calcita	4,0	27,0	7,8	-	-	-	-	-
Condicionamento III	3,0	23,2	9,0	-	612,9	-	478,6	-
Flot. de Apatita	4,0	23,2	9,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Apatita	379,0	38,7	32,90	12,20	10,03	69,2	24,2	14,8
Rej. de Silicatos	439,0	44,8	9,20	4,78	48,11	22,4	11,0	82,5
Rej. de Calcita	161,0	16,4	9,32	76,70	4,22	8,3	64,8	2,7
Alimentação	979,0	100,0	18,39	19,48	26,15	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-105				5 Novembro 2009				
Objetivo: Realizar a flotação da calcita seguido da flotação da apatita em pH = 9,5								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	Hidróxido de Sódio	-
Condicionamento I	0,5	39,4	6,0	6,0	-	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,1	6,0	-	123,2	20,5	-	-
Flot. de Calcita	4,0	26,9	7,7	-	-	-	-	-
Condicionamento III	3,0	22,7	9,5	-	616,0	-	721,5	-
Flot. de Apatita	4,0	22,7	9,5	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Apatita	460,0	47,2	32,90	11,53	11,73	81,5	27,4	21,7
Rej. de Silicatos	339,0	34,8	5,20	2,87	55,22	9,5	5,0	75,2
Rej. de Calcita	175,0	18,0	9,62	74,70	4,39	9,1	67,6	3,1
Alimentação	974,0	100,0	19,08	19,87	25,55	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-106				5 Novembro 2009				
Objetivo: Realizar a flotação da calcita seguido da flotação da apatita em pH = 10,0								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	Hidróxido de Sódio	-
Condicionamento I	0,5	39,2	6,0	6,0	-	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,0	6,0	-	124,0	20,7	-	-
Flot. de Calcita	4,0	26,7	7,9	-	-	-	-	-
Condicionamento III	3,0	22,9	10,0	-	619,8	-	871,2	-
Flot. de Apatita	4,0	22,9	10,0	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Apatita	520,0	53,7	31,00	13,50	13,90	86,5	35,6	30,4
Rej. de Silicatos	287,0	29,6	3,70	1,63	55,22	5,7	2,4	66,6
Rej. de Calcita	161,0	16,6	9,03	76,07	4,46	7,8	62,1	3,0
Alimentação	968,0	100,0	19,25	20,39	24,58	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-107				5 Novembro 2009				
Objetivo: Realizar a flotação da calcita seguido da flotação da apatita com 616,0 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	Hidróxido de Sódio	-
Condicionamento I	0,5	39,4	6,0	6,0	-	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,1	6,0	-	123,2	20,5	-	-
Flot. de Calcita	4,0	26,9	7,7	-	-	-	-	-
Condicionamento III	3,0	22,7	9,5	-	616,0	-	721,5	-
Flot. de Apatita	4,0	22,7	9,5	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Apatita	460,0	47,2	32,90	11,53	11,73	81,5	27,4	21,7
Rej. de Silicatos	339,0	34,8	5,20	2,87	55,22	9,5	5,0	75,2
Rej. de Calcita	175,0	18,0	9,62	74,70	4,39	9,1	67,6	3,1
Alimentação	974,0	100,0	19,08	19,87	25,55	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-108				5 Novembro 2009				
Objetivo: Realizar a flotação da calcita seguido da flotação da apatita com 727,7 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	Hidróxido de Sódio	-
Condicionamento I	0,5	39,1	6,0	6,0	-	-	-	-
Condicionamento II	3,0	38,8	6,0	-	121,0	20,8	-	-
Flot. de Calcita	4,0	26,6	7,9	-	-	-	-	-
Condicionamento III	3,0	22,5	9,5	-	727,7	-	681,8	-
Flot. de Apatita	4,0	22,5	9,5	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Apatita	502,0	52,2	32,48	12,12	12,89	85,5	30,8	27,4
Rej. de Silicatos	286,0	29,7	3,89	1,93	57,20	5,8	2,8	69,3
Rej. de Calcita	174,0	18,1	9,50	75,44	4,46	8,7	66,4	3,3
Alimentação	962,0	100,0	19,82	20,54	24,54	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A								
Teste: IL-109				5 Novembro 2009				
Objetivo: Realizar a flotação da calcita seguido da flotação da apatita com 825,6 g/t de óleo de soja								
Etapa	Condições				Reagentes (g/t)			
	Tempo (min)	% de Sólidos	pH	Vazão de CO ₂ (NL/min)	Óleo de Soja	Flotanol D25	Hidróxido de Sódio	-
Condicionamento I	0,5	39,3	6,0	6,0	-	-	-	-
Condicionamento II	3,0	39,0	6,0	-	123,8	20,6	-	-
Flot. de Calcita	4,0	26,8	7,9	-	-	-	-	-
Condicionamento III	3,0	22,6	9,5	-	825,6	-	580,2	-
Flot. de Apatita	4,0	22,6	9,5	-	-	-	-	-
R E S U L T A D O S								
Produto	Peso		Teor (%)			Recuperação (%)		
	(g)	(%)	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. de Apatita	490,0	50,6	32,00	11,23	12,65	84,0	28,8	25,1
Rej. de Silicatos	302,0	31,2	4,00	1,63	58,50	6,5	2,6	71,5
Rej. de Calcita	177,0	18,3	10,10	74,08	4,73	9,6	68,6	3,4
Alimentação	969,0	100,0	19,27	19,72	25,49	100,0	100,0	100,0

ANEXO II: CONDIÇÕES E RESULTADOS DOS TESTES DE FLOTAÇÃO PILOTO

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-1					25 Fevereiro 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com 410,0 g/t de Liacid 1218										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A	V A R I Á V E L					V A L O R				
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					23,5			
		** Percentagem de sólidos					49,9			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					540,0			
		** DSI Starplus M (g/t)					800,0			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					13,9			
** Percentagem de sólidos					49,9					
** Liacid 1218 (g/t)					410,0					
** Flotanol D25 (g/t)					0,0					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,4					
* Água de diluição (L/h)					24,0					
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75			
		** Água de lavagem					0,32			
		** Polpa					0,80			
	* Percentagem de sólidos na alimentação					24,1				
	* Altura da camada de espuma (cm)					78,0				
	* Tempo de residência da polpa (min)					9,6				
	* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					4,28				
	* Hold up do ar (%)					11,2				
* Bias					1,4					
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z Ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç Ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	5,24	10,27	29,96	16,86	8,09	43,7	74,2	38,0	14,5	
Rejeito	6,76	63,19	8,09	21,31	36,95	56,3	25,8	62,0	85,5	
Alimentação	12,00	49,83	17,64	19,37	24,34	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-2					25 Fevereiro 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com 566,0 g/t de Liacid 1218										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					21,5			
		** Percentagem de sólidos					49,9			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					547,8			
		** DSI Starplus M (g/t)					721,2			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					12,6			
** Percentagem de sólidos					49,9					
** Liacid 1218 (g/t)					566,0					
** Flotanol D25 (g/t)					0,0					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,4					
		* Água de diluição (L/h)					24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75			
		** Água de lavagem					0,28			
		** Polpa					0,78			
			* Percentagem de sólidos na alimentação					25,1		
			* Altura da camada de espuma (cm)					82,0		
			* Tempo de residência da polpa (min)					9,8		
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					4,81		
		* Hold up do ar (%)					11,0			
		* Bias					1,3			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	5,90	10,92	29,00	18,95	8,28	44,9	74,1	42,8	15,3	
Rejeito	7,24	62,02	8,26	20,62	37,40	55,1	25,9	57,2	84,7	
Alimentação	13,14	52,40	17,57	19,87	24,32	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-3					25 Fevereiro 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com 724,9 g/t de Liacid 1218										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					21,0			
		** Percentagem de sólidos					49,9			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					537,0			
		** DSI Starplus M (g/t)					707,0			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					12,3			
** Percentagem de sólidos					49,9					
** Liacid 1218 (g/t)					724,9					
** Flotanol D25 (g/t)					0,0					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,4					
		* Água de diluição (L/h)					24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75			
		** Água de lavagem					0,30			
		** Polpa					0,80			
			* Percentagem de sólidos na alimentação					25,2		
			* Altura da camada de espuma (cm)					81,0		
			* Tempo de residência da polpa (min)					9,6		
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					5,03		
		* Hold up do ar (%)					11,2			
		* Bias					1,3			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	6,17	11,38	27,70	21,37	8,35	46,0	75,6	48,8	15,3	
Rejeito	7,24	63,56	7,61	19,10	39,40	54,0	24,4	51,2	84,7	
Alimentação	13,41	53,16	16,85	20,14	25,12	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-4					25 Fevereiro 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com 959,9 g/t de Liacid 1218										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					21,7			
		** Percentagem de sólidos					49,9			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					553,8			
		** DSI Starplus M (g/t)					710,7			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					12,5			
** Percentagem de sólidos					49,9					
** Liacid 1218 (g/t)					959,9					
** Flotanol D25 (g/t)					0,0					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,4					
		* Água de diluição (L/h)					24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75			
		** Água de lavagem					0,29			
		** Polpa					0,79			
			* Percentagem de sólidos na alimentação					24,7		
			* Altura da camada de espuma (cm)					80,0		
			* Tempo de residência da polpa (min)					9,8		
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					5,21		
		* Hold up do ar (%)					10,3			
		* Bias					1,3			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	6,38	11,83	27,60	21,90	8,22	49,1	77,8	53,7	16,5	
Rejeito	6,62	62,30	7,61	18,23	40,00	50,9	22,2	46,3	83,5	
Alimentação	13,00	52,60	17,43	20,03	24,40	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A									
TESTE: IP-5					25 Fevereiro 2010				
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com 589,0 g/t de amido de milho									
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S									
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R		
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					22,3		
		** Percentagem de sólidos					49,9		
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					570,0		
		** DSI Starplus M (g/t)					589,0		
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					13,1		
** Percentagem de sólidos					49,9				
** Liacid 1218 (g/t)					779,0				
** Flotanol D25 (g/t)					0,0				
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0				
** pH da polpa					10,4				
* Água de diluição (L/h)							24,0		
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75		
		** Água de lavagem					0,29		
		** Polpa					0,77		
	* Percentagem de sólidos na alimentação					24,6			
	* Altura da camada de espuma (cm)					79,0			
	* Tempo de residência da polpa (min)					10,0			
	* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					5,25			
* Hold up do ar (%)					10,6				
* Bias					1,3				
R E S U L T A D O S									
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)			
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	6,43	11,90	27,00	22,46	8,15	50,9	78,6	56,4	17,2
Rejeito	6,20	60,78	7,62	18,00	40,70	49,1	21,4	43,6	82,8
Alimentação	12,63	51,41	17,49	20,27	24,13	100,0	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-6					25 Fevereiro 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com 707,0 g/t de amido de milho										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					21,0			
		** Percentagem de sólidos					49,9			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					537,0			
		** DSI Starplus M (g/t)					707,0			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					12,3			
** Percentagem de sólidos					49,9					
** Liacid 1218 (g/t)					724,9					
** Flotanol D25 (g/t)					0,0					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,4					
		* Água de diluição (L/h)					24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75			
		** Água de lavagem					0,30			
		** Polpa					0,80			
			* Percentagem de sólidos na alimentação					25,2		
			* Altura da camada de espuma (cm)					81,0		
			* Tempo de residência da polpa (min)					9,6		
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					5,03		
		* Hold up do ar (%)					11,2			
		* Bias					1,3			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	6,17	11,38	27,70	21,37	8,35	46,0	75,6	48,8	15,3	
Rejeito	7,24	63,56	7,61	19,10	39,40	54,0	24,4	51,2	84,7	
Alimentação	13,41	53,16	16,85	20,14	25,12	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A									
TESTE: IP-7					25 Fevereiro 2010				
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com 902,7 g/t de amido de milho									
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S									
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R		
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					22,6		
		** Percentagem de sólidos					49,9		
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					576,2		
		** DSI Starplus M (g/t)					902,7		
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					12,9		
** Percentagem de sólidos					49,9				
** Liacid 1218 (g/t)					792,3				
** Flotanol D25 (g/t)					0,0				
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0				
** pH da polpa					10,4				
* Água de diluição (L/h)							24,0		
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75		
		** Água de lavagem					0,29		
		** Polpa					0,78		
	* Percentagem de sólidos na alimentação					24,2			
	* Altura da camada de espuma (cm)					80,0			
	* Tempo de residência da polpa (min)					10,0			
	* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					5,07			
* Hold up do ar (%)					10,6				
* Bias					1,3				
R E S U L T A D O S									
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)			
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	6,21	11,63	27,91	19,15	8,64	49,7	78,3	48,7	17,7
Rejeito	6,29	61,05	7,64	19,94	39,69	50,3	21,7	51,3	82,3
Alimentação	12,50	51,53	17,72	19,55	24,26	100,0	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-8					1 Março 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta sem adição de Flotanol D25 e Eumulgin MC-711										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L						V A L O R		
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)						25,9		
		** Percentagem de sólidos						53,1		
		** Hidróxido de Sódio (g/t)						601,2		
		** DSI Starplus M (g/t)						901,8		
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)						15,0		
** Percentagem de sólidos						53,1				
** Liacid 1218 (g/t)						425,9				
** Flotanol D25 (g/t)						0,0				
** Eumulgin MC-711 (g/t)						0,0				
** pH da polpa						10,5				
		* Água de diluição (L/h)						24,0		
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar						1,75		
		** Água de lavagem						0,32		
		** Polpa						0,81		
			* Percentagem de sólidos na alimentação						24,7	
			* Altura da camada de espuma (cm)						79,0	
			* Tempo de residência da polpa (min)						9,6	
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)						3,51	
		* Hold up do ar (%)						10,6		
		* Bias						1,5		
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	4,30	8,05	33,00	12,90	7,95	35,9	67,9	23,2	11,8	
Rejeito	7,68	64,25	8,74	23,90	33,20	64,1	32,1	76,8	88,2	
Alimentação	11,98	48,50	17,45	19,95	24,14	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-9					1 Março 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com adição de 16,2 g/t Flotanol D25										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					25,8			
		** Percentagem de sólidos					53,1			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					619,2			
		** DSI Starplus M (g/t)					893,8			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					14,6			
** Percentagem de sólidos					53,1					
** Liacid 1218 (g/t)					424,4					
** Flotanol D25 (g/t)					16,2					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,4					
* Água de diluição (L/h)							24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75			
		** Água de lavagem					0,28			
		** Polpa					0,74			
	* Percentagem de sólidos na alimentação							24,5		
	* Altura da camada de espuma (cm)							80,0		
	* Tempo de residência da polpa (min)							10,4		
	* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)							4,09		
* Hold up do ar (%)							10,9			
* Bias							1,3			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	5,01	10,43	31,01	15,42	7,90	41,7	74,2	32,6	13,6	
Rejeito	7,01	59,00	7,70	22,83	35,99	58,3	25,8	67,4	86,4	
Alimentação	12,02	48,98	17,42	19,74	24,28	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-10					1 Março 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com adição de 30,4 g/t Flotanol D25										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					25,3			
		** Percentagem de sólidos					53,1			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					607,4			
		** DSI Starplus M (g/t)					881,8			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					14,1			
** Percentagem de sólidos					53,1					
** Liacid 1218 (g/t)					416,4					
** Flotanol D25 (g/t)					30,4					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,4					
		* Água de diluição (L/h)					24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75			
		** Água de lavagem					0,31			
		** Polpa					0,76			
			* Percentagem de sólidos na alimentação					24,6		
			* Altura da camada de espuma (cm)					81,0		
			* Tempo de residência da polpa (min)					10,0		
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					4,45		
		* Hold up do ar (%)					11,7			
		* Bias					1,3			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	5,45	12,51	30,00	16,90	7,54	44,5	76,7	37,6	14,1	
Rejeito	6,80	60,18	7,30	22,53	36,80	55,5	23,3	62,4	85,9	
Alimentação	12,25	49,77	17,40	20,03	23,78	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A									
TESTE: IP-11					1 Março 2010				
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com adição de 20,0 g/t Eumulgin MC-711									
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S									
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R		
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					24,3		
		** Percentagem de sólidos					53,1		
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					565,7		
		** DSI Starplus M (g/t)					848,5		
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					13,8		
** Percentagem de sólidos					53,1				
** Liacid 1218 (g/t)					400,7				
** Flotanol D25 (g/t)					0,0				
** Eumulgin MC-711 (g/t)					20,0				
** pH da polpa					10,4				
* Água de diluição (L/h)							24,0		
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75		
		** Água de lavagem					0,31		
		** Polpa					0,78		
	* Percentagem de sólidos na alimentação					25,2			
	* Altura da camada de espuma (cm)					80,0			
	* Tempo de residência da polpa (min)					9,8			
	* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					4,64			
* Hold up do ar (%)					11,7				
* Bias					1,4				
R E S U L T A D O S									
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)			
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Concentrado	5,69	11,95	29,70	17,10	8,12	44,7	77,2	38,1	15,1
Rejeito	7,04	61,59	7,10	22,50	37,00	55,3	22,8	61,9	84,9
Alimentação	12,73	50,43	17,20	20,09	24,09	100,0	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-12					1 Março 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com adição de 31,1 g/t Eumulgin MC-711										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					25,9			
		** Percentagem de sólidos					53,1			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					601,6			
		** DSI Starplus M (g/t)					902,4			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					14,4			
** Percentagem de sólidos					53,1					
** Liacid 1218 (g/t)					431,1					
** Flotanol D25 (g/t)					0,0					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					31,3					
** pH da polpa					10,4					
		* Água de diluição (L/h)					24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75			
		** Água de lavagem					0,31			
		** Polpa					0,75			
			* Percentagem de sólidos na alimentação					24,3		
			* Altura da camada de espuma (cm)					80,0		
			* Tempo de residência da polpa (min)					10,3		
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					4,83		
		* Hold up do ar (%)					11,6			
		* Bias					1,3			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	5,92	13,07	28,90	19,00	8,16	49,5	82,5	47,2	16,8	
Rejeito	6,04	58,64	6,00	20,80	39,49	50,5	17,5	52,8	83,2	
Alimentação	11,97	49,24	17,34	19,91	23,98	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-13					4 Março 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com taxa de alimentação de 15,4 kg/h										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					18,4			
		** Percentagem de sólidos					49,9			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					515,9			
		** DSI Starplus M (g/t)					703,5			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					11,0			
** Percentagem de sólidos					49,9					
** Liacid 1218 (g/t)					336,1					
** Flotanol D25 (g/t)					0,0					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,4					
		* Água de diluição (L/h)					24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75			
		** Água de lavagem					0,24			
		** Polpa					0,78			
			* Percentagem de sólidos na alimentação					27,0		
			* Altura da camada de espuma (cm)					81,0		
			* Tempo de residência da polpa (min)					9,8		
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					4,37		
		* Hold up do ar (%)					11,6			
		* Bias					1,2			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	5,36	10,69	32,00	13,50	8,30	34,9	62,7	22,4	12,3	
Rejeito	9,99	63,80	10,20	25,00	31,70	65,1	37,3	77,6	87,7	
Alimentação	15,35	56,77	17,81	20,99	23,54	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-14					4 Março 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com velocidade superficial do ar = 2,00 cm/s										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					19,8			
		** Percentagem de sólidos					49,9			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					546,8			
		** DSI Starplus M (g/t)					757,2			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					11,8			
** Percentagem de sólidos					49,9					
** Liacid 1218 (g/t)					361,7					
** Flotanol D25 (g/t)					0,0					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,5					
		* Água de diluição (L/h)					24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					2,00			
		** Água de lavagem					0,28			
		** Polpa					0,79			
			* Percentagem de sólidos na alimentação					26,1		
			* Altura da camada de espuma (cm)					81,0		
			* Tempo de residência da polpa (min)					9,5		
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					4,42		
		* Hold up do ar (%)					13,1			
		* Bias					1,3			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	5,42	11,08	30,90	15,00	9,00	38,0	68,1	27,7	14,0	
Rejeito	8,84	63,91	8,86	24,00	33,80	62,0	31,9	72,3	86,0	
Alimentação	14,26	54,58	17,24	20,58	24,37	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-15					4 Março 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com velocidade superficial do ar = 2,25 cm/s										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					22,7			
		** Percentagem de sólidos					49,9			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					627,8			
		** DSI Starplus M (g/t)					883,8			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					13,3			
** Percentagem de sólidos					49,9					
** Liacid 1218 (g/t)					415,3					
** Flotanol D25 (g/t)					0,0					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,5					
		* Água de diluição (L/h)					24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					2,25			
		** Água de lavagem					0,31			
		** Polpa					0,78			
			* Percentagem de sólidos na alimentação					24,4		
			* Altura da camada de espuma (cm)					81,0		
			* Tempo de residência da polpa (min)					9,6		
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					4,33		
		* Hold up do ar (%)					12,9			
		* Bias					1,3			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	5,31	11,28	30,80	15,00	9,10	42,7	74,9	31,8	16,2	
Rejeito	7,12	62,07	7,69	24,00	35,18	57,3	25,1	68,2	83,8	
Alimentação	12,42	50,91	17,56	20,16	24,04	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-16					4 Março 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com taxa de alimentação de 9,5 kg/h										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					32,9			
		** Percentagem de sólidos					53,5			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					441,6			
		** DSI Starplus M (g/t)					738,2			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					19,5			
** Percentagem de sólidos					53,5					
** Liacid 1218 (g/t)					365,9					
** Flotanol D25 (g/t)					0,0					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,5					
		* Água de diluição (L/h)					24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75			
		** Água de lavagem					0,25			
		** Polpa					0,67			
			* Percentagem de sólidos na alimentação					22,1		
			* Altura da camada de espuma (cm)					80,0		
			* Tempo de residência da polpa (min)					11,5		
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					4,00		
		* Hold up do ar (%)					11,4			
		* Bias					1,3			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	4,90	9,45	28,97	18,40	8,83	51,5	82,5	47,0	19,3	
Rejeito	4,61	52,08	6,52	22,01	39,30	48,5	17,5	53,0	80,7	
Alimentação	9,51	43,04	18,08	20,15	23,61	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-17					4 Março 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com taxa de alimentação de 12,2 kg/h										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					23,1			
		** Percentagem de sólidos					49,9			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					639,8			
		** DSI Starplus M (g/t)					708,7			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					13,8			
** Percentagem de sólidos					49,9					
** Liacid 1218 (g/t)					344,5					
** Flotanol D25 (g/t)					0,0					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,5					
		* Água de diluição (L/h)					24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75			
		** Água de lavagem					0,29			
		** Polpa					0,79			
			* Percentagem de sólidos na alimentação					24,3		
			* Altura da camada de espuma (cm)					79,0		
			* Tempo de residência da polpa (min)					9,9		
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					3,48		
		* Hold up do ar (%)					10,6			
		* Bias					1,4			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	4,27	8,20	32,50	12,90	8,30	35,0	66,5	21,3	12,0	
Rejeito	7,92	62,92	8,80	25,60	32,92	65,0	33,5	78,7	88,0	
Alimentação	12,19	50,12	17,10	21,15	24,31	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-18					4 Março 2010					
OBJETIVO: Realizar a flotação direta com taxa de alimentação de 15,4 kg/h										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L					V A L O R			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)					18,4			
		** Percentagem de sólidos					49,9			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)					515,9			
		** DSI Starplus M (g/t)					703,5			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)					11,0			
** Percentagem de sólidos					49,9					
** Liacid 1218 (g/t)					336,1					
** Flotanol D25 (g/t)					0,0					
** Eumulgin MC-711 (g/t)					0,0					
** pH da polpa					10,4					
		* Água de diluição (L/h)					24,0			
FLOTAÇÃO	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar					1,75			
		** Água de lavagem					0,24			
		** Polpa					0,78			
			* Percentagem de sólidos na alimentação					27,0		
			* Altura da camada de espuma (cm)					81,0		
			* Tempo de residência da polpa (min)					9,8		
			* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					4,37		
		* Hold up do ar (%)					11,6			
		* Bias					1,2			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Concentrado	5,36	10,69	32,00	13,50	8,30	34,9	62,7	22,4	12,3	
Rejeito	9,99	63,80	10,20	25,00	31,70	65,1	37,3	77,6	87,7	
Alimentação	15,35	56,77	17,81	20,99	23,54	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A									
TESTE: IP-19			31		Março		2010		
OBJETIVO: Realizar a flotação rougher/cleaner, utilizando pH = 10 e VSAr = 2,0 cm/s na cleaner									
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S									
E T A P A		V A R I Á V E L				ROUGHER	CLEANER		
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)				26,5	-		
		** Percentagem de sólidos				54,9	-		
		** Hidróxido de Sódio (g/t)				359,4	171,9		
		** DSI Starplus M (g/t)				773,4	-		
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)				17,8	-		
		** Percentagem de sólidos				54,9	-		
** Liacid 1218 (g/t)				390,6	-				
** Flotanol D25 (g/t)				9,6	-				
** pH da polpa				9,9	10,0				
* Água de diluição (L/h)					60,0	35,0			
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar				1,75	2,00		
		** Água de lavagem				0,30	0,25		
		** Polpa				0,45	0,55		
	* Percentagem de sólidos na alimentação					26,5	22,5		
	* Altura da camada de espuma (cm)					80,0	67,0		
	* Tempo de residência da polpa (min)					13,9	13,7		
	* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					3,01	11,11		
	* Hold up do ar (%)					20,0	11,5		
* Bias					1,3	0,7			
R E S U L T A D O S									
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)			
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. Cleaner	13,62	42,03	30,45	15,20	7,05	44,3	80,8	31,2	13,7
Rej. Cleaner	1,02	41,07	11,40	39,50	16,00	3,3	2,3	6,1	2,3
Conc. Rougher	14,64	65,10	29,12	16,89	7,67	47,7	83,1	37,3	16,0
Rej. Rougher	16,08	140,82	5,40	25,85	36,55	52,3	16,9	62,7	84,0
Alimentação	30,72	55,92	16,70	21,58	22,79	100,0	100,0	100,0	100,0

P R O J E T O I T A T A I A										
TESTE: IP-20			1		Abril		2010			
OBJETIVO: Realizar a flotação rougher/cleaner, utilizando pH = 8,0 (natural) e VSAr = 2,0 cm/s na cleaner										
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S										
E T A P A		V A R I Á V E L				ROUGHER	CLEANER			
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)				24,8	-			
		** Percentagem de sólidos				49,3	-			
		** Hidróxido de Sódio (g/t)				464,5	-			
		** DSI Starplus M (g/t)				860,2	-			
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)				16,6	-			
** Percentagem de sólidos				49,3	-					
** Liacid 1218 (g/t)				440,9	-					
** Flotanol D25 (g/t)				10,8	-					
** pH da polpa				10,0	8,0 (Nat)					
* Água de diluição (L/h)						60,0	35,0			
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar				1,95	2,00			
		** Água de lavagem				0,19	0,24			
		** Polpa				0,44	0,79			
	* Percentagem de sólidos na alimentação						23,9	18,8		
	* Altura da camada de espuma (cm)						78,0	67,0		
	* Tempo de residência da polpa (min)						14,0	9,2		
	* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)						2,67	6,73		
	* Hold up do ar (%)						21,4	14,6		
* Bias						1,3	1,0			
R E S U L T A D O S										
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)				
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	
Conc. Cleaner	8,25	26,36	36,10	6,81	4,63	29,6	62,8	10,4	6,1	
Rej. Cleaner	4,87	61,42	17,57	33,70	8,54	17,5	18,0	30,5	6,7	
Conc. Rougher	13,12	69,78	29,22	16,79	6,08	47,0	80,9	41,0	12,8	
Rej. Rougher	14,78	136,84	6,13	21,47	36,80	53,0	19,1	59,0	87,2	
Alimentação	27,90	56,62	16,99	19,27	22,35	100,0	100,0	100,0	100,0	

P R O J E T O I T A T A I A									
TESTE: IP-21			1		Abril		2010		
OBJETIVO: Realizar a flotação rougher/cleaner, utilizando pH = 10 e VSAr = 1,6 cm/s na cleaner									
C O N D I Ç Õ E S O P E R A C I O N A I S									
E T A P A		V A R I Á V E L				ROUGHER	CLEANER		
CONDICIONAMENTO	* Condicionador 1	** Tempo de residência (min)				22,2	-		
		** Percentagem de sólidos				46,8	-		
		** Hidróxido de Sódio (g/t)				385,1	182,2		
		** DSI Starplus M (g/t)				807,5	-		
	* Condicionador 2	** Tempo de residência (min)				14,8	-		
** Percentagem de sólidos				46,8	-				
** Liacid 1218 (g/t)				414,1	-				
** Flotanol D25 (g/t)				9,9	-				
** pH da polpa				10,0	10,0				
* Água de diluição (L/h)					60,0	35,0			
FLOTAÇÃO EM COLUNA	* Veloc. Superficial (cm/s)	** Ar				1,95	1,60		
		** Água de lavagem				0,19	0,24		
		** Polpa				0,44	0,82		
	* Percentagem de sólidos na alimentação					23,8	20,5		
	* Altura da camada de espuma (cm)					79,0	74,0		
	* Tempo de residência da polpa (min)					14,1	9,1		
	* Capacidade de transporte (g/cm ² .min)					3,18	9,71		
	* Hold up do ar (%)					20,8	11,8		
	* Bias					1,2	0,9		
	R E S U L T A D O S								
P R O D U T O	V A Z ã O (kg/h)		T E O R (%)			D I S T R I B U I Ç ã O (%)			
	Sólidos	Polpa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂	Massa	P ₂ O ₅	CaCO ₃	SiO ₂
Conc. Cleaner	11,90	30,95	33,03	11,07	5,02	41,1	75,1	24,0	9,6
Rej. Cleaner	3,54	62,40	15,10	39,10	9,23	12,2	10,2	25,2	5,2
Conc. Rougher	15,44	75,35	28,92	17,50	5,99	53,3	85,3	49,2	14,8
Rej. Rougher	13,54	136,60	5,70	20,60	39,23	46,7	14,7	50,8	85,2
Alimentação	28,98	61,95	18,07	18,95	21,52	100,0	100,0	100,0	100,0