

**RENATA SALLES KURUSU**

**FLOTAÇÃO DE FINOS DE BAUXITA**

Trabalho de Formatura em Engenharia de Minas  
do curso de graduação do Departamento de  
Engenharia de Minas e de Petróleo da Escola  
Politécnica da Universidade de São Paulo.

Orientador: Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves

**São Paulo**

**2005**

## AGRADECIMENTOS

Ao Professor Dr. Arthur Pinto Chaves, pela pessoa maravilhosa que é e por ter me despertado o gosto pelo Tratamento de Minérios com seus ensinamentos.

À minha família, principalmente meus pais, pela criação, amor e por todo apoio para eu chegar até aqui.

Ao Boris, pelo amor que me inspira a cada dia.

À Companhia Brasileira de Alumínio, em nome dos Engenheiros Claret Vidal Abreu, Christian Fonseca de Andrade, Rogério Tarcia, André Luiz Fonseca e do Químico Nilson Bigogno, que foram fundamentais para a realização deste trabalho.

A toda equipe do Laboratório da CBA, pela amizade, pela ajuda na amostragem e pelos trabalhos de laboratório.

A toda equipe do Laboratório de Tratamento de Minérios, especialmente ao Tico, por toda ajuda e todo companheirismo em todos os momentos.

A toda equipe do Laboratório de Físico-Química de Interfaces da Escola Politécnica da USP, principalmente, a Ivani, pelos trabalhos de laboratório e por estar sempre disposta a ajudar.

Ao Professor Dr. Henrique Kahn e à Liz do Laboratório de Caracterização Tecnológica da Escola Politécnica da USP pela utilização dos equipamentos necessários e apoio.

Aos amigos da Escola, principalmente ao Gustavo, Tomaz e Miguel, por toda ajuda em diversas etapas deste trabalho.

A todos os professores do Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo, que contribuíram em minha formação como Engenheira de Minas.

## RESUMO

Este trabalho dá continuidade aos trabalhos de formatura dos engenheiros Maurício Bergerman e Tiago Freitas, apresentados nos anos anteriores, sobre o aproveitamento do rejeito de finos gerado no beneficiamento de bauxita na usina da Companhia Brasileira de Alumínio, em Itamarati de Minas, MG. Trata-se de uma linha de pesquisa em continuação. É proposta a concentração da bauxita a partir de um rejeito, através da flotação da sílica. Como os minerais de ferro e titânio acompanham a bauxita, é necessário fazer separação magnética para eliminá-los do concentrado final. O concentrado de ferro e titânio pode ser utilizado como aditivo para fabricação de cimento portland. O rejeito de sílica pode ser utilizado como areia para construção civil ou na própria mina.

Foram realizados experimentos sistemáticos com minério de uma amostragem de 2004 em célula de flotação de bancada. Foi determinada a dosagem ótima de reagentes, seguida pela flotação com Cleaner e Scavenger para determinar o balanço de massas e verificar o comportamento do processo. A recuperação de alumina aproveitável aumentou 10% em relação aos ensaios em batelada.

Para validar as conclusões do trabalho experimental, foi feita uma amostragem na usina de beneficiamento de Itamarati de Minas em julho deste ano. Com este minério foi feito o experimento de flotação cruzada. Partindo-se de uma alimentação com 13% de alumina aproveitável, chega-se a um concentrado com teor de 52%. A recuperação em massa é 13,3% e a de alumina aproveitável é 60,4%.

Assim, fica demonstrada a viabilidade técnica da recuperação da bauxita contida nos rejeitos (underflow do ciclone de 6"). Em termos do processo da usina, significa um aumento da produção de concentrado em 5,1 t/h, o aproveitamento mais completo dos rejeitos, a diminuição de 200.000 m<sup>3</sup>/ano do volume de efluentes, do impacto ambiental e o aumento da vida útil da barragem de rejeitos.

**Palavras-chave:** conservação mineral, aproveitamento de rejeitos, minimização de impacto ambiental, flotação de sílica, bauxita.

## ABSTRACT

The present work is the third one in the same research line. It gives continuity to the previous approaches made by Maurício Bergerman and Tiago Freitas in their graduation papers about the improvement of fine tails from the Companhia Brasileira de Alumínio's bauxite beneficiation plant at Itamarati de Minas, MG. The main focus is proposing an bauxite concentration by silica flotation from a product considered a tailing. It's also needed a magnetic separation to eliminate iron and titanium contaminants. Both products from this beneficiation process can have an industrial destination: iron and titanium concentrate can be used as portland cement additive and the silica can be used as construction sand in mine or in road maintenance.

Systematic experiments, made with remaining 2004's ore sample, were performed on bench cell froth flotation. The optimum reagents dosage was determined, followed by a flotation test with Cleaner e Scavenger which determined the mass balance and confirmed the process behavior. The available alumina recovery increased 10% over the batch tests.

To validate the conclusions set from the experimental work, a fresh ore sample was taken on the beneficiation plant at CBA in early July. A new simulation of the flotation circuit was made with this sample. From a 13% alumina feed a 52% alumina concentrate was achieved. The mass recovery was 13,3% and the available alumina recovery was 60,4%. Afterwards, the technical viability of alumina recovery contained in the tailings (6" cyclone underflow) was demonstrated. The global benefits obtained from this process include: an increment of 5,1 t/h on the bauxite concentrate production, a better use of the ore, an important decrease of 200.000 m<sup>3</sup>/ano on the effluents emission and on the environmental impact and an increase in the life-time of the tailings dam.

**Key-words:** mineral conservation, decrease of environmental impact, silica flotation, bauxite.

## LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Localização regional do depósito de bauxita.....	4
Figura 2 – Departamento de Itamarati de Minas, CBA.....	7
Figura 3 – Espirais concentradoras do circuito de finos do minério anfibolítico.....	8
Figura 4 – Fluxograma atual do beneficiamento em Itamarati de Minas.....	9
Figura 5 – Máquina de flotação Denver.....	12
Figura 6 – Representação da flotação e seus produtos.....	12
Figura 7 – Circuito de flotação.....	13
Figura 8 – Etapa Rougher.....	14
Figura 9 – Flotação com Cleaner e Scavenger.....	14
Figura 10 – Bateria dos ciclones de 6”.....	15
Figura 11 – Tambores com as amostras coletadas.....	15
Figura 12 – Etapas Rougher, Cleaner e Scavenger da flotação cruzada.....	17
Figura 13 – Flotação cruzada com alimentação nova em cinco etapas.....	17
Figura 14 – Flotado e deprimido.....	18
Figura 15 – Recuperações e teores de alumina em função da variação de coletor.....	19
Figura 16 - Recuperações e teores de alumina em função da variação de depressor.....	20
Figura 17- Curva granulométrica da amostra de cabeça do rejeito.....	23
Figura 18 – Flotado, deprimido magnético e não-magnético.....	24
Figura 19 – Separação magnética, antes e depois.....	26

**LISTA DE TABELAS**

Tabela 1 - Recuperações e teores em função da dosagem do coletor .....	19
Tabela 2 - Recuperações e teores em função da dosagem de depressor .....	20
Tabela 3 – Recuperações e teores para os produtos da flotação com Cleaner e Scavenger.....	21
Tabela 4 – Resultados da flotação sem deslamagem. ....	22
Tabela 5 – Análise química da amostra 1 por faixa granulométrica.....	22
Tabela 6 – Análise química por faixa granulométrica e da amostra de cabeça (AQC) da amostra 2. ....	23
Tabela 7 – Análise granulométrica da amostra 2. ....	23
Tabela 8 – Recuperações e teores para os produtos da flotação cruzada. ....	25

## **LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS**

AQC – Análise química de cabeça.

CBA – Companhia Brasileira de Alumínio

EPUSP – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo

LCT – Laboratório de Caracterização Tecnológica do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo da EPUSP.

LTM – Laboratório de Tratamento de Minérios e Resíduos Industriais do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo da EPUSP.

UF – Underflow.

## LISTA DE SÍMBOLOS

$\mu\text{m}$  – micrômetro.

$\rho_p$  - densidade de polpa.

$\rho_s$  - densidade de sólidos.

A – alimentação.

CL – Cleaner.

D – deprimido.

DCL – deprimido Cleaner.

D<sub>MAG</sub> – deprimido magnético.

D<sub>N-MAG</sub> – deprimido não-magnético.

DSC – deprimido Scavenger.

F – flotado.

FLCL – flotado Cleaner.

FLSC – flotado Scavenger.

g – grama.

ml – mililitro.

$m_p$  – massa de polpa.

$m_s$  – massa de sólidos.

R – Rougher.

RAl<sub>2</sub>O<sub>3ap</sub> – Recuperação de alumina aproveitável.

Rm – Recuperação em massa.

SC – Scavenger.

$t_f$  – tempo de flotação.

$V_p$  – volume de polpa.

## SUMÁRIO

### LISTA DE ILUSTRAÇÕES

### LISTA DE TABELAS

### LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

### LISTA DE SÍMBOLOS

1.	INTRODUÇÃO .....	1
2.	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	2
2.1.	Conservação mineral e ambiental .....	2
2.2.	Bauxita brasileira.....	3
2.3.	Flotação de sílica.....	4
2.4.	Departamento de Itamarati de Minas (CBA) .....	6
3.	MATERIAIS E MÉTODOS .....	10
3.1.	Dosagem ótima.....	12
3.1.1.	Coletor.....	12
3.1.2.	Depressor.....	13
3.2.	Flotação com Cleaner e Scavenger .....	13
3.3.	Amostragem .....	15
3.3.1.	Preparação das amostras.....	16
3.4.	Caracterização das amostras.....	16
3.5.	Flotação cruzada.....	16
3.6.	Análise química.....	18
3.7.	Separação magnética .....	18
4.	RESULTADOS E DISCUSSÕES .....	18
4.1.	Dosagem ótima.....	19
4.1.1.	Coletor.....	19
4.1.2.	Depressor.....	20
4.2.	Flotação com Cleaner e Scavenger .....	21
4.3.	Preparação das amostras.....	22
4.4.	Caracterização das amostras.....	22
4.5.	Flotação cruzada.....	24
4.6.	Separação magnética .....	26
5.	CONCLUSÕES.....	26

6. TRABALHOS FUTUROS.....	27
REFERÊNCIAS .....	27
ANEXO A – DOSAGEM ÓTIMA DE COLETOR (FLUXOGRAMAS) .....	29
ANEXO B – DOSAGEM ÓTIMA DE DEPRESSOR (FLUXOGRAMAS) .....	34
ANEXO C – FLOTAÇÃO COM CLEANER E SCAVENGER (FLUXOGRAMAS).....	39
ANEXO D – FLOTAÇÃO SEM DESLAMAGEM (FLUXOGRAMAS) .....	41
ANEXO E – FLOTAÇÃO CRUZADA (FLUXOGRAMA).....	43

## 1. INTRODUÇÃO

A demanda por bens minerais cresce com o aumento populacional e com a evolução dos padrões de vida da sociedade. A descoberta de novas reservas minerais e o avanço tecnológico não acompanham o mesmo ritmo. Já dizia o Professor Joaquim Maia (MAIA, 1973) que as atuais reservas e novas descobertas que venham a acontecer, juntamente com os métodos de aproveitamento utilizados, não serão o bastante para atender a demanda das futuras gerações. Assim, é necessária a preservação dos recursos minerais, o que significa o uso de métodos eficazes que evitem desperdícios e empreguem o material da forma mais adequada. A minimização dos impactos das atividades econômicas no meio ambiente e a consequente diminuição da eliminação de rejeitos provenientes do tratamento mineral, são fatores muito importantes. Como consequência destas ações, as instalações de beneficiamento devem trabalhar para obterem melhor recuperação e maior utilização de bens minerais, otimizando a produção.

Nesta ordem de idéias está inserido o presente trabalho sobre o aproveitamento dos finos do beneficiamento da bauxita na unidade de Itamarati de Minas (MG) da Companhia Brasileira de Alumínio (CBA). A usina opera com dois minérios diferentes, gnáissico e anfibolítico. Já foi desenvolvido o processo de aproveitamento de finos para o anfibolítico, através de espirais concentradoras, no trabalho de BERGERMAN (2003). O presente trabalho propõe uma nova linha para aproveitar a fração fina do minério gnáissico. O objetivo foi a transformação de um rejeito em produtos que podem ser utilizados, aumentando a recuperação de bauxita da usina, otimizando o processo, melhorando a economia da usina e diminuindo o impacto ambiental da disposição de rejeitos.

Para este fim foi dada continuidade ao trabalho de conclusão do curso de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo desenvolvido por Tiago Guelfi de Freitas em 2004: haviam sido feitos ensaios exploratórios para concentrar a bauxita por flotação, já que a granulometria era favorável para tal. Verificou-se a dificuldade de flotar a bauxita, pois não houve seletividade nos experimentos executados. Ao contrário, a flotação reversa (da sílica) apresentou bons resultados, que foram otimizados no presente trabalho. Em complemento, foi feita uma pesquisa bibliográfica sobre o contexto envolvido e as principais propriedades e fenômenos em pauta: princípio de conservação mineral e preservação ecológica, bauxita brasileira, flotação de sílica e os trabalhos já realizados no Departamento de Itamarati de Minas visando o aproveitamento de finos.

Na etapa anterior foram definidos o coletor Flotigam EDA (uma amina), o depressor solução de amido a 2% e o pH ótimo em torno de 10. Nesta etapa foram realizados experimentos sistemáticos de flotação para otimizar as dosagens dos reagentes, as etapas de flotação necessárias e comparar o comportamento do sistema mediante a simulação de um circuito industrial em escala de bancada. Os concentrados finais foram submetidos à separação magnética dando origem aos concentrados de bauxita, produto final utilizado na fabricação de alumínio e concentrados de ferro e titânio, que podem ser utilizados como aditivos na fabricação de cimento portland. O rejeito da flotação é a sílica, com pequenas quantidades de ferro, que pode ser utilizada como areia para a construção civil ou em obras de terra dentro da mina. De qualquer forma, deixam de ser lançados na barragem de rejeitos os volumes correspondentes (areia, pesados e bauxita). A vida da barragem, que é uma obra civil complexa e cara, fica muito aumentada, diminuindo os seus custos de capital e operacional e minimizando o impacto ambiental. Tudo porque estes rejeitos foram transformados em subprodutos.

É importante salientar que em contraposição à finalidade lucrativa principal, está o conceito social de conservação e a preservação das condições ecológicas. Essas causas foram bastante negligenciadas no início das atividades da mineração, mas com o tempo tornaram-se cada vez mais relevantes. Hoje são fundamentais; por isto, os estudos que seguem essa linha são valiosos.

## 2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

### 2.1. Conservação mineral e ambiental

Os minerais são essenciais à vida moderna, o que faz da mineração uma atividade essencial para o desenvolvimento econômico e social de muitos países e em especial, do Brasil. As necessidades minerais crescem com as populações e a evolução do padrão de vida, ao passo que novas descobertas de reservas e os avanços tecnológicos não as acompanham no mesmo ritmo. Como as reservas atuais e as novas descobertas a serem feitas não serão o bastante às demandas das futuras gerações, é necessária a conservação dos recursos minerais.

A reflexão apresentada pelo saudoso Professor Joaquim Maia (MAIA, 1973) no 1º Encontro Nacional de Tratamento de Minérios, sobre os conceitos fundamentais do Tratamento de Minérios, já mostrava a importância da conservação mineral em contraposição à finalidade lucrativa.

O grande mestre já dizia que, para todas as finalidades práticas, o mundo mineral é um fenômeno estático e deve ser encarado como tal. As reservas comprovadas e lavráveis são relativamente escassas e a humanidade não se pode dar ao luxo de explorá-las no proveito imediato de uns poucos privilegiados. O conceito de preservação dos recursos minerais é o imperativo que mais se firma dia a dia. A política de conservação impõe um ritmo de utilização subordinado aos interesses sociais, é o uso prudente e inteligente. Requer que todos os recursos sejam controlados por métodos eficazes e que todo desperdício seja evitado, dando a cada material o emprego mais adequado à sua natureza.

A legítima conservação mineral deve ser conceituada como ativa descoberta, completa extração e exato uso. A sociedade não pode permanecer como assistente impassível ante a dilapidação de recursos minerais por técnicas de lavra ou de processamento primitivas e ineficientes. Isso não significa que uma instalação de beneficiamento trabalhe com porções que não lhe fornecem lucros, mas nada justifica que ela não seja legalmente compelida a aproveitar partes menos lucrativas. Se há lavras ambiciosas e predatórias, existem também beneficiamentos ambiciosos e predatórios, produzindo rejeitos inaproveitáveis que poderiam ser utilizados, mesmo que com menores lucros unitários, mas com melhor serventia social.

Outro conceito a ser considerado é a diminuição da poluição ou a preservação das condições ecológicas. Normalmente, o tratamento mineral não é fonte de grande poluição ambiental, com exceção daqueles que despejam águas poluídas ou que geram águas ácidas. Porém, é inegável que a disposição dos rejeitos do tratamento é fator apreciável de impacto ambiental.

Dentre os impactos ambientais tanto na lavra como no beneficiamento mineral, podemos citar (VILLAS-BOAS, 2001): alteração do lençol freático, geração de estéril, poluição sonora, emissão de gases e material particulado, vibrações, geração de rejeitos e resíduos químicos, além do consumo de energia e água.

Como expôs SALUM (2003), no 10º Congresso Brasileiro de Mineração, o Tratamento de Minérios apresenta como grande desafio para os próximos anos a sua contribuição para o que se tem denominado mineração sustentável. Este desafio traz em si a necessidade de avanços e inovações para a área, além de uso mais qualificado e abrangente daquilo que já se dispõe em termos de tecnologia. Ao se aliar mineração sustentável e Tratamento de Minérios, há múltiplos aspectos a serem considerados. São exemplos de ações do Tratamento de Minérios que podem resultar na sua contribuição para a mineração sustentável:

- Recuperação de finos de minérios de baixo teor;
- Recuperação de rejeitos da mineração;
- Otimização do consumo de reagentes de flotação e de separação sólido/líquido;
- Busca por reagentes menos agressivos ambientalmente para as operações de flotação e de separação sólido-líquido;
- Otimização de uso de energia e água no tratamento de minérios.

Felizmente, o compromisso de minimizar o impacto das atividades econômicas no meio ambiente foi incorporado, nas últimas décadas, aos planos de investimentos e ao crescimento da maioria das empresas de mineração.

## **2.2. Bauxita brasileira**

O nome bauxita vem da aldeia onde foi descoberta, em Les Baux, na França meridional, em 1821, pelo geólogo Pierre Berthier. A bauxita é utilizada como matéria-prima para a fabricação de alumina pelo processo Bayer, sendo esta posteriormente empregada para a fabricação de alumínio metálico pela redução eletrolítica da alumina, método conhecido como processo Hall-Heroult.

A bauxita é composta de um ou mais hidróxidos de alumínio - gibsita  $\text{Al(OH)}_3$ , bohemita  $\text{AlO(OH)}$  e diáspero  $\text{HAlO}_2$  - misturados com sílica, alumino silicatos, óxido de ferro e titânio. Sua origem é supergênica, comumente sob condições climáticas tropicais e subtropicais. Os depósitos tropicais são lateríticos, oxidados, consistindo de hidróxidos de alumínio e óxidos de ferro, principalmente (DANA, 1952).

Segundo MELFI (1997), os depósitos de bauxita do Brasil são de origem laterítica, constituídos essencialmente por gibsita e formados pela ação intensa do clima tropical sobre diferentes tipos de rocha. As condições climáticas e geomorfológicas, juntas com o tempo, são os fatores mais importantes na formação desses depósitos.

O minério objeto deste estudo é a bauxita de Itamarati de Minas, região de Cataguases, MG. Este depósito está localizado no sudeste de Minas Gerais e forma um longo cinturão de alumínio que se estende de São João do Nepomuceno até Manhumirim, figura 1. Possui mais de 100 milhões de t de bauxita, a maior reserva de alumínio do Brasil. Ocorre em topões de montanhas (700 a 900 m) em uma topografia conhecida por “meia-laranja”. Os elementos principais são (CARVALHO, 1997):

- Sílica ( $\text{SiO}_2$ ), variando de 2 a 10% para derivados de rochas básicas e até 24% para derivados de rochas ácidas. Aparece na forma de quartzo ou combinado com alumina (caulinita);
- Alumina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), torna-se enriquecida na forma de caulinita ou gibsita. Uma parte também é fixada em minerais de ferro. O teor varia entre 40% (rochas básicas) e 50%, com um máximo de 60% (em outros tipos);
- Ferro (Fe), o minério anfibolítico tem perto de 30%, enquanto o gnáissico tem entre 15 e 21%;
- Titânio (Ti), incorporado em anfibólios e biotita (3 a 6% de  $\text{TiO}_2$ ) em adição aos minerais primários (ilmenita, rutilo). Também ocorre nos minerais secundários de ferro.



Figura 1 - Localização regional do depósito de bauxita.

Em Itamarati de Minas as jazidas são de minério gnáissico, cujos principais contaminantes são  $\text{SiO}_2$  e argilo-minerais. Em Descoberto as jazidas são de minério anfibolítico e os principais contaminantes são  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$  e argilo-minerais.

### 2.3. Flotação de sílica

Silicatos são os mais comuns e abundantes minerais da crosta terrestre. Mais de 25% da crosta terrestre consiste de compostos de silício (Si), que é o segundo elemento mais abundante, atrás apenas do oxigênio (O). A unidade fundamental de todos os silicatos é o íon  $[\text{SiO}_4]^{4-}$  que forma um tetraedro. A extensão deste tetraedro em três dimensões forma uma

macromolécula conhecida como sílica. Nela, cada átomo de silício é ligado a quatro átomos de oxigênio e cada um deste é ligado a outro de silício (MANSER, 1973).

Segundo GAUDIN (1957), flotação é um processo de separação de finos, aplicada na concentração de minérios metálicos, não-metálicos e também na separação de sólidos e gorduras dos líquidos. Antes da flotação é necessário cominuir o minério para a liberação das partículas. A separação por flotação é feita em água, onde algumas partículas aderem a bolhas de ar que são introduzidas na polpa e flutuam e outras espécies sólidas aderem à água e permanecem no fundo. A segregação de diferentes sólidos é acompanhada pela afinidade seletiva de suas superfícies, adequadamente modificadas por reagentes, pelas bolhas de ar ou pela água. A flotação da sílica, na forma de quartzo, tem sido estudada mais que a flotação de todos os outros silicatos. Isto devido à sua larga ocorrência na forma pura e sua conveniente insolubilidade na água.

Os coletores são substâncias que envolvem as partículas e as tornam capazes de aderirem às bolhas de ar. Como explicam CHAVES e LEAL FILHO (2002), a estrutura molecular dos coletores é caracterizada por uma porção de natureza molecular (covalente) e outra de natureza polar (iônica). A porção polar pode apresentar diversas funções, enquanto a covalente é sempre uma cadeia orgânica, de comprimento variável, podendo ser ramificada ou mesmo cíclica. Em solução, a porção polar é ionizada e a molecular não, tendo esta maior afinidade pela fase gasosa que pela líquida. Havendo no sistema uma interface sólido-gás (bolhas de ar sopradas dentro da célula de flotação), a molécula de coletor tenderá a se posicionar nesta interface, de modo que a porção não-polar esteja em contato com o gás e a iônica em contato com a água.

Os coletores podem ser aniônicos ou catiônicos, em função da sua carga iônica. Os catiônicos se restringem às aminas, enquanto os aniônicos se subdividem de acordo com a função química correspondente, em: ácidos graxos ou seus sais, xantatos, sulfatos de alcoila ou arila, álcoois de enxofre, tiouréias, tiocarbamatos e ditiofosfatos.

As aminas e seus acetatos são coletores catiônicos que se ligam à superfície de todos os silicatos. São coletadas eletricamente por um mecanismo de primeira espécie, sendo adsorvidas e dessorvidas fácil e rapidamente. Elas podem ser primárias ( $R - N - H_2$ ), secundárias ( $R - NH - R$ ) e terciárias ( $R - NR' - R''$ ). Na flotação catiônica de silicatos são relevantes os seguintes fatores (FUERSTENAU, 1976):

- Tem grande importância a interação entre o mineral e o coletor;
- Coletores de cadeias longas são requeridos, pelo menos 10 carbonos devem estar presentes na cadeia de hidrocarbonetos;
- É necessária uma concentração moderada de coletor;
- A ligação entre coletor e mineral parece ser menos forte, mesmo que o ângulo de contato seja grande;
- É necessário tempo de condicionamento antes da flotação, geralmente curto;
- Há sensibilidade para lamas, frações mais finas;
- Os coletores usualmente têm poder espumante;

- A seletividade de coletores catiônicos para minerais específicos é, geralmente, pobre.

Historicamente, os compostos mais comuns utilizados como reagentes na flotação catiônica do quartzo são os sais de acetato e cloreto de n-dodecylamina ( $C_{12}H_{25}NH_2$ ), uma amina primária que contém entre 12 e 18 átomos de carbono na cadeia. Estes sais possuem duas características positivas. Primeiro, a molécula da amina alifática é composta por uma parte apolar, suficientemente longa para tornar a superfície do quartzo hidrofóbica, com baixa concentração de coletor. Esta propriedade torna o uso destes coletores economicamente viável para a indústria mineral. A segunda característica é a solubilidade destes sais em meio aquoso, o que facilita sua aplicação.

Com o tempo, éter diaminas catiônicas foram introduzidas na flotação do quartzo. Sua eficiência, características e custos foram tão atrativos que estas passaram a ser utilizadas correntemente na flotação seletiva do quartzo.

Muitos estudos sobre a variação da efetividade das aminas com sua estrutura foram reportados na literatura. Contudo, estes estudos foram conduzidos sob variadas condições experimentais, tornando difíceis as comparações. Como resultado, foi conduzida por FUERSTENAU (1976) uma investigação sistemática em toda estrutura do coletor na microflotação de quartzo para o pH variando de 7 a 11, as faixas mais comumente utilizadas na prática. O pH que resultou em maior flotabilidade de quartzo para aminas primárias e secundárias foi, aproximadamente, 10,75. Para aminas terciárias, o pH 9,50.

A Clariant oferece a série Flotigam (aminas de coco, sebo, estearilamina e oleilamina). O coletor Flotigam EDA utilizado no presente estudo, é um éter-propileno-alquilamina, cuja fórmula química é:  $R - O - (CH_2)_3 - NH_2$ .

Sua escolha foi feita com base na flotação reversa da sílica dos minérios de ferro com éter aminas. Neste caso, a faixa mais adequada de pH para a flotação é de 9 a 11. A adição de um depressor, como amido gelatinizado com soda, melhora a seletividade e a recuperação do mineral de ferro. Os depressores reagem com os sítios superficiais dos minerais que não se deseja flotar, tornando-os hidrofílicos. O amido, polissacarídeo constituído por duas frações poliméricas, é utilizado como agente depressor desde 1931 quando foi patenteado como depressor seletivo na separação fosfato/quartzo por Lange (MARTINS, 2004).

#### **2.4. Departamento de Itamarati de Minas (CBA)**

A Companhia Brasileira de Alumínio (CBA) possui minas e uma usina de tratamento de minérios em Itamarati de Minas, MG, objeto do presente estudo. A lavra é feita em três frentes distintas: duas de minério gnáissico, originado da laterização de rochas gnáissicas, em Itamarati de Minas e uma de minério anfibolítico, proveniente da laterização de rochas anfibolíticas, no município de Descoberto. Esta atividade envolve a recuperação das áreas degradadas, com o plantio da vegetação original.

A usina de beneficiamento, que iniciou suas atividades em 1992 (BERGERMAN, 2003), opera com esses dois tipos de minério. A figura 2 mostra o Departamento de Itamarati de Minas.



Figura 2 – Departamento de Itamarati de Minas, CBA.

A configuração inicial do circuito, consistia em britagem primária para redução em 5", alimentada por um alimentador de barras elípticas (wobbler feeder), lavagem primária no scruber, peneiramento primário nas malhas de 1" no primeiro deck e  $\frac{1}{4}$ " no segundo deck, britagem secundária do retido em 1", lavagem secundária do produto da britagem secundária mais o retido na malha de  $\frac{1}{4}$ ", peneiramento secundário em malha de  $\frac{1}{4}$ ", o retido era produto final. Os passantes do peneiramento primário e secundário eram submetidos ao peneiramento terciário em malha 14 Tyler (1,2 mm), o passante era rejeito da planta e o retido, produto final. Os produtos eram homogeneizados por um stacker. A recuperação em massa era de 43,5% e a metalúrgica de 61%, com produção de 30.000 t/mês.

Em 1996, houve a substituição da malha de 1" para 2" no peneiramento primário, reduzindo a geração de finos pela britagem secundária e substituição das malhas de  $\frac{1}{4}$ ", nos peneiramentos primário e secundário, para malha 14 Tyler, eliminando as peneiras terciárias. Os passantes destas peneiras eram deslamados em ciclones de 26" e o underflow sofria peneiramento de alta freqüência para recuperar as partículas acima da malha 48. A recuperação em massa aumentou para 48,5% e a metalúrgica para 67%. Com o circuito de finos houve um acréscimo de 4.000 t/mês na produção.

No início de 1999, os ciclones de 26" foram substituídos por ciclones de 15" de corte mais preciso, aumentando o fluxo de alimentação nas peneiras de alta freqüência, o que resultou na adição de mais 3 peneiras no circuito. As malhas de 48 Tyler das peneiras de alta freqüência foram substituídas por malhas 40. A recuperação de lavagem chegou a 55,5% e a metalúrgica a 75%. O circuito de finos produziu 10.000 t/mês e produção da usina chegou a 45.000 t/mês.

Até o início de 2000, os dois tipos de minério, anfibolítico e gnáissico, eram beneficiados juntos e os resultados só divergiam na fração abaixo da malha 40 Tyler. Nesta fração, o minério anfibolítico está mais contaminado por minerais de ferro ( $Fe_2O_3$ ) e titânio ( $TiO_2$ ), já o gnáissico apresenta maior quantidade de sílica ( $SiO_2$ ). Devido esta diferença, os

dois minérios deviam ser tratados separadamente para o aproveitamento da fração fina (OBA, 2000). Com o objetivo de mostrar a viabilidade do aproveitamento destes finos, CHAVES (2000) realizou estudos com a implantação de uma usina piloto junto à industrial em Itamarati de Minas.

Em 2000, foi desenvolvida a tecnologia de processo para recuperar a bauxita nas frações abaixo da malha 40 Tyler. Testes em escala piloto mostraram que a recuperação de bauxita era viável para o minério anfibolítico, já que os contaminantes de ferro e titânio podiam ser separados pelos métodos densitário e magnético. O minério gnáissico, por ter teores muito altos de sílica nestas frações, não podia ser separado por estes métodos.

Para o minério anfibolítico, os passantes das peneiras de alta freqüência são submetidos a uma bateria de ciclones de 6", que fazem um corte na malha 250 Tyler (0,06 mm), eliminando a fração menor com alto teor de sílica. O underflow dos ciclones segue para duas baterias de espirais concentradores (Rougher e Cleaner), onde parte dos minerais ferrosos são retirados, reduzindo o fluxo da separação magnética em um separador magnético de carrossel, que tem alto valor de investimento. Os magnéticos seguem para um classificador espiral e são empilhados, os médios são recirculados e os não-magnéticos são submetidos a um adensamento em um cone desaguador, passando por uma peneira desaguadora em seguida, gerando o produto final. A recuperação em massa chega a 60% e a metalúrgica a 90%, para o anfibolítico. A planta é alimentada alternando os dois tipos de minérios e a recuperação de lavagem chega a 59%.

A figura 3 mostra a bateria de espirais concentradoras e a figura 4 ilustra o atual fluxograma da usina de beneficiamento de Itamarati de Minas.



Figura 3 – Espirais concentradoras do circuito de finos do minério anfibolítico.

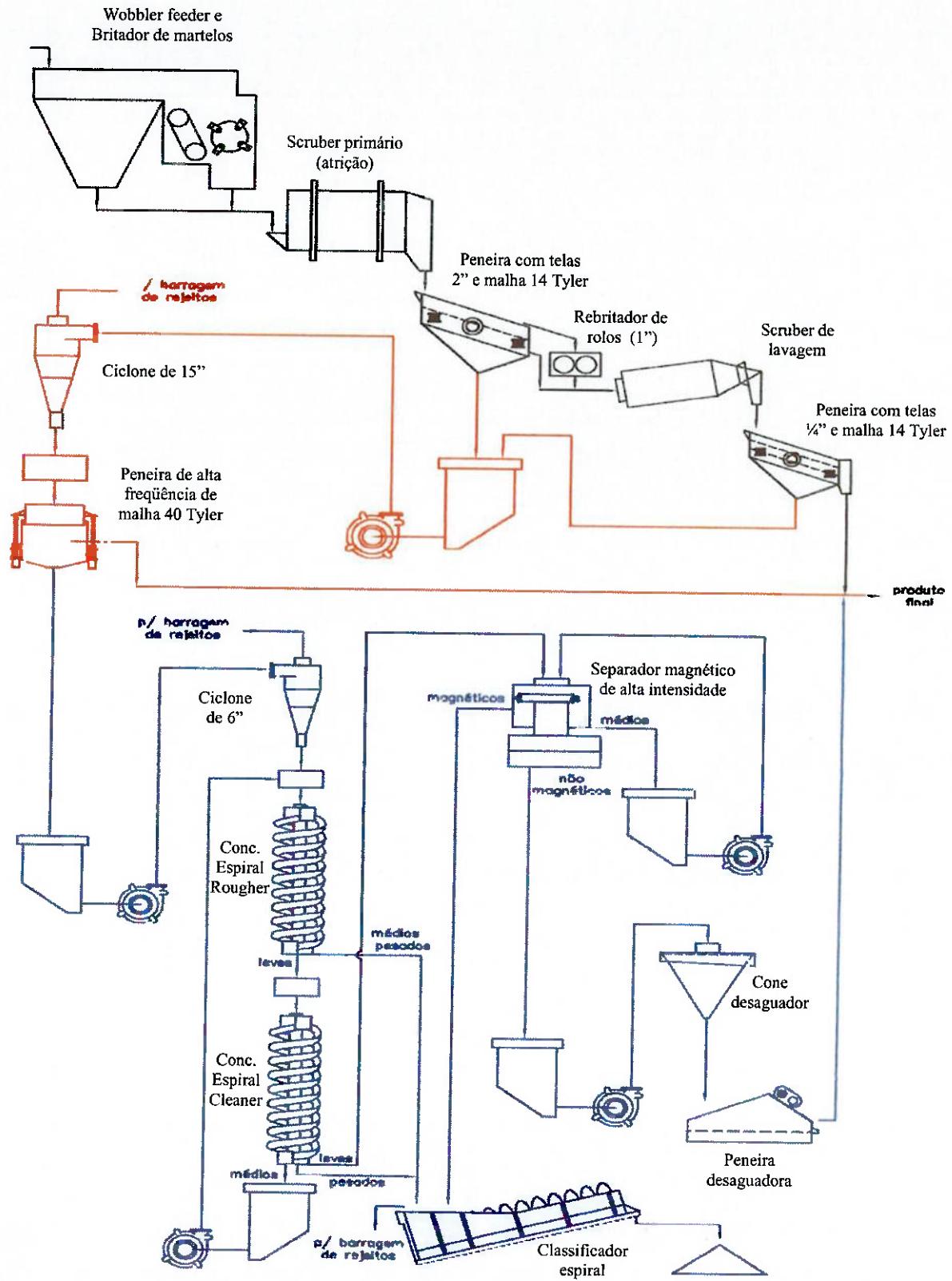


Figura 4 – Fluxograma atual do beneficiamento em Itamarati de Minas.

Esta linha de aproveitamento da fração fina serve apenas para o minério anfibolítico, visto suas diferenças em relação ao gnáissico. Os rejeitos gerados são: overflow do ciclone de 15" e de 6", overflow e underflow do classificador espiral. Quando o minério gnáissico é beneficiado, o underflow do ciclone de 6" passa a ser um rejeito também.

O aproveitamento do rejeito, underflow do ciclone de 6", através da flotação reversa da sílica, é uma continuação desta linha de pesquisa que visa:

- Viabilizar técnica e economicamente todos os resíduos gerados;
- Aumentar a vida útil da barragem de contenção de resíduos;
- O completo aproveitamento do minério.

Segundo BERGERMAN (2003), os rejeitos podem ser utilizados como:

- $\text{Fe}_2\text{O}_3$  e  $\text{TiO}_2$  – aditivos para fabricação de cimento portland, resultante da moagem de clínquer, obtido pelo aquecimento até fusão incipiente (30% da fase líquida) de mistura de calcário e argila dosada e homogeneizada. Em quantidades não muito elevadas estes produtos agem como fundente do clínquer, diminuindo a temperatura de trabalho do forno, assim economizando combustível e aumentando a vida útil do refratário;
- Lamas – fabricação de cerâmica vermelha, com boa resistência e bons resultados nos índices analisados;

A sílica ( $\text{SiO}_2$ ) pode ser utilizada como areia para construção civil, dada sua granulometria e composição mineralógica.

### 3. MATERIAIS E MÉTODOS

Como já foi dito, este trabalho é a continuação da linha de pesquisa iniciada por FREITAS (2004) sobre o aproveitamento de um rejeito de bauxita da usina de beneficiamento de Itamarati de Minas da CBA. A operação estudada para tal aproveitamento foi a flotação. Como o estudo anterior não obteve sucesso com a flotação da bauxita, que está em menor quantidade, a flotação reversa da sílica foi o caminho escolhido. Seus ensaios envolveram variações de coletores, de pH e dosagem de depressor. Os melhores resultados foram obtidos com:

- Coletor: Flotigam EDA (300 g/t);  
*Éter-Propileno-alquilamina*
- Depressor: Solução de amido 2% (300 g/t);
- pH: 10.

O teor de alumina aproveitável no produto final, após separação magnética para eliminar os óxidos de ferro e titânio, foi de 42%.

Na mesma linha, este trabalho teve início com experimentos sistemáticos de flotação realizados no Laboratório de Tratamento de Minérios (LTM) do Departamento de Engenharia

de Minas e Petróleo da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo (EPUSP) para otimização do processo. A concentração de Flotigam EDA foi variada, mantendo-se fixos o pH e a dosagem de depressor. Em seguida variou-se a concentração de depressor, mantendo constante o coletor e o pH. Definidas as dosagens ótimas dos reagentes, partiu-se para o experimento de flotação com as etapas Cleaner e Scavenger para balanço de massa, simulando um circuito contínuo. Até então, as amostras utilizadas foram as mesmas de Freitas, originadas de uma amostragem feita pela CBA em 2004.

Para validar o estudo, foi feita uma nova amostragem na usina de Itamarati de Minas, em julho de 2005. Então, com o novo minério, foi feita a flotação cruzada para simular um circuito. Para todos os concentrados finais foram feitas separações magnéticas de média intensidade para separar os óxidos de ferro e titânio da bauxita.

Resumindo, foi adotada a seguinte metodologia: determinação das dosagens ótimas de coletor e depressor, experimentos de flotação com Cleaner e Scavenger, amostragem, preparação das amostras, caracterização das amostras, experimentos de flotação cruzada, análise química após cada experimento e separação magnética de média intensidade para os deprimidos finais.

Os experimentos seguiram o seguinte padrão para as amostras colhidas em 2004 já abaixo da malha 65 Tyler ( $210 \mu\text{m}$ ), quarteadas e deslamadas (acima de  $10 \mu\text{m}$ ):

- Determinação da massa, do volume e da densidade de polpa ( $m_p$ ,  $V_p$  e  $\rho_p$ );
- Acertar a porcentagem de sólidos em 40%, calculada por:

$$\%sol = 100 \cdot \frac{(\rho_p - 1)}{\rho_p} \cdot \frac{\rho_s}{\rho_s - 1},$$

onde  $\rho_p$  e  $\rho_s$  são as densidades de polpa e de sólidos, para a bauxita  $\rho_s = 2,7$ ;

- Determinar a massa de sólidos ( $m_s = m_p \cdot \%sol$ );
- Calcular a quantidade de solução de amido e coletor de acordo com a concentração;

As amostras de julho de 2005, foram peneiradas na malha de  $210 \mu\text{m}$ , deslamadas em  $10 \mu\text{m}$ , homogeneizadas e quarteadas em alíquotas de 500 g. As quantidades de reagentes foram calculadas com base nesta massa.

A flotação mecânica de bancada feita na máquina Denver, figura 5, seguiu o mesmo padrão para todas as amostras:

- Condicionar 5 minutos com solução de amido 2% a 40% de sólidos;
- Condicionar 2 minutos com coletor Flotigam EDA ( $6,839 \cdot 10^{-3}$  g/gota);
- Completar a cuba de 1500 ml com água;
- Acertar o pH em 10;
- Abrir a válvula de ar;

- Completar o nível da célula com água em pH 10 quando necessário;
- Determinar o tempo de flotação ( $t_f$ ), até a exaustão.



Figura 5 – Máquina de flotação Denver.

A solução de amido 2% tinha que ser preparada no mesmo dia da flotação. A amina era utilizada em gotas em uma seringa de plástico.

Os produtos da flotação foram denominados flotado (sílica) e deprimido (bauxita e óxidos de ferro e titânio). A simbologia adotada é mostrada na figura 6:

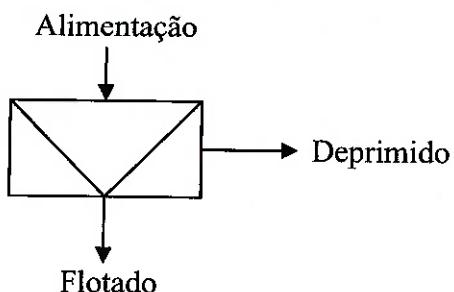


Figura 6 – Representação da flotação e seus produtos.

### 3.1. Dosagem ótima

Determinação das dosagens de reagentes que proporcionam maiores teores de alumina aproveitável ( $\text{Al}_2\text{O}_3\text{ap}$ ) e recuperações de massa.

#### 3.1.1. Coletor

No primeiro experimento foram feitos cinco ensaios variando a concentração de coletor Flotigam EDA em 200, 250, 300, 350 e 400 g/t e mantendo a dosagem do depressor amido em 300 g/t e o pH igual a 10, com adição de solução de NaOH a 10%.

O coletor é colocado em gotas e para calcular a quantidade delas é necessário saber a massa de uma gota; no caso do Flotigam EDA, uma gota pesa  $6,839 \cdot 10^{-3}$  g. Para as respectivas concentrações foram utilizadas 9, 11, 13, 13 e 17 gotas. As massas de minério não eram constantes.

Os produtos, flotados (F1, F2, F3, F4 e F5) e deprimidos (D1, D2, D3, D4 e D5), foram secos na estufa a 100 °C e pesados. Os deprimidos sofreram separação magnética em imã de mão de terras raras, originando deprimidos magnéticos ( $D_{mag}$ ) e não-magnéticos ( $D_{n-mag}$ ). Depois de determinadas suas massas, todos os produtos foram quarteados no quarteador Jones e as alíquotas seguiram para análise química no Laboratório da CBA, em Itamarati de Minas (MG).

### 3.1.2. Depressor

O segundo experimento foi semelhante ao anterior, mas desta vez foram variadas as dosagens de depressor amido a 2% em 0, 200, 300, 400 e 600 g/t, mantendo o coletor em 300 g/t e o pH igual a 10, com adição de NaOH 10%.

Por ser uma solução de amido, o depressor é dosado em volume. Para calcular o volume necessário foi utilizada a relação de 100 ml de solução amido a 2% equivale a 1 g. Assim, foram utilizados respectivamente 0, 4,5 ml, 7,1 ml, 8,6 ml e 14,7ml de solução. Os produtos flotados (F6, F7, F8, F9 e F10) e deprimidos (D6, D7, D8, D9 e D10) seguiram os mesmos procedimentos descritos anteriormente.

## 3.2. Flotação com Cleaner e Scavenger

Definidos o pH e as dosagens ótimas do coletor e do depressor, seguiu-se o experimento de flotação com as etapas Cleaner e Scavenger para estabelecer o balanço de massa. As flotações anteriores foram feitas em uma etapa única, a Rougher. Desta vez foi testado o circuito clássico de flotação com as etapas Rougher, Cleaner e Scavenger. Convencionou-se chamar de Cleaner a flotação do flotado Rougher e de Scavenger a flotação do deprimido Rougher. A figura 7 ilustra o circuito.

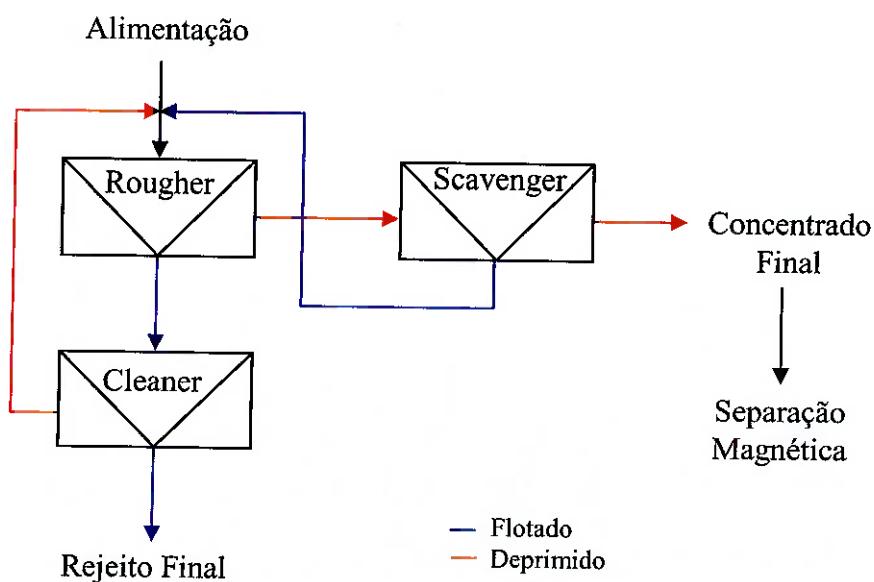


Figura 7 – Circuito de flotação.

Na etapa Rougher I foram utilizadas duas amostras de minério deslamado para cada uma das três flotações, com 300 g/t do coletor Flotigam EDA e de depressor amido 2%, o pH manteve-se em 10. Obtiveram-se três deprimidos e três flotados identificados como mostra a figura 8.

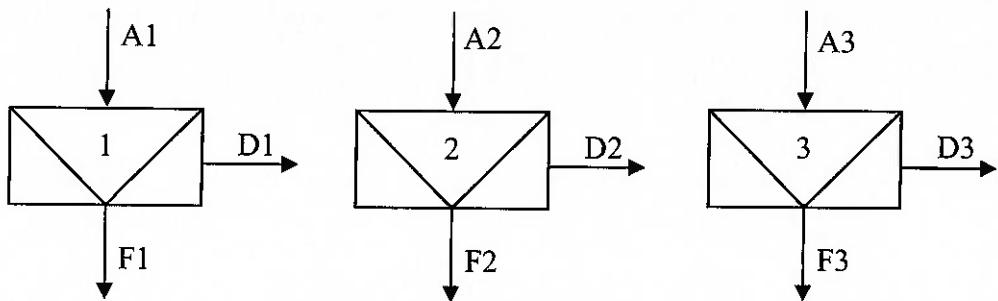


Figura 8 – Etapa Rougher.

A etapa Scavenger I foi alimentada com os deprimidos D1, D2 e D3, mais 150 g/t de coletor, resultando no flotado e deprimido D4. A etapa Cleaner I foi alimentada com os flotados F1, F2 e F3, sem adição de coletor, resultando nos flotado e deprimido F5 e D5. Pelo circuito mostrado na figura 9, D4 é o concentrado final e F5 o rejeito final. Assim, D5 e F4 alimentam a etapa Rougher II, com adição de 150 g/t de coletor. O flotado F6 alimentou o Cleaner II, resultando nos flotado e deprimido F7 e D7. Já o deprimido D6 não foi para o Scavenger II, pois não havia massa suficiente.

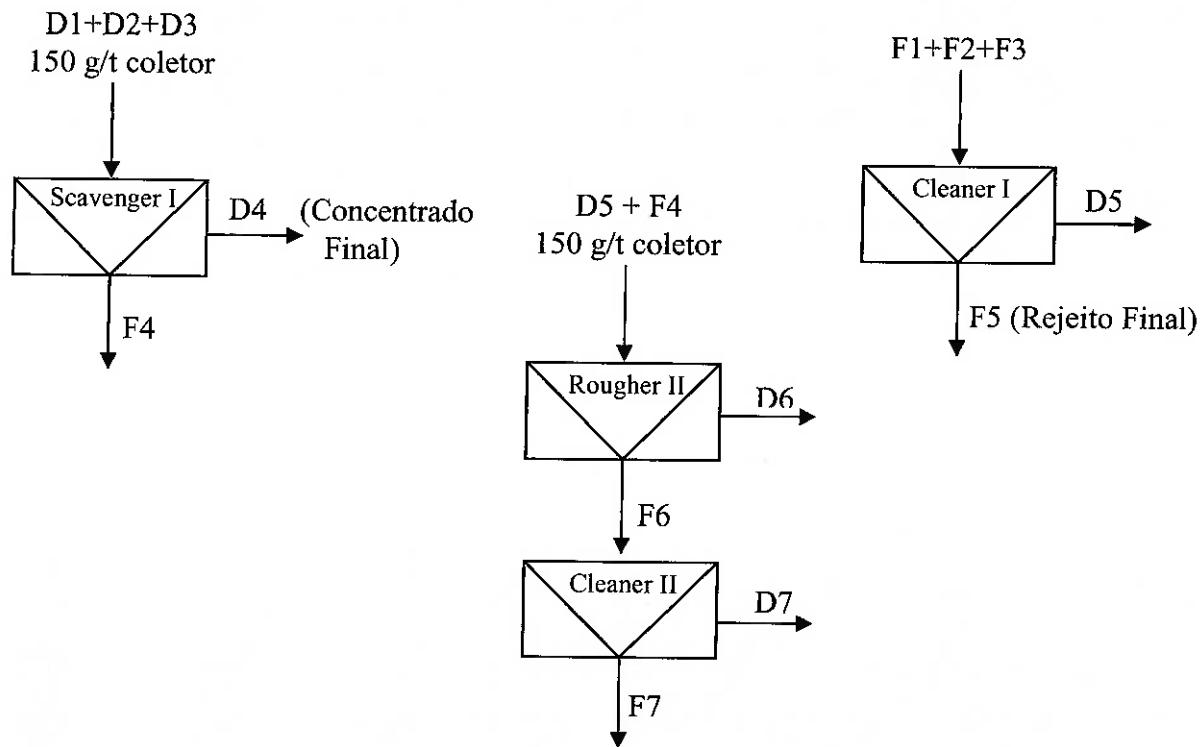


Figura 9 – Flotação com Cleaner e Scavenger.

O concentrado final D4 seguiu para a separação magnética de média intensidade com o imã de terras raras. Os produtos D4 magnético e não-magnético, D6, D7, F5 e F7 foram quarteados e enviados para a análise química no Laboratório da CBA.

### 3.3. Amostragem

As amostras do rejeito de minério gnássico (underflow do ciclone de 6") foram coletadas durante a campanha de amostragem organizada pelo Eng. Arthur Pinto Chaves para o Projeto Mirai, novo empreendimento da CBA, na usina de beneficiamento de Itamarati de Minas, em julho de 2005. Ao longo de uma semana foi formada a amostra de 200 l desaguada do underflow do ciclone de 6" do minério gnássico de Itamarati, em dois tambores de 100 l. As figuras 10 e 11 mostram a bateria dos ciclones de 6" e os tambores com as amostras.



Figura 10 – Bateria dos ciclones de 6".

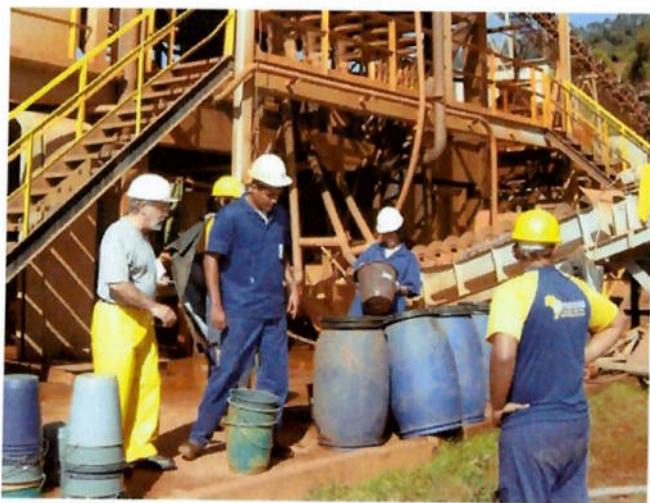


Figura 11 – Tambores com as amostras coletadas.

A coleta foi sistemática, de hora em hora, em um período de, aproximadamente 5 horas por dia, durante cinco dias efetivos de produção. Outras amostras, de outros pontos também foram coletadas ao longo de três semanas, porém serão utilizadas em estudo futuros. Os tambores foram devidamente lacrados, identificados e enviados ao Laboratório de Tratamento de Minérios (LTM) do Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo da EPUSP.

### **3.3.1. Preparação das amostras**

As amostras do underflow do ciclone de 6" foram retiradas dos dois tambores, colocadas em bandejas e secas na estufa a 100 °C. Após a secagem, foi feita uma pilha de homogeneização, as pontas foram retomadas e a pilha foi quarteada em alíquotas de 5 e 10 kg. Com uma alíquota de 10 kg foi feita uma outra pilha de homogeneização, com retomada de pontas e separadas alíquotas para análise química de cabeça e análise granulométrica nas malhas 35, 65, 100, 150, 200 e 400 Tyler. Com o que restou desta segunda pilha, foi feito um peneiramento na malha 65 Tyler (210 µm), já que partículas acima desta malha são prejudiciais à flotação. O material passante em 210 µm seguiu para a deslamagem no ciclone de corte de 5 µm e posteriormente no de 10 µm. A flotação do minério com lama foi feita para confirmar a necessidade da deslamagem.

### **3.4. Caracterização das amostras**

As amostras do UF do ciclone de 6", originadas da amostragem da CBA em 2004 e utilizadas nos primeiros experimentos de flotação, foram caracterizadas por análise química por faixa granulométrica, nas malhas Tyler 35, 65, 100, 150, 200 e 400.

Com as novas amostras do rejeito (UF do ciclone de 6"), coletadas em julho de 2005, foram feitas: análise química da amostra de cabeça (após homogeneização e quarteamento) e por faixa granulométrica e análise granulométrica a úmido nas malhas Tyler 35, 65, 100, 150, 200 e 400.

Os produtos da flotação cruzada foram fotografados na lupa Olympus SZ 60 do Laboratório de Caracterização Tecnológica (LCT) do Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo da EPUSP.

### **3.5. Flotação cruzada**

Mantendo o pH de 10 e as dosagens de coletor e depressor em 300 g/t, foi feito o último e mais completo experimento do presente estudo. Foi a tentativa de simulação da flotação em uma usina, com recirculação de produtos e nova alimentação. Elaborou-se um circuito com cinco etapas Rougher, Cleaner e Scavenger, esquematizados como na flotação cruzada anterior. Os produtos são identificados como flotado Cleaner (FLCL-N), flotado Scavenger (FLSC-N), deprimido Cleaner (DCL-N) e deprimido Scavenger (DSC-N), onde N é o número de cada etapa. A alimentação (A) é nova a cada etapa. A figura 12 mostra em seqüência as etapas Rougher, Cleaner e Scavenger. A figura 13 ilustra o circuito.



Figura 12 – Etapas Rougher, Cleaner e Scavenger da flotação cruzada.

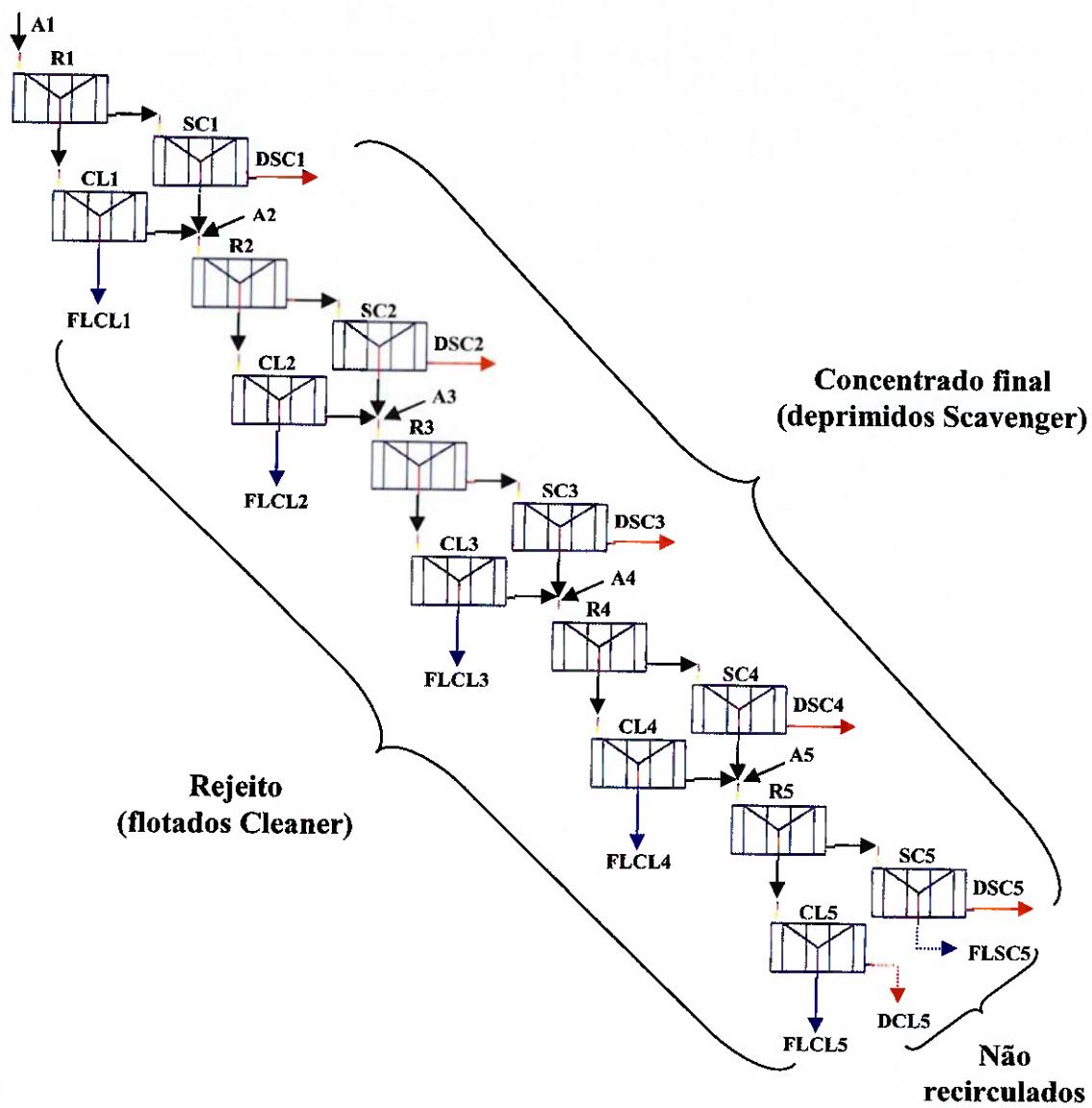


Figura 13 – Flotação cruzada com alimentação nova em cinco etapas.

Todos os deprimidos da etapa Scavenger (DSC-N) são produtos finais, portanto, após a secagem em estufa a 100°C, foram pesados separadamente e homogeneizados em uma pilha

prismática alongada por duas vezes, com retomada das pontas, sendo então quarteados e divididos em três alíquotas. A primeira foi para análise química, a segunda para a separação magnética de média intensidade com imã de terras raras e a terceira ficou de testemunho.

Os flotados da etapa Cleaner (FLCL-N) são rejeitos finais, após a secagem em estufa a 100°C e a pesagem separada de cada um, também foram homogeneizados duas vezes em pilha prismática e quarteados. De cinco alíquotas, uma seguiu para análise química e as outras ficaram de testemunho.

A figura 14 ilustra os produtos flotado e deprimido, antes da separação magnética.

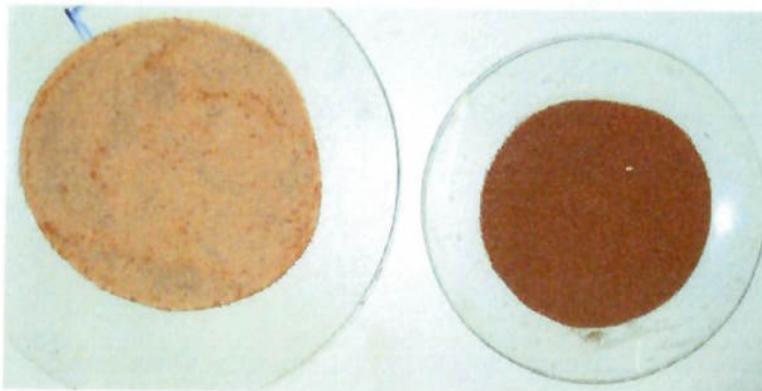


Figura 14 – Flotado e deprimido.

### 3.6. Análise química

Os produtos e rejeitos eram enviados para a análise química no Laboratório de Química da CBA em Itamarati de Minas, MG. A análise é feita com ataque por soda cáustica para a alumina aproveitável e para a sílica reativa. Para o óxido de ferro e para a sílica total e insolúvel, o ataque é ácido em via úmida. São determinados os teores de SiO<sub>2</sub> Total, SiO<sub>2</sub> Reativa, SiO<sub>2</sub> Insolúvel, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> Aproveitável.

### 3.7. Separação magnética

Os deprimidos finais com alto teor de alumina e óxidos de ferro e titânio, seguiam para a separação magnética de média intensidade. Esta separação foi feita utilizando-se um imã de terras raras. O material era colocado sobre uma folha de papel branca, o imã ficava dentro de um saco plástico, então este era passado sobre o material, as partículas magnéticas grudavam-se ao imã enquanto as não-magnéticas permaneciam sobre a folha. Assim eram separados os minerais de ferro e titânio (magnéticos) e a bauxita (não-magnéticos).

## 4. RESULTADOS E DISCUSSÕES

Segundo as especificações, a bauxita para fabricação de alumina deve ter:

- Granulometria abaixo de 2”;
- Teor de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> aproveitável acima de 40%;
- Teor de SiO<sub>2</sub> reativa abaixo de 4%;

- Teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  abaixo de 18%.

#### 4.1. Dosagem ótima

##### 4.1.1. Coletor

A tabela 1 e a figura 15 mostram a variação das recuperações e teores de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  aproveitável em função da concentração do coletor Flotigam EDA, mantendo a concentração de depressor amido constante, assim como o pH. Os teores e distribuições dos outros elementos estão no ANEXO A.

Tabela 1 - Recuperações e teores em função da dosagem do coletor.

Experimento	Coletor (g/t)	Depressor (g/t)	pH	$R_{massa}$ (%)	$\text{RAI}_2\text{O}_3\text{aprov}$ (%)	% $\text{Al}_2\text{O}_3\text{aprov}$
1	192,9	300	10	33,80	72,70	22,93
2	249,0	300	10	34,90	72,60	22,07
3	299,1	300	10	30,60	72,90	24,62
4	360,4	300	10	33,10	70,40	24,62
5	411,0	300	10	30,50	76,20	24,62

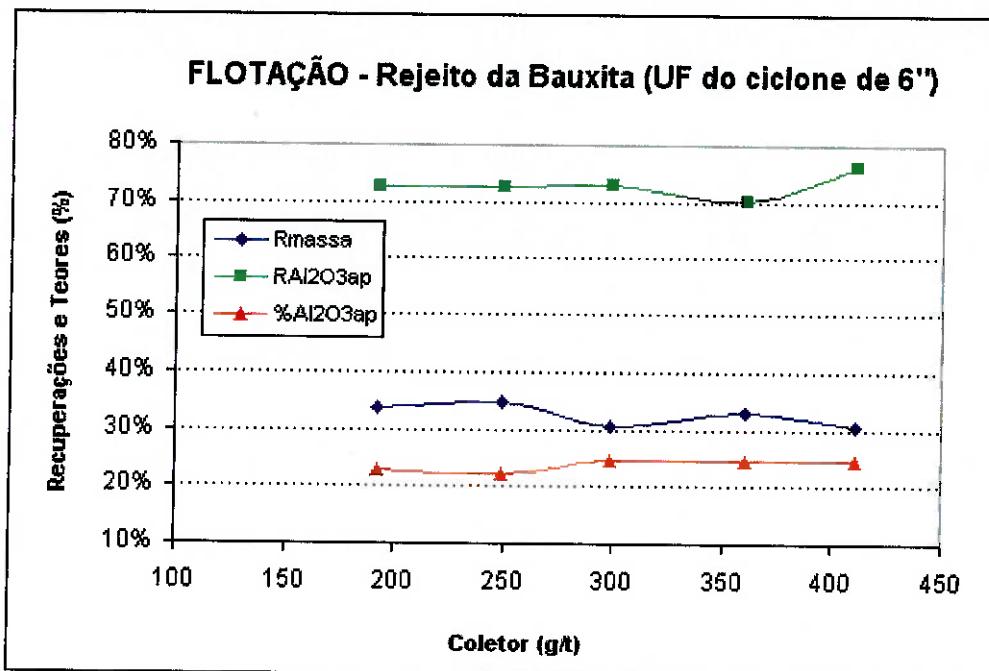


Figura 15 – Recuperações e teores de alumina em função da variação de coletor.

De acordo com a figura 15, observa-se:

- A recuperação em massa do deprimido diminui com o aumento da concentração de coletor;
- A recuperação em massa de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  aproveitável no deprimido permanece, praticamente, constante (72,90%) até a concentração de 300 g/t de coletor, então ocorre uma leve queda e um aumento em torno de 400 g/t (76,20%);

- O teor de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  aproveitável atinge o máximo em 300 g/t (24,62%), permanecendo constante acima disso. Após a separação magnética do concentrado final, o teor de alumina aproveitável sobe para 46,7%. O teor de  $\text{SiO}_{2\text{reativa}}$  é 1,08% e de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  é 9,66%, portanto, dentro das especificações.

#### 4.1.2. Depressor

A tabela 2 e a figura 16 mostram a variação das recuperações e teores de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  aproveitável em função da concentração do depressor (amido), mantendo a concentração do coletor Flotigam EDA em 300 g/t e o pH em 10. Os teores e distribuições dos outros elementos estão no ANEXO B.

Tabela 2 - Recuperações e teores em função da dosagem de depressor.

Experimento	Coletor (g/t)	Depressor (g/t)	pH	$R_{\text{massa}}$ (%)	$\text{RAI}_2\text{O}_3\text{aprov}$ (%)	% $\text{Al}_2\text{O}_3\text{aprov}$
6	306	0	10	41,10	77,41	22,20
7	304	200	10	39,30	78,22	23,52
8	290	300	10	44,77	82,27	21,81
9	317	400	10	48,91	77,96	18,81
10	307	600	10	53,98	69,76	15,58

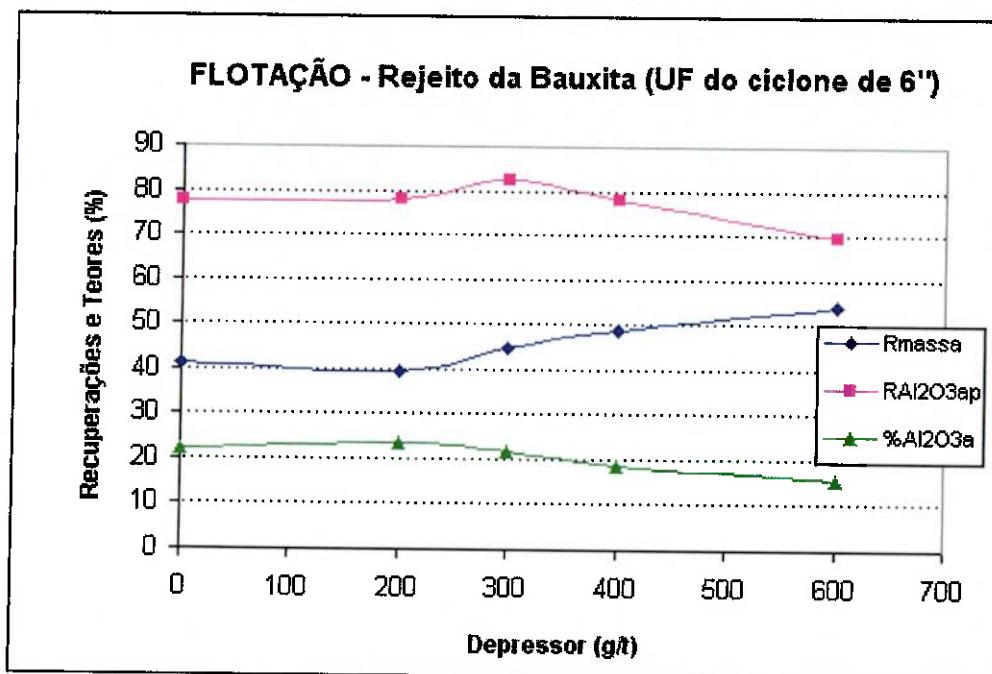


Figura 16 - Recuperações e teores de alumina em função da variação de depressor.

Dada a figura 16 é verificado que:

- A recuperação em massa do deprimido aumenta com a dosagem de depressor;
- A recuperação em massa de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  aproveitável no deprimido é máxima na concentração de 300 g/t de depressor, com 82,27%. O teor de alumina aproveitável é de 21,81%;

- O teor de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  aproveitável diminui com o aumento da dosagem, apresentando valor máximo em 200 g/t, com 23,52% de alumina. Após a separação magnética, o teor aumenta para 42,6% de alumina aproveitável, o teor de  $\text{SiO}_{2\text{reativa}}$  é 1,5% e de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  é 12,89%. Dentro das especificações.

#### 4.2. Flotação com Cleaner e Scavenger

A tabela 3 apresenta os resultados das recuperações de massa e  $\text{Al}_2\text{O}_3$  aproveitável e os teores de  $\text{SiO}_2$  (total, reativa e insolúvel),  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  e  $\text{Al}_2\text{O}_3$  aproveitável para o experimento de flotação com as etapas Cleaner e Scavenger. Lembrando que D4 é o concentrado final, que sofre separação magnética, F5 é o rejeito final, D6 é o deprimido do Rougher II, D7 e F7 são os deprimido e flotado do Cleaner II.

Tabela 3 – Recuperações e teores para os produtos da flotação com Cleaner e Scavenger.

Etapas	Produtos	R <sub>massa</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> Total (%)	SiO <sub>2</sub> reativa (%)	SiO <sub>2</sub> insolúvel (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> aprov (%)	RAI <sub>2</sub> O <sub>3</sub> aprov (%)
<b>1<sup>a</sup></b>	D4	46,28	7,84	0,86	6,98	38,93	25,55	92,87
	F5	53,72	88,58	0,24	88,34	7,81	1,69	7,13
	Alim.	100,00	51,20	0,50	51,00	22,20	12,7	100,00
<b>2<sup>a</sup></b>	D6	27,91	20,73	1,42	19,31	33,28	17,83	55,42
	D7	34,94	50,03	1,26	48,77	24,22	4,24	16,50
	F7	37,15	71,73	6,63	65,10	14,53	6,79	28,09
	Alim.	100,00	49,9	3,30	47,00	23,10	9,00	100,00
<b>Sep. Magnética</b>	D4 <sub>MAG</sub>	28,50	5,40	0,92	4,48	55,79	10,78	24,13
	<b>D4<sub>N-MAG</sub></b>	<b>17,78</b>	<b>11,74</b>	<b>0,76</b>	<b>10,98</b>	<b>11,89</b>	<b>49,24</b>	<b>68,74</b>

Pela Tabela acima:

- O concentrado final de bauxita após a separação magnética (D4<sub>N-MAG</sub>) representa 17,78% da massa de alimentação do Rougher I;
- Os teores do concentrado final (D4<sub>N-MAG</sub>) são: 0,76% de  $\text{SiO}_{2\text{reativa}}$ , 11,89% de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  e 49,24% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , com uma recuperação de alumina aproveitável de 68,74%. Portanto, dentro das especificações. A recuperação em massa é de 17,78%;
- O concentrado magnético (D4<sub>MAG</sub>) possui recuperação de massa de 28,5% e o teor de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  é de 55,79%;
- O deprimido do segundo Rougher (D6) não tinha massa suficiente para a etapa Scavenger II;
- O Cleaner II gerou produtos (D7 e F7) com baixo teor de alumina aproveitável, 4,24% e 6,79%, respectivamente, mas o teor de  $\text{SiO}_{2\text{reativa}}$  do flotado F7 é superior, com 6,63%.

O ANEXO C apresenta todos os resultados deste experimento.

#### 4.3. Preparação das amostras

O ensaio de flotação sem a deslamagem do minério resultou nos valores que estão na tabela 4:

Tabela 4 – Resultados da flotação sem deslamagem.

Amostra	R <sub>massa</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> <sub>Total</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> <sub>reativa</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> <sub>insolúvel</sub> (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> <sub>aprov</sub> (%)	RAI <sub>2</sub> O <sub>3</sub> <sub>aprov</sub> (%)
Alimentação1	100,00	46,6	5,2	41,4	18,4	13,1	100,00
Flotado1	67,85	64,63	5,83	58,8	12,6	6,79	35,26
Deprimido1	32,15	8,46	3,73	4,73	30,64	26,32	64,74
Alimentação2	100,00	49,10	4,20	44,9	17,9	13,5	100,00
Flotado2	68,73	67,22	4,71	62,51	11,59	7,64	38,95
Deprimido2	31,27	9,25	2,97	6,28	31,81	26,32	61,05

Observando a tabela 4, nota-se que:

- A quantidade de sílica reativa é muito alta em todas as amostras;
- A recuperação de alumina aproveitável é inferior aos outros resultados obtidos.

Estes fatores justificam a deslamagem do minério antes da flotação. Os fluxogramas deste experimento encontram-se no ANEXO D.

#### 4.4. Caracterização das amostras

A análise química por faixa granulométrica (malhas 35, 65, 100, 150 e 400 Tyler) do rejeito (UF do ciclone de 6") da primeira amostragem (amostra 1) encontra-se na tabela 5 (FREITAS, 2004).

Tabela 5 – Análise química da amostra 1 por faixa granulométrica.

Fração (malha Tyler)	SiO <sub>2</sub> <sub>Total</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> <sub>reativa</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> <sub>insolúvel</sub> (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	TiO <sub>2</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> <sub>aprov</sub> (%)
+35	26,00	1,50	24,50	24,27	0,72	24,62
-35 +65	44,80	1,30	43,50	19,00	1,00	16,98
-65 +100	59,70	0,60	59,10	14,37	1,45	12,31
-100 +150	59,00	1,00	58,00	15,33	4,00	11,04
-150 +400	36,20	2,30	33,90	27,15	9,09	11,89
-400	11,40	7,10	4,30	30,34	5,09	16,98

A tabela 6 mostra a análise química da amostra de cabeça (AQC) e por faixa granulométrica do rejeito da segunda amostragem (amostra 2), nas malhas Tyler 35, 65, 100, 150, 200 e 400. Também aparecem as massas retidas nos intervalos das malhas.

Tabela 6 – Análise química por faixa granulométrica e da amostra de cabeça (AQC) da amostra 2.

Fração (malha Tyler)	Massa (g)	Massa (%)	SiO <sub>2</sub> Total (%)	SiO <sub>2</sub> reativa (%)	SiO <sub>2</sub> insolúvel (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> aprov (%)
+35	31,61	3,97	27,03	7,03	20,00	14,80	30,56
-35 +65	236,22	29,64	66,02	2,55	63,47	11,81	11,89
-65 +100	165,20	20,73	63,41	3,87	59,54	12,44	11,04
-100 +150	144,10	18,08	54,20	3,49	50,71	15,90	12,73
-150 +200	82,06	10,30	42,20	4,56	37,64	21,26	17,83
-200 +400	93,69	11,76	25,94	7,05	18,89	24,88	17,83
-400	43,97	5,52	18,18	3,47	14,71	25,83	16,13
<b>Total</b>	<b>796,85</b>	<b>100</b>	<b>51,99</b>	<b>3,96</b>	<b>48,03</b>	<b>16,08</b>	<b>14,15</b>
<b>AQC</b>			52,93	5,11	47,82	16,85	13,16

A tabela 7 e figura 17 apresentam os resultados da análise granulométrica a úmido da amostra 2, nas malhas Tyler 35, 65, 100, 150, 200, 300 e 400.

Tabela 7 – Análise granulométrica da amostra 2.

Malha (Tyler)	Abertura (mm)	Passante (g)	Passante <sub>acumulado (%)</sub>
35	0,420	765,24	96,03
65	0,210	529,02	66,39
100	0,149	363,82	45,66
150	0,104	219,72	27,57
200	0,074	137,66	17,28
300	0,037	43,97	5,52
<b>Total</b>		<b>796,85</b>	<b>100,00</b>

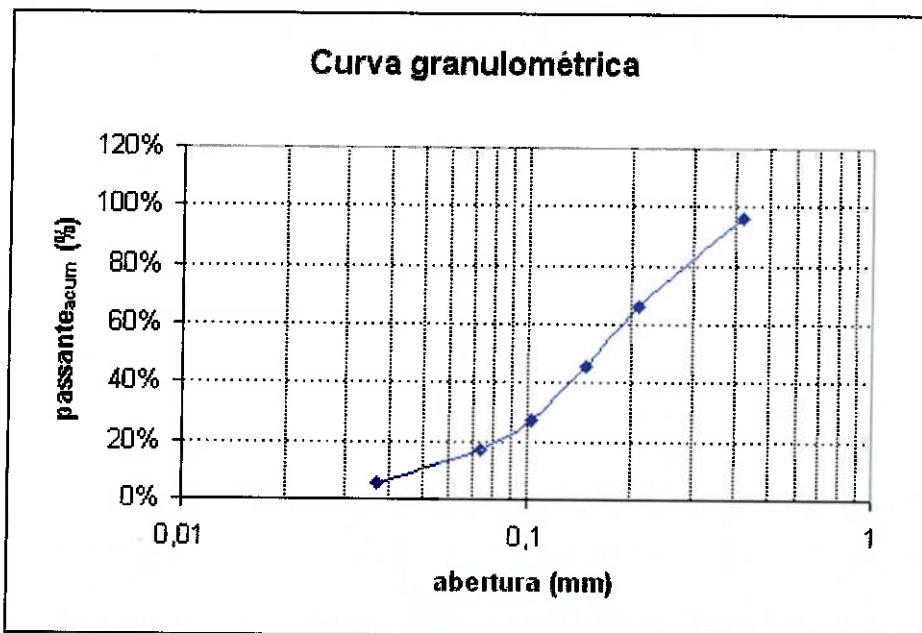


Figura 17– Curva granulométrica da amostra de cabeça do rejeito.

Pelas tabelas e figura apresentadas acima, observa-se:

- A fração passante na malha 65 e retida na 100 representa 20,7% da massa total da amostra 2, onde os teores de  $\text{SiO}_2$  total, reativa e insolúvel são superiores para esta amostra do rejeito em 3,7%, 3,3% e 0,4%, respectivamente;
- A fração passante na malha 100 e retida na 150 representa 18% da massa total da amostra 2 e os teores de  $\text{SiO}_2$  reativa,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  e  $\text{Al}_2\text{O}_3$  aproveitável são maiores em 2,49%, 0,6% e 1,7%, respectivamente;
- A fração passante em 150 e retida em 400 corresponde a 22% da massa total da amostra 2. Até a malha 200, o teor de  $\text{SiO}_2$  total é de 42,2% e da malha 200 até a 400 é de 25,9%. Para a amostra 1 o teor de  $\text{SiO}_2$  total é de 36,2% entre as malhas 150 e 400;
- A fração passante na malha 400 corresponde a 5,5% da massa total da amostra 2, sendo que os teores de  $\text{SiO}_2$  total e insolúvel são superiores em 6,8% e 10,4%;

Como no trabalho de FREITAS (2004) não há a análise granulométrica da amostra do rejeito, não dá para fazer uma comparação. Segundo consta neste trabalho, o teor de  $\text{SiO}_2$  total do UF do ciclone de 6" é de 44,5%. Já para a amostra 2, segundo a análise química da amostra de cabeça, o teor de  $\text{SiO}_2$  total é de 52,9%, portanto 8,4% superior.

Os produtos finais do último experimento de flotação cruzada foram fotografados na lupa Olympus modelo SZ 60 com um aumento de 6,3 vezes, no LCT. Foram eles: flotado (rejeito), deprimido magnético (concentrado de ferro e titânio) e não-magnético (concentrado final). A figura 18 mostra os três produtos respectivamente.

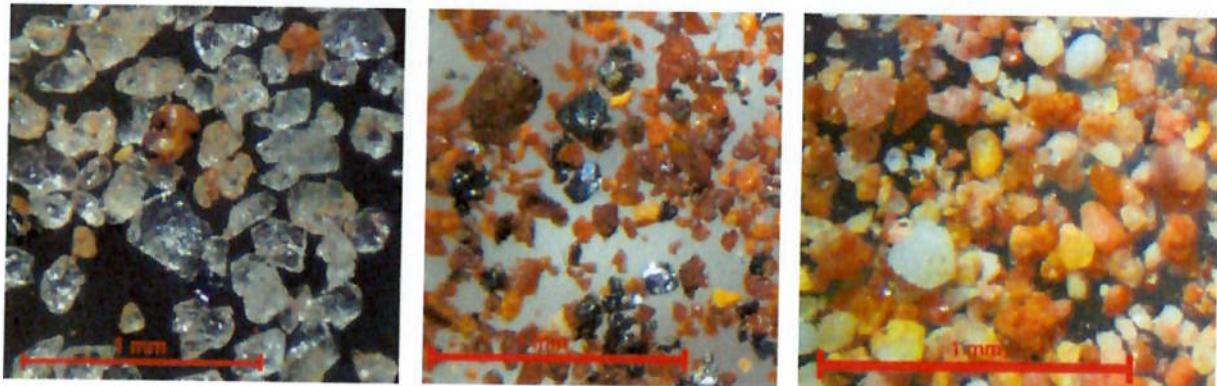


Figura 18 – Flotado, deprimido magnético e não-magnético.

Pela figura 18 observa-se a diferença visual entre os três produtos. O flotado é basicamente composto por sílica, minerais transparentes. O deprimido magnético é composto por minerais de ferro e titânio, os minerais mais escuros, com algumas partículas de bauxita. O deprimido não-magnético é formado pela bauxita, de aparência mais terrosa, e algumas contaminações de sílica. A concentração por flotação foi seletiva.

#### 4.5. Flotação cruzada

A tabela 8 apresenta as recuperações de massa e  $\text{Al}_2\text{O}_3$  aproveitável e os teores de  $\text{SiO}_2$  (total, reativa e insolúvel),  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  e  $\text{Al}_2\text{O}_3$  aproveitável para o experimento de flotação

cruzada. O rejeito (flotado) é composto por todos os flotados das etapas Cleaner e o concentrado final (deprimido) são os deprimidos das etapas Scavenger. Lembrando que uma alíquota do concentrado final foi submetida à separação magnética de média intensidade com imã de terras raras, resultando no produto final (concentrado de bauxita) não-magnético e no concentrado de ferro e titânio (aditivo de cimento).

Tabela 8 – Recuperações e teores para os produtos da flotação cruzada.

Produto	Massa (g)	R <sub>massa</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> total (%)	SiO <sub>2</sub> reativa (%)	SiO <sub>2</sub> insolúvel (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> aprov (%)	RAl <sub>2</sub> O <sub>3</sub> aprov (%)
Alim.	2628,01	100	57,51	1,33	56,18	14,12	11,62	100
Flotado	1725,95	65,68	85,23	1,44	83,79	7,30	5,09	28,77
Deprimido	731,93	27,85	5,50	1,38	4,12	33,50	29,71	71,23
Dep <sub>MAG</sub>	381,86	14,53	5,22	1,11	4,11	57,79	10,18	12,73
Dep <sub>N-MAG</sub>	350,07	13,32	4,72	1,91	2,81	9,04	52,64	60,36

De acordo com a tabela 8 é verificado:

- A recuperação em massa do deprimido é de 27,85%, inferior à do experimento de flotação anterior com uma etapa Cleaner e Scavenger, que foi de 46,28%;
- Em relação à separação magnética do deprimido, neste ensaio, 47,8% era não-magnético e no teste anterior 38,4%;
- A recuperação de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> aproveitável no deprimido não-magnético é de 60,36%, menor do que 68,74% do outro teste. Isto devido à menor recuperação em massa deste último teste;
- Os teores de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> aproveitável, SiO<sub>2</sub> reativa e Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> são, respectivamente, 52,64%, 1,91% e 9,04%. Portanto, dentro das especificações. O teor de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> aproveitável foi o máximo obtido em todos os experimentos.

O ANEXO E mostra mais detalhes deste último experimento.

Segundo informações do balanço de massa da usina de beneficiamento do Departamento de Itamarati de Minas, são alimentados 350 t/h de minério gnáissico com teor de 30% de alumina aproveitável no ROM. Considerando que a recuperação em massa do concentrado de bauxita (Dep<sub>N-MAG</sub>) é 13,3% e que 38,7 t/h saem do UF do ciclone de 6", temos 5,1 t/h de concentrado de bauxita com teor de 52,6% de alumina aproveitável. Isto corresponde a um aumento de 2,7 t/h de alumina aproveitável.

Como a flotação vai despejar rejeitos na barragem, já que todos os produtos são aproveitados, deixarão de despejados 38,7 t/h de rejeitos. Em 2001 a usina passou a operar 24 h/d e 6 d/semana, considerando que em um ano ela opere 52 semanas, o total de horas trabalhadas é 7.488 h/ano. Assim, deixarão de ser despejados 289.785,6 t/ano ou 200.000 m<sup>3</sup>/ano de rejeitos na barragem. Isto contribui muito para o aumento da vida útil da barragem de contenção de rejeitos, que tem capacidade de 15.000.000 m<sup>3</sup>, volume depositado de 3.545.817 m<sup>3</sup> e custo de US\$ 4.500.000,00.

#### 4.6. Separação magnética

A figura 19 mostra o deprimido antes da separação magnética e os dois produtos resultantes, magnético e não-magnético.

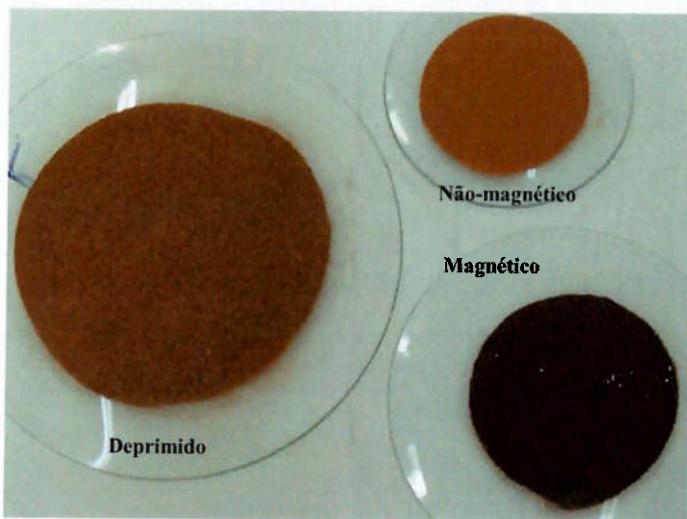


Figura 19 – Separação magnética, antes e depois.

Pela figura 19 observa-se a diferença visual entre os deprimidos magnéticos, que estão em maior quantidade (52% da massa do deprimido) e os não-magnéticos, 48% da massa. Com a separação magnética, o teor do deprimido que era de 29,7% de alumina aproveitável, aumenta para 52,6% no deprimido não-magnético. Estes valores justificam a separação. Deve-se informar que o separador magnético de alta intensidade via úmida (HIWMS) já existe na usina de Itamarati de Minas e tem reserva de capacidade suficiente para absorver esta ampliação.

## 5. CONCLUSÕES

Este trabalho mostrou a importância da minimização da eliminação de rejeitos provenientes do tratamento mineral, para diminuir os impactos no meio ambiente e utilizar melhor os bens minerais, de acordo com o princípio da conservação mineral.

Foi demonstrada a possibilidade do aproveitamento de um rejeito (UF do ciclone de 6") proveniente do beneficiamento da bauxita gnáissica na unidade de Itamarati de Minas (MG), da Companhia Brasileira de Alumínio, por flotação.

Os resultados do experimento de dosagem ótima dos reagentes sugerem para o coletor, a dosagem ótima de 300 g/t de Flotigam EDA, onde o teor de alumina aproveitável atingiu o máximo de 24,62% (sem separação magnética) e a recuperação em massa desta foi de 72,9%. No caso do depressor os resultados indicaram a dosagem ótima de 300 g/t de solução de amido a 2%, onde o teor de alumina aproveitável atinge 21,81% e a recuperação em massa da alumina aproveitável o máximo de 82,27%. Lembrando que os experimentos foram todos realizados em pH 10, definido previamente no trabalho de FREITAS (2004).

No ensaio de flotação com Cleaner e Scavenger, utilizando as dosagens ótimas de reagentes, o teor e a recuperação de alumina aproveitável no concentrado foi de 25,55% e 92,87%, respectivamente. Após a retirada dos contaminantes de ferro e titânio por separação

magnética, o concentrado atinge teor e recuperação de alumina aproveitável de 49,24% e 68,74%.

O experimento de flotação sem deslamagem indica que as lamas (frações finas) são prejudiciais à flotação. Portanto, a deslamagem antes da flotação é absolutamente necessária. A caracterização do minério amostrado neste ano mostrou que este possui mais sílica total na amostra de cabeça e nas frações granulométricas mais finas, em comparação com o minério da amostragem anterior.

No último experimento de flotação cruzada, com o novo minério e com recirculação de produtos, o teor e a recuperação de alumina aproveitável no concentrado atingiram 29,71% e 71,23%. Os resultados mostram uma queda na recuperação em massa de alumina aproveitável, devido à queda na recuperação em massa do deprimido em relação ao ensaio anterior. Este fato pode ser explicado pela variabilidade natural da bauxita, que ocorre de corpo para corpo e dentro dos próprios corpos minerais. No entanto, após a separação magnética, o teor aumenta para 52,64%, o que justifica esta separação e a recuperação cai para 60,36%. Os demais teores, de sílica e óxido de ferro, estão dentro das especificações. As figuras dos produtos mostrados na lupa mostram que a flotação foi seletiva.

De acordo com este último experimento e com os dados de produção da usina de Itamarati de Minas para o minério gnáissico, a recuperação em massa do concentrado de bauxita da usina será aumentada em 2,8%. Já a recuperação de alumina aproveitável aumentará 3,0%. Isto significa um incremento de 5,1 t/h de concentrado de bauxita na produção da usina, sendo 2,7 t/h de alumina aproveitável. Além do mais, deixarão de ser despejados 38,7 t/h (200.000 m<sup>3</sup>/ano) de rejeitos na barragem, já que todos os rejeitos da flotação são transformados em subprodutos, podendo ser utilizados como aditivos para fabricação de cimento portland (concentrado de ferro e titânio) e como areia (sílica) para construção civil, para cobertura de estradas e para aterros.

É importante ressaltar que estes estudos serão estendidos à nova usina de Miraí, com previsão de conclusão para 2007.

## 6. TRABALHOS FUTUROS

Para verificar o comportamento do processo em escala industrial, é necessário realizar experimentos em escala piloto. Os contatos já foram feitos com fornecedores de equipamentos para compra e com institutos de pesquisa, para aluguel das instalações.

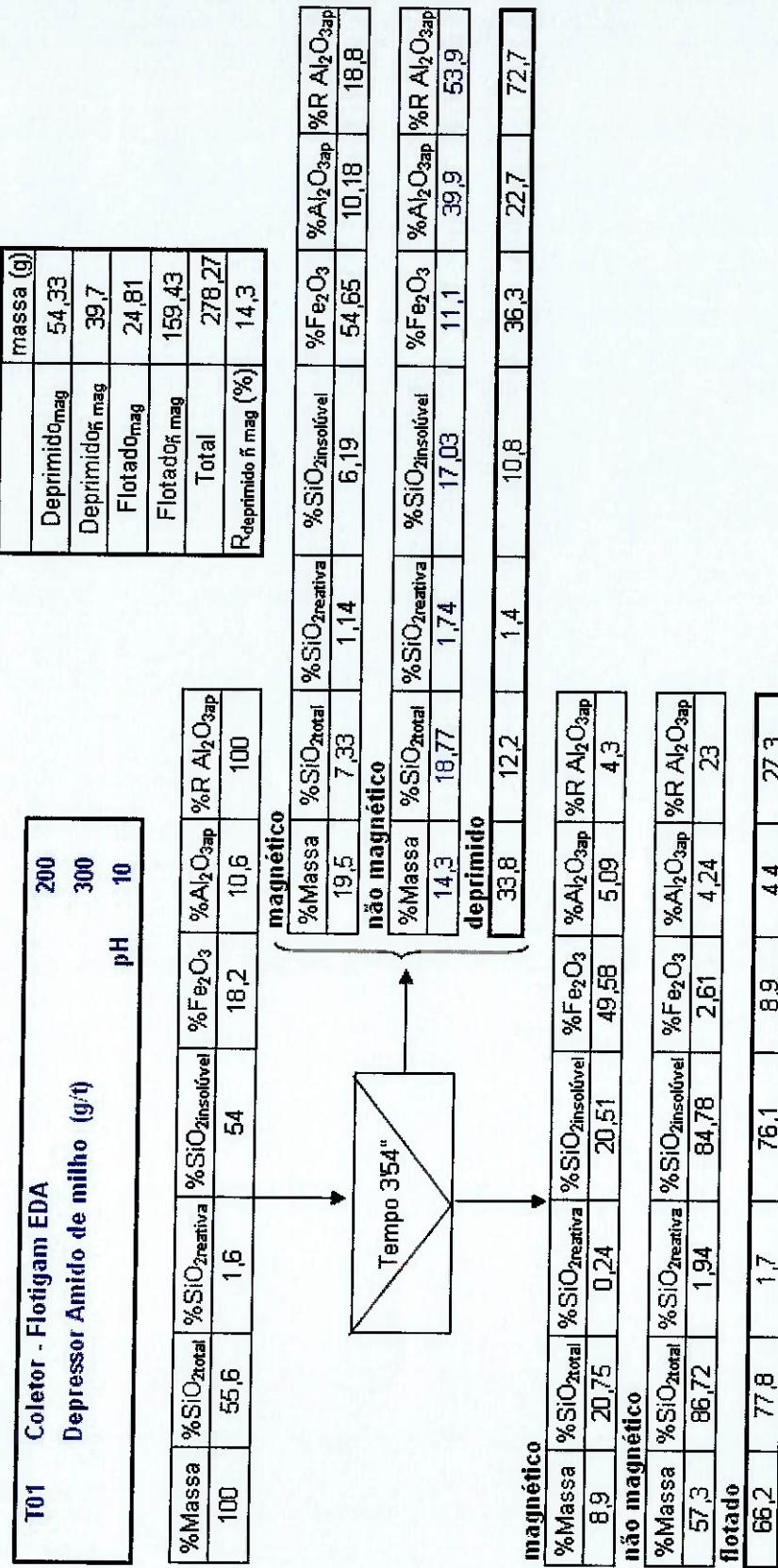
## REFERÊNCIAS

- BERGERMAN, M.G. **Produção mais limpa no tratamento de minérios:** caso da Companhia Brasileira de Alumínio, Mina de Itamarati de Minas, MG. 37 p. Monografia (Trabalho de Formatura) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, São Paulo, 2003.
- BLEIER, A.; GODDARD, E. D.; KULKARNI, R. D. The structural effects of amine collectors on the flotation of quartz. In: FUERSTENAU, M. C. **Flotation:** A. M. Gaudin memorial volume. New York: American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, 1976. v. 1, p. 117-148.

- CARVALHO, A.; BOULANGÉ, B.; MELFI, A. J.; LUCAS, Y. The Cataguases bauxite deposit. In: CARVALHO, A. et al. **Brazilian bauxites**. São Paulo: USP / FAPESP, 1997. p. 195-208.
- CHAVES, A. P.; LEAL FILHO, L. S. Flotação. In: LUZ, A. B. et al. **Tratamento de minérios**. 3<sup>a</sup> ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. p. 411-446.
- CLARIANT. **Literatura técnica-Flotigam EDA**. São Paulo, 2001.
- CLARIANT. Functional Chemicals Division. **Mining chemicals**. Frankfurt, 2000.
- FREITAS, T. G. **Análise de viabilidade técnica de aproveitamento do rejeito de bauxita do Departamento de Itamarati de Minas da Companhia Brasileira de alumínio (CBA)**. 31 p. Monografia (Trabalho de Formatura) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, São Paulo, 2004.
- GAUDIN, A. M. **Flotation**. 1<sup>st</sup> ed. New York: McGraw-Hill, 1932. 552 p.
- HURLBUT, C. S. Oxides. **Dana's manual of mineralogy**. New York: John Wiley, 1959. p. 317-318.
- MAIA, J. **Conceitos fundamentais do tratamento de minerais**. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS, 1., Rio de Janeiro, 1973. Ouro Preto: UFOP, 1973.
- MANSER, R. M. **Handbook of silicate flotation**. Stevenage: Warren Spring Laboratory, 1975. 206 p.
- MARTINS, M. **Aspectos estereoquímicos da interação entre apatita e moléculas de amido e sua influência na flotação**. 93 p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, São Paulo, 2004.
- METSO MINERALS. Peneiras e grelhas. In: \_\_\_\_\_. **Manual de britagem**. 6<sup>a</sup> ed. São Paulo: ANEPAC, 2005. p. 5-15.
- MONTE, M. B. M.; PERES, A. E. C. Química de superfície na flotação. In: LUZ, A. B. et al. **Tratamento de minérios**. 3<sup>a</sup> ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. p. 339-400.
- OBA, C. A. I. **Caracterização dos rejeitos de bauxita de Itamarati e Descoberto**. São Paulo: Relatório interno, 2000.
- SALUM, M. J. G. **Tratamento de minérios: avanços e desafios tecnológicos**. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO, 10., Belo Horizonte. 2003. Anais eletrônicos. Belo Horizonte: IBRAM, 2003. 1 CD-ROM
- SMITH, R. W.; AKHTAR, S. Cationic flotation of oxides and silicates. In: FUERSTENAU, M. C. **Flotation: A. M. Gaudin Memorial Volume**. New York: American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, 1976. v. 1, p. 87-117.
- VILLAS-BOAS, R. A produção dos materiais e o meio ambiente. In: BARRETO, M. L. **Ensaios sobre a sustentabilidade da mineração no Brasil**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2001. p. 43-64.

## ANEXO A – DOSAGEM ÓTIMA DE COLETOR (FLUXOGRAMAS)

### CBA - Flotação Rejeito da Bauxita



**CBA - Flotação Rejeito da Bauxita**

T02	Coletor - Flotigam EDA	250
	Depressor Amido de milho (g/t)	300
	pH	10

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
100	56,6	1,7	55	18,3	10,6	100

magnético

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
19,6	10,41	1,21	9,2	56,19	9,34	17,3

não magnético

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
15,3	21,04	1,25	19,79	11,43	38,2	55,3

deprimido

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
35,0	15,1	1,2	13,8	36,6	22,0	72,6

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
8,8	16,59	1,54	15,05	50,4	5,94	4,9

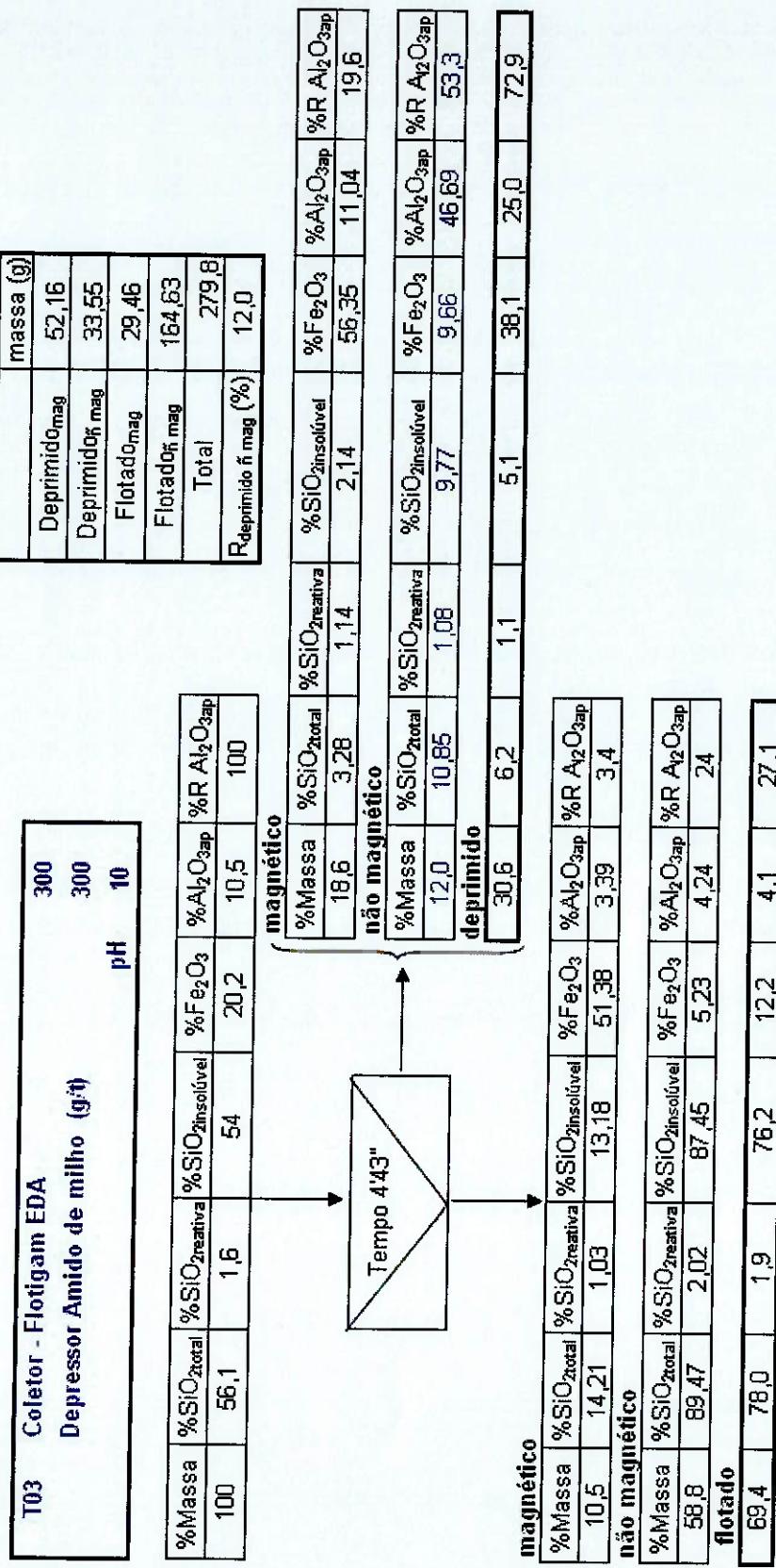
não magnético

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
56,2	88,77	2,1	86,67	1,96	4,24	22

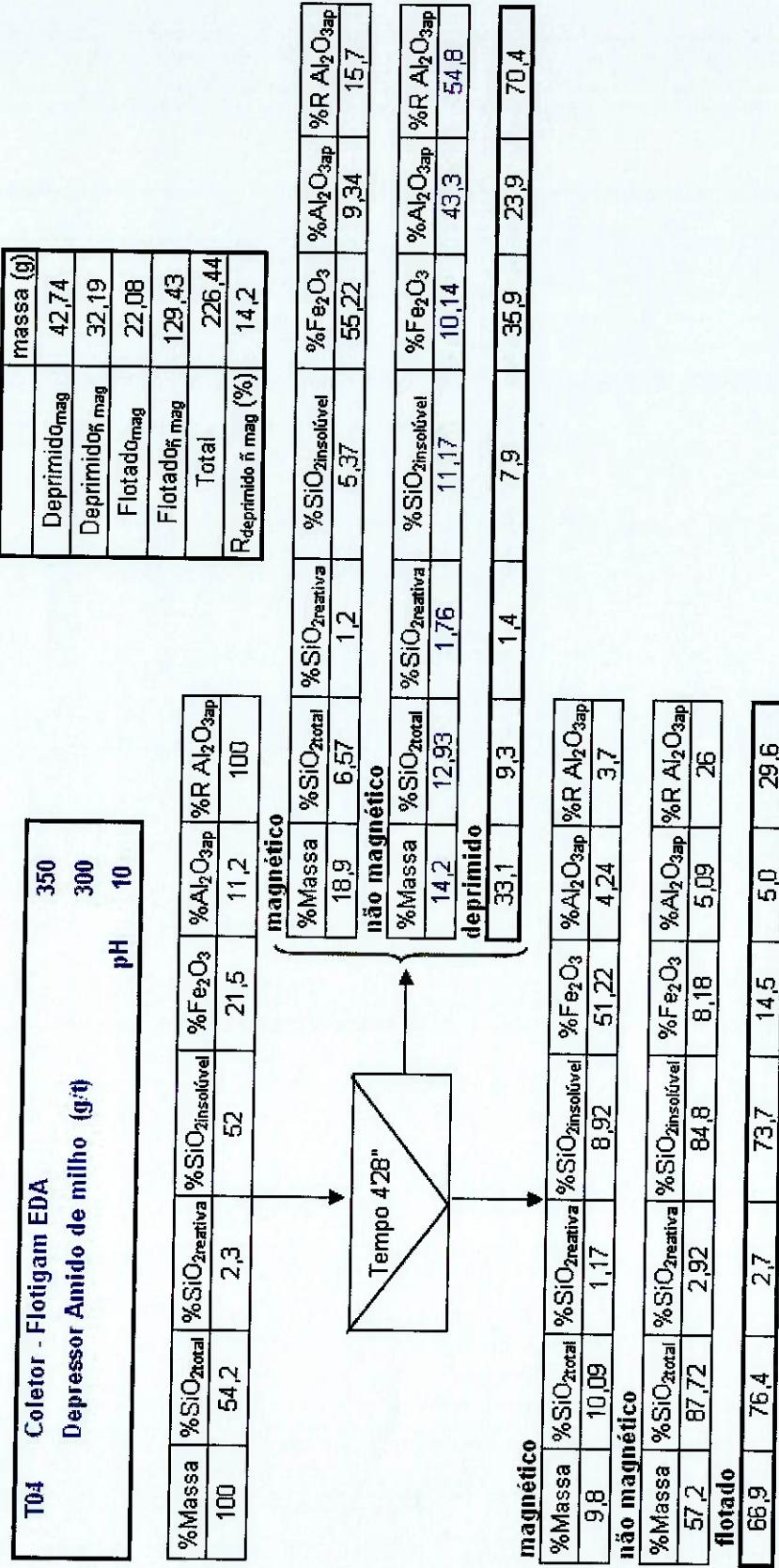
flotado

65,0	79,0	2,0	76,9	8,5	4,5	27,4
------	------	-----	------	-----	-----	------

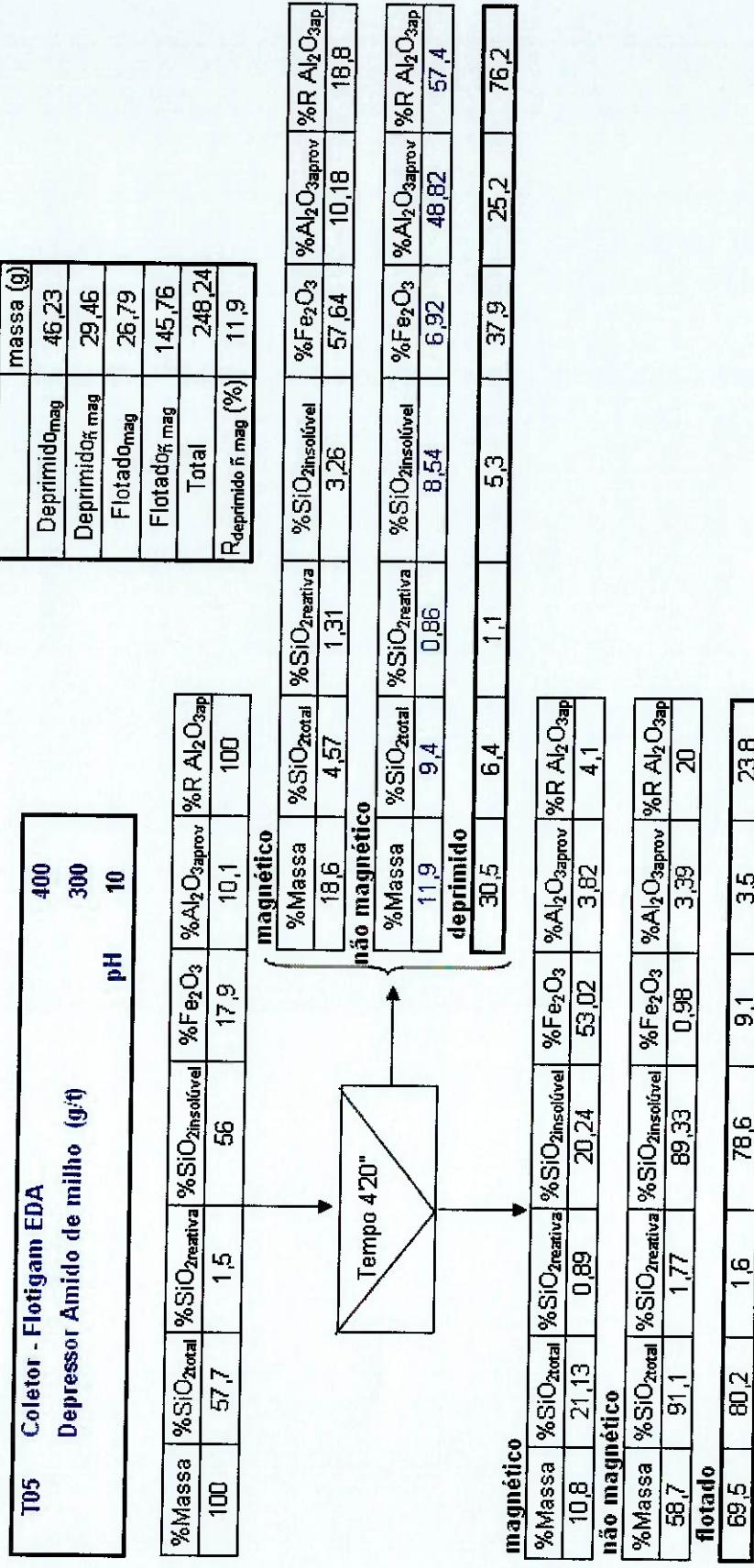
## CBA - Flotação Rejeito da Bauxita



CBA - Flotação Rejeito da Bauxita

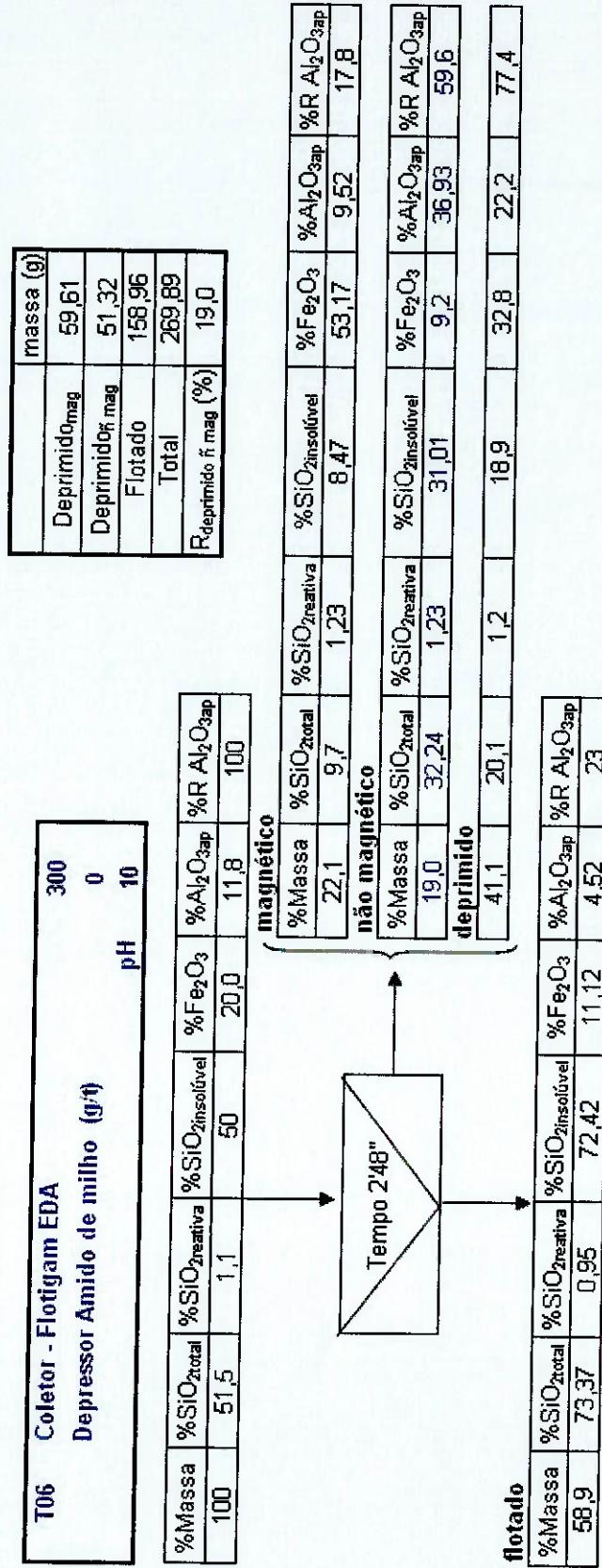


**CBA - Flotação Rejeito da Bauxita**



## ANEXO B – DOSAGEM ÓTIMA DE DEPRESSOR (FLUXOGRAMAS)

**CBA - Flotação Rejeito da Bauxita**



**CBA - Flotação Rejeito da Bauxita**

<b>T07</b>	<b>Coletor - Flotigam EDA</b>	<b>300</b>
	<b>Depressor Amido de milho (g/t)</b>	<b>200</b>
	<b>pH</b>	<b>10</b>

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
100	51,5	0,8	51	22,0	11,8	100

magnético

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
23,0	6,71	1,2	5,51	55,49	10,04	19,6

**não magnético**

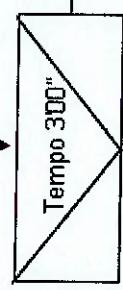
% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
16,3	22,92	1,5	21,42	12,89	42,59	58,7

**deprimido**

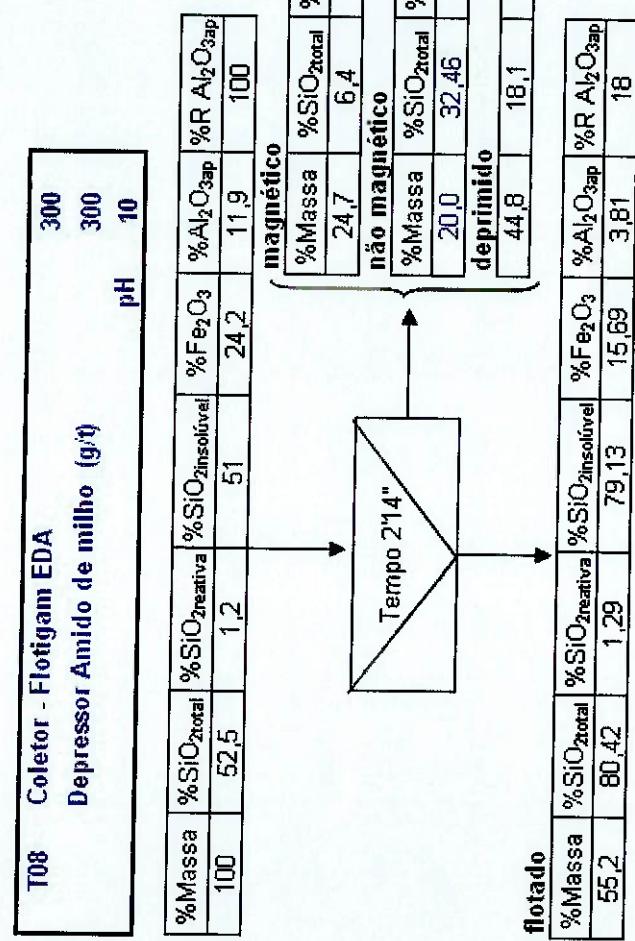
% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
39,3	13,4	1,3	12,1	37,8	23,5	78,2

**flotado**

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
60,7	76,15	0,43	75,72	11,8	4,24	22



**CBA - Flotação Rejeito da Bauxita**



	massa (g)
Deprimido mag	69,85
Deprimido n mag	56,55
Flotado	155,93
Total	282,33
R deprimido n mag (%)	20,0

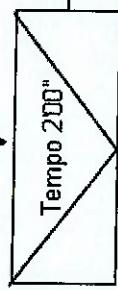
**CBA - Flotação Rejeito da Bauxita**

709	Coletor - Flotigam EDA	300
	Depressor Amido de milho (g/t)	400
	pH	10

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	%
100	52,9	0,9	52	22,3	11,8	100	

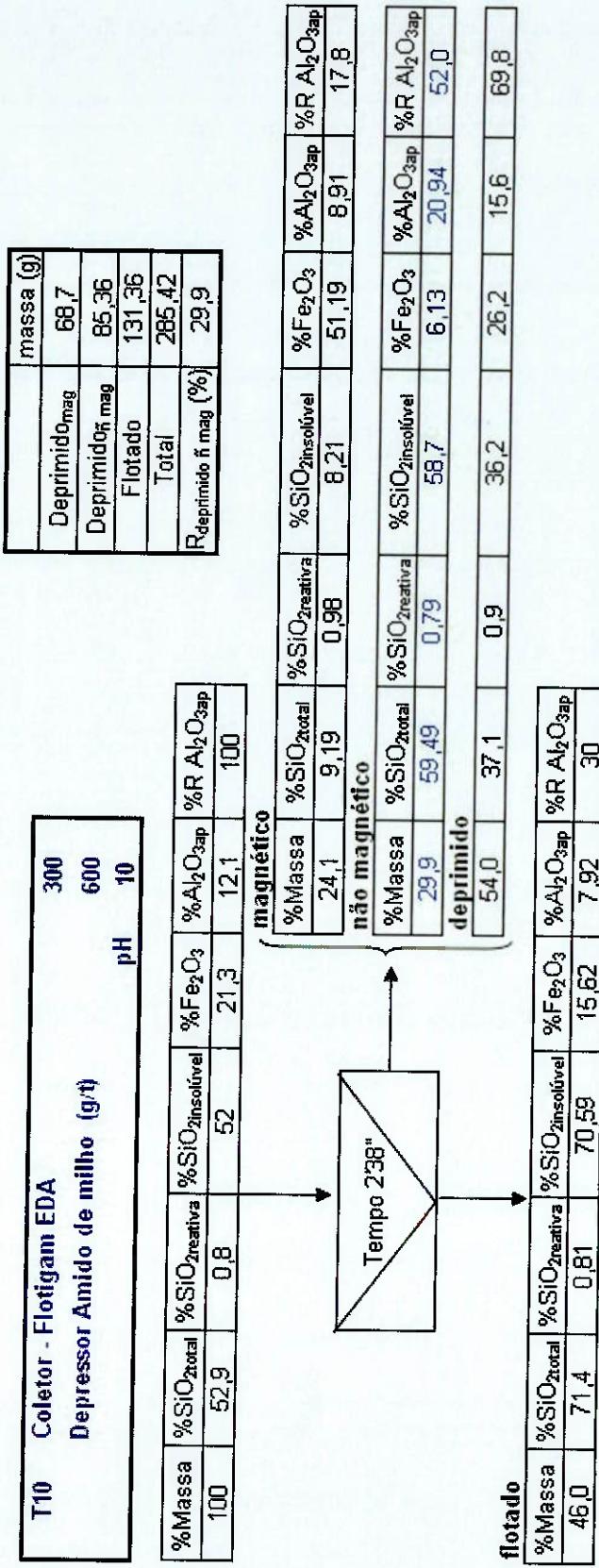
magnético

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
25,1	8,26	0,92	7,34	53,51	8,49	18,1
<b>não magnético</b>						
23,8	45,91	1,07	44,84	9,14	29,71	59,9
<b>deprimido</b>						
48,9	26,6	1,0	25,6	31,9	18,8	78,0
<b>flotado</b>						
% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
51,1	78,14	0,75	77,39	13,16	5,09	22

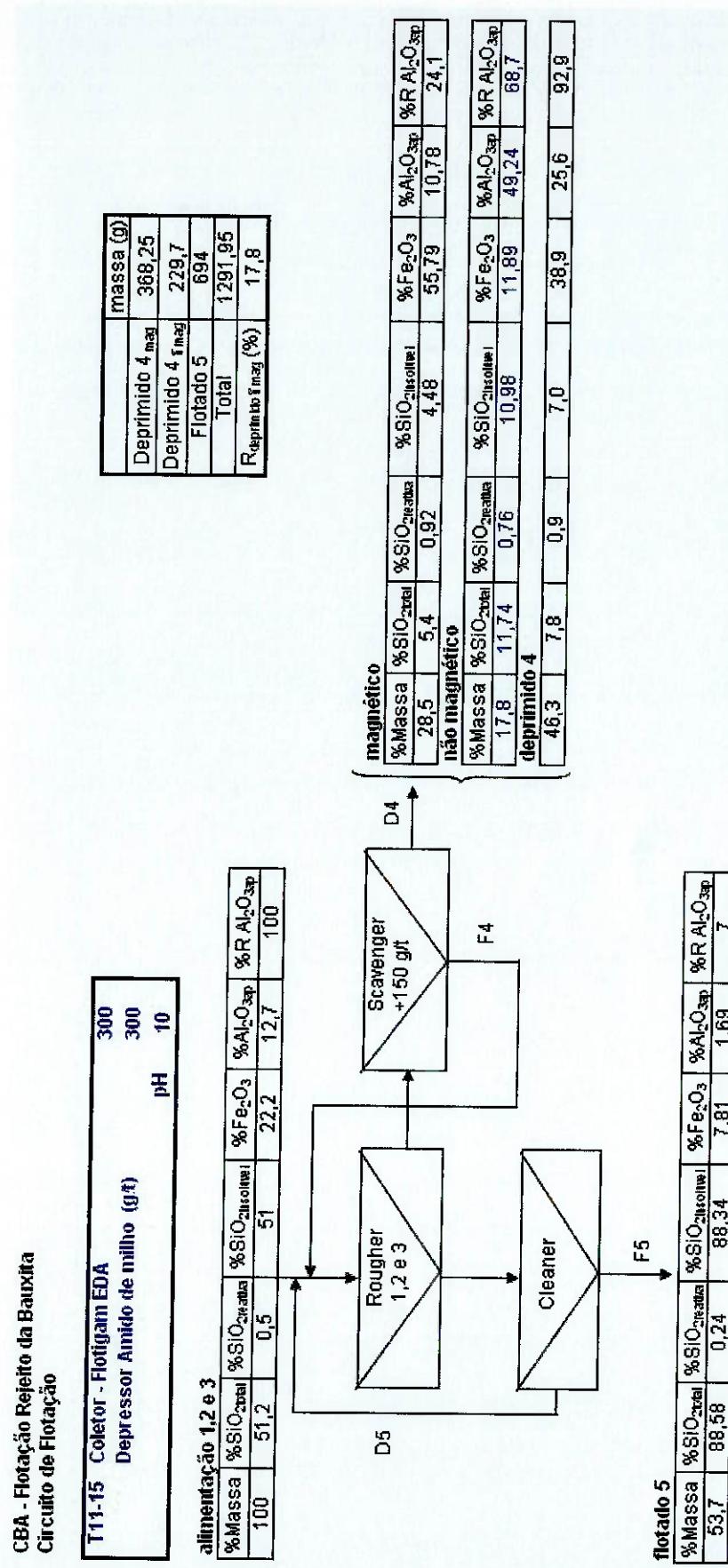


							massa (g)
Deprimido mag							68,15
Deprimido mag							64,5
Flotado							138,55
Total							271,2
R <sub>deprimido</sub> n° mag (%)							23,8

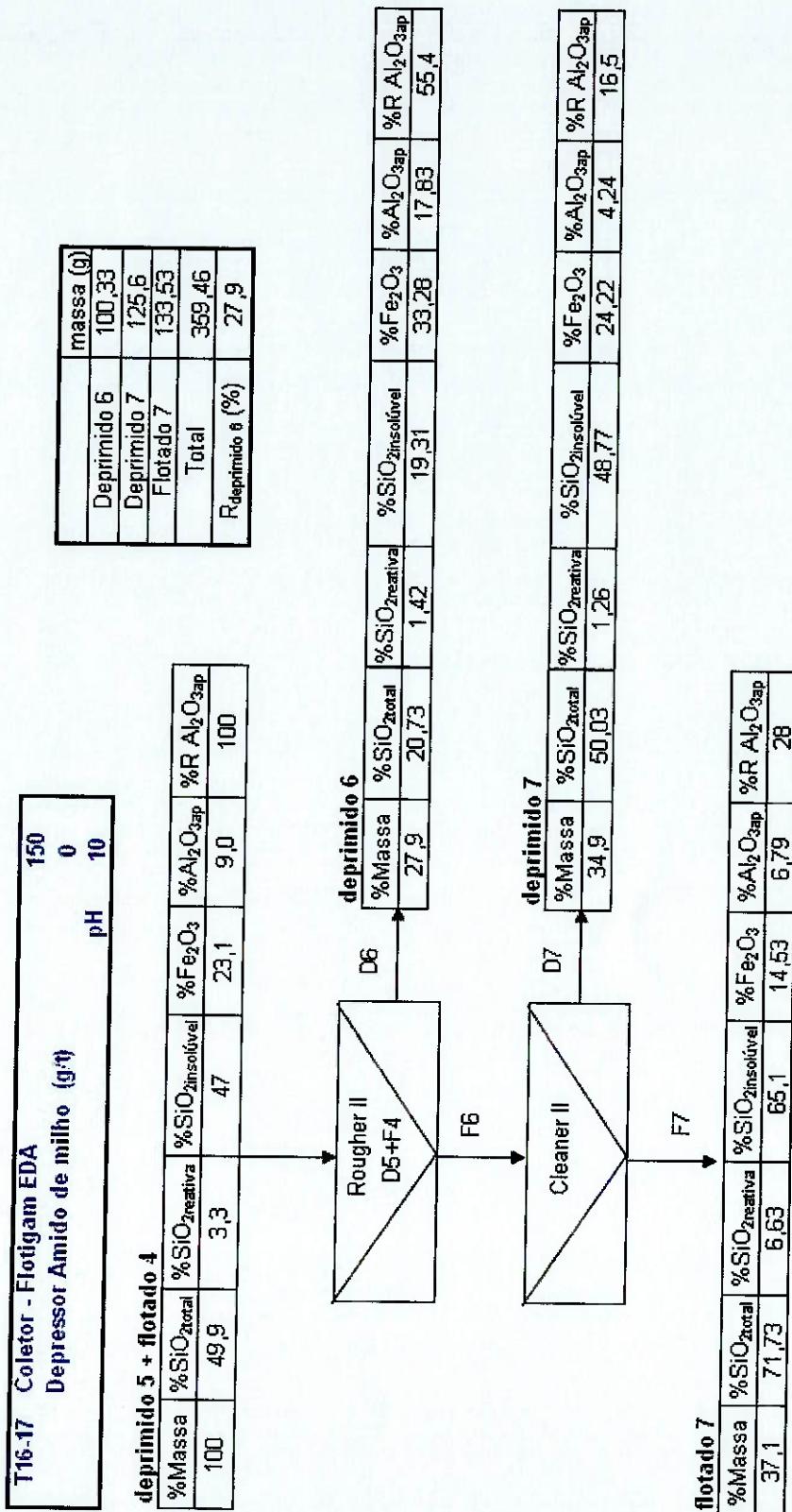
**CBA - Flotação Rejeito da Bauxita**



## ANEXO C – FLOTAÇÃO COM CLEANER E SCAVENGER (FLUXOGRAMAS)



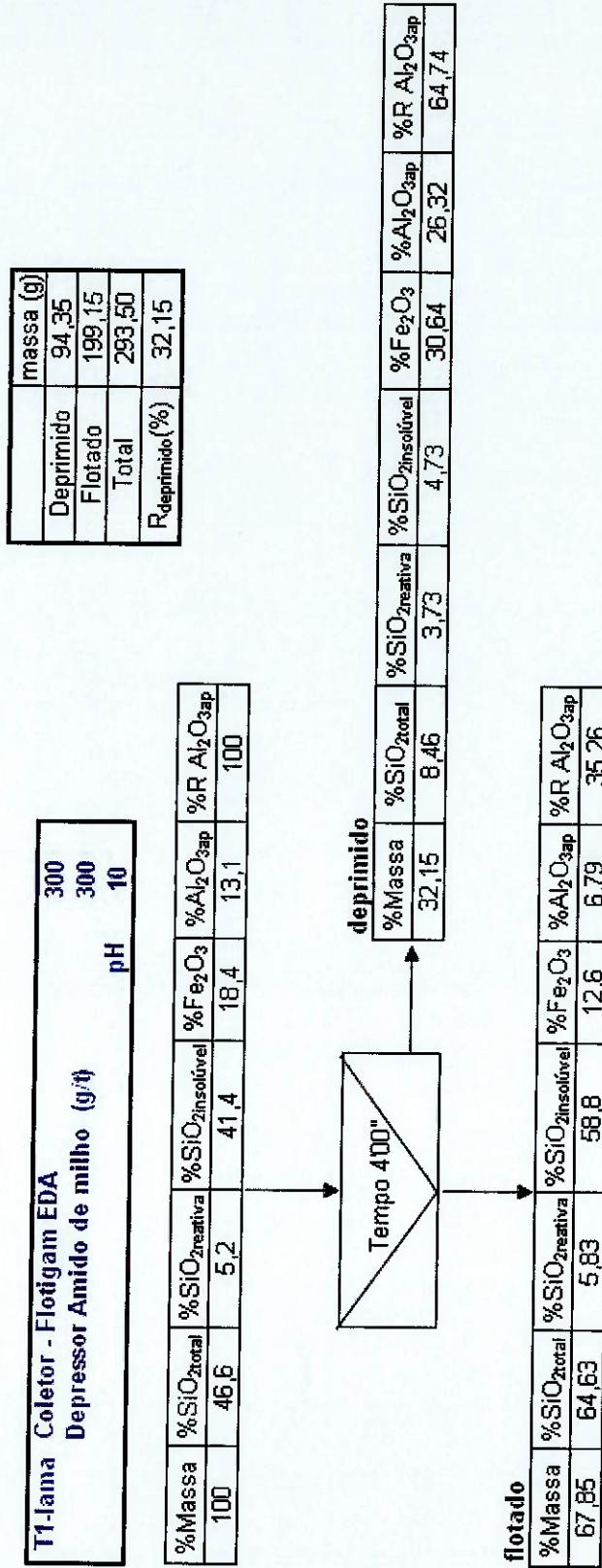
**CBA - Flotação Rejeito da Bauxita  
Círculo de Flotação**



## ANEXO D – FLOTAÇÃO SEM DESLAMAGEM (FLUXOGRAMAS)

CBA - Flotação Rejeito da Bauxita

T1-lama Coletor - Flotigam EDA					
Depressor Amido de milho (g/t)			pH		
% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> sp
100	46,6	5,2	41,4	18,4	13,1
					100

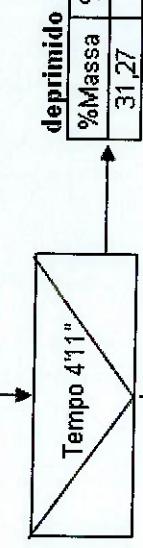


**CBA - Flotação Rejeito da Bauxita**

T2-lama	Coletor - Flotigam EDA	300
Depressor Amido de milho (g/t)	300	pH
		10

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
100	49,1	4,2	44,9	17,9	13,5	100

		massa (g)
Deprimido		91,68
Flotado		201,5
Total		293,18
R deprimido(%)		31,27



% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
31,27	9,25	2,97	6,28	31,81	26,32	61,05

% Massa	% SiO <sub>2</sub> total	% SiO <sub>2</sub> reativa	% SiO <sub>2</sub> insolúvel	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap	% R Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ap
68,73	67,22	4,71	62,51	11,59	7,64	38,95

## ANEXO E – FLOTAÇÃO CRUZADA (FLUXOGRAMA)

**FLOTAÇÃO CRUZADA COM RECIRCULAÇÃO DE PRODUTOS - CBA**

