

TIAGO GUELFY DE FREITAS

**ANÁLISE DE VIABILIDADE TÉCNICA DE APROVEITAMENTO DO
REJEITO DE BAUXITA DO DEPARTAMENTO DE ITAMARATI DE
MINAS DA COMPANHIA BRASILEIRA DE ALUMÍNIO (CBA)**

**São Paulo
2004**

**TF-2004
F884a**

TIAGO GUELFÍ DE FREITAS

**ANÁLISE DE VIABILIDADE TÉCNICA DE APROVEITAMENTO DO
REJEITO DE BAUXITA DO DEPARTAMENTO DE ITAMARATI DE
MINAS DA COMPANHIA BRASILEIRA DE ALUMÍNIO (CBA)**

Trabalho de Formatura em Engenharia de Minas
Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo
Escola Politécnica
Universidade de São Paulo

Orientador : Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves

**São Paulo
2004**

TF-2004
F884a
1422362

M2004L

DEDALUS - Acervo - EPMI



31700005450

FICHA CATALOGRÁFICA

Freitas, Tiago Guelfi de

Análise de viabilidade técnica de aproveitamento do rejeito de bauxita do Departamento de Itamarati de Minas da Companhia Brasileira de Alumínio (CBA) / T.G. Freitas. – São Paulo, 2004.

35 p.

Trabalho de Formatura - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo.

1.Flotação de minérios 2.Ensaio de propriedades físico-químicas 3.Bauxita I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo II.t.

AGRADECIMENTOS

Ao Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves por me incentivar, apoiar e fazer me acreditar na minha escolha de Engenharia de Minas, que desde o começo me fez despertar esta minha paixão; e também em muito me ajudar a realizar o meu grande sonho de se tornar um Engenheiro de Minas.

Ao Prof. Dr. Homero Delboni Junior com quem tanto aprendi.

A Prof.(a) Ana Carolina Chieregati pela grata convivência.

A todos os professores do Departamento de Engenharia de Minas pelos ensinamentos teóricos e práticos adquiridos ao longo destes anos.

A toda equipe do Laboratório de Tratamento de Minérios e Resíduos Industriais (LTM), em especial ao Tico e ao Alfredo, pelo apoio dado.

Aos meus amigos da Escola Politécnica, pela paciência e pelas alegrias vividas.

Aos companheiros do CMR pelas grandes roubadas.

Aos meus amigos de Marília por todos os churrascos.

A todos os amigos com quem convivi e aqueles que não mais estão presentes neste momento.

A Veridiane, pela paz.

Aos meus irmãos, que me fizeram crescer, de maneiras singulares, na separação e nas brigas; no convívio e na união.

A minha mãe, e ao meu padrinho, que realmente representam as pessoas mais importantes na minha vida.

A Deus, que me iluminou e guiou.

RESUMO

A CBA vem desenvolvendo um esforço muito grande no sentido de utilizar tecnologia limpa e promover o desenvolvimento auto-sustentado de suas jazidas de bauxita em Itamarati de Minas, MG. A pesquisa descrita neste trabalho faz parte deste esforço.

A usina de beneficiamento de Itamarati de Minas recebe dois tipos de minério, um proveniente da laterização de rochas gnáissicas e outro da laterização de anfibolitos. Para este último tipo de minério foi desenvolvido um processo de aproveitamento de todos os rejeitos, no sentido de minimizar o impacto ambiental oriundo do lançamento de rejeitos em barragens de rejeito. Desta maneira, é gerado um subproduto rico em minerais de ferro e titânio, em circuito especialmente projetado para isso e anexado à usina.

Já para o minério gnáissico, a proporção destes minerais é muito baixa para justificar a operação econômica do circuito. O volume de rejeito (underflow do ciclone de 6") permanece portanto inalterado. O trabalho experimental aqui descrito demonstra a viabilidade de recuperar a bauxita ainda presente nele e ainda gerar dois subprodutos, um dos quais poderá ser comercializado.

O processo desenvolvido foi a flotação reversa, seguida de separação magnética do deprimido. Numa primeira operação flota-se a sílica presente. Este produto poderia ser utilizado como areia para construção civil se houvesse mercado. No presente momento pensa-se em utilizá-lo na própria CBA, na manutenção de estradas ou em pequenas obras ou então, retornar o excesso para disposição nas áreas exauridas da mina.

O deprimido contém junto com a alumina os minerais de ferro e de titânio, que precisam ser separados em separador magnético de alta intensidade. Resulta um produto não magnético que é alumina e é reunido ao concentrado da usina, aumentando a recuperação da usina, e um produto magnético que será reunido ao produto magnético do minério anfibolítico.

Assim estes resultados mostraram a possibilidade técnica da concentração da bauxita pelas técnicas e equipamentos utilizados.

PALAVRAS CHAVES

Bauxita, Rejeito, Concentração, Flotação, Magnética, Desenvolvimento Sustentado, Tecnologia Limpa.

SUMÁRIO

Lista de Tabelas

Lista de Figuras

Lista de Anexos

1.	Introdução.....	1
2.	Objetivo	2
3.	Apresentação da Companhia Brasileira de Alumínio (CBA).....	3
3.1.	O Processo de Beneficiamento do Departamento de Itamarati de Minas	3
3.2.	Descrição das Instalações de Beneficiamento	3
3.3.	Fluxograma da Usina de Beneficiamento	3
4.	Revisão Bibliográfica	6
4.1.	A bauxita	6
4.1.1.	Bauxita Metalúrgica	7
4.1.2.	Bauxita Refratária	7
4.2.	Flotação	8
4.2.1.	Fenômenos Interfaciais	9
4.2.1.1.	Interface Sólido/Líquido	9
4.2.1.2.	Camada Elétrica Interfacial	9
4.2.1.3.	Potencial Eletrocinético.....	11
4.2.1.4.	Íons Determinadores de Potencial.....	11
4.2.1.5.	Hidrofobicidade.....	12
4.2.1.6.	Interfase Sólido/Gás	13
4.2.2.	Preparação do Minério	13
4.2.3.	Condicionamento	13
4.2.4.	Coletores e Depressores	13
4.2.4.1.	Ácidos Graxos	14
4.2.4.2.	Ácido Fosfórico de Esteres	14
4.2.4.3.	Aminas	14
4.2.4.4.	Amido.....	14
4.2.5.	Fatores que afetam a Flotação	15
5.	Metodologia.....	16
5.1.	Material (Amostra Mineral)	16
5.2.	Escolha dos Reagentes	17
5.3.	Preparação das Amostras	18
5.4.	Ensaio	18
5.5.	Secagem, Pesagem e Quarteamento	24
5.6.	Análise Química.....	24
6.	Resultados.....	25
7.	Discussão	29
8.	Conclusões.....	30
9.	Referências Bibliográficas.....	31

Lista de Tabelas

Tabela 4.1.2.1.	Teores e especificações para refratários sílico-aluminosos e aluminosos.....	8
Tabela 5.1.1.	Resultados das análises granulométrica e química por faixa do UF 6”	17
Tabela 5.1.2.	Resultados da análise por difratometria do UF 6”	10
Tabela 5.4.1.	Dados dos ensaios de flotação.....	21
Tabela 5.4.2.	Resultados químicos, teores e tratamento (recuperações).....	22
Tabela 5.1.3.	Programação da segunda dos ensaios de flotação	23
Tabela 6.1.	Teores do material não magnético do deprimido scavenger	25

Lista de Figuras

Figura 3.3.1.	Fluxograma de Itamarati de Minas.....	5
Figura 4.2.1.2.1.	Modelo atual da Dupla Camada Eletrônica (DCE).....	10
Figura 4.2.1.3.1.	Gráfico da Variação do Potencial Elétrico (ψ) pela Distância da superfície (x).....	10
Figura 4.2.1.5.1.	Hidrofobicidade das espécies minerais e coletores recomendados	12
Figura 5.4.1.	Formula da Porcentagem de sólidos (%sol).....	18
Figura 6.1.	Aparência física dos produtos do ensaio 8	25
Figura 6.2.	Aparência física dos produtos do ensaio 24	26
Figura 6.3.	Aparência física dos produtos da separação magnética da amostra de cabeça	26
Figura 6.4.	Aparência física dos materiais magnético e não magnético do ensaio 24	27
Figura 6.5.	Fluxograma desenvolvido baseado nos experimentos	28

Lista de Anexos

Anexo	Certificados das análises químicas.....	33
-------	---	----

1. Introdução

O beneficiamento mineral se preocupa basicamente com a separação das partículas minerais baseando-se nas variações de tamanho e composição. A separação se dá pela suspensão das partículas em um meio e sua passagem por um equipamento aonde uma força apropriada é aplicada. Como os minerais possuem diferentes propriedades físicas além de seu tamanho e composição, eles são afetados por esta força em diferentes graus. Aqueles movidos pela força respondem de maneira positiva, aqueles não afetados, não respondem. Obviamente a liberação dos minerais é pré-requisito para uma separação eficiente, porém uma separação completa pode não ser prática.

De forma simples, pode-se considerar três fatores principais que influenciam a separação:

- propriedades dos minerais;
- características do separador; e
- especificação da produção quanto ao teor e recuperação.

Algumas propriedades de podem ser exploradas são:

- tamanho;
- forma;
- densidade;
- propriedade óptica (cor, brilho, ou textura);
- susceptibilidade magnética;
- condutividade elétrica; e
- propriedades da superfície.

As diferentes técnicas utilizadas em um minério e/ou gerados pelos processos de cominuição são baseadas nas propriedades físicas/físico-químicas que diferem das diversas espécies minerais presentes no minério a ser processado. Como exemplos têm as técnicas baseadas nas diferenças de densidade (concentração gravítica e em campo centrífugo); nas propriedades magnéticas e eletrostáticas; nas propriedades superficiais (flotação); ópticas, etc.

Neste trabalho, que visa primordialmente o processo de flotação, baseia-se em propriedades muito menos evidentes que diferenças de densidade entre as espécies minerais que se quer separar, ou que diferencias de susceptibilidade magnética ou até mesmo elétrica. A flotação é uma separação em suspensão em água, ou polpa, na qual as partículas são obrigadas a percorrer um trajeto e num determinado instante as partículas que se deseja flotar são levadas a abandoná-lo, tomando um rumo ascendente. A diferenciação entre as espécies minerais é realizada pela capacidade das partículas se prenderem, ou se aglutinarem, a bolhas de ar. Quando as partículas se unem a um número de bolhas a densidade do conjunto partícula/bolha torna-se menor que a do fluido e o conjunto se desloca verticalmente para a superfície, onde fica retido e é separado numa espuma, enquanto que as partículas das demais espécies minerais mantêm inalterada a sua rota, ou tendem a se depositarem no fundo do recipiente que contém a polpa.

2. Objetivo

Este trabalho teve por objetivo obter um aumento de recuperação de bauxita e possibilitando assim, o aproveitamento do rejeito do underflow do ciclone de 6" gerados pela usina de beneficiamento da bauxita gnáissica de Itamarati de Minas, MG.

As atividades incluem um detalhado estudo de caracterização tecnológica do material, assim como ensaios de concentração por célula de flotação e separadores magnéticos, este último por via úmida, todos em escala de laboratório.

Os resultados obtidos indicarem a viabilidade técnica da concentração da bauxita pelas técnicas e equipamentos utilizados, além da geração de dois subprodutos comercialmente viáveis, areia para construção civil e concentrado de minerais de ferro e de titânio. Acreditamos haver demonstrado que a aplicação da metodologia descrita neste trabalho pode trazer benefícios econômicos à empresa, conseguindo esta aumentar a sua produção e também diminuindo a geração de rejeitos diminuindo os impactos ambientais da disposição de rejeito.

3. Apresentação da Companhia Brasileira de Alumínio (CBA)

A Companhia Brasileira de Alumínio (CBA) possui mina e usina de tratamento na localidade da Fazenda São Lourenço, no município de Itamarati de Minas, MG. Nesta unidade ela desenvolve uma atividade exemplar de desenvolvimento auto-sustentado envolvendo as áreas de lavra, tratamento de minérios, disposição de rejeito e recuperação de áreas degradadas.

A usina iniciou suas atividades em 1992. Ela opera basicamente com dois tipos de minérios, um proveniente de Itamarati de Minas, originado da laterização de rochas anfíbolíticas e outro de rochas gnáissicas.

3.1. O Processo de Beneficiamento do Departamento de Itamarati de Minas

O objetivo do beneficiamento é enquadrar a bauxita nas especificações granulométricas e químicas do processo de fabricação de alumina, que são os seguintes:

- granulometria : < 2";
- Al_2O_3 aproveitável : > 40,0%;
- SiO_2 reativa : < 4,0%; e
- Fe_2O_3 : < 18,0%

3.2. Descrição das Instalações de Beneficiamento

Com base nas características do minério foi projetada e implantada a usina de beneficiamento; que é basicamente composta por:

- pátio de estocagem de minério bruto;
- instalações de Britagem (wobler feeder, britadores e transportadores de correia); e
- instalações de Lavagem (escrubagem, britagem secundária, peneiramento, ciclone, separação densitária por espirais concentradoras de classificador espiral e separação magnética).

3.3. Fluxograma da Usina de Beneficiamento

O minério chega das frentes de lavras ao pátio de estocagem de minério bruto com 3.000 m², permitindo a descarga de caminhões em ponta de aterro e blending do minério.

Então se alimenta uma moega, as quais alimentam dois alimentadores de barras elípticas (wobler feeder), que além de ter a função de carregá-los para a britagem, separam o material que não necessita ser britado no estágio primário, ou seja, aquele com granulometria abaixo de 2".

Dos britadores (dois) o minério é encaminhado por transportadores de correias até a usina de beneficiamento, para a primeira escrubagem (atrição), onde ocorre o desagregamento de toda argila por meio de água.

Depois de passar pelo scrubber o minério é peneirado em uma peneira nas seguintes granulometrias: o primeiro deck separa o material acima de 2" enquanto o segundo separa aquele abaixo de 2" e acima de 14#. Já o material abaixo de 14# vai direto para uma caixa, de onde é bombeado alimentando três ciclones de 15" (ciclonagem primária). Quanto ao material acima de 14# e abaixo de 2", incluindo aquele acima de 2" que foi rebritado, sofrem um processo de relavagem, efetuado num segundo scrubber (tamborão deslamador).

Após sua passagem pelo tamborão, o minério é novamente peneirado numa segunda peneira nas seguintes granulometrias: o primeiro deck separa o material acima de $\frac{3}{4}$ " enquanto o segundo separa aquele abaixo de $\frac{3}{4}$ " e acima de 14#. O oversize (produto final) dessa peneira é recuperado por transportador de correia que o levará para pilha de estoque de minério lavado, através do Stacker que tem a função de homogeneizar a pilha. Já o undersize dessa peneira também irá alimentar os ciclones de 15".

O overflow da ciclonagem primária segue para a barragem de rejeitos, mas estão em andamento trabalhos experimentais para adequar este rejeito à fabricação de cerâmica vermelha. O underflow dessa ciclonagem primária vai para um distribuidor rotativo de polpa, que tem a função de suprir, equitativamente, seis peneiras vibratórias de alta frequência (malha de 32#), onde serão classificados / desaguados. O oversize dessas peneiras é recuperado pelo mesmo transportador de correia e encaminhado para pilha de estoque de minério lavado.

Já o undersize dessas seis peneiras é encaminhado para uma segunda caixa, que após bombeado alimentará um "manifold" com seis ciclones de 6" (ciclonagem secundária), dois "stand by". O overflow da ciclonagem secundária é encaminhado para a barragem de rejeitos. O underflow da ciclonagem secundária passa para um primeiro estágio (rougher) de seis espirais concentradoras duplas, gerando três produtos: o pesado, o médio e o leve. Os pesado e médio, deste 1º estágio vão para um classificador espiral que tem a função de os desaguar.

O overflow do classificador espiral é rejeito e vai para a barragem de rejeitos e seu underflow (minério de ferro fino) segue por transportador de correia para outro pátio de estocagem. O leve do 1º estágio segue para um segundo estágio (cleaner) de cinco espirais concentradoras duplas, gerando também três materiais. O pesado do 2º estágio junta-se ao pesado e médio do 1º estágio no classificador espiral. O médio do 2º estágio recirculará, em circuito fechado, voltando para ciclonagem secundária. Já o leve do 2º estágio é encaminhado ao separador magnético de alta intensidade.

Aqui teremos outros três produtos: o magnético, também irá diretamente para o classificador espiral; o médio magnético recirculará (em circuito fechado) no próprio separador magnético; e o não-magnético será encaminhado a uma terceira caixa, sendo bombeado para um cone desaguador onde, por sua vez, o overflow é rejeito. O seu underflow passará por uma peneira desaguadora. O oversize (bauxita fina) dessa peneira é lançado por transportador de correia que o levará para a pilha de estoque de minério lavado, já o seu undersize é rejeito.

O atual processo de beneficiamento encontra-se operando como descrito acima e pode ser representado pela figura 3.3.1.

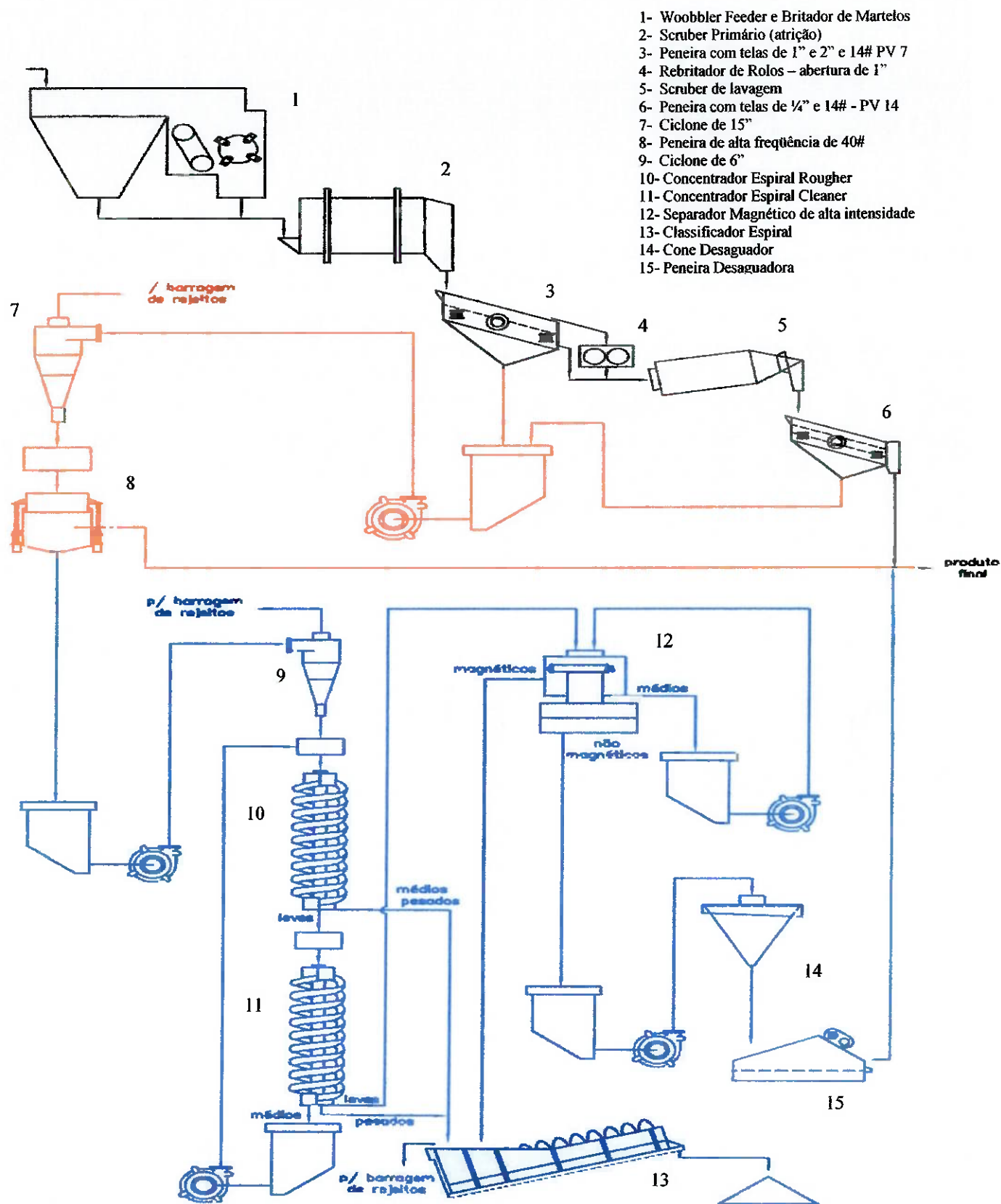


Figura 3.3.1. - Fluxograma de Itamarati de Minas

4. Revisão Bibliográfica

4.1. A bauxita

A bauxita antes considerada espécie é na realidade uma mistura de óxidos de alumínio, mineral, formada por intemperismo em clima tropical ou subtropical sobre rochas aluminosas, através da lixiviação da sílica.

As bauxitas são, essencialmente, produtos da laterização de uma gama variável de rochas, ocorrendo geralmente em clima tropical ou subtropical, caracterizados por taxas de precipitação pluviométrica excepcionalmente elevadas e temperaturas altas. O produto final é um resíduo rico em óxidos de alumínio (gibbsita, boehmita e diásporo). Outros constituintes usualmente presentes são minerais de argila, hematita, goethita, óxido de titânio e sílica sob a forma de quartzo.

Os óxidos de alumínio presentes na composição das bauxitas podem apresentar-se sob a forma de mono ou tri-hidratados. Nas variedades mono-hidratadas os minerais são o diásporo e a boehmita, composicionalmente iguais ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$), enquanto que nas bauxitas tri-hidratadas o óxido presente é a gibbsita ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$).

A sílica, sob a forma de quartzo, tem comportamento inerte no processo metalúrgico da produção de alumina e é chamada de sílica não reativa. Entretanto, a sílica que integra a estrutura dos óxidos minerais reage com a soda no Processo Bayer, e assim aumentando o consumo de soda em escala geométrica à medida que cresce o teor dessa impureza no minério, além de a sílica reativa roubar alumina. Portanto, teores elevados de sílica reativa inviabilizam a utilização econômica da bauxita como matéria-prima para produção de alumínio.

Os óxidos de ferro normalmente estão presentes nas bauxitas sob a forma de hematita, goethita ou, ainda, como ilmenita. Os óxidos de ferro, juntamente com outras impurezas vão constituir as denominadas lamas vermelhas do Processo Bayer para produção da alumina. A goethita tem peso específico mais baixo, apresenta cristais menores, partículas mais finas e maior área específica que a hematita. Essas propriedades, por si, não favorecem uma boa separação sólido-líquido nas lamas derivadas da digestão de bauxitas goethíticas. Em adição, frequentemente ocorre a substituição de íons de ferro por íons de alumínio na estrutura dos cristais de goethita, originando a denominada goethita aluminosa, constituída por cristais ainda mais leves e menores. Daí, lamas vermelhas oriundas de bauxitas goethíticas geralmente apresentam problemas de decantação e filtração.

Os óxidos de titânio comumente presentes são o anatásio, o rutilo e a ilmenita. O rutilo não reage durante o processo de digestão da bauxita independente dessa digestão ocorrer a baixa ou alta temperatura. O anatásio, entretanto, é reativo nos processos ditos de alta temperatura, tendendo a inibir a precipitação da boehmita. Nos processos de baixa temperatura, empregados na digestão da gibbsita, assume-se que os óxidos de titânio são essencialmente inertes. Entretanto, podem influenciar o comportamento de decantação das lamas vermelhas e, conseqüentemente, o consumo de floculantes.

A caracterização do mineral ou minerais de alumínio presentes nas bauxitas, assim como das impurezas, é de fundamental importância; a concentração e natureza desses minerais irão

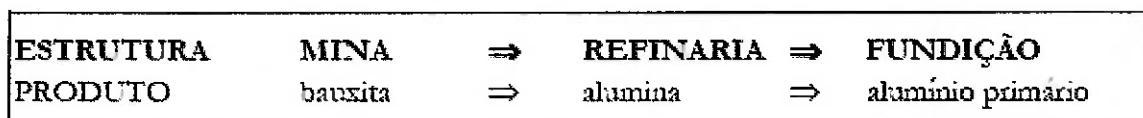
conferir características importantes às bauxitas, que serão definidoras do seu emprego como matéria-prima para a própria bauxita metalúrgica, como para a fabricação de outros produtos, como refratários, abrasivos, produtos químicos, indústria do cimento e outros.

A aplicação industrial a que se destina a bauxita poderá ser o fator definidor das necessidades de tratamento prévio, se algumas especificações típicas, dependentes das propriedades físicas ou mineralógicas do minério, são requeridas. Assim, as indústrias costumam classificar as bauxitas segundo o uso final a que se destinam.

4.1.1. Bauxita Metalúrgica

Em praticamente todos os usos de bauxitas metalúrgicas usadas no Processo Bayer a quantidade de sílica reativa não pode exceder a 5%. Já para as quantidades de ferro e titânio não são especificados limites. Para o teor de alumínio contido para a bauxita metalúrgica, este é governado pelos fatores econômicos tais como lavra, transporte, custos de processo, taxas, localização geográfica das usinas de alumina e de alumínio. Assim todos estes fatores podem permitir, até mesmo, um teor de 25% de alumínio (como na Austrália). No Brasil, depois do processo de beneficiamento e já com um produto de bauxita metalúrgica, tem-se uma média de 40% de Al_2O_3 , e também de 4,6% de SiO_2 reativa.

As empresas produtoras de bauxita grau metalúrgico, em geral, são integradas, produzindo desde o minério (bauxita), seguindo para a refinaria onde será produzida a alumina, e posteriormente chegando à fundição onde será produzido o alumínio primário (verificar esquema baixo).



4.1.2. Bauxita Refratária

No setor de refratários, a bauxita como matéria-prima, de acordo com sua composição química e mineralógica, tem adquirido grande importância, uma vez que pode substituir parcial ou totalmente agregados de alumínio.

Usualmente, as bauxitas refratárias devem ter baixo Fe_2O_3 e TiO_2 , teores máximos de 3,75% de Fe_2O_3 e 3,75% de TiO_2 . Nas maiorias das aplicações refratárias, apresentam 85% (em peso) de Al_2O_3 , e teor máximo de 7% de SiO_2 reativa, com densidade relativa de 3,1, de acordo com o DNPM e com pesquisas realizadas a fornecedores de refratários

Para as bauxitas grau não-metalúrgicas ou refratárias (alta alumina), cujas especificações segundo a ASTM - American Society for Testing and Materials, pela norma ASTM Standard Classification C27-70 (reaprovada em 1976), são fornecidas as seguintes especificações para refratários sílico-aluminosos e aluminosos:

Tabela 4.1.2.1. – Teores e especificações para refratários sílico-aluminosos e aluminosos

Categoria	Teor (%) Al ₂ O ₃	Teor (%) SiO ₂	Refratariedade ou cone pirométrico equivalente, igual ou superior a	Refratariedade sob a carga de 2 kgf/cm ² , igual ou superior á		Retração linear permanente com o recozimento a	Massa específica aparente (g/cm ³)	Resistência à compressão (kgf/cm ²) a temperatura ambiente	Porosidade aparente (%) igual ou inferior
	igual ou superior a	igual ou inferior a		para t 5%	para t 4%				
SA-1	42	53	CO 33 (1743°C)	1470°C	1590°C	1600°C 1,0%	2,10	200	20
SA-2	38	57	CO 31 1/2 (1699°C)	1420°C	1540°C	1400°C 1,5%	2,05	250	23
SA-3	32	63	CO 29 (1659°C)	1370°C	1490°C	1350°C 3,0%	2,00	250	25
SA-4	25	40	CO 26 (1621°C)	1320°C	1440°C	1300°C 3,0%	1,95	200	28
SA-5	15	80	CO 19 (1541°C)	1225°C	1345°C	1250°C 1,5%	1,85	200	30
Semi-silica ou silicosos	25-30	70-92	CO 28 (1646°C)	1350°C	1410°C	1350°C 1,5%	1,80	125	32
AL-50	46	49	CO 33 (1743°C)	1500°C	1700°C	1600°C 1,0%	2,15	350	25
AL-60	55	40	CO 33 (1743°C)	1550°C	1750°C	1600°C 0,8%	2,20	400	27
AL-70	65	30	CO 33 (1743°C)	1580°C	1780°C	1600°C 0,6%	2,30	450	30
AL-80	15	20	CO 33 (1743°C)	1600°C	1800°C	1600°C 0,3%	2,50	500	30
AL-90	85	10	CO 33 (1743°C)	1650°C	1850°C	1600°C 0,1%	2,80	550	30

Onde as categorias SA-1, SA-2, SA-3, SA-4 e SA-5 correspondem, respectivamente, às categorias super duty, high duty, intermediate duty, médium duty e low duty, segundo a ASTM.

As empresas produtoras de bauxita refratária fazem o tratamento do minério da seguinte forma:

Produção de bauxita	⇒	Beneficiamento	⇒	Calcinação
---------------------	---	----------------	---	------------

4.2. Flotação

A Flotação é um dos bem estabelecidos processos de separação físico-químico, amplamente aplicado em concentração mineral e operações de recuperação; além de outras aplicações como a purificação e tratamento de água.

Por causa de muitos dos processos são aplicados com água como o líquido principal de aplicação no campo do processo mineral, muitos sistemas então contem água e minério e estes fenômenos estão discutidos aqui. Também é de vital importância compreender o

condicionamento da polpa, como os reagentes e a operação de flotação em si, que possui peculiaridades do processo, que dependendo poderá adotar variadas configurações.

4.2.1. Fenômenos Interfaciais

As propriedades da matéria como descritas normalmente como propriedades “bulk”, em três dimensões, não descrevem adequadamente a natureza e comportamento da matéria em estados nos qual uma das dimensões é desprezível em face das outras, isto ocorre quando a relação área/massa é elevada, na medida em que reduzimos o tamanho das partículas minerais.

Varias são as situações os fenômenos interfaciais sendo possível modificar o comportamento dos sólidos, como:

- aumentar, diminuir ou reverter seu caráter hidrofílico;
- aumentar, diminuir, zerar o módulo, ou ainda reverter o sinal de cargas elétricas acumuladas na interface sólido/líquido;
- dispersar as partículas sólidas, estabilizando a suspensão; e
- agregar as partículas sólidas, desestabilizando a suspensão.

4.2.1.1. Interface Sólido/Líquido

Quando uma partícula sólida se encontra suspensa em meio aquoso, o limite das fase sólida e líquida é denominado interface sólido/líquido. Se a porção líquida contem uma determinada espécie química dissolvida (íon ou molécula), com uma concentração na interface sólido/líquido maior que a concentração de tal espécie em solução, temos evidência de que tal espécie química apresentou maior afinidade com a interface do que com a solução e se concentrou na interface, gerando um excesso interfacial dessa espécie, denominando adsorção positiva. Se for menor, temos evidência de que tal espécie foi expulsa da interface ou então atraída com maior intensidade pela solução, ocorrendo uma diminuição da presença dessa espécie química na interface sólido/líquido, denominando adsorção negativa.

A adsorção positiva em uma interface desenvolve algum tipo de interação como atração eletrostática, pontes de hidrogênio, reação química, interação hidrofóbica, etc. Esta interação nos permite avaliar sua intensidade, sendo mais fraca quando há interação eletrostática (adsorção não específica), enquanto a interação química (adsorção específica) é a que envolve maior energia.

4.2.1.2. Camada Elétrica Interfacial

O modelo atual da Dupla Camada Eletrônica (DCE) considera a superfície do sólido recoberta inicialmente por moléculas de água, leito primário de hidratação, onde também ocorre a solvatação total ou parcial dos íons presentes da DCE.

Se um sólido for mergulhado dentro de uma solução eletrolítica, a fim de se obter a eletroneutralidade, o excesso de carga existente na superfície do sólido pode ser exatamente neutralizado por uma carga equivalente de sinal oposto na solução.

Quando agem somente por interação eletrostática, íons da solução podem aproximar-se do sólido somente até onde o seu raio de solvatação permitir. A linha traçada pelo centro dos íons hidratados adsorvidos não especificamente é conhecida como o Plano Externo de Helmholtz (PEH).

Se há adsorção específica, a DCE é composta por 3 zonas de carga representadas pelos 3 casos ilustrado na figura abaixo.

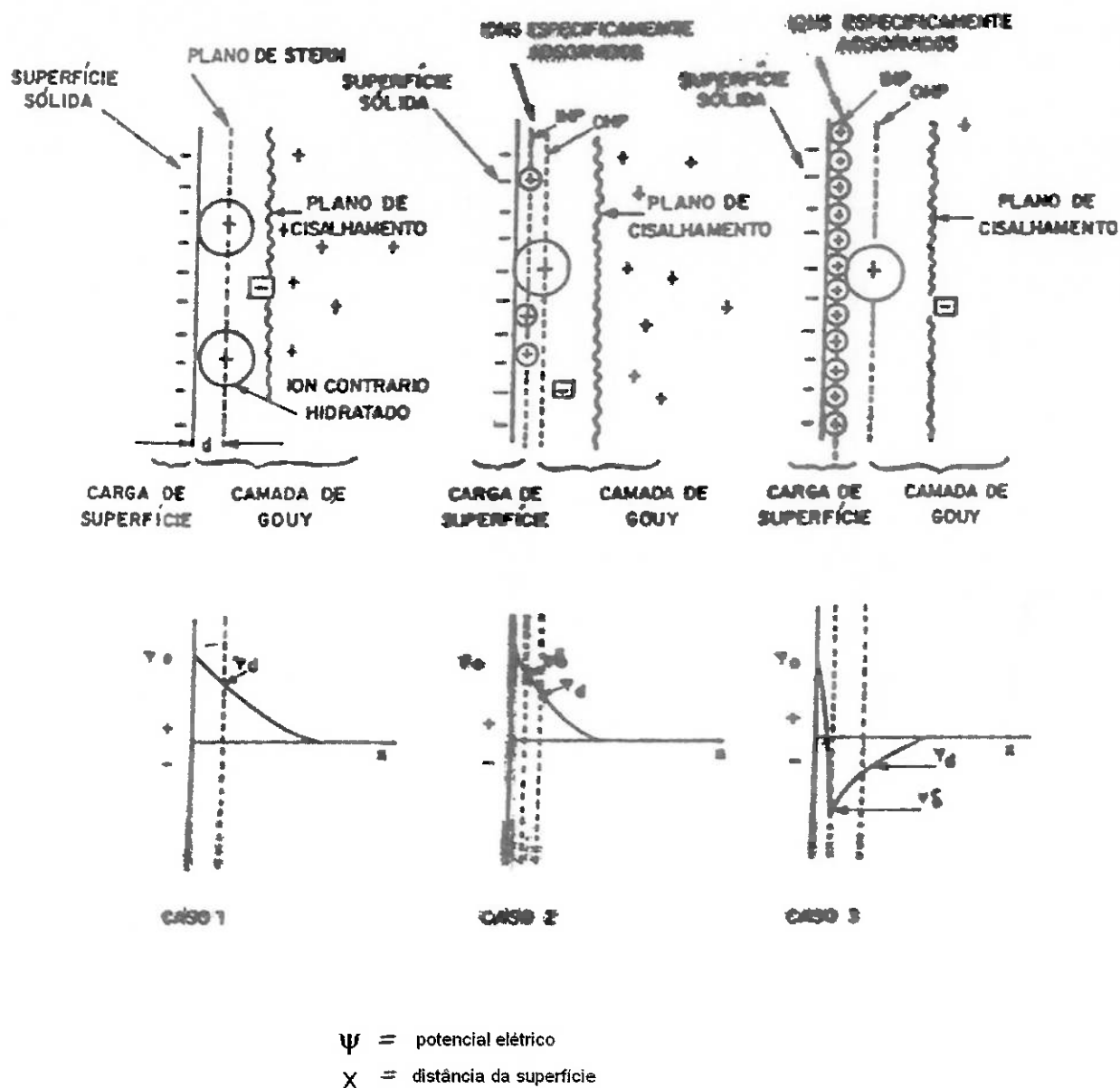


Figura 4.2.1.2.1. - Modelo atual da Dupla Camada Eletrônica (DCE)

Então os casos da figura 4.2.1.2.1. mostram todas as três zonas de carga: a carga superficial original; a carga adsorvida especificamente, representada pelos íons por cujo centro passa o Plano Interno de Helmholtz, de que a DCE como camadas como planos capacitores; e a

carga da camada de Gouy, adsorvida não especificamente, de que a DCE como cargas na fase líquida são pontuais e se movem livremente formando uma nuvem de íons de carga oposta à existente na superfície.

4.2.1.3. Potencial Eletrocinético

O acúmulo de cargas elétricas na interface sólido/líquido criará uma diferença de potencial entre a interface e a fase da polpa; na superfície há um potencial ψ_0 que ao se afastar da superfície e chegando a fase polpa, o potencial diminuirá de acordo com o gráfico 4.2.1.3.1. até que se anule a uma distância da superfície, passando pelo plano de cisalhamento a determinada distância, valores nos quais variam para cada espécie mineral. O plano de cisalhamento divide duas regiões, um que acompanha o movimento relativo do sólido e é influenciado pelo mesmo (à esquerda); e outra região que permanece estacionária, sob a influência da fase polpa (à direita).

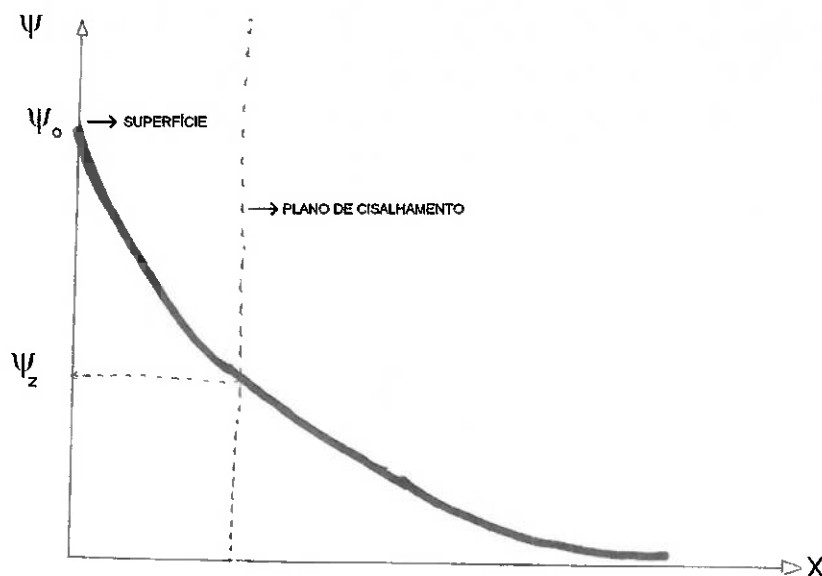


Figura 4.2.1.3.1. - Gráfico da Variação do Potencial Elétrico (ψ) pela Distância da superfície (x)

O potencial elétrico que pode ser medido no plano de cisalhamento é denominado Potencial Zeta (ψ_z). Por outro lado o potencial na superfície somente pode ser estimado por cálculos baseados em modelos.

4.2.1.4. Íons Determinadores de Potencial

A interação adsorvente/adsorvato pode ser de natureza específica ou não específica, a diferença residindo na energia envolvida e na maior ou menor reversibilidade da interação. Porém há íons que podem diferenciar entre esses dois tipos, e estes íons que se adsorvem especificamente na interface sólido/líquido são capazes de aumentar, diminuir e zerar a magnitude do Potencial ζ (Zeta) de uma partícula, ou até mesmo reverter o sinal do mesmo, estes íons são chamados de Íons Determinadores de Potencial (IDP).

Na adsorção não específica os íons que se adsorvem na interface sólido/líquido não conseguem reverter o sinal do Potencial ζ , apenas diminuir e zerar. Estes são chamados de Eletrólitos Indiferentes e afetam, sejam adsorvendo-se com contra íons na interface (para manter a neutralidade elétrica do meio), ou aumentando a força iônica (comprimindo a DCE, e assim diminuindo o Potencial ζ).

Na adsorção específica os íons que aparecem são os H^+ e OH^- que constituem os Íons Determinadores de Potencial (IDP) para a maior parte dos sólidos existentes. Há uma concentração de íons hidrogênio $[H^+]$ para a qual o Potencial ζ é nulo. Este ponto é denominado de Ponto Iso Elétrico (IPE). Também há uma certa concentração de IDP na qual o Potencial de superfície é nulo, chamado de Ponto de Carga Zero (PCZ).

4.2.1.5. Hidrofobicidade

A propriedade de determinadas espécies minerais capturarem bolhas de ar na polpa é designada por hidrofobicidade, e exprime a tendência dessa espécie mineral ter maior afinidade pela fase gasosa que pela fase líquida. Como esta característica é exceção, então todas as espécies minerais imersas em água tendem a molhar sua superfície, ou seja, têm maior afinidade pela fase líquida, comportamento este designado hidrofiliicidade.

O comportamento hidrofílico das espécies minerais pode ser alterado pela adição de substâncias capazes de mudar as características da polpa e/ou do comportamento das espécies minerais. Assim é possível induzir uma hidrofobicidade seletiva.

O gráfico abaixo sugere as hidrofobicidades das classes minerais e os coletores com reagente associados a cada uma das classes.

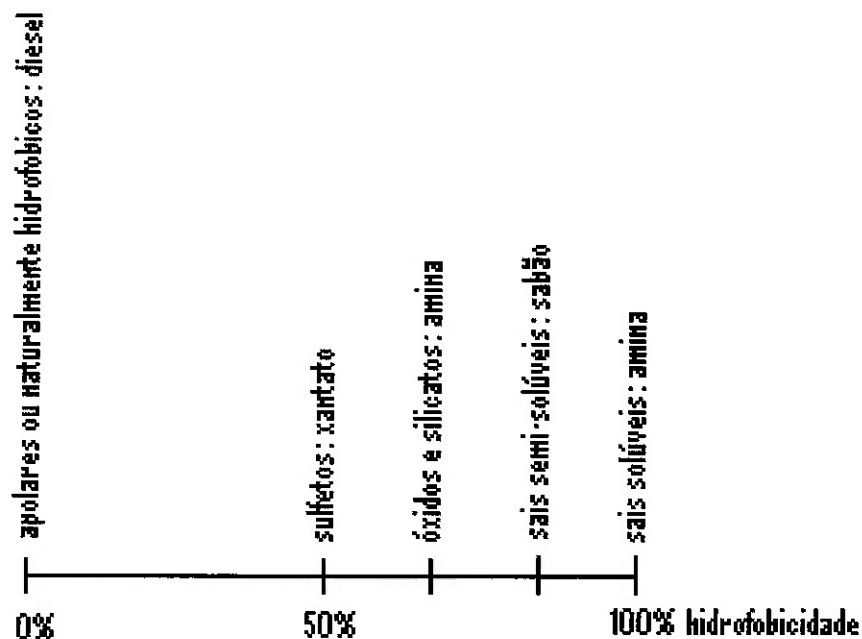


Gráfico 4.2.1.5.1. - Hidrofobicidade das espécies minerais e coletores recomendados

4.2.1.6. Interfase Sólido/Gás

O objetivo de um processo de flotação é a remoção seletiva das partículas de sólidos da polpa, a qual é obtida pela adesão das bolhas de ar pelas partículas hidrofóbicas. A flotabilidade da partícula pode ser tratada como a probabilidade de flotação, mais a probabilidade da colisão partícula/bolha, mais a probabilidade da adesão partícula/bolha, mais a probabilidade de formação do agregado partícula/bolha.

Os sólidos, para serem flotados carregam um filme líquido, na qual podem ter uma espessura menor do que 10 nm. A estabilidade deste filme determina como a partícula irá aderir na bolha se o filme é fino, ou rompe, ou ainda não se forma, a adesão é dificultada.

4.2.2. Preparação do Minério

Para adequar o minério em condições de flotar são necessários certas operações unitárias que podem ser:

- moagem: para obter uma granulometria conveniente à flotação e/ou liberação dos minerais úteis;
- atrição: realizada para limpar a superfície das partículas e/ou dispersão das lamas por ação mecânica;
- deslamagem: destinada a retirar as partículas ultrafinas que interferem de maneira negativa na flotação;
- adensamento: facilitar o condicionamento (contato entre as gotículas de reagente e a superfície mineral); e
- outras: separação gravítica, separação magnética, classificação, etc.

4.2.3. Condicionamento

Realizado em tanques condicionadores sob agitação constante ou ao longo de tubulações por onde passa a polpa antes de ser admitida nas células de flotação. Para que o reagente possa atuar na superfície mineral, seja para coletar, ativar, ou deprimir, é necessário que se haja um tempo para que as partículas minerais e as moléculas de reagente tenham chance de se encontrarem. Esta etapa é feita com baixa diluição de polpa (elevada porcentagem de sólidos) para aumentar a probabilidade de encontro entre reagente e partículas.

4.2.4. Coletores e Depressores

O coletor é uma substância química utilizada na flotação, com a finalidade específica de tornar hidrofóbica a superfície da espécie mineral sobre a qual seja adsorvida.

O depressor é um modulador da coleta, que torna uma das espécies minerais presentes repelente ao coletor.

4.2.4.1. Ácidos Graxos

São coletores aniônicos (cargas negativas) de minerais salinos, oxidados e não metálicos. Os reagentes utilizados têm comprimento de cadeia entre 8 e 12 carbonos, pois abaixo de 8 as propriedades coletoras são muito fracas e acima de 12 a solubilidade é muito baixa. Os sabões desta família apresentam poder espumante, que tende a aumentar com o comprimento da cadeia não polar.

A Clariant fornece ácidos graxos naturais ou de síntese, possuindo uma grande variedade deste tipo de reagentes como o Genapol LRO - Sulfato de alquildiglicoleter de sódio.

4.2.4.2. Ácido Fosfórico de Esteres

Também são coletores aniônicos, quando dissolvidos. Eles são usados como coletores amplamente utilizados em óxidos, silicatos. Estes coletores são fortes agentes de ativação superficial. O comprimento de cadeia destes coletores tem uma vasta variedade, dependendo do produto.

A Clariant fornece ésteres de ácido fosfórico como Flotisor SM – 15.

4.2.4.3. Aminas

São coletores catiônicos, assim como seus acetatos. São coletados eletricamente por um mecanismo de primeira espécie e são adsorvidos e desorvidos fácil e rapidamente. São menos seletivos, ou apresentam seletividade específica ao contrário dos coletores aniônicos, por causa disto, e mais afetados por modificadores de coleta. Sua aplicação típica é na flotação de não metálicos, tal como o quartzo, silicatos, silico-aluminosos e vários óxidos.

A variável operacional mais importante é o pH, e também a presença de lamas. Aumentando o comprimento da cadeia carbônica, aumentam as propriedades coletoras e diminui a solubilidade, variando de 8 a 22 carbonos.

A Clariant fornece varias marcas desta série, como o Flotigam EDA.

4.2.4.4. Amido

Como depressor, o amido está entre os agentes modificadores empregados na flotação catiônica reversa que tem aminas como coletores (exemplo o Flotigam EDA da Clariant). Como aplicação clássica está o emprego do amido na flotação reversa de óxidos de ferro.

A fração designada como amido é constituída de amilopectina e amilose (proporção 3:1). Os amidos não modificados têm uma ação depressora comparável, ou superior, à de amilopectina e/ou amilose puras.

Como mecanismo funcional para adsorção de amidos, é explicado pela interação por pontes de hidrogênio. O fato da superfície do quartzo ser mais negativa do que o mineral útil, contribui para a seletividade.

4.2.5. Fatores que afetam a Flotação

O desempenho dos processos de flotação é função de uma ampla quantidade de variáveis que se influenciam. Para identificar os fatores que afetam negativamente os processos de flotação podemos ter:

- fatores relacionados às características do minério quanto à sua composição mineralógica e também às características físicas, químicas e tecnológicas dos minerais presentes, tais como heterogeneidade e solubilidade.
- fatores relacionados à preparação do minério desde a lavra, passando pelo manuseio, britagem, peneiramento, homogeneização, moagem, atrição, deslamagem, etc; com problemas de contaminação, granulometria, tamanho máximo flotável, presença de finos e ultra-finos, grau de liberação, grãos mistos e lamas; e
- fatores relacionados à flotação que compreendem as condições dos equipamentos, características da água, pH, reagentes (coletores, depressores, espumantes, floculantes e coagulantes), porcentagem de sólidos, temperatura, tempos de condicionamento, de flotação, espuma, operacionais, etc; que alteram as propriedades elétricas interfaciais dos minerais, consumos de água e de reagentes

5. Metodologia

Para estudo deste projeto foi utilizada uma célula de flotação, que está descrita neste item, além de um separador magnético por via úmida de alta intensidade.

Os ensaios apresentam a seguinte sequência:

- identificação da amostra de minério;
- preparação da amostra para os ensaios;
- execução dos ensaios;
- secagem das amostras;
- pesagem das amostras secas
- quarteamento das amostras; e
- preparação das alíquotas para análises químicas.

A realização dos ensaios, que ocorram no Laboratório de Tratamento de Minérios (LTM) da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, teve presente para supervisionar e orientar o Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves, professor orientador do projeto e que também orientou todos os trabalhos realizados. Também contamos com a ajuda do técnico em mineração Antônio Filho (Tico) do Laboratório de Tratamento de Minérios e Resíduos Industriais (LTM) para que pudessemos por em prática os conceitos e determinações deste projeto.

Externamente ao Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo (PMI) da Universidade de São Paulo (USP), contou-se com o apoio do Eng^o. Nilson Mar Bartalini, da Clariant, empresa na qual forneceu os reagentes para os ensaios de flotação; e também com o apoio da equipe técnica da CBA, representada pelo Eng^o. Christian Fonseca de Andrade.

A realização das análises químicas foi feita pelo técnico químico Nilson Bigogno no Departamento de Itamarati de Minas da CBA e também pelo Prof. Dr. Henrique Kahn do Laboratório de Caracterização Tecnológica (LCT) da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo.

5.1. Material (Amostra Mineral)

O material utilizado nestes ensaios foi fornecido pela Companhia Brasileira de Alumínio, que é o underflow dos ciclones de 6" do minério gnáissico. Atualmente este material é rejeito; e o objetivo inicial do trabalho era obter alguma recuperação adicional da bauxita ainda presente neste material.

Para orientar os estudos foi feita a análise granulométrica e a análise química por fração granulométrica pela CBA. Os resultados da análise granulométrica e química por faixas estão apresentados na tabela abaixo.

Tabela 5.1.1. - Resultados das análises granulométrica e química por faixa do UF 6".

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

Também foi realizado análise por difratometria de raios X pelo LCT, na qual a análise foi efetuada através do método do pó. A identificação das fases cristalinas, discriminadas abaixo, foi obtida por comparação com o banco de dados do ICDD - International Centre for Diffraction Data.

Tabela 5.1.2. - Resultados da análise por difratometria do UF 6".

ICDD	Nome do Composto	Fórmula Química	Mineral
01-078-1252	Quartzo	SiO ₂	Quartzo
00-007-0324	Gibbsite	Al(OH) ₃	Gibbsite
01-088-0889	Silimanita	Al ₂ SiO ₅	Silimanita
01-076-0318	Rutilo	TiO ₂	Rutilo
00-003-0251	Goethita	Fe ⁺³ O(OH)	Goethita
01-075-1209	Ilmenita	FeTiO ₃	Ilmenita
01-078-1996	Caulinita	Al ₂ (Si ₂ O ₅)(OH) ₄	Caulinita

De acordo com o laudo, a gibbsite ocorre em partículas preferencialmente liberadas e, comumente, com inclusões ou lamelas de oxi-hidróxidos de ferro. A concentração física foi considerada difícil e recomendada a flotação. O teor esperado para o concentrado será então superior a 50%.

Ainda verifica-se que o ferro está presente na forma de goethita e de ilmenita, enquanto que o titânio está na forma de rutilo e ilmenita.

5.2. Escolha dos Reagentes

A fim de escolher potenciais reagentes para realização dos ensaios de flotação, foi necessário realizar reuniões junto ao fornecedor dos reagentes, a Clariant. Estas reuniões foram conduzidas pelo Eng^o. Nilson Mar Bartalini. Das possíveis rotas pré-estudadas, foram selecionados os seguintes coletores com as seguintes características.

Flotação Aniônica:

- Coletores: Genapol LRO; Flotinor SM-15
- Dosagem: 300 g/t
- pH: natural; 3,00; 10,00

Flotação Catiônica:

- Coletor: Flotigam EDA
- Depressor: Amido
- Dosagens: 300g/t
- pH: natural; 10,00

Estas escolhas iniciais são as tentativas iniciais da escolha dos parâmetros do processo de flotação baseados na experiência industrial.

5.3. Preparação das Amostras

Para adequar a granulometria das amostras do UF de 6" para estas encaixarem à real granulometria da usina foi necessário realizar o peneiramento da amostra em 210 µm (65# Tyler), porquê contem material pesado e também pelo tamanho máximo de partícula para flotação. O retido, que representa 29,3% desta malha é descartado e o passante, então foi deslamado no micro ciclone de corte de 10 µm para a retirada da lama, contendo finos e ultrafinos indesejados na flotação, na qual o overflow foi descartado, cerca de 33,2% do material, e o material do underflow foi quarteado num quarteador de polpa.

5.4. Ensaios

Antes de realizar os ensaios de flotação, é necessário estabelecer um padrão das amostras, e assim adequamos a porcentagem de sólidos em 40% em massa. O procedimento para obtermos 40% de sólido é pesarmos uma amostra quarteada e medirmos o seu volume para obtermos a densidade de polpa. Com a fórmula 5.3.1. é obtida porcentagem de sólidos e a partir desta, a sua massa. Então teremos que retirar ou adicionar água para chegarmos a 40% de sólidos.

$$\%sol = 100x \frac{dp - 1}{dp} x \frac{ds}{ds - 1}$$

Figura 5.4.1. - Formula da Porcentagem de sólidos (%sol).

Também é necessário saber a quantidade de reagente para os ensaio, que foi obtido a partir da pesagem de gotas de cada reagente. Como resultado temos a massa de uma gota de cada reagente:

- M_{1gota} de Genapol LRO : $7,2166 \times 10^{-3}$ g;
- M_{1gota} de Flotinor SM-15: $8,3345 \times 10^{-3}$ g; e
- M_{1gota} de Flotigam EDA: $6,8329 \times 10^{-3}$ g.

Já para a preparação do depressor, que é uma solução de amido caústico a 2%, a quantidade de amido para os ensaios é feita pelo cálculo de amido em massa contido em 1 mL.

O procedimento dos ensaios é descrito de maneira igual a todos, tendo cada um uma particularidade que é descrita nas características de cada um.

- limpeza dos equipamentos para evitar contaminação e mudanças de resultados causados por outros minerais;
- regulagem da rotação do motor em 1200 rpm;
- preparação do coletor e do amido;
- preparação da polpa com 40% de sólidos em massa;
- calibração do pHmêtro utilizando líquidos com pH conhecido (pH = 7 e pH = 10);
- registro do pH natural da polpa antes do condicionamento;
- adição do coletor à polpa;
- Condicionamento(s) com o tempo cronometrado de 2 min do coletor e de 5 min do amido;
- correção do pH para o valor desejado utilizando-se solução de NaOH e HCl a 10% quando necessário;
- execução da flotação (etapa rougher) logo após o tempo de condicionamento, retirando a espuma até a sua completa exaustão e anotando-se o tempo de flotação;
- execução da flotação (etapa scavenger) do material depressido obtido na etapa rougher (flotação reversa), foi feita nova adição de coletor e anotando-se e corrigindo-se o pH no início e anotando-se também o tempo de flotação;
- secagem de todo o material flotado e depressido rougher, e flotado e depressido scavenger na estufa; e
- pesagem e quarteamento das amostras secas, de forma a separar cerca de 30g para análise química.

Os ensaios começaram de maneira exploratória, tanto para flotação direta, quanto para a flotação reversa da sílica. Foram programados 10 ensaios iniciais, que estão descritos a seguir:

Ensaio 1:

- Mpolpa: 900,0 g
- Msol: 360,0 g
- %sol: 38,9 %
- Genapol LRO: 15 gotas (300g/t)
- pH: 7,60

Ensaio 2:

- Mpolpa: 668,0 g
- Msol: 265,0 g
- %sol: 39,7 %
- Genapol LRO: 15 gotas (400g/t)
- pH: 10,10

Ensaio 3:

- Mpolpa: 692,0 g
- Msol: 277,0 g
- %sol: 40,0 %
- Genapol LRO: 12 gotas (300g/t)
- pH: 3,05

Ensaio 5:

- Mpolpa: 731,0 g
- Msol: 282,0 g
- %sol: 40,0 %
- Flotisor SM-15: 11 gotas (300g/t)
- pH: 9,85

Ensaio 7:

- Mpolpa: 648,0 g
- Msol: 259,4 g
- %sol: 40,0 %
- Amido: 3,9 mL (300g/t)
- Flotigam EDA: 12 gotas (300g/t)
- pH: 7,74

Ensaio 9:

- Mpolpa: 659,8 g
- Msol: 263,7 g
- %sol: 40,0 %
- Amido: 8,0 mL (600g/t)
- Flotigam EDA: 12 gotas (300g/t)
- pH: 7,85

Ensaio 4:

- Mpolpa: 500,0 g
- Msol: 190,4 g
- %sol: 37,7 %
- Flotisor SM-15: 9 gotas (300g/t)
- pH: 7,48

Ensaio 6:

- Mpolpa: 689,0 g
- Msol: 275,6 g
- %sol: 40,0 %
- Flotisor SM-15: 10 gotas (300g/t)
- pH: 2,99

Ensaio 8:

- Mpolpa: 617,5 g
- Msol: 247,1 g
- %sol: 40,0 %
- Amido: 3,8 mL (300g/t)
- Flotigam EDA: 11 gotas (300g/t)
- pH: 10,10

Ensaio 10:

- Mpolpa: 624,0 g
- Msol: 249,5 g
- %sol: 40,0 %
- Amido: 7,5 mL (600g/t)
- Flotigam EDA: 11 gotas (300g/t)
- pH: 10,10

Os produtos obtidos dos ensaios de flotação, foram então encaminhado para análise química, por malote direto da CBA para o Departamento de Itamarati de Minas. Sem os dados das análises, foi notado, mesmo que visualmente, boa separação dos ensaios 7, 8, 9 e 10. Para os demais não foram observados resultados satisfatórios ou ruins.

Mas pode-se notar do ensaio 3 com Genapol LRO com dosagem de 300g/t que o material flotou pouco, então para não descartarmos este coletor, foram realizados mais 2 novos ensaios com dosagem maior, com 400 g/t e 500 g/t; também pode-se observar do ensaio 5 com o Flotigam SM-15 com dosagem de 300 g/t que o material flotou demasiadamente, e novamente para não descartarmos este coletor, foram realizados mais 2 novos ensaio com dosagem menor, com 200 g/t e 100 g/t. Assim os novos ensaios estão descritos a seguir:

Ensaio 11:

- Mpolpa: 488,5 g
- Msol: 195,0 g
- %sol: 39,9 %
- Flotisor SM-15: 5 gotas (200g/t)
- pH: 10,15

Ensaio 12:

- Mpolpa: 528,8 g
- Msol: 212,4 g
- %sol: 40,2 %
- Flotisor SM-15: 3 gotas (100g/t)
- pH: 10,15

Ensaio 13:

- Mpolpa: 524,5 g
- Msol: 209,7 g
- %sol: 40,0 %
- Genapol LRO: 12 gotas (400g/t)
- pH: 3,02

Ensaio 14:

- Mpolpa: 477,0 g
- Msol: 190,6 g
- %sol: 40,0 %
- Genapol LRO: 13 gotas (500g/t)
- pH: 3,00

Os dados sobre as massas este ensaio estão detalhados na tabela abaixo, e os resultados químicos e o tratamento (recuperações) e teores na tabela seguinte.

Tabela 5.4.1. - Dados dos ensaios de flotação.

Ensaio	Coletor	Dosagem do Coletor (g/t)	Dosagem do Depressor (g/t)	pH	Produto	Massa (g)	Massa (%)
1	Genapol LRO	300	-	7,6	Deprimido	178,9	93,96
2		300	-	10,10	Flotado	11,5	6,04
3		300	-	3,05	Deprimido	242,7	95,14
4	Flotisor SM-15	300	-	7,48	Flotado	12,4	4,86
5		300	-	3,05	Deprimido	166,4	61,61
6		300	-	3,05	Flotado	103,7	38,39
7	Flotisor SM-15	300	-	7,48	Deprimido	107,8	39,34
8		300	-	9,80	Flotado	166,2	60,66
9		300	-	9,80	Deprimido	48,5	17,32
10	Flotigam EDA	300	-	2,99	Flotado	231,6	82,68
11		300	300	7,74	Deprimido	163,7	62,13
12		300	300	10,10	Flotado	99,8	37,87
13	Flotigam EDA	300	600	7,85	Deprimido	187,8	72,85
14		300	600	10,50	Flotado	70	27,15
15		300	600	10,50	Deprimido	153,7	63,78
16	Flotisor SM-15	200	-	10,15	Flotado	87,3	36,22
17		100	-	7,85	Deprimido	139,1	54,00
18		100	-	10,50	Flotado	118,5	46,00
19	Genapol LRO	400	-	3,02	Deprimido	116,7	48,48
20		500	-	3,00	Flotado	124	51,52
21		500	-	10,15	Deprimido	127,1	64,81
22	Genapol LRO	400	-	10,50	Flotado	69	35,19
23		500	-	10,50	Deprimido	178,9	86,47
24		500	-	3,02	Flotado	28	13,53
25	Genapol LRO	400	-	3,02	Deprimido	119,2	57,61
26		500	-	3,00	Flotado	87,7	42,39
27		500	-	3,00	Deprimido	127,9	66,65
28					Flotado	64	33,35

Tabela 5.4.2. - Resultados químicos, teores e tratamento (recuperações).

Ensaio	Coletor	Dosagem do Coletor (g/t)	Dosagem do Depressor Amido (g/t)	pH	Amostra	Massa (g)	R _{massa} (%)	P.F. (%)	SiO ₂ Total (%)	R _{met} SiO ₂ (%)	SiO ₂ Relativa (%)	SiO ₂ Insolúvel (%)	TiO ₂ (%)	R _{met} TiO ₂ (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	R _{met} Fe ₂ O ₃ (%)	Al ₂ O ₃ Aprov. (%)	R _{met} Al ₂ O ₃ (%)
1		300	-	7,6	Depnido Flotado	178,9	83,86	8,70	49,78	98,06	1,31	48,48	6,00	95,01	21,84	92,63	12,31	92,61
					Alimentação	11,5	6,04	14,40	31,79	3,94	2,14	29,65	4,90	4,99	28,78	7,37	15,28	7,39
2	Genapol LRO	300	-	10,10	Depnido Flotado	242,7	95,14	8,50	50,39	97,23	0,84	48,55	6,00	98,28	20,68	93,55	11,88	93,20
					Alimentação	12,4	4,88	8,00	28,08	2,77	2,72	25,36	4,54	3,72	27,90	6,45	18,98	6,80
3		300	-	3,05	Depnido Flotado	166,4	61,61	8,00	55,77	68,48	2,14	53,63	4,54	47,66	21,16	60,20	9,34	48,16
					Alimentação	103,7	38,38	10,80	41,20	31,52	0,97	40,23	8,00	52,34	22,45	39,80	16,13	51,84
4		300	-	7,48	Depnido Flotado	107,8	39,34	14,55	39,76	31,35	1,57	38,19	2,00	18,12	22,29	41,33	17,83	57,67
					Alimentação	166,2	60,88	6,30	56,46	88,65	0,43	56,03	5,86	81,88	20,52	58,67	8,49	42,33
5	Flotimor SM-15	300	-	9,80	Depnido Flotado	274	17,32	5,30	76,51	25,78	0,95	75,56	1,81	6,40	9,30	7,88	6,79	9,75
					Alimentação	48,5	82,68	10,00	46,13	74,22	0,84	45,19	5,54	93,60	22,77	92,12	13,16	90,25
6		300	-	2,99	Depnido Flotado	231,6	62,13	11,50	49,57	59,69	1,22	48,35	3,09	37,24	20,04	61,20	14,43	75,60
					Alimentação	99,8	37,87	6,10	54,91	40,31	0,84	54,27	8,54	62,76	20,84	38,80	7,64	24,40
7		300	300	7,74	Depnido Flotado	187,8	72,85	10,50	44,28	84,40	1,03	43,25	6,00	77,33	23,25	81,38	13,56	82,67
					Alimentação	257,8	27,15	6,00	65,67	35,60	1,59	64,08	4,72	22,67	14,27	18,62	7,64	17,33
8	Flotigam EDA	300	300	10,10	Depnido Flotado	153,7	63,78	20,05	8,61	15,97	1,28	7,33	4,72	82,11	34,96	88,48	25,47	91,36
					Alimentação	87,3	36,22	2,50	79,74	84,03	0,83	79,11	1,81	17,98	9,62	13,52	4,24	8,64
9		300	600	7,85	Depnido Flotado	139,1	54,00	14,50	27,52	26,57	1,09	26,43	4,54	54,00	29,98	78,48	18,68	83,80
					Alimentação	118,5	46,00	3,10	76,95	70,43	0,89	76,26	4,54	46,00	9,65	21,52	4,24	16,20
10		300	600	10,50	Depnido Flotado	118,7	48,48	16,20	20,49	20,29	1,28	19,20	6,00	53,54	31,27	73,85	20,38	81,90
					Alimentação	124	51,52	2,70	75,74	79,71	0,83	74,91	4,90	46,46	10,42	26,15	4,24	18,10
11		200	-	10,15	Depnido Flotado	127,1	84,81		56,78	75,09	1,60	55,18	5,45	47,94	20,45	58,55	9,76	51,43
					Alimentação	69	35,19		34,70	24,91	1,27	33,43	10,90	52,06	26,87	41,45	16,98	48,57
12	Flotimor SM-15	100	-	10,50	Depnido Flotado	196,1	86,47		49,01	92,61	0,96	52,26	7,37	79,57	18,65	82,64	10,61	77,63
					Alimentação	178,9	13,53		27,14	7,39	1,34	25,80	11,63	20,43	25,03	17,36	19,53	22,37
13		400	-	3,02	Depnido Flotado	208,9	57,61		56,02	64,94	0,97	55,05	3,81	31,48	18,80	53,84	11,04	50,98
					Alimentação	87,7	42,38		41,11	35,06	0,98	40,13	11,27	68,52	23,07	46,16	14,43	49,02
14	Genapol LRO	500	-	3,00	Depnido Flotado	127,9	66,65		53,87	72,23	0,03	53,84	6,36	53,83	22,09	66,65	11,04	56,41
					Alimentação	64	33,35		41,36	27,77	1,33	40,05	10,90	46,17	22,09	33,35	15,71	41,59
						181,8			49,70				7,87		22,09		12,60	

Com os resultados das análises químicas da tabela 5.3.2. para esta primeira etapa, foi definido como melhor ensaio, o ensaio 8 com melhores resultados da flotação reversa da sílica em pH de 10,0 e 300g/t Flotigam EDA e 300g/t Amido, no qual obteve-se uma boa recuperação mássica e metalúrgica de Al_2O_3 . Então foi programado uma nova fase de ensaios, a partir desta definição e a nova etapa é dividida em duas fases.

A primeira destas fases é a escolha das dosagens do coletor Flotigam EDA e do depressor Amido, descrito na tabela abaixo.

Tabela 5.4.3. - Programação da segunda fase dos ensaios de flotação para melhorar os teores dos reagente e coletor.

		Flotigam EDA (g/t)		
		200	300	400
Amido (g/t)	250	Ensaio 15	Ensaio 22	Ensaio 21
	350	Ensaio 23	Ensaio 16	Ensaio 20
	450	Ensaio 18	Ensaio 19	Ensaio 17

A segunda etapa é a tentativa de aumentar a recuperação e o teor de Al_2O_3 retirando o Fe_2O_3 e o TiO_2 que está presente significativamente na amostra. Para isto foi feita a separação magnética num separador de alta intensidade ou após a flotação, ou antes, da flotação para termos duas oportunidades de comparação.

O ensaio 24 é a realização do ensaio 8 como etapa rougher e o deprimido deste é submetido a uma etapa scavenger com a adição de Flotigam EDA na dosagem de 100g/t. O deprimido o scavenger é submetido a separação magnética.

O ensaio 25 é a repetição do ensaio 24 com mais uma etapa scavenger com nova adição de Flotigam EDA 100g/t. O deprimido do scavenger é submetido à separação magnética.

No ensaio 26 é feita uma separação magnética com produtos fortemente magnético, médio magnético e fracamente magnético e não magnético; e com o material não magnético é realizado o ensaio 8, obtendo um novo produto.

Também foi feita a separação magnética vai úmida da amostra cabeça da alimentação do processo, para entendermos o comportamento dos minerais com comportamento magnético e como estes estão presentes. Todos os resultados tem amostra para análise química e de difração de raio X e para análise granulométrica.

Desta segunda etapa, pelo tempo disponível e por dificuldades eventuais encontradas foi possível realizar apenas os ensaios 24 e 25.

5.5. Secagem, Pesagem e Quarteamento

As amostras foram pesadas, secas em estufas e pesadas novamente. Esta fase foi feita nas dependências do Laboratório de Tratamento de Minérios (LTM).

5.6. Análise Química

Preparadas as amostras com cerca de 30 g, estas foram encaminhadas para análise química para o Departamento de Análise Química na unidade de Itamarati de Minas da CBA, por meio de malote direto.

6. Resultados

A partir da tabela 5.4.2. conseguimos obter os teores de SiO_2 e Al_2O_3 sem a presença de Fe_2O_3 e TiO_2 , a partir do ensaio 8, que podem ser retirados por separação magnética mostrado abaixo.

Tabela 6.1. - Teores do material não magnético do deprimido scavenger.

Amostra	SiO_2 Total com Separação Magnética (%)	R_{met} SiO_2 com Separação Magnética (%)	SiO_2 Reativa com Separação Magnética (%)	SiO_2 Insolúvel com Separação Magnética (%)	Al_2O_3 Aprov. com Separação Magnética (%)	R_{met} Al_2O_3 com Separação Magnética (%)
Deprimido	14,27	18,68	3,23	12,15	42,22	93,95

As características visuais dos ensaios 8, 24 e cabeça, que podem ser observadas nas figuras abaixo, contem as fotos para efeitos comparativos.



Flotado



Deprimido

Figura 6.1. - Aparência física dos produtos do ensaio 8.



Flotado Rougher



Deprimido Rougher



Flotado Scavenger



Deprimido Scavenger

Figura 6.2. - Aparência física dos produtos do ensaio 24.



Fortemente Magnético



Médio Magnético



Fracamente Magnético



Não Magnético

Figura 6.3. - Aparência física dos produtos da separação magnética da amostra de cabeça.



Figura 6.4. - Aparência física do deprimido do Deprimido Scavenger do ensaio 24 e o seu material magnético e não magnético.

Os certificados das análises químicas de todos os produtos de todos os ensaios realizados contêm os teores de cada elemento encontrado e estão contidos em anexo.

As análises químicas dos produtos gerados nos ensaios 1 a 14 são apresentadas nas Tabelas 5.4.1. e 5.4.2. e os respectivos certificados em anexo. Para os demais ensaios, não houve tempo hábil de modo que a avaliação foi feita visualmente pelas figuras 6.1., 6.2., 6.3. e 6.4., para elaboração deste relatório, enquanto se espera pelos resultados.

Como os 3 produtos magnéticos tiveram aparência muito semelhante, eles foram juntados para efeito de análise química.

As figuras 6.1. e 6.2. mostram a aparência física dos produtos obtidos nos ensaios 8 e 24 evidenciando a vantagem obtida com o estágio Scavenger (lembrando que se tratam de ensaios de bancada e que no circuito contínuo o flotado scavenger retorna para a cédula Rougher).

A figura 6.3. mostra a aparência física dos produtos da separação magnética da amostra cabeça.

Finalmente a figura 6.4. mostra os produtos da separação magnética do deprimido scavenger dos ensaios 24. Para efeitos de comparação é apresentado junto à foto do deprimido scavenger do ensaio 24, que corresponde à alimentação da separação magnética.

De posse dos resultados das análises químicas, em anexo, do tratamento dos dados da tabela 5.4.2. e da tabela 6.1.; considerando os estágios Rougher e Scavenger da flotação e a separação magnética com eficiência de 95% do deprimido do scavenger foi montado um fluxograma de massa de sólido, teores da sílica, ferro, titânio e alumínio aproveitável, que é apresentado na figura 6.5., com base 100 t/h de sólidos no UF 6”.

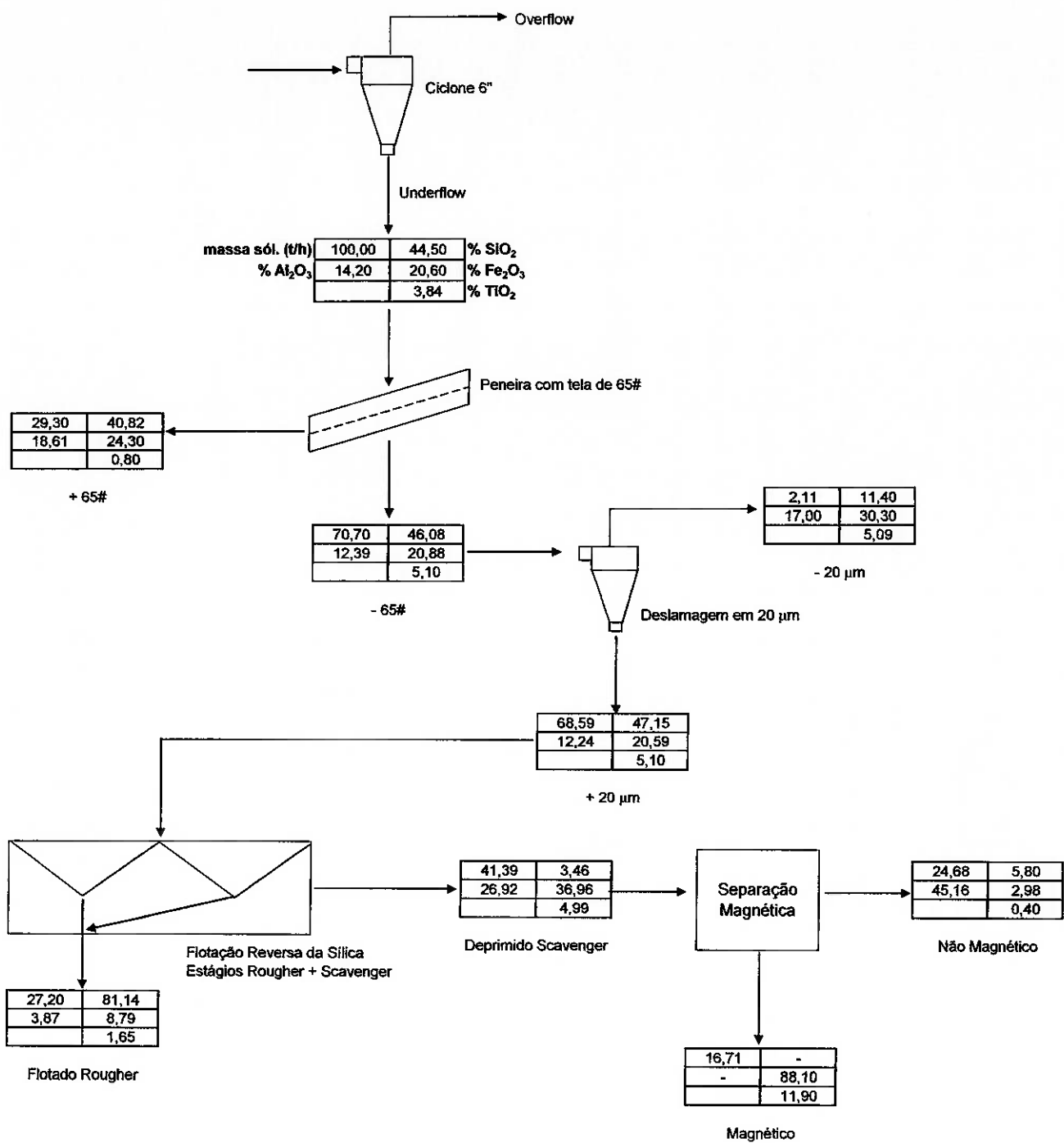


Figura 6.5 - Fluxograma desenvolvido baseado nos experimentos.

7. Discussão

Da primeira etapa experimental, o resultado do ensaio 8 foi o que apresentou melhor resultado com 25,47% Al_2O_3 aproveitável. Entretanto ainda não atingiu as especificações desejadas pela CBA (Al_2O_3 aproveitável : > 40,0%; SiO_2 reativa : < 4,0%; e Fe_2O_3 : < 18,0%).

Este ensaio foi interpretado como o mais adequado para a continuação dos experimentos, e o baixo teor obtido no deprimido pode ser explicado pelo comportamento dos minerais de ferro e titânio, que acompanham a bauxita. Nota-se que a seletividade em relação à sílica insolúvel (quartzo) foi muito alta e tentando aumentar esta recuperação (melhor seria rejeição) da sílica foi feito o ensaio scavenger.

Assim o ensaio 8 representa o estágio Rougher, e pelos resultados visuais dos produtos dos ensaios 24 e 25, já que não foi possível a realização das análises químicas pelo prazo da entrega deste trabalho e pelas dificuldades encontradas descritas no próximo item, pode se justificar o estágio scavenger. No flotado do scavenger do ensaio 24 nota-se a presença de sílica, e portanto o deprimido tem um produto com maior teor de Al_2O_3 . Já o ensaio 25, não obtivemos sucesso na flotação da segunda etapa Scavenger, o que mostra que um estágio scavenger é suficiente.

Observando as separações magnéticas, tanto da amostra cabeça, quanto do deprimido do estágio Scavenger,, foi observado uma boa separação dos materiais magnéticos e não magnéticos, o que justifica a aplicação desta operação unitária, para o qual já existe equipamento instalado na usina.

Na falta dos resultados analíticos, procedemos aos cálculos teóricos apresentados na tabela 6.1. Eles com consideram a eliminação de todo o TiO_2 e de todo o Fe_2O_3 pela separação magnética do ensaio 8.

Estes cálculos mostram que, removida a goethita e a ilmenita do deprimido rougher, o seu teor aumenta para 42,22% de Al_2O_3 aproveitável para o deprimido do ensaio 8. Se a eficiência da recuperação for de 95%, o teor de 40% está garantido.

Lembremo-nos entretanto que a etapa scavenger mostrou resultados positivos, e portanto acreditamos que o teor de 40% será efetivamente atingido.

8. Conclusões

Com este trabalho, tivemos uma excelente oportunidade de conhecer o funcionamento dos equipamentos analisados, ampliando nossos conhecimentos quanto à teoria e prática dos métodos físico-químicos e magnéticos de separação dentro da área de Tratamento de Minérios, que nos quais serão úteis na vida profissional.

Pudemos analisar quanto que a variação de qualquer variável operacional interfere na seletividade e recuperação dos minerais desejados a serem concentrados.

Os resultados dos balanços metalúrgicos e das recuperações do ensaio 8 demonstraram tal concentração. Assim nas condições descritas o processo pode se mostrar apropriado. O programa de otimização das condições de flotação foi feito e será executado. Esta linha de pesquisa terá, portanto continuidade.

Todavia os dados das separações magnéticas foram surpreendentes e apontaram uma boa separação dos magnéticos, podendo assim ser economicamente viável a operação de uma possível usina de beneficiamento de flotação com separação magnética. É bom lembrar que o separador magnético já está instalado na usina e que não é operado com este tipo de minério, apenas com o minério anfíbolítico.

Portanto ficou demonstrada a viabilidade técnica do aproveitamento da alumina ainda contida no underflow da ciclonagem de 6" do minério gnáissico da usina da CBA em Itamarati de Minas, MG.

Serão gerados dois outros subprodutos concentrado de minerais magnéticos, que será utilizado como aditivo na fabricação de cimento, e areia para construção civil, que não tem mercado no momento e por isto será aproveitada na própria CBA, na manutenção de estradas e em pequenas obras.

9. Referências Bibliográficas

LIVROS

- CROOKSTON, J. A. e FTZPARTRICK, W. D., Refractores. In LEFOND, S. J. **Industrial Minerals and Rocks**, 5ª ed. New York: Society of Mining Engineers, 1983, vol. 1. p 373-376.
- SHAFTEC, J. W., Bauxitic Raw Materials. In LEFOND, S. J. **Industrial Minerals and Rocks**, 5ª ed. New York: Society of Mining Engineers, 1983, vol. 1. p 503-524.
- Kelly, E. G. e Spottiswood, D. J. *Entroduction to Mineral Processing*. New York: John Wiley & Sons Inc., 1982. p 301-319.
- GAUDIN, A. M., **Flotation**, 1ª ed. New York: American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc, 1976, vol. 1. p 66-194.
- Ranney, M. W. **Flotation Agents and Processes Technology and Applications**, 1ª ed. New Jersey: Noyes Data Corporation, 1980. p 165-167.
- Ranney, M. W. **Flotation Agents and Processes Technology and Applications**, 1ª ed. New Jersey: Noyes Data Corporation, 1980. p 191-198.
- CHAVES, A. P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**, 2ª ed. São Paulo: Signus Editora, 2002, vol. 1. p 61-63.
- CHAVES, A. P. **Teoria e Pratica do Tratamento de Minérios**, 1ª ed. São Paulo: Signus Editora, 1996, vol 2. p 402-413.
- MONTE, M. B. M. e PERES, A. E. C. Química de Superfície na Flotação. In LUZ, J.B., SAMPAIO, J. A., MONTE, M. B. M. e ALMEIDA, S. L. M. **Tratamento de Minérios**, 3ª ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. p 339-401.
- CHAVES, A. P. e LEAL FILHO, L. S. Flotação. In LUZ, J.B., SAMPAIO, J. A., MONTE, M. B. M. e ALMEIDA, S. L. M. **Tratamento de Minérios**, 3ª ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. p 411-449.
- FLÔRES, J. C. C., **A bauxita e a Indústria do Alumínio**. Boletim Técnico da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo - Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo, BT/PMI/077. São Paulo: EPUSP, 1998. p 1-8.
- SANTOS, P. S. **Tecnologia de Argilas**, 4ª ed. São Paulo: Editora Edgard Blücher Ltda., 1975, vol 2. p 341-373.
- SANTOS, P. S. **Tecnologia de Argilas**, 4ª ed. São Paulo: Editora Edgard Blücher Ltda., 1975, vol 2. p 506-525.

EVENTOS CIENTÍFICOS

- Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, XIII. SILVA, J. M., GAZZI, M. J. e ASSIS, S. M. **Pesquisa de Flotação: Uma Visão Crítica**. São Paulo, 1988. Anais. São Paulo: Associação Brasileira de Metais, 1988, vol. 1. p 51-57.

PERIÓDICOS – ARTIGOS

BERGERMAN, M. G. e CHAVES, A. P. **Tratamento de Minérios: Experiência de produção mais limpa na CBA.** Brasil Mineral, São Paulo, n. 231, p 16-24, agosto 2004.

CATÁLOGOS

CLARIANT, **Functional Chemicals Division: Mining Chemicals – Product Information.** Alemanha: Abril 2000.

HOMEPAGES

CLARIANT CORPORATE. Suíça. **Paper 22.** Disponível em <<http://fun.clariant.com>>. Acesso em: 20 de Janeiro 2004.

DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL. Brasil. **Balanço Mineral Brasileiro, 2001.** Disponível em <<http://www.dnpm.gov.br>>. Acesso em: 29 de outubro 2004.

APONTAMENTOS

PMI 2652 - **Tópicos Especiais de Química Aplicada à Engenharia de Minas, Petróleo, Metalúrgica e Materiais.** Disciplina de Graduação do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Prof. Dr. Laurindo de Salles Leal Filho. Notas de Aula.

PMI 2855 - **Tratamento de Minérios : Concentração Por Flotação.** Disciplina de Graduação do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Prof. Dr. Laurindo de Salles Leal Filho. Notas de Aula.

Anexo - Certificados das Análises Químicas

CERTIFICADO DE ANÁLISE

COMPANHIA BRASILEIRA DE ALUMÍNIO - ITAMARATI DE MINAS - LABORATÓRIO							CERTIFICADO Nº: 1				
MATERIAL : <u>BAUXITA</u>							INTERESSADO : C. B. A.				
PROCEDÊNCIA : Itamarati - Descoberto (MG)											
Análise	Data	AMOSTRA	P.F. (%)	SiO2 Total (%)	SiO2 Reativa (%)	SiO2 Insolúvel (%)	TiO2 (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 Aprov. (%)	Umidade (%)	Rend. Lavagem (%)
1	8/11/2004	Ensaio - 01 Deprimido AQ	8,70	49,79	1,31	48,48	6,00	21,64	12,31		
2	8/11/2004	Ensaio - 01 Flotado AQ	14,40	31,79	2,14	29,65	4,90	26,78	15,28		
3	8/11/2004	Ensaio - 02 Deprimido AQ	8,50	50,39	0,84	49,55	6,00	20,68	11,89		
4	8/11/2004	Ensaio - 02 Flotado AQ	8,00	28,08	2,72	25,36	4,54	27,90	16,98		
5	8/11/2004	Ensaio - 03 Deprimido AQ	8,00	55,77	2,14	53,63	4,54	21,16	9,34		
6	8/11/2004	Ensaio - 03 Flotado AQ	10,80	41,20	0,97	40,23	8,00	22,45	16,13		
7	8/11/2004	Ensaio - 04 Deprimido AQ	14,55	39,76	1,57	38,19	2,00	22,29	17,83		
8	8/11/2004	Ensaio - 04 Flotado AQ	6,30	56,46	0,43	56,03	5,86	20,52	8,49		
9	8/11/2004	Ensaio - 05 Deprimido AQ	5,30	76,51	0,95	75,56	1,81	9,30	6,79		
10	8/11/2004	Ensaio - 05 Flotado AQ	10,00	46,13	0,94	45,19	5,54	22,77	13,16		
11	8/11/2004	Ensaio - 06 Deprimido AQ	11,50	49,57	1,22	48,35	3,09	20,04	14,43		
12	8/11/2004	Ensaio - 06 Flotado AQ	6,10	54,91	0,64	54,27	8,54	20,84	7,64		
13	8/11/2004	Ensaio - 07 Deprimido AQ	10,50	44,28	1,03	43,25	6,00	23,25	13,58		
14	8/11/2004	Ensaio - 07 Flotado AQ	6,00	65,67	1,59	64,08	4,72	14,27	7,64		
					0,00						

Itamarati de Minas, 08 de novembro de 2004

Analista

Chefe do Laboratório

CERTIFICADO DE ANÁLISE

COMPANHIA BRASILEIRA DE ALUMÍNIO - ITAMARATI DE MINAS - LABORATÓRIO										CERTIFICADO Nº: 2	
MATERIAL: <u>BAUXITA</u>										INTERESSADO: C. B. A.	
PROCEDÊNCIA: Itamarati - Descoberto (MG)											
Análise	Data	AMOSTRA	P.F. (%)	SiO2 Total (%)	SiO2 Reativa (%)	SiO2 Insolúvel (%)	TiO2 (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 Aprov. (%)	Umidade (%)	Rend. Lavagem (%)
15	8/11/2004	Ensalo - 08 Deprimido AQ	20,05	8,61	1,28	7,33	4,72	34,96	25,47		
16	8/11/2004	Ensalo - 08 Flotado AQ	2,50	79,74	0,63	79,11	1,81	9,62	4,24		
17	8/11/2004	Ensalo - 09 Deprimido AQ	14,50	27,52	1,09	26,43	4,54	29,98	18,68		
18	8/11/2004	Ensalo - 09 Flotado AQ	3,10	78,95	0,69	76,26	4,54	9,65	4,24		
19	8/11/2004	Ensalo - 10 Deprimido AQ	16,20	20,49	1,29	19,20	6,00	31,27	20,38		
20	8/11/2004	Ensalo - 10 Flotado AQ	2,70	75,74	0,83	74,91	4,90	10,42	4,24		
21	8/11/2004	Ensalo - 11 Deprimido AQ		56,78	1,60	55,18	5,45	20,45	9,76		
22	8/11/2004	Ensalo - 11 Flotado AQ		34,70	1,27	33,43	10,90	26,67	16,98		
23	8/11/2004	Ensalo - 12 Deprimido AQ		53,22	0,96	52,26	7,09	18,65	10,61		
24	8/11/2004	Ensalo - 12 Flotado AQ		27,14	1,34	25,80	11,63	25,03	19,53		
25	8/11/2004	Ensalo - 13 Deprimido AQ		56,02	0,97	55,05	3,81	19,80	11,04		
26	8/11/2004	Ensalo - 13 Flotado AQ		41,11	0,98	40,13	11,27	23,07	14,43		
27	8/11/2004	Ensalo - 14 Deprimido AQ		53,87	0,03	53,84	6,36	22,09	11,04		
28	8/11/2004	Ensalo - 14 Flotado AQ		41,38	1,33	40,05	10,90	22,09	15,71		
Observações :											
Itamarati de Minas, 08 de novembro de 2004										<div style="display: flex; justify-content: space-between;"> <div>Analista</div> <div>Chefe do Laboratório</div> </div>	