CAMILA PERES MASSOLA

FLOTAÇÃO REVERSA DA BAUXITA DE MIRAÍ, MG

**São Paulo
2008**

CAMILA PERES MASSOLA

FLOTAÇÃO REVERSA DA BAUXITA DE MIRAÍ, MG

Dissertação apresentada à Escola
Politécnica da Universidade de São
Paulo para obtenção do título de
Mestre em Engenharia

**São Paulo
2008**

CAMILA PERES MASSOLA

FLOTAÇÃO REVERSA DA BAUXITA DE MIRAÍ, MG

Dissertação apresentada à Escola
Politécnica da Universidade de São
Paulo para obtenção do título de
Mestre em Engenharia

Área de concentração:
Engenharia Mineral

Orientador:
Prof. Dr. José Renato B. de Lima

**São Paulo
2008**

Este exemplar foi revisado e alterado em relação à versão original, sob responsabilidade única do autor e com a anuência de seu orientador.

São Paulo, 28 de julho de 2008.

Assinatura do autor _____

Assinatura do orientador _____

FICHA CATALOGRÁFICA

Massola, Camila Peres

**Flotação reversa da bauxita de Mirai, MG/ C.P. Massola. --
São Paulo, 2008.**

85 p.

**Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica da Universidade
de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e de
Petróleo.**

**1.Flotação de minérios 2.Bauxita - Mirai (MG) 3.Rejeitos de
mineração (Recuperação) I.Universidade de São Paulo. Escola
Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e de
Petróleo II.t.**

Com amor, aos meus pais
e ao Guilherme

AGRADECIMENTOS

A Deus, por tudo.

Ao Prof. José Renato Baptista de Lima, pela orientação.

Ao Prof. Arthur Pinto Chaves, pela amizade, orientação e constante estímulo transmitido durante este trabalho.

Aos professores Armando Correa de Araújo, Eldon Azevedo Masini e Ana Carolina Chierregatti, pelas importantes observações feitas no desenvolvimento deste texto.

À equipe da Companhia Brasileira de Alumínio – CBA, principalmente aos Engs. Christian Fonseca de Andrade e Claret Antonio Vidal Abreu, e aos químicos Nilson Bigogno e Rodrigo de Oliveira, pelo apoio e incentivo, especialmente durante os trabalhos de amostragem em campo.

Aos técnicos de laboratório Fernando, Wilson, Newton e Natã, e ao saudoso Antonio Angelini Filho, o Tico.

E a todos que colaboraram, direta ou indiretamente, na execução deste trabalho.

RESUMO

Este trabalho apresenta os resultados de pesquisas realizadas com rejeitos de bauxitas, provenientes da usina operada pela Companhia Brasileira de Alumínio – CBA, em Itamarati de Minas, MG.

O circuito industrial da CBA tem operações de escrubagem, peneiramento, deslamagem e separação de minerais pesados, através de um circuito de concentração em espirais Reichert e de separação magnética. Porém, ainda são perdidos importantes teores de alumina aproveitável na fração fina, que é atualmente considerada rejeito.

A flotação reversa da sílica insolúvel presente neste rejeito, seguida de separação magnética do produto deprimido, permite recuperar gibbsita, e produzir areia para construção civil e manutenção de estradas. O concentrado magnético pode ser usado como aditivo de carga na produção de cimento Portland. Portanto, o beneficiamento desta fração, além da importância econômica, vem contribuir para a conservação dos recursos minerais.

Através de ensaios em bancada e em usina piloto, este trabalho demonstra a aplicabilidade deste processo a bauxitas de Mirai, sudeste de Minas Gerais. Após a separação magnética, obtém-se um concentrado com recuperações de 28,8% em massa e 81,2% metalúrgica, com 54% de alumina aproveitável e relação $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$ de 12,6. Os resultados aqui obtidos indicam viabilidade para aplicação industrial do processo desenvolvido.

PALAVRAS-CHAVE: bauxita, gibbsita, flotação reversa, recuperação de rejeitos.

ABSTRACT

This research presents the results achieved by the author in recovering gibbsite from industrial bauxite tailings. The tailings samples were provided by Companhia Brasileira de Alumínio – CBA, from its Itamarati de Minas, MG plant.

The CBA's Itamarati de Minas plant has a complete circuit of scrubbing, desliming, and heavy minerals separation in spiral concentrators, complemented by high intensity magnetic separation, but it still loses the values contained in the fine fraction of the beneficiated ore, which currently consists of a tailing.

Reverse flotation of the insoluble silica present in this tailings stream, followed by magnetic separation of the depressed product, allows to recover gibbsite, and produces silica sand, which can be used in civil construction work and road maintenance. The magnetic concentrate can be used as a charge additive to Portland cement production. Thus, the beneficiation of this fraction is important both economically and for mineral resources conservation.

Through experimentation on bench and at pilot plant scale tests, this work explores the feasibility of such a process to the bauxites from Mirai, southeastern Minas Gerais state. After magnetic separation, the concentrate reached available alumina grades of 54% at pilot plant, with 28.8% mass recovery and 81.2% metallurgical recovery, with a $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$ ratio of 12.6. This shows viability for industrial scale application of the process.

KEYWORDS: bauxite, gibbsite, reverse flotation, tailings recovery.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 – consumo de produtos transformados de alumínio em 2006.....	7
Figura 2 – variação do preço do alumínio primário negociado na LME (1997 – 2007).....	7
Figura 3 – morros meia-laranja, (a) antes da lavra e (b) durante a lavra.	10
Figura 4 – fluxograma simplificado do processo Bayer	13
Figura 5 – células de redução de alumínio	18
Figura 6 – representação da dupla camada elétrica.....	23
Figura 7 – influência de partículas finas na flotação.....	25
Figura 8 – peneiramento e homogeneização de amostras no LTM	32
Figura 9 – máquina Denver de flotação em bancada.....	33
Figura 10 – bancada de flotação piloto	33
Figura 11 – amostragem durante operação da usina piloto de flotação	34
Figura 12 – aspecto geral das partículas – Mirai 05 UF6	37
Figura 13 – principais fases minerais presentes – Mirai 05 UF6	38
Figura 14 – partículas mistas – Mirai 05 UF6.....	38
Figura 15 – cinética de flotação- Mirai 05 UF6	39
Figura 16 – fluxograma da usina da CBA em Itamarati de Minas	42
Figura 17 - usina piloto de flotação na usina da CBA em Itamarati de Minas	43
Figura 18 - divisor de polpa construído na usina da CBA.....	43
Figura 19 - frações granulométricas da alimentação e produtos, 25/7/06	44
Figura 20 - célula de atrição de laboratório	45
Figura 21 – máquina de atrição em batelada.....	49
Figura 22 – amostragem do minério de Mirai na CBA – abril de 2007.....	51
Figura 23 - aspecto geral da amostra de cabeça – Mirai 07 UF6	53
Figura 24 - detalhe de partícula mista de óxidos de ferro e alumínio – Mirai 07 UF6	53
Figura 25 – condicionador horizontal	54
Figura 26 – configuração do circuito de flotação.....	56
Figura 27 – espumas de flotado durante ensaio de flotação piloto - Mirai 07 UF6.....	56
Figura 28 - aspecto geral da amostra de cabeça - Mirai leves	60
Figura 29 - aspecto geral da amostra de cabeça (2) - Mirai leves	60
Figura 30 - disseminação de caulinita em partícula de gibbsita – Mirai leves	61
Figura 31 - flotado cleaner	64
Figura 32 - deprimido tal qual	64
Figura 33 - deprimido não-magnético	64
Figura 34 - deprimido magnético	64

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – produção mundial e reservas de bauxita (1.000 t)	4
Tabela 2 – relação bauxita/alumina produzida	4
Tabela 3 – produção brasileira de bauxita (1.000 t)	5
Tabela 4 – comércio externo e consumo interno de bauxita (1.000 t) - Brasil.....	5
Tabela 5 – produção brasileira de alumínio primário (1.000 t)	6
Tabela 6 – produção mundial de alumínio primário (1.000 t).....	6
Tabela 7 – propriedades físicas dos hidróxidos de alumínio.....	8
Tabela 8 – insumos para produção de 1t de alumina.....	12
Tabela 9 – condições de processo da etapa de digestão do processo Bayer.....	13
Tabela 10 – insumos para produção de 1t de alumínio primário.....	18
Tabela 11 – especificações da bauxita para diversas aplicações.....	19
Tabela 12 – análise granulométrica da amostra de Mirai 05 UF6.....	35
Tabela 13 – separação magnética e densitária do afundado (-35+65#) - Mirai 05 UF6	35
Tabela 14 – recuperações e teores do ensaio de cinética de flotação - Mirai 05 UF6.....	39
Tabela 15 – ensaios em bancada - Mirai 05 UF6	40
Tabela 16 – peneiramento e primeira deslamagem - Mirai 05 UF6.....	45
Tabela 17 – ensaios de atrição - Mirai 05 UF6.....	46
Tabela 18 – quantidade de lama antes e após atrição - Mirai 05 UF6	46
Tabela 19 – flotação em bancada com amostra atricionada - Mirai 05 UF6.....	47
Tabela 20 – distribuições granulométricas com e sem atrição - Mirai 05 UF6	48
Tabela 21 - flotação piloto - Mirai 05 UF6	50
Tabela 22 – peneiramento e deslamagem - Mirai 07 UF6.....	52
Tabela 23 – análise granulométrica - Mirai 07 UF6	52
Tabela 24 – ensaios de flotação em bancada –Mirai 07 UF6.....	54
Tabela 25 – dosagens usadas nos ensaios de flotação piloto - Mirai 07 UF6	55
Tabela 26 – flotação em bancada alterando o pH – Mirai 07 UF6.....	55
Tabela 27 – flotação piloto - Mirai 07 UF6	57
Tabela 28 – simulação de separação magnética industrial – Mirai 07UF6.....	58
Tabela 29 – análise granulométrica - Mirai leves	59
Tabela 30 – peneiramento e deslamagem - Mirai leves.....	61
Tabela 31 – ensaios de bancada – Mirai leves	62
Tabela 32 – dosagens usadas nos ensaios de flotação piloto – Mirai leves.....	62
Tabela 33 – ensaios piloto de flotação – Mirai leves	63
Tabela 34 - parâmetros de engenharia	67
Tabela 35 - Mirai UF6 – 2007.....	68
Tabela 36 - Mirai – leves da espiral	69

LISTA DE ABREVIACÕES

#	abertura Tyler
AA	Alumina aproveitável
CBA	Companhia Brasileira de Alumínio
DSc	Deprimido <i>scavenger</i>
EPUSP	Escola Politécnica da USP
FLC	Flotado <i>cleaner</i>
FLR	Flotado <i>rougher</i>
FLSc	Flotado <i>scavenger</i>
LCT	Laboratório de Caracterização Tecnológica
LTM	Laboratório de Tratamento de Minérios e Resíduos Industriais do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo da Escola Politécnica da USP
SiO ₂ I	Sílica insolúvel
SiO ₂ Re	Sílica reativa
SiO ₂ T	Sílica total
USP	Universidade de São Paulo

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	1
2. OBJETIVO	2
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	3
3.1. Importância econômica do alumínio	3
3.2. Bauxita	8
3.2.1. Gênese dos depósitos de bauxita	9
3.2.2. Mineralogia e gênese dos depósitos da Zona da Mata	9
3.3. Metalurgia extrativa do alumínio	11
3.3.1. Processo Bayer	11
3.3.2. Processo Hall-Hèroult	17
3.3.3. Especificações da bauxita metalúrgica	19
3.4. Flotação de silicatos	20
3.4.1. Modelo da dupla camada elétrica	21
3.4.2. Prática da flotação de minério de ferro	24
3.4.3. Flotação de bauxitas	27
4. MATERIAIS E MÉTODOS	31
5. RESULTADOS	35
5.1. Ensaios com amostra de Mirai 05 UF6	35
5.1.1. Caracterização da amostra de Mirai 05 UF6	35
5.1.2. Cinética de flotação	38
5.1.3. Ensaios de bancada	39
5.1.4. Ensaios piloto em Itamarati de Minas	41
5.1.5. Ensaios de atrição	45
5.1.6. Ensaios de bancada - amostra atricionada	46
5.1.7. Ensaios piloto no LTM	49
5.2. Ensaios com amostra de Mirai 07 UF6	51
5.2.1. Caracterização da amostra de Mirai 07 UF6	52
5.2.2. Ensaios de bancada	53
5.2.3. Ensaios piloto	54
5.3. Ensaios com amostra de Mirai 07 – leves	59
5.3.1. Caracterização da amostra de Mirai 07 - leves	59

5.3.2. Ensaio de bancada	61
5.3.3. Ensaio piloto	62
5.3.4. Avaliação dos produtos de flotação em microscópio óptico.....	64
6. DISCUSSÃO DOS RESULTADOS	65
6.1. Sobre as amostras.....	65
6.2. Sobre o processo	65
7. CONCLUSÕES	68
REFERÊNCIAS	70

1. INTRODUÇÃO

A CBA (Companhia Brasileira de Alumínio) opera uma usina de beneficiamento em Itamarati de Minas e está construindo uma nova usina em Mirai, localizadas no estado de Minas Gerais.

Na usina de beneficiamento em Itamarati de Minas são utilizadas as operações unitárias de britagem, desagregação em *scrubbers* e peneiramento. O *oversize* das peneiras é o concentrado ou bauxita lavada. Adicionalmente, os finos são deslamados e concentrados por diferença de peso específico em espirais de Reichert.

O rejeito ainda contém gibbsita, e a recuperação deste material constitui o objeto deste estudo. Como se demonstra nesta dissertação, ela pode ser recuperada por flotação reversa da sílica insolúvel. Usa-se amido como depressor e amina como coletor. O pH precisa estar em torno de 10. Os minerais portadores de ferro e de titânio acompanham a gibbsita, o que exige uma operação adicional de separação magnética para adequar o produto aos teores requeridos de alumina aproveitável e óxido de ferro.

O trabalho experimental desenvolvido permitiu vencer as dificuldades enfrentadas, dentre as quais merecem destaque as seguintes:

- variabilidade natural do minério;
- variações erráticas nas condições operacionais da usina industrial (o que obrigou o deslocamento do experimento para São Paulo);
- presença de partículas grosseiras na alimentação, o que exigiu sua eliminação por peneiramento;
- intrínsecas ao material, como o desprendimento de quantidades excessivas de lama durante o processamento.

2. OBJETIVO

O objetivo desta dissertação é mostrar a viabilidade técnica do processo de recuperação de um concentrado de gibbsita para uso metalúrgico, através da flotação catiônica reversa da sílica insolúvel presente em rejeitos de bauxita.

As especificações da Companhia Brasileira de Alumínio – CBA, que devem ser atingidas pelo concentrado, são as seguintes:

- mínimo de 40% de alumina aproveitável;
- máximo de 3,5 % de sílica reativa;
- máximo de 14% de ferro.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Importância econômica do alumínio

O alumínio é o elemento com a terceira maior ocorrência e o metal mais abundante da crosta terrestre, mas não ocorre de forma nativa. É um metal muito utilizado industrialmente, por apresentar características interessantes como leveza, conformabilidade, resistência à corrosão e boas condutividades térmica e elétrica. Estas propriedades podem ser melhoradas e moduladas pelo ligamento adequado com outros elementos. Tudo isto leva o alumínio a ser o segundo metal mais consumido no mundo e, apesar dos seus usos, aplicações e preços terem se expandido com os anos, ainda hoje a bauxita¹ se constitui no único minério a partir do qual se pode obtê-lo economicamente em escala industrial.

Embora os processos industriais para obtenção de alumínio – processo Bayer para produção de alumina e Hall-Héroult para redução do alumínio – tenham sido estabelecidos no fim dos anos 1880, somente a partir do fim da I Guerra Mundial este metal atingiu papel econômico de destaque.

A ocorrência de bauxita concentra-se praticamente na região tropical, com 33% na América do Sul, 27% na África, 17% na Ásia, 13% na Oceania e somente 10% na Europa. O Brasil possui a terceira maior reserva e é o segundo maior produtor de bauxita no mundo.

A tabela 1 mostra a evolução, em milhares de toneladas, da produção mundial de bauxita entre os anos de 2000 e 2006, e também as reservas dos principais países produtores.

A tendência observada na tabela 1 é de crescimento da produção de bauxita, impulsionado por dois principais fatores: o crescimento da demanda na China e, mais recente, os aumentos do preço do minério de ferro promovidos pela VALE, em 2004 e agora em 2008, que resultaram em elevação do preço do aço e promoveram o seu deslocamento pelo alumínio. Certas aplicações do alumínio – como em vagões ferroviários e navios – tornaram-se então viáveis, aumentando a demanda pelo metal.

¹ Nome que se dá ao minério de alumínio. Veja item 3.2.

Nota-se ainda, a partir da tabela 2, que a relação bauxita/alumina vem aumentando, ou seja, para suprir a demanda de alumínio, vêm sendo utilizados minérios cada vez mais pobres – gerando maior quantidade de rejeito e, portanto, tornando crucial que as empresas produtoras invistam em tecnologia para reaproveitar estes rejeitos.

Tabela 1 – produção mundial e reservas de bauxita (1.000 t)

	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	reservas
Austrália	49.000	53.500	54.000	55.000	56.000	60.000	61.400	5.700.000
Brasil	13.200	13.400	13.200	18.500	18.500	19.800	21.000	1.900.000
China	8.000	9.200	10.000	12.000	15.000	18.000	20.000	700.000
Guiné	15.000	15.000	16.000	16.000	15.500	15.000	15.200	7.400.000
Guiana	3.300	2.000	1.500	1.500	1.700	1.500	1.500	700.000
Índia	6.200	8.000	9.000	9.000	11.300	12.000	13.000	770.000
Jamaica	11.200	13.000	13.000	13.400	13.500	14.100	14.900	2.000.000
Rússia	3.900	4.000	3.700	3.800	4.700	6.400	7.200	200.000
Suriname	4.000	4.000	4.500	4.500	4.200	4.500	4.800	580.000
Venezuela	4.400	4.400	5.000	5.000	5.500	5.900	6.000	320.000
outros	8.900	10.200	10.400	10.700	9.000	4.620	4.820	3.400.000
total mundial	127.000	137.000	141.000	144.000	159.000	169.000	177.000	25 milhões

Tabela adaptada de USGS Mineral Commodity Summaries of Bauxite and Alumina dos anos de 2001 a 2006

Para acompanhar este aumento de demanda, as empresas promoveram a ampliação de suas unidades produtoras de bauxita. Em 2003, a Mineração Rio do Norte - MRN expandiu sua capacidade instalada para 16,3 Mtpa. A VALE concluiu a primeira fase da mina de bauxita em Paragominas – PA, com capacidade de 5,4 Mtpa, e já iniciou sua expansão, para 9,9 Mtpa, cuja conclusão está prevista para 2008; sua capacidade máxima, 14,4 Mtpa será alcançada durante a terceira fase. A Companhia Brasileira de Alumínio - CBA deverá iniciar a operação da mina de Mirai-MG em 2008, com a produção de 1,25 Mtpa de bauxita lavada, totalizando 5Mtpa quando consideradas todas as suas unidades. A Alcoa, a partir de 2008, passa a operar a mina de Juriti-PA com capacidade de 2,6 Mtpa.

Tabela 2 – relação bauxita/alumina produzida

	2000	2001	2002	2003	2004	2005
bauxita	133.314	136.823	144.784	153.418	162.621	172.581
alumina	53.309	54.206	55.842	59.657	63.313	66.727
bauxita/alumina	2,50	2,52	2,59	2,57	2,57	2,59

Tabela adaptada da ABAL – Associação Brasileira de Alumínio (2007)

Além disso, a Vale deu início à expansão da Alunorte, para aumentar sua capacidade de produção de alumina para 6,3 Mtpa, até o segundo trimestre de

2008, devendo tornar-se a maior refinaria de alumina do mundo.

A produção de bauxita no Brasil, por empresa, em milhares de toneladas, pode ser acompanhada na tabela 3. A tabela 4 mostra a destinação da bauxita consumida e as quantidades negociadas com outros países. Note-se que, nesta tabela, o consumo doméstico não se iguala à parcela (produção + importações – exportações), pois não é considerada a variação de estoques. A análise das tabelas mostra uma tendência de aumento crescente da produção de bauxita que, em 2006, foi 3,6% maior que no ano anterior, graças aos constantes investimentos das empresas em desenvolver novas minas e ampliar a capacidade produtiva das já existentes, devido à elevação do preço do alumínio primário no mercado internacional. Quanto à exportação, os principais mercados compradores são Canadá, EUA e Irlanda. Cerca de 99% das importações é de bauxita calcinada, segundo Mártires (2007).

Tabela 3 – produção brasileira de bauxita (1.000 t)

	2001	2002	2003	2004	2005	2006
Alcoa - Poços de Caldas	532,5	738,1	797,8	788,5	1.068,2	1.180,6
CBA	1.217	1.539,9	2.142,9	2.232,7	2.461,2	2.785,0
Novelis - Ouro Preto	400,4	398,5	415,8	-	451,7	461,2
MRN	10.708	9.919,2	14.405,6	16.749,1	17.211,4	17.750,3
outros*	500,2	552,2	694,7	741,5	842,1	659,2
total	13.388,1	13.147,9	18.456,8	20.511,8	22.034,6	22.836,3

Tabela adaptada da ABAL – Associação Brasileira de Alumínio (2007)

* refere-se a empresas que produzem bauxita para fins não-metalúrgicos

Tabela 4 – comércio externo e consumo interno de bauxita (1.000 t) - Brasil

	2004	2005	2006
Produção	20.511,8	22.034,6	22.836,3
Importações	36,5	46,6	77,6
Consumo doméstico			
usos metalúrgicos	11.861,1	12.200,2	15.847,5
outros usos	703,0	843,0	833,3
Exportações	7.290,5	7.580,7	5.309,5

Tabela extraída da ABAL – Associação Brasileira de Alumínio

O Brasil é o sexto maior produtor de alumínio primário, cuja produção bateu recordes em 2007, alcançando 1.654,8 mil t, resultado 3,1% superior ao de 2006. Estes dados e a evolução da produção mundial estão apresentados nas tabelas 5 e 6.

Tabela 5 – produção brasileira de alumínio primário (1.000 t)

empresa	2004	2005	2006	2007
Albras (PA)	440,5	449,6	459,9	459,0
Alcoa	292,7	300,9	356,6	365,3
Poços de Caldas (MG)	90,3	95,2	96,1	96,4
São Luís (MA)	202,4	205,7	260,5	268,9
BHP Billiton (MA)	174,8	175,9	177,4	178,9
CBA (SP)	345,3	370,3	404,9	450,9
Novelis	108,8	107,7	109,9	107,0
Ouro Preto (MG)	51,0	50,7	51,4	48,4
Aratu (BA)	57,8	57,0	58,5	58,6
Valesul (RJ)	95,3	94,1	95,8	93,7
Total	1.457,4	1.498,5	1.604,5	1.654,8

Tabela adaptada da ABAL – Associação Brasileira de Alumínio (2007)

Tabela 6 – produção mundial de alumínio primário (1.000 t)

	2000	2001	2002	2003	2004	2005
África	1.139	1.348	1.354	1.435	1.714	1.753
América do Norte	6.102	5.272	5.455	5.520	5.108	5.375
Canadá	2.373	2.583	2.709	2.792	2.592	2.894
EUA	3.668	2.637	2.707	2.703	2.516	2.481
América do Sul	2.106	1.948	2.192	2.254	2.353	2.379
Brasil	1.271	1.132	1.318	1.381	1.457	1.498
Ásia	5.060	5.581	6.732	8.111	9.614	11.106
China*	2.800	3.250	4.300	5.450	6.670	7.800
Europa	7.830	8.015	8.180	8.486	8.556	8.999
União Européia	2.997	3.052	3.086	3.128	3.247	3.273
outros	4.833	4.963	5.094	5.358	5.609	5.726
Oceania	2.097	2.119	2.171	2.197	2.244	2.254
Austrália	1.769	1.797	1.836	1.857	1.894	1.903
total mundial	24.334	24.283	26.084	28.003	29.889	31.866

Tabela adaptada da ABAL – Associação Brasileira de Alumínio (2007)

* estimado pelo USGS

Quanto ao consumo de produtos transformados de alumínio, o consumo doméstico, em 2005, foi 9,1% superior ao do ano anterior, impulsionado pela retomada de investimentos em transmissão de energia elétrica, que aumentou o consumo do segmento de fios e cabos em 66%. Em termos mundiais, o setor de transportes é o maior consumidor global de alumínio. O forte investimento em infra-estrutura na China impulsionou ainda os setores de construção e eletricidade, que responderam por 29% do consumo mundial em 2006. O consumo de produtos transformados de alumínio em 2006, por setor, está ilustrado no gráfico da figura 1.

O alumínio, que já foi um metal precioso, agora é um metal barato. De acordo com Siqueira (2006), feitas as correções para US\$ atuais, no final do século XIX, a tonelada do alumínio custava mais de US\$ 20 mil. Entre 1920 e 1950, o preço caiu para cerca de US\$ 6 mil, até 1980 custava US\$ 3 mil e,

desde então, oscila entre US\$ 1.300 a US\$ 2.000, com raros episódios em que o preço da tonelada alcançou os US\$ 3.000.

Figura 1 – consumo de produtos transformados de alumínio em 2006

O preço do alumínio primário é determinado pela London Metal Exchange (LME). Ainda de acordo com Siqueira (2006), a alumina é negociada por 13% a 16% do valor do metal, e o preço da bauxita é determinado caso a caso, de acordo com a qualidade e localização do minério. Usualmente, porém, seu preço gira em torno de 1,0 a 1,8% do preço do metal.

A figura 2 mostra a variação, em US\$/t, do preço do alumínio primário com pureza de 99,7%, praticado na London Metal Exchange (LME) nos últimos dez anos. Nota-se uma tendência de crescimento a partir de 2004, atingindo um aumento de 30% de 2005 para 2006, e de apenas 2,6% de 2006 para 2007.

O aumento do preço do concentrado de minério de ferro entre 65 e 71%, noticiado no dia 18/02/08, deve iniciar novo ciclo de elevação do preço do aço, com conseqüente aumento das demandas e dos preços de alumínio, alumina e bauxita.

Trabalhos como este tornam-se, então, ainda mais oportunos.

cash (US\$/t)	
1997	1.599,7
1998	1.357,8
1999	1.361,5
2000	1.549,6
2001	1.444,0
2002	1.350,2
2003	1.431,6
2004	1.716,0
2005	1.898,5
2006	2.569,9
2007	2.637,2

Figura 2 – variação do preço do alumínio primário negociado na LME (1997 – 2007)

3.2. Bauxita

O termo bauxita foi introduzido por Berthier, em 1821, para designar sedimentos de aspecto terroso, ricos em alumina, provenientes dos arredores da vila de Les Baux, próxima a Marselha, na França.

Muitos autores propuseram definições para bauxita, sendo a de Damasceno e Flôres (1998) bastante esclarecedora: *“as bauxitas são essencialmente produtos de intemperismo e lixiviação de uma gama variável de rochas, ocorrendo geralmente em clima tropical ou subtropical, caracterizados por taxas de precipitação pluviométrica excepcionalmente elevadas. O produto resultante é um resíduo rico em óxidos de alumínio, com a presença de argilominerais (principalmente caulinita), hematita, goethita, óxido de titânio e sílica sob a forma de quartzo.”*

São três os minerais (hidróxidos de alumínio) que ocorrem nas bauxitas: gibbsita (ou hidrargilita), bohemita e diásporo. Embora todos possam ser utilizados no processo Bayer, apresentam diferenças marcantes de propriedades físicas e químicas, especialmente a temperatura de desidratação que afeta o consumo energético (e, conseqüentemente, o custo) do processo, conforme a tabela 7, adaptada de Habashi (1996). O diásporo é encontrado nas bauxitas geologicamente mais antigas, como as da Grécia, Rússia, leste europeu e China. Nas demais, ocorrem gibbsita e quantidades menores de bohemita.

Tabela 7 – propriedades físicas dos hidróxidos de alumínio

nome	gibbsita	bohemita	diásporo
fórmula	Al(OH) ₃	AlOOH	AlOOH
Al ₂ O ₃ :H ₂ O	1:3	1:1	1:1
sistema cristalino	monoclínico	ortorrômbico	ortorrômbico
dureza Mohs	2½ - 3½	3½ - 4	6½ - 7
peso específico	2,42	3,01	3,44
índice de refração	1,568	1,649	1,702
temperatura de desidratação	150°C	350°C	450°C
produto de hidratação	γ-Al ₂ O ₃	γ-Al ₂ O ₃	α-Al ₂ O ₃
solubilidade em solução de 100 g/l Na ₂ O a 125°C	128 g/l Al ₂ O ₃	54 g/l Al ₂ O ₃	insolúvel

Tabela adaptada de Habashi (1996)

3.2.1. Gênese dos depósitos de bauxita

A interpretação genética dos perfis de bauxita é complexa, dada a heterogeneidade das rochas mães. Pode-se afirmar também que o elevado teor de SiO_2 nas rochas mães não é muito favorável à formação de bauxita, visto que a maior parte dos depósitos de bauxita ocorre sobre rochas alcalinas. Porém, a formação desses depósitos nos topos dos morros revela que os aspectos morfológicos e as condições tectônicas foram determinantes no processo. O tectonismo atuou como controle estrutural e, elevando as superfícies, facilitou a ação química e de erosão dos materiais.

Assim, os perfis de bauxita se desenvolveram sob boa e permanente drenagem descendente, sem estagnação contínua da água, sem separação entre ferro e alumínio. Este processo complexo resultou numa evolução polifásica do perfil geológico da região da Zona da Mata.

3.2.2. Mineralogia e gênese dos depósitos da Zona da Mata

Na Zona da Mata encontram-se importantes depósitos de bauxita, que integram um cinturão que se estende desde São João Nepomuceno, a sudoeste de Cataguases, até o sul do Espírito Santo, totalizando cerca de 150 milhões de toneladas de bauxita, a maior reserva brasileira. Os depósitos encontram-se em morros “meia-laranja” com topos bauxitizados (nas encostas ocorre o saprólito, com natureza areno-argilosa e menor teor de Al_2O_3), mostrados na figura 3.

A localização privilegiada da região permite que sua produção atenda ao mercado doméstico, embora haja projetos para exportá-la através dos portos do Espírito Santo, que são próximos. Como já salientado, a Companhia Brasileira de Alumínio – CBA opera minas em Itamarati de Minas e Descoberto, e está implantando um projeto em Mirai. Além dela atuam na região a Rio Pomba Mineração e a Mineração Curimbaba.

Figura 3 – morros meia-laranja, (a) antes da lavra e (b) durante a lavra.

Trata-se de uma região inserida na unidade geológica do Complexo Juiz de Fora, de idade pré-Cambriana, que é constituído por uma grande variedade de rochas com médio a alto grau de metamorfismo, associadas a rochas gnáissicas. Valetton *et al. apud* Carvalho *et al.* (1997) propõem a classificação dessas rochas em quatro grupos:

- rochas básicas de provável origem magmática;
- rochas intermediárias com caráter predominantemente magmático;
- rochas intermediárias a ácidas, abrangendo vários metassedimentos;
- rochas ácidas de origem metassedimentar.

Carvalho *et al.* (1997) definem dois domínios morfoestruturais:

- alinhamento de cristas do Paraíba do Sul: abriga a região de Mirai, com cotas entre 700 e 800 m. O controle estrutural sobre a morfologia é nítido, evidenciado pelo alinhamento de colinas convexas na direção NE-SW, com mergulho SE.
- depressão escalonada dos rios Pomba e Muriaé: originou-se pela ação dos rios Pomba e Muriaé, que abriram os vales homônimos nos quais a faixa de bauxita está interrompida. Em Cataguases (160 m), a sudoeste de Mirai, não ocorre bauxita; ela ressurgue apenas em São João Nepomuceno, Descoberto e Itamarati de Minas, onde o relevo atinge cotas maiores.

Ou seja, a drenagem dos Rios Pomba e Muriaé dissecou e rebaixou as regiões por eles cortadas, abrindo vales onde ocorrem interrupções na faixa de minério, que foi erodido.

O clima da região é caracterizado pela temperatura média anual de 24°C, com máximas de 32°C no mês mais quente (janeiro) e 14°C no inverno, e a taxa pluviométrica anual é de 1500 a 1900 mm, com verão chuvoso e inverno seco. A classificação do clima é Cwa, tropical zonal.

Os minérios estudados têm uma origem geológica bem definida, diferente da de outros importantes depósitos brasileiros de bauxita. A assembléia mineralógica típica destes depósitos é:

- gibbsita ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$): produto de alteração da caulinita a partir de feldspatos e biotita;
- caulinita ($\text{Al}_2(\text{SiO}_5)(\text{OH})_4$);
- goethita (FeO_2H) a partir da alteração de hornblenda e hiperstênio; e
- quartzo (SiO_2).

Como minerais acessórios, encontram-se magnetita, ilmenita, zircão, titanita e apatita. O teor de ferro reflete aquele da rocha-mãe: por volta de 30% nas bauxitas originadas a partir de rochas anfíbolíticas, e de 15 a 20% naquelas originadas de rochas gnáissicas. O titânio está em minerais primários (ilmenita e rutilo), em minerais secundários de ferro e nos saprólitos, está finamente disseminado como anatásio.

Uma característica importante do minério ensaiado é a variabilidade:

- de corpo para corpo, devido à diferença da natureza da rocha-mãe;
- dentro do corpo de minério, devido às diferenças de intensidade do processo de laterização dentro do mesmo.

3.3. Metalurgia extrativa do alumínio

3.3.1. Processo Bayer

O processo hidrometalúrgico para preparação de alumina pura foi desenvolvido pelo químico austríaco Karl Joseph Bayer, em 1892, na Rússia. A motivação para o desenvolvimento do processo era a demanda da indústria têxtil, que empregava alumina como mordente no tingimento de algodão.

Os princípios do Processo Bayer não mudaram desde sua criação até hoje, mas houve avanços consideráveis quanto à redução de custos.

A Química e Físico-química envolvidas no processo são relativamente simples. A bauxita é digerida em soda cáustica sob temperatura e pressão elevadas, para solubilizar a alumina e precipitar complexos insolúveis com sílica. A seguir a solução de aluminato de sódio é resfriada, separada dos constituintes insolúveis e enviada para tanques para cristalizar e precipitar a alumina, que é em seguida calcinada e finalmente enviada ao *smelter*.

Embora a assembléia mineralógica presente na bauxita seja grande, e haja grande variabilidade de um depósito para outro, as condições de processo são influenciadas primordialmente pela proporção relativa entre minerais de alumínio (gibbsita e boehmita), ferro (goethita e hematita) e sílica (quartzo e argilominerais). Os demais minerais adquirem importância quando presentes em quantidades elevadas, podendo afetar a qualidade da alumina produzida; e o processo torna-se então mais complexo devido à interação entre a quantidade de matéria-prima necessária e o acúmulo de compostos no licor reciclado.

A alumina possível de ser extraída no processo Bayer é chamada alumina aproveitável. O quartzo constitui a sílica insolúvel, e a sílica presente na caulinita (argilominerais) é chamada sílica reativa pois reage com a soda formando um composto insolúvel de alumínio (bayerita).

De acordo com a ABAL – Associação Brasileira de Alumínio (2007), a produção de uma tonelada de alumina requer as quantidades de insumos apresentadas na tabela 8.

Tabela 8 – insumos para produção de 1t de alumina

bauxita (t/t)	1,9 a 3,4
cal (kg/t)	10 a 50
NaOH (kg/t)	40 a 140
vapor (t/t)	1,5 a 4,0
óleo combustível (calcinação – kg/t)	80 a 130
floculante sintético (g/t)	100 a 1000
energia elétrica (kWh/t)	150 a 400
água (m ³ /t)	0,5 a 2,0

Adaptado de ABAL (2007)

As etapas do processo Bayer, mostradas na figura 4, serão discutidas a seguir.

Figura 4 – fluxograma simplificado do processo Bayer

2.4.1.1. moagem

Inicialmente, a bauxita é moída com uma solução de soda cáustica e cal em moinho de bolas para aumentar a área específica dos grãos minerais, obter uma polpa que possa ser bombeada e que atenda às especificações da digestão, mostradas na tabela 9.

Tabela 9 – condições de processo da etapa de digestão do processo Bayer

óxido de alumínio	gibbsita
> 590 μm	máx. 5%
< 37 μm	máx. 45%
densidade (g/l)	1650-1750
sólidos (g/l)	900-1050
temperatura da sol. de NaOH	175°C
pressão	7 kg/cm ²
tempo de residência	30 minutos
temperatura do licor	150°C

Adaptado de ABAL (2007)

2.4.1.2. digestão

A polpa e a solução pré-aquecida de NaOH são transferidas aos digestores, onde os minerais portadores de alumínio – gibbsita, boehmita e diásporo – são dissolvidos seletivamente formando o licor de aluminato de sódio, separando-os dos demais componentes, que permanecem insolúveis.

O P_2O_5 existente na bauxita é solúvel nas condições do processo. Por isto, a adição de cal hidratada na moagem é fundamental, pois mantém constante e em níveis aceitáveis a concentração de P_2O_5 no licor de aluminato de sódio, de acordo com a reação descrita na equação 1. Durante a etapa de digestão, a cal contribui para a precipitação de íons carbonato dissolvidos no meio, o que é denominado causticização interna.

Os parâmetros de processo desta etapa são determinados pelas propriedades físico-químicas específicas da bauxita alimentada à usina, dentre os quais os mais importantes são as concentrações de alumínio e NaOH, temperatura e granulometria. É também determinado o tempo de retenção.

As condições de temperatura e pressão da digestão variam de acordo com o minério usado. Para gibbsita, é usual o emprego das condições apresentadas na tabela 9 da página anterior.

A dissolução da gibbsita e da boehmita são mostradas nas equações 2 e 3, respectivamente:

A caulinita e demais argilominerais reagem com NaOH e alumina produzindo íons metassilicato e íons aluminato. O silicato solúvel reage com o alumínio em solução, formando um composto insolúvel (bayerita) que contamina o produto e não é recuperado, além de consumir NaOH.

De acordo com o Prof. Tharcísio Damy Souza Santos² (1968) para cada 1 kg de sílica reativa perde-se de 1,1 a 2 kg de Al_2O_3 e de 1 a 3 kg de Na_2O . A minimização destas perdas é obtida através da dessilificação, em que busca-se reagir toda a sílica reativa possível antes da digestão, pois a solubilidade da sílica diminui com o aumento da concentração de alumina em solução até um nível intermediário. A partir deste ponto, a solubilidade da sílica cresce com o aumento da concentração de alumina, principalmente em concentrações elevadas de NaOH. Por isto, se a quantidade de sílica reativa na entrada do processo for muito baixa, a cinética da dessilificação é lenta e prejudica o processo.

Os minerais de ferro e titânio não se dissolvem em meio alcalino nas condições do processo, e constituem o material conhecido como lama vermelha. A lama vermelha é removida por espessamento e filtragem e é de manuseio bastante difícil. Modernamente, os espessadores de pasta (*paste* e *deep cone thickeners*) vêm substituindo com vantagens os equipamentos convencionais.

2.4.1.3. clarificação

Nesta etapa os compostos insolúveis são separados do licor de aluminato de sódio por sedimentação. A solução é resfriada e é adicionado floculante (amido ou poliacrilatos de alto peso molecular) para obter razões de espessamento e compactação usuais.

Trata-se de uma etapa crítica do processo pois o licor está supersaturado em alumina, então qualquer resíduo de minerais de alumínio entre os sólidos da lama vermelha pode desencadear uma precipitação prematura durante a clarificação, acarretando perda de alumina e problemas na filtragem da solução. Por isto, a quantidade de gibbsita e bohemita não dissolvidas presente na lama deve ser mínima.

A lama insolúvel obtida no primeiro estágio de sedimentação é espessada e lavada para recuperar NaOH, que é recirculado ao processo principal. O licor é purificado tanto quanto possível, por filtragem, antes de ser enviado aos precipitadores.

² CHAVES, A.P. Comunicação pessoal.

2.4.1.4. precipitação

Na precipitação, a alumina dissolvida pela digestão é recuperada do licor através da cristalização e nucleação com cristais de alumina (semeadura), cuja reação é descrita na equação 5. Embora haja supersaturação e grande quantidade de sementes, é um processo lento.

A cristalização ocorre em três etapas, que ocorrem ao longo de todo o tempo de reação:

- nucleação: é a formação de pequenos núcleos de cristais, que não crescem. O processo pode ser acelerado pela semeadura de pequenos cristais de alumina ao licor supersaturado.
- aglomeração: os cristais formados colidem e se juntam em aglomerados maiores, mas que são fracos e se rompem facilmente na superfície de junção das partículas. Os pequenos cristais que “desaglomeram” atuarão como sementes na solução, nucleando novos cristais.
- crescimento: os aglomerados tornam-se mais resistentes devido ao crescimento do cristal, através da contínua deposição de partículas de $\text{Al}(\text{OH})_3$ sobre sua superfície.

Ao final da cristalização, restam em solução aluminato não-hidrolisado e hidróxido de sódio, que são recirculados aos moinhos. Os cristais de gibbsita obtidos são classificados em duas frações: a fina será utilizada para nuclear novas soluções de aluminato de sódio, e a grossa segue no processo.

2.4.1.5. calcinação

A gibbsita grossa obtida na etapa anterior é lavada, seca e então calcinada em fornos de leito fluidizado para produzir alumina- α de acordo com a equação 6.

3.3.2. Processo Hall-Hèroult

A produção comercial de alumínio é feita pela eletrólise de alumina num banho de criolita, processo desenvolvido independentemente, em 1886, por Charles M. Hall, nos EUA, e Paul L. T. Hèroult, na França.

Criolita $[(\text{NaF})_3\text{AlF}_3]$ fundida atua como eletrólito e solvente da alumina. Pela passagem de uma corrente elétrica contínua através da solução, a alumina decompõe-se e o oxigênio migra para um anodo de carbono consumível (equação 7), onde reage e deixa a superfície anódica na forma de CO_2 . Alumínio metálico surge na superfície catódica (equação 8).

O potencial de decomposição reversível calculado para a reação da equação 9 é 1,15V. Na prática industrial ela ocorre entre 1,5 e 1,7V, mas a voltagem de cada célula é de 4 a 5V. Esta diferença de voltagem é necessária para vencer resistências do circuito e gerar calor para manter o eletrólito em fusão.

A temperatura típica de operação é entre 935 e 975°C, cerca de 20°C acima do ponto de solidificação do eletrólito. O teor de alumina no banho varia de 2 a 6%.

Embora a eletrólise possa ser conduzida usando apenas criolita como solvente, certos aditivos melhoram a eficiência do processo, como o fluoreto de alumínio. A adição de fluoreto de cálcio abaixa o ponto de solidificação do eletrólito, diminuindo a temperatura de operação da célula. Podem ainda ser adicionados fluoretos de lítio e de magnésio.

A eficiência de deposição do alumínio é de 85 a 90%; a perda de eficiência é devida à deposição de íons não-aluminosos do eletrólito sobre o catodo, que contaminam o alumínio metálico produzido. Por isto, o alumínio líquido é transferido por cadinhos para uma etapa de refusão, e finalmente são produzidos os lingotes, tarugos e placas de alumínio primário.

Os insumos requeridos na produção de 1t de alumínio primário estão na tabela 10.

Tabela 10 – insumos para produção de 1t de alumínio primário

alumina (kg/t)	1.919
energia elétrica, corrente contínua (MWh/t)	15,0
criolita (kg/t)	8,0
fluoreto de alumínio (kg/t)	19,7
coque de petróleo (kg/kg)	0,384
piche (kg/kg)	0,117
óleo combustível (kg/t)	44,2

Tabela adaptada da ABAL (2007)

Todo o processo ocorre em cubas de redução, como as mostradas na figura 5, ligadas em série. A maior diferença entre as células é o tipo de anodo, que pode ser Söderberg ou pré-cozido. Os pré-cozidos são manufacturados em fábricas especiais e usados nas células conforme a necessidade. Na fabricação dos eletrodos do tipo Söderberg, a pasta de carbono é adicionada periodicamente num compartimento e o calor liberado pela célula eletrolítica a grafitiza, transformando-a num anodo sólido.

Em ambos os tipos, o eletrodo é composto por carvão e piche. Durante o cozimento dos anodos, alguns compostos do piche são volatilizados, contaminando o ambiente. Este problema torna-se crítico quando se leva em conta que grandes quantidades de eletrodos são consumidas durante a eletrólise.

A tendência atual é retornar ao uso dos eletrodos pré-cozidos, que permitem melhor controle dos problemas ambientais durante a manufatura. Seu uso havia sido preterido pelos anodos Söderberg que requeriam menos manuseio, mas sua cocção no local da eletrólise desprende vapores que contaminam ainda mais a atmosfera local, já poluída pelo fluoreto de hidrogênio e por parte do eletrólito volatilizado, que se desprendem durante a eletrólise.

Figura 5 – células de redução de alumínio

3.3.3. Especificações da bauxita metalúrgica

Neste trabalho, a bauxita que for produzida será utilizada na fabricação de alumina pelo processo Bayer, que é, aliás, a destinação de 90% da bauxita produzida mundialmente. Os outros 10% são utilizados industrialmente para outros fins, dentre os quais a bauxita calcinada (graus refratário e abrasivo), a bauxita grau químico (destinada à indústria química) e bauxita para fabricação de cimentos argilosos. Cada um destes produtos deve atender especificações distintas, que podem apresentar variações de acordo com as particularidades do processo empregado em cada empresa produtora. Em Sampaio *et al.* (2005), encontram-se as especificações constantes na tabela 11.

Tabela 11 – especificações da bauxita para diversas aplicações

composição (%)	metalúrgica	química	cimento	abrasivos	refratária
Al ₂ O ₃	45-55	40-60	45-55	80-88	< 85
SiO ₂ total	0-15	5-18	> 6	> 5	> 11
Fe ₂ O ₃	5-30	> 4	20-30	2-5	> 2,5
TiO ₂	0-6	0-6	2-4	2-5	> 3,5

Tabela adaptada de Sampaio *et al.* (2005)

Chaves *et al.* (2007) citam ainda as seguintes recomendações para a utilização de bauxita metalúrgica:

- alumina: o teor mínimo para aproveitamento econômico varia de acordo com a refinaria. A CBA utiliza 40% de alumina aproveitável (AA), e as demais, valores em torno dos 55%, embora na Austrália haja uma refinaria projetada para um teor de 31% de alumina aproveitável, graças à relação AA/SiO₂ extremamente favorável;
- sílica reativa: é indesejável, e usualmente se tolera máximo de 2%; a CBA tolera 3,5%;
- sílica insolúvel: existe um teor mínimo abaixo do qual a dessilificação torna-se problemática. Teores elevados diluem a alumina aproveitável;
- zinco e fósforo são contaminantes; e
- ferro: teores muito baixos ou muito elevados são prejudiciais. A CBA exige máximo de 14%.

O desejável é obter o máximo teor de alumina aproveitável e o mínimo de sílica reativa na bauxita. Destes dois, o mais crítico é o segundo, pois além de consumir soda e roubar alumínio da solução, a refinaria pode ser projetada

para atender qualquer teor de alumina aproveitável na alimentação.

Entretanto, o aumento de alumina aproveitável é interessante por razões econômicas (escala do empreendimento e aumento da recuperação), daí o interesse em reduzir a quantidade dos minerais de ganga no concentrado.

3.4. Flotação de silicatos

Na indústria mineral, a flotação é um dos processos de separação utilizados na concentração de minérios metálicos e não-metálicos. Trata-se de uma operação conduzida em meio aquoso, no qual as partículas minerais são mantidas em suspensão, e então são introduzidas bolhas de gás. Algumas partículas aderem seletivamente às bolhas de gás, o conjunto partícula + bolha torna-se menos denso, e então flutua, sendo removidas da polpa como uma espuma, cuja composição é diferente da polpa remanescente. A seletividade do processo é devida ao fato de que as superfícies das partículas minerais apresentam diferentes graus de hidrofobicidade.

As propriedades hidrofílicas e hidrofóbicas que determinam a flotabilidade natural dos minerais estão diretamente relacionadas com sua polaridade. Minerais apolares, a exemplo dos compostos químicos apolares, não trocam elétrons em suas moléculas, não se dissociam em íons e são geralmente quimicamente inativos na água. Estes compostos apolares são hidrofóbicos, pois não se ligam aos dipolos da água. Os minerais polares são hidrofílicos, podem se dissociar em íons, e são capazes de ligar-se aos dipolos da água.

Poucos minerais apresentam hidrofobicidade natural, como o enxofre nativo, o talco, a grafita, a molibdenita e alguns carvões. Por isso, são utilizadas substâncias químicas no sistema de flotação que permitem induzir seletivamente a hidrofobicidade dos minerais, além de manter as condições químicas da polpa favoráveis ao processo.

De acordo com seu papel no processo de flotação, tais substâncias são tradicionalmente classificadas em coletores, espumantes e modificadores.

Os coletores adsorvem seletivamente na superfície do mineral tornando-a hidrofóbica ou reforçando sua hidrofobicidade. São compostos por moléculas heteropolares que apresentam uma longa cadeia apolar e um grupo polar, que é o que se adsorve na partícula. De acordo com o grupo iônico presente na

molécula, os coletores são agrupados em catiônicos (como as aminas) ou aniônicos (ácidos graxos, xantatos, etc.).

Em alguns sistemas de flotação, é necessária a adição de espumantes, que atuam na interface líquido/gás, e têm a função de promover um leito de espuma metaestável, com tamanho de bolhas adequado ao transporte dos minerais úteis até o fluxo de flotado. Os exemplos mais importantes são óleo de pinho e MIBC (metil isobutil carbinol). As aminas têm poder espumante e por isto, seu uso dispensa a adição de espumantes ao processo.

Os modificadores modulam a ação dos coletores, criando condições favoráveis na superfície dos minerais para aumentar sua seletividade. Atuam como reguladores de pH (geralmente ácidos e bases inorgânicos), ativadores (íons que favorecem a formação de superfícies hidrofóbicas) e depressores (favorecem a hidratação de superfícies minerais, contribuindo para sua depressão).

A interação entre estas substâncias químicas e as partículas minerais ocorre por três mecanismos principais, podendo haver predominância de alguns sobre outros:

- adsorção eletrostática: os íons são atraídos para as vizinhanças da partícula por forças eletrostáticas e/ou de van der Waals;
- adsorção física: a molécula fica ancorada na superfície da partícula e, embora possa se mover ao longo desta superfície, não pode se afastar dela.
- adsorção química: as moléculas reagem com um cátion da superfície do mineral e ficam aderidas quimicamente a um ponto dela, e a molécula não pode sair daquela posição.

Na flotação de silicatos, a coleta é feita por aminas segundo o primeiro mecanismo. Por isto, serão passados em revisão alguns aspectos de maior importância deste tipo de coleta.

3.4.1. Modelo da dupla camada elétrica

A compreensão dos fenômenos físico-químicos que ocorrem no processo de flotação exige o estudo das propriedades de interface, que é a região do espaço no contato entre duas fases, em que as propriedades sofrem uma

gradual transição entre uma fase e outra. Uma das dimensões é tão reduzida em relação às outras duas que pode ser desprezada.

A reduzida espessura das interfaces dificulta quaisquer tentativas de observação destes fenômenos *in situ*. Por isto, todo o conhecimento relativo às interfaces baseia-se em modelos empíricos e medidas experimentais de três grandezas: adsorção, tensão superficial e potencial zeta.

A adsorção é o processo de concentração de íons (*counter ions*) sobre uma interface, ou seja, a espécie migra do seio da solução para se concentrar sobre a interface sólido/líquido. É comum a classificação em adsorção física (fisissorção) e adsorção química (quimissorção).

Estes fenômenos ocorrem na dupla camada elétrica (DCE), cuja representação esquemática está na figura 6, adaptada de Chaves (1982). A figura tem duas partes, a parte superior representa o modelo mais geral de distribuição de cargas elétricas numa solução na região de influência de uma partícula mineral e o diagrama abaixo mostra a variação do potencial elétrico resultante desta distribuição de cargas. Estão definidas quatro regiões:

- I - representa a superfície da partícula mineral, que neste exemplo está negativamente carregada.
- II – representa a camada determinante de potencial, que são íons não solvatados fortemente aderidos e solidários com a superfície do mineral. Como se trata de adsorção química, o íon determinante de potencial pode ter qualquer sinal. No exemplo está representado com sinal oposto (+) ao da superfície do grão para mostrar que os íons determinantes do potencial alteram o valor do potencial da superfície, podendo até inverter o seu sinal.
- III – representa a camada compacta de Stern, que são íons adsorvidos à camada determinante de potencial e de sinal oposto ao dela (-). Esta adsorção é eletrostática e os íons já se encontram parcialmente solvatados.
- IV - representa uma camada difusa que se estende para o seio da solução, contendo íons de cargas sucessivamente opostas e cada vez mais solvatados.

Figura 6 – representação da dupla camada elétrica

O diagrama apresentado na porção inferior da figura 6 mostra a variação do potencial eletrostático à medida em que se afasta da superfície da partícula representada. Nela o potencial é o da partícula. A partir da superfície, ele é rapidamente alterado pela presença dos íons determinadores de potencial, decrescendo para o seio da solução, tendendo assintoticamente para o valor eletrostático do potencial desta.

Caso a partícula mineral se movimente em relação à solução, a camada determinante de potencial e a camada compacta de Stern se movem solidariamente a ela. A camada difusa tende a permanecer estática, de modo que existe um plano de cisalhamento, que na figura é mostrado em linha tracejada.

Ou seja, uma partícula mineral imersa em uma solução e em movimento relativamente a ela, exibe um potencial eletrostático. Este potencial não é o da sua espécie mineral, nem o da camada determinante de potencial, nem o da camada compacta e sim o da camada difusa no plano de cisalhamento. Ele é denominado de potencial eletrocinético e usualmente é designado por potencial zeta (ζ).

3.4.2.Prática da flotação de minério de ferro

A flotação seletiva do quartzo tem sido realizada com sucesso utilizando-se coletores catiônicos, como aminas. Fuerstenau (1976) destaca os seguintes fatores de relevância na flotação catiônica de silicatos:

- necessidade de concentração moderada de coletor;
- necessidade de tempo (geralmente curto) de condicionamento antes da flotação;
- sensibilidade para as frações mais finas, denominadas lamas; e
- o coletor deve ter cadeia longa, com pelo menos dez carbonos.

A flotação reversa da sílica contida nos silicatos é uma prática consagrada na indústria mineral brasileira e perfeitamente dominada, em que o quartzo (principal mineral de ganga) é flotado com éteraminas e o óxido de ferro é deprimido com amido. Peres e Araújo (2006) e Araújo *et al.* (2005) descrevem o processo.

Antes da flotação, há uma etapa de deslamagem, que é mais eficiente a um determinado grau de dispersão da polpa. Peres *et al. apud* Araújo *et al.* (2005) verificaram que esse grau de dispersão da polpa não se alterou significativamente para valores de pH acima de 8, ao estudar minérios de 9 minas da Vale. Queiroz (2003) comenta que para certos tipos de itabirito, a atrição eleva a quantidade de lamas eliminada na deslamagem, aumenta a recuperação mássica do concentrado, diminuindo os teores de ferro do flotado e das lamas e os teores de sílica, alumina e fósforo no concentrado. Além disso, a atrição contribui para o menor consumo de coletor.

A figura 7, adaptada de Araújo *apud* Queiroz (2003), elenca os principais efeitos da presença de lamas na alimentação de processos de flotação.

A composição mineralógica das lamas também influencia a flotação, já que lamas constituídas essencialmente por caulinita afetam muito menos a flotabilidade do quartzo com éteraminas que lamas naturais de minério de ferro, constituídas por uma mistura de diversos minerais como goethita, hematita, caulinita e gibbsita. Lamas constituídas essencialmente por caulinitas teriam cargas superficiais de mesmo sinal que o quartzo para uma ampla faixa de pH.

Figura 7 – influência de partículas finas na flotação

Ainda de acordo com Queiroz (2003), na flotação catiônica do quartzo presente no itabirito, lamas goethíticas são mais efetivas em inibir tal flotação por *slimes coating* que lamas hematíticas. Lamas cauliniticas são, geralmente, mais facilmente removidas na etapa de deslamagem.

A coleta catiônica de quartzo é feita com éter-aminas parcialmente neutralizadas com ácido acético; o grau de neutralização eleva a solubilidade da amina, mas pode comprometer o desempenho da flotação, se for muito elevado. Usualmente são utilizadas aminas com grau de neutralização de 25 a 30%. Neste trabalho, foi usado o Flotigam EDA, fornecido pela Clariant, uma étermoamina ($R-O-(CH_2)_3-NH_2$) de cadeia média ramificada, com grau de neutralização de 50%.

Leja (1982) observa que as aminas apresentam grande propensão à hidrólise, governada pelo pH da solução, o que afeta a atividade superficial através da predominância da espécie iônica ou molecular; a forma iônica atua como coletor e a molecular, como espumante. Neste caso, então, fica dispensada

a adição de agente espumante, já que a amina também desempenha este papel. Leal Filho (2000) reporta que para grau de neutralização intermediário, entre 30 e 70%, são registradas as maiores recuperações de quartzo, pois coexistem as espécies iônica e molecular de amina.

O amido é uma reserva energética vegetal, presente em grãos vegetais, formada por condensação de moléculas de D-glicose, que podem sofrer polimerização linear (amilose) ou ramificada (amilopectina). O amido de milho é utilizado na flotação de minério de ferro no Brasil desde 1978, e é também utilizado como depressor de carbonatos. Trata-se do tipo de amido mais utilizado, embora existam outras fontes naturais de amido, como a batata, a mandioca e o trigo. Para permitir sua solubilização, o amido precisa ser gelatinizado, o que é conseguido por aquecimento em água ou por adição de hidróxido de sódio, sendo esta última a prática industrial.

O mecanismo predominante de adsorção do amido na interface sólido/líquido é por interação dos grupos OH^- de sua estrutura molecular com os cátions metálicos hidroxilados (MOH) da estrutura cristalina dos minerais. Trata-se de adsorção específica. Outros mecanismos, menos importantes, são pontes de hidrogênio e ligações hidrofóbicas.

Em $\text{pH} > 2$, a superfície do quartzo está carregada negativamente (na ausência de íons determinadores de potencial), e por isto a adsorção de aminas em quartzo fica favorecida por atração eletrostática, pois as aminas têm carga positiva. Em $\text{pH} 10$, tanto a superfície do quartzo quanto da hematita têm concentração de cargas negativas, daí a necessidade de usar um agente depressor para o óxido de ferro. Minerais portadores de ferro são deprimidos por amido para $8 < \text{pH} < 11$.

A partir do $\text{pH} 2$, a recuperação de quartzo é crescente, atingindo o máximo em $\text{pH} 10$. a partir de $\text{pH} 10,5$ esta recuperação cai drasticamente, pois há uma diminuição elevada da solubilidade da amina.

O uso combinado de di-aminas com éter-mono-aminas melhora a flotação para alguns tipos de minério de ferro. Trata-se de uma prática industrial comum, embora no Brasil seja utilizada apenas pela Samarco.

3.4.3. Flotação de bauxitas

A flotação da sílica na forma de quartzo tem sido bastante estudada, devido à sua grande ocorrência; porém, sua utilização para produção de bauxita é desconhecida. A literatura disponível sobre o assunto concentra-se em estudos sobre flotação de gibbsita para produzir alumina refratária e flotação de diásporo para flotação de alumina metalúrgica.

Bittencourt (1989) e Bittencourt *et al.* (1990) descrevem o trabalho realizado com minério da Rio Pomba Mineração, beneficiado pela Magnesita S.A., para produzir um concentrado de gibbsita de alta pureza para uso em refratários.

Naquele trabalho, uma amostra do minério foi preparada em laboratório, por moagem em moinho de barras e deslamagem, e dois estágios de flotação: primeiro a flotação direta da gibbsita+caulinita do quartzo, com alquil sulfato, em pH 2, e a seguir a flotação da caulinita da gibbsita, com sal quaternário de amônio, em pH 6, obtendo um concentrado final com 64,7% de Al_2O_3 , recuperação em massa de 40,6% e recuperação de alumina de 71,6%.

Trabalho anterior da Magnesita S.A. determinara as condições ótimas para a flotação de quartzo da gibbsita usando sal quaternário de amônio, obtendo recuperação em massa de 32% e de alumina de 53%. A amostra foi moída a menos 177 μm e deslamada em 37 μm , pois foi constatada a sensibilidade do sistema à presença de lamas.

Em seu trabalho, Bittencourt (1989) ainda relata diversas experiências de flotação de bauxita, todas referentes à flotação direta da gibbsita presente no minério ou à flotação reversa da caulinita: Balashova *apud* Bittencourt (1989) descreveu um processo de flotação da gibbsita em que ela é flotada com uma mistura de ácido oléico, óleo (*extender*) e *tall oil*, deprimindo a caulinita com hexametáfosfato de sódio em pH 9. A flotação aniônica de gibbsita usando ácidos graxos foi investigada por Andreev *et al. apud* Bittencourt (1989), obtendo o melhor resultado quando usado oleato de sódio em pH 8. Hinds *et al. apud* Bittencourt (1989) obtiveram resultados similares flotando gibbsita de quartzo, caulinita e ferro, usando oleato de sódio em pH 10.

Mais recentes são os trabalhos chineses, que tratam da flotação de diásporo. Cerca de 98% das reservas de bauxita chinesas são do tipo diaspórico,

em que os minerais de ganga são principalmente caulinita, pirofilita e ilita, e onde ferro e titânio ocorrem como impurezas (Liu *et al.*, 2007). São bauxitas caracterizadas por elevados teores de Al_2O_3 e SiO_2 e uma baixa relação mássica $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$, geralmente em torno de 5-6 (para o processo Bayer é requerido em torno de 10).

Os trabalhos iniciais concluíram que a flotação direta do diásporo mostrara-se eficiente no aumento daquela taxa (Feng *et al.*, Zhang *et al.* e Lu *et al.*, *apud* Liu *et al.* (2007)). Porém, a flotação reversa mostrou-se mais vantajosa, por apresentar custos menores, facilidade de desaguamento e menor impacto na metalurgia. Aqueles mesmos autores citam alguns trabalhos que utilizaram alquil-aminas e carboxihidroxidoxina como coletores de caulinita.

A flotação catiônica reversa de caulinita mostrou-se difícil, devido principalmente ao prejuízo da flotabilidade dos aluminossilicatos na presença de lamas, facilmente geradas no processo.

Assim, Wang *et al.* (2004) introduziram uma etapa de deslamagem antes da flotação para remover as partículas menores que $10\mu\text{m}$, usando Na_2CO_3 como dispersante. Ensaíram ainda novos coletores, obtendo melhor seletividade com sal quaternário de amônio que com dodecilamina. O circuito de flotação utilizado incluiu etapas rougher, cleaner e scavenger, utilizando um depressor inorgânico (SFL) e espumante. O minério utilizado foi cedido pela Zhengzhou Henan China, com 63% de Al_2O_3 e 10% de SiO_2 . O trabalho recuperou 85% Al_2O_3 a um teor de 66% e diminuiu o teor de SiO_2 para 6%, o que elevou a relação mássica $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$, utilizando 450 g/t de coletor, 360 g/t de depressor e pH entre 6 e 7.

O trabalho de Liu *et al.* (2007) estuda a separação reversa de caulinita e diásporo utilizando dodecilamina e, como depressor, poliacrilamina, em pH 5,5-8,5 para observar as interações minerais-água-ar-reagentes.

Em agosto de 2007, foi iniciada a construção de um projeto de flotação de bauxita pela Chalco Zhengzhou Aluminum Plant, com capacidade para 1,5 Mtpa de bauxita, que deverá ser atingida em estágios – o primeiro estágio tem capacidade para produzir 400.000 tpa de bauxita. Esse projeto visa o aproveitamento do minério de médio teor da província de Henan, mantendo estável a produção de alumina que é hoje de 2,2 Mtpa³.

³ GATTI, C. Comunicação pessoal, 14/08/2007.

Finalmente, há na EPUSP uma linha de pesquisa em parceria com a CBA, cujo objetivo é recuperar bauxita e obter subprodutos a partir de fluxos que até então eram considerados rejeitos. O resultado obtido aumenta a recuperação de bauxita da usina, diminui o volume de rejeitos gerados e o impacto ambiental decorrente de sua disposição.

Dentro desta linha de pesquisa, estão os trabalhos de Bergermann (2003), que inseriu um circuito de recuperação de finos com espirais concentradoras e separador magnético, Freitas (2004) e Kurusu (2005), todos orientados pelo Prof. Arthur Pinto Chaves.

Freitas (2004) realizou os primeiros testes de aproveitamento por flotação de um rejeito – o *underflow* do ciclone de 6”- proveniente do beneficiamento da bauxita gnáissica de Itamarati de Minas, para determinar a melhor rota de processo e os reagentes a serem utilizados, fornecidos pela Clariant. Foram testadas a flotação aniônica direta com Genapol e Flotisor, e a flotação catiônica reversa, usando Flotigam EDA e amido de milho em pH 10. Esta última rota apresentou melhores resultados, obtendo um concentrado, após separação magnética, com 42,5% de alumina aproveitável, 16,2% de sílica insolúvel, 1,2% de sílica reativa e 9,3% de óxido de ferro. As recuperações finais foram mássica de 36% e metalúrgica de 64%.

Kurusu (2005) continuou o trabalho de Freitas (2004) com a realização de ensaios de bancada para determinar a dosagem ótima de reagentes, flotação com estágios rougher, cleaner e scavenger e testes em circuito fechado, para representar em bancada um circuito contínuo de flotação.

A melhor dosagem, em bancada, foi de 300 g/t de cada reagente em pH 10, e o ensaio em circuito fechado com recirculação do deprimido cleaner e flotado scavenger forneceu um concentrado, após a separação magnética, com recuperação em massa de 13,3% e teores de 52,6% de alumina aproveitável (recuperação de 60,4%), 9,0% de óxido de ferro e 2,8% de sílica insolúvel.

Tais resultados demonstraram a viabilidade técnica do aproveitamento daquele rejeito de bauxita por flotação, e o presente trabalho conclui esta pesquisa realizando os ensaios em escala piloto com rejeitos de bauxita, que permitiram a comprovação industrial dos resultados obtidos em laboratório por Kurusu (2005) e Freitas (2004) e levantaram os parâmetros de processo e de engenharia.

Embora a flotação em bauxitas se trate de um processo inovador, graças principalmente à experiência paralela da flotação do quartzo presente nos minérios itabiríticos, o processo pode ser considerado perfeitamente conhecido e fundamentado teoricamente.

4. MATERIAIS E MÉTODOS

Neste trabalho foi estudada a viabilidade do aproveitamento por flotação de dois rejeitos industriais do futuro Projeto Mirai, para obter produtos que possam ser utilizados como concentrado de bauxita de uso metalúrgico. As amostras foram obtidas durante ensaios industriais executados na usina da Companhia Brasileira de Alumínio (CBA), em Itamarati de Minas, MG: o underflow do ciclone de 6" (UF6) e os leves do circuito de espirais concentradoras. A flotação foi escolhida como alternativa pela grande quantidade de material naturalmente fino presente nos rejeitos: cerca de 50% é menor que 100# Tyler (0,150 mm).

As amostras foram retiradas em duas campanhas de amostragem: a primeira (Mirai 05 UF6) fora amostrada por Kurusu (2005) em julho de 2005 e, a segunda (Mirai 07 UF6 e Mirai leves), pela autora em abril de 2007. Em ambas as situações, a usina de Itamarati de Minas foi alimentada com minério gnáissico proveniente de Mirai durante o período de amostragem. A execução da amostragem está descrita no item 5.

Cada amostra foi caracterizada por análise granulométrica, determinação da mineralogia por difração de raios X, microscopia eletrônica de varredura e determinação dos teores de alumina aproveitável (AA), sílica reativa (SiO_2 Re), sílica insolúvel (SiO_2 I) e óxido de ferro (Fe_2O_3). A determinação destes teores também foi usada como parâmetro de avaliação da qualidade dos ensaios de flotação.

Todas as análises químicas foram realizadas no Laboratório de Química do Departamento de Itamarati de Minas da CBA. Foi utilizado o método via úmida, com ataque básico para determinação do teor de AA e ataque ácido para determinação dos teores de SiO_2 I, SiO_2 Re e Fe_2O_3 . Trata-se de um ensaio tecnológico, com vistas a determinar teores importantes para o Processo Bayer.

A preparação das amostras para os ensaios de flotação foi realizada no LTM – Laboratório de Tratamento de Minérios e Resíduos Industriais da Escola Politécnica da USP. Cada amostra foi peneirada em 48# (0,297 mm)⁴. O *oversize* foi seco, pesado e descartado. O *undersize* foi seco em estufa a 100 °C, apenas

⁴ A operação da usina piloto em Itamarati de Minas indicou a possibilidade de flotar a fração -48+65# Tyler (-0,297+0,210 mm). Ver item 5.1.4.

para permitir sua homogeneização em pilha alongada com retomada das pontas. A seguir, o material foi atricionado em bateladas, por 1 minuto a 65% de sólidos e pH 10. O produto atricionado foi deslamado em microciclone de corte 10 μ m, e o underflow seco em estufa a 100°C, homogeneizado em pilha alongada com retomada das pontas. A amostra foi retomada em alíquotas de cerca de 15 kg para os ensaios de flotação.

Esta etapa de preparação, mostrada na figura 8, demandou muito tempo, devido à pequena capacidade dos equipamentos de laboratório para processar tal quantidade de material.

Figura 8 – peneiramento e homogeneização de amostras no LTM

Os ensaios de flotação foram inicialmente planejados com base nos trabalhos de Freitas (2004) e Kurusu (2005): flotação catiônica reversa da sílica insolúvel presente na bauxita, usando éter amina (Flotigam EDA) como coletor e amido gelatinizado com soda condicionado por 5 minutos como depressor, em pH 10, com polpa de alimentação com 40% de sólidos (em peso).

Os ensaios em bancada foram realizados em máquina de flotação Denver, mostrada na figura 9, usando célula com capacidade de 1,5 L. Consistiram em variar as dosagens de coletor e de depressor em torno do valor ótimo encontrado com o minério gnáissico por Kurusu (2005), avaliar a influência das lamas no processo e estudar a cinética de flotação de cada amostra.

Os ensaios piloto foram feitos em bancada Denver de flotação para ensaios contínuos, com 6 células n° 5, capacidade nominal de 50 kg/h, mostrada na figura 10.

Figura 9 – máquina Denver de flotação em bancada

Figura 10 – bancada de flotação piloto

A alimentação nova de polpa foi feita na célula rougher. A nomenclatura adotada na recirculação dos produtos foi a seguinte: o deprimido rougher alimenta a flotação scavenger, e o flotado rougher alimenta a célula cleaner; o flotado scavenger recircula para a célula rougher. O concentrado final é o deprimido scavenger, e o rejeito final, o flotado cleaner.

O controle do pH foi constante durante a operação da usina piloto; foram programadas tomadas de amostras nos seguintes pontos, nesta ordem, para não prejudicar o equilíbrio da operação (já que havia recirculação de produtos):

- flotado cleaner;
- deprimido scavenger;
- flotado rougher;
- flotado scavenger; e
- alimentação.

A amostragem foi incremental, tomada por interceptação total dos fluxos de polpa, utilizando provetas de 2 L, cronometrando-se o tempo de amostragem.

Foram registrados a massa e o volume de polpa, bem como o tempo de amostragem, o que permitiu calcular a vazão de polpa, de sólidos e a porcentagem de sólidos dos fluxos. Desta forma, foi possível estabelecer o balanço de massas da operação. Cada incremento também foi seco em estufa para envio do material para análise química, visando estabelecer o balanço metalúrgico do processo. Após a amostragem dos fluxos de polpa, foram verificadas as vazões de coletor, depressor e soda cáustica.

A figura 11 mostra a operação de amostragem durante os ensaios piloto. Cada ensaio realizado permitiu a tomada de, em média, seis incrementos.

Figura 11 – amostragem durante operação da usina piloto de flotação

5. RESULTADOS

5.1. Ensaios com amostra de Mirai 05 UF6

5.1.1. Caracterização da amostra de Mirai 05 UF6

A análise granulométrica e as análises químicas por fração granulométrica são apresentadas na tabela 12, e a separação em líquido denso da fração $-0,425 + 0,210$ mm (seguida da separação magnética dos afundados) é mostrada na tabela 13. Através da análise sob lupa dessa fração notou-se que os minerais apresentavam-se satisfatoriamente liberados, portanto os resultados obtidos podem ser estendidos para as frações granulométricas mais finas.

Tabela 12 – análise granulométrica da amostra de Mirai 05 UF6

fração	mm	massa		teores (%)				
		%	% acm	SiO ₂ T	SiO ₂ Re	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA
+35#	0,425	4,1	4,1	49,3	1,26	48,1	12,0	22,9
-35 + 65#	0,210	18,9	23,0	66,4	0,76	65,6	11,7	11,6
-65 + 100#	0,150	26,1	49,1	55,6	1,52	54,1	17,3	21,2
-100 + 150#	0,105	11,9	61,0	45,8	1,15	44,7	22,1	13,6
-150 + 200#	0,074	15,2	76,2	37,2	1,20	36,0	25,4	14,9
-200#	-0,074	23,8	100,0	18,6	3,65	15,0	36,4	14,0
total		100,0		44,6	1,78	42,9	22,4	15,9
			analisado CBA	45,4	2,40	43,0	22,3	13,6
			analisado LCT	45,6	-	-	21,4	15,7

cyclosizer (fração -200#)

ciclo	corte (µm)	massa (%)		teores (%)				
		ensaio	total	SiO ₂ T	SiO ₂ Re	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA
I	35,8	29,4	6,98	21,3	1,52	19,8	37,3	12,6
II a IV	26,8	20,4	4,86	16,4	3,51	12,9	34,7	19,8
V	8,95	33,7	8,02	24,9	1,51	23,4	40,6	11,3
OF ciclo	-8,95	16,5	3,91	13,9	11,8	2,11	33,4	15,3
total		100,0	23,8	19,6	3,46	16,1	35,7	13,2

Tabela 13 – separação magnética e densitária do afundado (-35+65#) - Mirai 05 UF6

	massa (%)	teores (%)				
		SiO ₂ T	SiO ₂ Re	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA
d<2,3	69,4	73,8	0,65	73,2	5,13	12,7
d<2,6	15,0	89,8	0,51	89,3	4,67	5,04
d>2,6	15,6	11,0	1,49	9,51	47,3	12,9
d>2,6 magnético	3,60	21,9	0,55	21,4	45,8	6,36
d>2,6 não-magnético	12,0	7,73	1,77	5,96	47,8	14,9
total	100,0	66,4	0,76	65,6	11,7	11,6

A sílica está predominantemente na forma de quartzo (sílica insolúvel). O ferro se distribui por todas as frações e aumenta na fração fina. A sílica reativa predomina nos ultra-finos (*overflow* do *cyclosizer*).

O ensaio de separação em líquido denso avalia a liberação das partículas ou seja, a capacidade desta fração, grossa demais para ser concentrada por flotação, ser beneficiada por método gravítico.

Verifica-se que ocorre boa separação da sílica insolúvel (quartzo) em densidade 2,6 - 97,7 % da sílica contida vai para o flutuado (produto -2,6) e apenas 2,3 % vai para o afundado. O inverso ocorre com o ferro: 47,3 % vai para o afundado.

Entretanto, a alumina aproveitável tem enriquecimento muito pequeno e irregular. Ela vai principalmente para o -2,3 (flutuado em 2,3): 69,4 % da massa arrastam 76,2 % da alumina aproveitável.

A separação magnética mostra-se inócua em termos de concentração do ferro. Ocorre enriquecimento de alumina aproveitável no produto não magnético do +2,6 (afundado em 2,6) mas isto é irrelevante em termos de processo pois se refere a apenas 15,4 % da alumina aproveitável contida.

Em termos de composição mineralógica, a difração de raios X revelou a seguinte assembléia mineral para a amostra de Mirai 05 UF6:

quartzo	SiO ₂
ilmenita	FeTiO ₃
cristobalita	SiO ₂
gibbsita	Al(OH) ₃
caulinita	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄

Procedeu-se ainda à análise mineralógica por microscopia eletrônica de varredura (MEV) realizada no Laboratório de Caracterização Tecnológica – LCT da Escola Politécnica da USP. Utilizou-se o microscópio eletrônico de varredura LEO 440, capaz de executar microanálises químicas por EDS. Nas imagens obtidas, são mostrados os elementos identificados em cada fase, em ordem decrescente de abundância.

A figura 12 mostra um aspecto geral das partículas minerais presentes. A figura 13 identifica as principais fases presentes; nota-se a individualização das partículas de quartzo e de ilmenita, as primeiras ocorrendo em quantidade superior às demais.

Poucas partículas apresentam-se na forma de gibbsita pura; e a visualização destas partículas na figura é mais difícil devido ao seu baixo peso molecular (e portanto, baixo contraste dessas partículas com o fundo). A ocorrência deste mineral parece condicionada a partículas mistas, cujos principais contaminantes são o ferro e o silício.

O maior aumento da figura 14 permite visualizar melhor as partículas mistas de óxidos de alumínio e de ferro, em que o ferro mostra-se disseminado numa matriz de gibbsita. Nas partículas em que o principal componente é o ferro, o alumínio está incrustado na partícula ou recobrindo-a.

A sílica está presente predominantemente na fase de quartzo. O ferro se distribui por todas as frações e aumenta na fração fina, presente na forma de ilmenita. A sílica reativa está associada aos argilo-minerais e aumenta nas frações finas.

As partículas de quartzo estão liberadas, mas poucas são as de gibbsita pura. Esta aparece predominantemente na forma de partículas mistas com minerais de ferro, quartzo e argilo-minerais. Portanto, o enriquecimento em alumina aproveitável será pequeno e irregular, arrastando sempre inclusões de minerais de ganga.

Figura 12 – aspecto geral das partículas – Mirai 05 UF6

Figura 13 – principais fases minerais presentes – Mirai 05 UF6

Figura 14 – partículas mistas – Mirai 05 UF6

5.1.2. Cinética de flotação

Neste ensaio foram usados 300g/t de Flotigam EDA e 300g/t de amido cáustico a 2%, condicionado por 5 minutos.

A tabela 14 resume os teores e recuperações (em massa e metalúrgicas) obtidos no flotado rougher a cada intervalo de tempo no ensaio de cinética de flotação. A figura 15 mostra que o tempo de residência encontrado para o minério de Mirai é de aproximadamente 100 segundos.

Tabela 14 – recuperações e teores do ensaio de cinética de flotação - Mirai 05 UF6

	teores (%)					rec. (%)		
	SiO ₂ T	ReSiO ₂	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA	massa	AA	SiO ₂ Ins
flotado 30s	82,4	1,9	80,5	11,1	1,7	24,4	3,1	46,8
flotado 60s	81,2	1,9	79,3	11,3	1,7	35,9	4,7	68,0
flotado 90s	80,3	1,7	78,6	11,8	1,8	48,1	6,7	90,2
flotado 120s	79,2	1,7	77,6	11,8	1,9	50,6	7,3	93,6
flotado 180 s	78,7	1,7	77,0	12,0	2,1	51,5	8,1	94,6
flotado 240s	78,2	1,7	76,5	12,2	2,2	52,0	8,6	94,9
flotado 360s	77,1	1,7	75,4	12,7	2,4	52,9	9,7	95,1
flotado 498s	76,3	1,7	74,6	13,1	2,6	53,6	10,7	95,3
alimentação	42,9	0,9	41,9	24,7	13,2	100,0	100,0	100,0

Figura 15 – cinética de flotação- Mirai 05 UF6

5.1.3. Ensaio de bancada

Os primeiros ensaios em bancada foram feitos variando a proporção e adição de coletor (Flotigam EDA) e depressor (amido cáustico), mantendo o pH em torno de 10. As condições de preparação da amostra já haviam sido definidas anteriormente por Freitas (2003) e Kurusu (2005). As amostras utilizadas estavam abaixo de 65# (0,210 mm) e foram deslamadas em microciclone. Os resultados experimentais são mostrados na tabela 15.

Os melhores resultados foram obtidos para 300 g/t de coletor e 300 g/t de depressor. A recuperação de sílica insolúvel (quartzo) no flotado (rejeito) é

máxima entre 300 e 400 g/t de amido e a 300 g/t de coletor. A recuperação de alumina aproveitável no deprimido é máxima com 200 g/t de coletor e 400 g/t de amido.

Tabela 15 – ensaios em bancada - Mirai 05 UF6

ensaio	rec (%) massa	teores (%)					rec (%)	
		SiO ₂ T	ReSiO ₂	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA	AA	SiO ₂ I
DR 200/300	59,0	23,1	0,8	22,3	33,8	17,9	79,1	32,1
DR mag	33,3	6,9	0,8	6,1	53,2	9,8	24,4	5,0
DR ñ-mag	25,7	44,0	0,8	43,2	8,6	28,4	54,8	27,1
FLR 200/300	41,0	70,3	2,5	67,8	15,0	6,8	20,9	67,9
ALIM. CALC.		42,4	1,5	41,0	26,1	13,3		
DR 250/300	43,5	4,9	1,2	3,7	39,9	26,7	77,6	3,9
FLR 250/300	56,5	73,6	2,3	71,3	16,0	5,9	22,4	96,1
ALIM. CALC.		43,8	1,8	42,0	26,4	15,0		
DR 300/300	44,1	9,5	0,7	8,9	38,1	26,1	85,9	9,1
DR mag	29,5	12,1	0,6	11,6	51,1	11,7	25,6	8,0
DR ñ-mag	14,6	4,4	1,0	3,4	12,0	55,2	60,2	1,2
FLR 300/300	55,9	70,9	1,4	69,5	15,7	3,4	14,1	90,9
ALIM. CALC.		43,8	1,1	42,8	25,6	13,4		
DR 325/300	36,6	4,2	0,9	3,3	34,8	34,0	75,5	3,0
FLR 325/300	63,4	66,3	4,3	62,0	16,8	6,4	24,5	97,0
ALIM. CALC.		43,6	3,0	40,5	23,4	16,5		
DR 350/300	40,0	6,4	0,9	5,6	37,6	26,9	75,1	5,2
DR mag	25,7	7,1	0,8	6,3	53,6	11,5	20,6	3,8
DR ñ-mag	14,3	5,2	1,0	4,2	8,7	54,8	54,6	1,4
FLR 350/300	60,0	68,2	1,0	67,2	16,7	5,9	24,9	94,8
ALIM. CALC.		43,5	0,9	42,5	25,0	14,3		
DR 400/300	35,2	6,6	1,0	5,6	37,0	28,3	72,1	4,7
DR mag	21,4	9,2	0,8	8,4	54,6	10,2	15,8	4,3
DR ñ-mag	13,8	2,5	1,2	1,3	9,7	56,5	56,3	0,4
FLR 400/300	64,8	63,0	1,5	61,5	19,3	5,9	27,9	95,3
ALIM. CALC.		43,1	1,3	41,8	25,5	13,8		
DR 500/300	31,8	6,7	0,8	5,9	35,6	25,1	62,6	3,9
DR mag	18,1	9,7	0,7	9,1	52,1	2,5	3,6	3,4
DR ñ-mag	13,7	2,7	0,9	1,8	13,9	54,8	59,0	0,5
FLR 500/300	68,2	69,0	1,2	67,9	20,6	7,0	37,4	96,1
ALIM. CALC.		49,2	1,0	48,2	25,4	12,8		
DR 300/0	9,6	22,6	4,6	17,9	32,3	17,0	12,1	4,4
FLR 300/0	90,4	42,9	1,0	42,0	25,8	13,2	87,9	95,6
ALIM. CALC.		41,0	1,3	39,6	26,4	13,5		
DR 300/200	40,2	5,7	0,7	5,1	36,9	26,7	76,5	4,9
FLR 300/200	59,8	66,3	1,0	65,3	20,9	5,5	23,5	95,1
ALIM. CALC.		42,0	0,8	41,1	27,3	14,0		
DR 300/300 (2)	38,4	6,2	1,3	4,9	40,5	28,0	74,6	4,7
FLR 300/300 (2)	61,6	63,4	1,1	62,3	25,6	5,9	25,4	95,3
ALIM. CALC.		41,4	1,1	40,3	31,3	14,4		
DR 300/400	37,2	4,7	0,7	3,9	37,8	27,2	73,0	3,6
FLR 300/400	62,8	65,1	2,1	63,0	24,7	5,9	27,0	96,4
ALIM. CALC.		42,6	1,6	41,0	29,6	13,8		
DR 300/500	39,1	3,7	0,9	2,8	39,1	25,5	73,3	2,5
FLR 300/500	60,9	71,3	1,1	70,3	20,9	5,9	26,7	97,5
ALIM. CALC.		44,9	1,0	43,9	28,0	13,6		

5.1.4. Ensaios piloto em Itamarati de Minas

Após a determinação do tempo de residência e das dosagens ótimas de coletor e de depressor, foram programados ensaios de operação da usina piloto e no acompanhamento da sua operação, na usina de beneficiamento de bauxita da CBA em Itamarati de Minas, MG.

Esta usina industrial, cujo fluxograma está mostrado na figura 16, processa dois tipos de minério: gnáissico, oriundo dos depósitos de Itamarati, e anfibolítico, dos depósitos de Descoberto. O minério é recebido numa moega, alimentado em *wobbler feeders*, cominuído em britadores de impacto, “escrubado” e peneirado. O *oversize* deste peneiramento é rebritado e novamente “escrubado” e peneirado em 42# (0,350 mm), e o retido nesta malha constitui o produto final, ou bauxita lavada. Os finos dos peneiramentos são reaproveitados no chamado “circuito de finos” (em vermelho e azul na figura 16), em que o minério é deslamado num ciclone de 15” e peneirado em peneiras de alta frequência. O passante deste peneiramento é deslamado em ciclones de 6”, e este *underflow* passa por um circuito de espirais Reichert e separação magnética, produzindo um concentrado de minerais pesados que é reaproveitado como aditivo para cimento Portland.

Porém, este circuito mostrou-se mais eficiente no processamento do minério anfibolítico que do gnáissico. Como o minério de Miraí também é de origem gnáissica, foi necessário desenvolver uma nova rota de processo que permitisse recuperar a fração fina no Projeto Miraí; por isto, optou-se pela flotação como alternativa ao circuito de finos utilizado na usina de Itamarati de Minas. Embora a flotação seja considerada uma operação cara, é viável aplicá-la pois neste caso não são necessárias operações de cominuição adicionais: o produto a ser flotado já é naturalmente fino, menor que 20# (0,833 mm).

A instalação da usina piloto consistiu em um ciclone de 3” (75 mm) para deslamar o *underflow* do ciclone de 6” (150 mm) da usina industrial. O *underflow* de 3” alimentava o condicionador. A flotação foi configurada com os estágios rougher, scavenger (flotação do deprimido rougher), cleaner (flotação do flotado rougher) e recleaner. Após vários ajustes iniciais, o dia 13/07/2006 foi reservado para o acerto operacional da usina piloto, mostrada na figura 17, e treinamento da equipe.

Figura 16 – fluxograma da usina da CBA em Itamarati de Minas

Figura 17 - usina piloto de flotação na usina da CBA em Itamarati de Minas

A usina industrial foi operada segundo a rotina operacional da CBA.

Verificou-se que a vazão escolhida era muito grande para a capacidade das células, por isto foi necessário construir um divisor de polpas para dividir o fluxo do underflow do ciclone de deslamagem da usina piloto (3"). Este divisor é mostrado na figura 18 e dividia o fluxo em 12 partes. Uma delas constituiu a alimentação da usina piloto. Para adequar a vazão a este 1/12, a usina foi operada com três dos seis ciclones de 6" abertos.

Figura 18 - divisor de polpa construído na usina da CBA

Foram realizadas tentativas de operação da usina piloto dos dias 13 a 28 de julho de 2006. Apenas no dia 25 a usina piloto entrou em regime, foi realizada uma amostragem completa mas logo após a usina industrial parou para manutenção.

A dificuldade encontrada para operar o circuito de flotação dentro da usina industrial deveu-se principalmente a:

- paradas constantes da usina industrial para manutenção corretiva;

- variação da vazão e das características do minério alimentado; e
- presença de partículas grosseiras que entopem os ciclones e obrigam à parada da operação.

Após análise granulométrica expedita de amostras da alimentação, flotado cleaner e deprimido scavenger da amostragem em 25/07/06, verificou-se que:

- a quantidade de lamas presente na alimentação da flotação é pequena, 1,2 %. Entretanto, aparentemente, mais lama é desprendida durante a passagem pelo condicionador e pelas células, pois esta quantidade aumenta nos produtos: 2,1% de lamas no flotado cleaner e 3,6 % no deprimido scavenger.
- a quantidade de material grosseiro, acima de 65# (0,210 mm) é grande: 42,3 % da alimentação. Entretanto, o flotado mostra 20,4 % de partículas retidas em 65#, o que indica que as células estão conseguindo flotá-lo. Nos ensaios subseqüentes, a flotação poderá ser alimentada com a fração -48# (0,297 mm), para permitir a recuperação das partículas -48+65#.
- a aparência das amostras (ver figura 19) é bem diferenciada, indicando que efetivamente ocorreu a concentração da sílica insolúvel no flotado.

Figura 19 - frações granulométricas da alimentação e produtos, 25/7/06

Como resultado, decidiu-se, em consenso com a equipe da CBA, encerrar a operação junto à usina industrial, levar os equipamentos para São Paulo e executar lá a campanha experimental. Desta forma, embora a campanha em Itamarati de Minas tenha sido descontinuada, ela foi muito importante para orientar o planejamento dos ensaios subseqüentes e, por isto, é registrada aqui.

5.1.5. Ensaio de atrição

Os ensaios contínuos de flotação realizados na usina piloto em Itamarati de Minas mostraram que a presença de lamas inibia completamente a flotação e impedia que os resultados obtidos em bancada fossem reproduzidos. Estas lamas aparentemente eram desprendidas devido à atrição nos equipamentos de condicionamento e flotação. Assim foi introduzida no circuito uma célula de atrição, para verificar a possibilidade de eliminar ou minimizar este problema.

Inicialmente as amostras foram peneiradas na malha 48 Tyler (0,297 mm) e deslamadas em microciclone de corte 10 μm . O balanço de massas desta operação é mostrado na tabela 16.

Tabela 16 – peneiramento e primeira deslamagem - Mirai 05 UF6

	kg	%	% desl.
+ 48#	43,2	14,3	-
- 48# + 10 μm	250,3	83,0	96,9
- 10 μm	8,11	2,7	3,1
	301,6	100,0	100,0

Foram então realizados ensaios de atrição em bancada, variando o tempo de atrição, para verificar a possibilidade de eliminar a lama aderida às partículas maiores do minério e também a influência do tempo de atrição. Os ensaios foram realizados em uma célula de atrição de laboratório, Cimaq modelo CFB 1000, mostrada na figura 20. Foi feita uma polpa com 65% de sólidos em peso, e água com pH 10, por ser condição necessária à flotação e por tratar-se de meio básico que facilita a dispersão das partículas.

Figura 20 - célula de atrição de laboratório

Em cada ensaio, a amostra foi atricionada por um tempo determinado (variando de 0 a 10 minutos) e então peneirada em 200# Tyler (0,074 mm). A fração +200# foi seca e pesada, para verificar a influência do tempo de atrição na geração de partículas finas.

Foram realizadas duas séries de ensaios, A e B, nas mesmas condições para verificar a reprodutibilidade dos resultados, que são apresentadas na tabela 17. A mesma tabela mostra como a porcentagem retida em 200# variou de acordo com o tempo de atrição: após 2 minutos não se nota diminuição significativa da massa desta fração. Então, o tempo de atrição ótimo encontra-se no intervalo 0 a 2 minutos, possivelmente em torno de 1 minuto.

Tabela 17 – ensaios de atrição - Mirai 05 UF6

tempo (min)	% retida em 200#	
	A	B
0	73,5	73,2
2	72,3	73,4
4	72,4	73,3
6	72,9	73,5
8	73,1	72,9
10	73,2	73,3

5.1.6. Ensaio de bancada - amostra atricionada

A sequência natural dos ensaios foi avaliar o comportamento das amostras atricionadas no ensaio de flotação, comparando teores e recuperações com aqueles anteriormente obtidos com amostras não-atricionadas, já apresentados na tabela 14.

As amostras foram peneiradas em 48# Tyler (0,297 mm) e deslamadas no microciclone de corte 10 μ m. Foi feita uma polpa com este material e água de pH 10, a 65% de sólidos em peso, que foi atricionada durante 1 minuto em célula de atrição de bancada a 800 rpm. O produto atricionado foi então novamente deslamado no microciclone de corte 10 μ m, obtendo-se o balanço de massas apresentado na tabela 18.

Tabela 18 – quantidade de lama antes e após atrição - Mirai 05 UF6

fração	antes atrição (%)	após atrição (%)	
		ensaio	total
- 48# + 10 μ m	96,9	99,2	96,1
- 10 μ m	3,1	0,8	3,9

O *underflow* dessa segunda deslamagem constituiu a alimentação dos ensaios de flotação em bancada com Flotigam EDA e amostras atricionadas. Os resultados obtidos nestes ensaios de flotação estão na tabela 19.

Tabela 19 –flotação em bancada com amostra atricionada - Mirai 05 UF6

ensaio	rec (%) massa	teores (%)					rec (%)	
		SiO ₂ T	ReSiO ₂	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA	AA	SiO ₂ I
DR 250/250	39,7	3,4	1,5	1,8	33,7	26,1	71,6	1,8
FLR 250/250	60,3	69,8	3,6	66,3	13,8	6,8	28,4	98,2
ALIM. CALC.		43,5	2,8	40,7	21,7	14,5		
DR 250/300	41,3	4,8	1,6	3,2	33,4	25,8	79,3	3,3
FLR 250/300	58,7	69,2	3,7	65,6	13,4	4,7	20,7	96,7
ALIM. CALC.		42,6	2,8	39,8	21,7	13,4		
DR 250/350	42,5	4,2	1,3	2,9	35,3	24,8	80,4	3,1
FLR 250/350	57,5	70,3	3,7	66,6	13,2	4,5	19,6	96,9
ALIM. CALC.		42,2	2,7	39,5	22,6	13,1		
DR 300/250	40,3	4,6	1,3	3,3	35,2	25,3	75,8	3,3
FLR 300/250	59,7	67,7	2,6	65,1	15,7	5,5	24,2	96,7
ALIM. CALC.		42,3	2,1	40,1	23,6	13,4		
DR 300/300	40,4	4,9	1,8	3,1	36,8	25,7	76,0	3,1
DR mag	25,5	4,9	1,4	3,5	48,3	10,4	19,5	2,2
DR ñ-mag	14,9	2,3	1,5	0,8	9,0	52,2	56,9	0,3
FLR 300/300	59,6	67,3	3,2	64,1	14,0	5,5	24,0	96,9
ALIM. CALC.		42,1	2,6	39,4	23,2	13,7		
DR 300/300*	41,5	4,3	1,9	2,4	35,9	25,1	78,2	2,7
FLR 300/300*	58,5	64,2	2,5	61,7	17,9	5,0	21,8	97,3
ALIM. CALC.		39,3	2,3	37,1	25,4	13,3		
DR 300/350	41,9	4,2	1,6	2,6	33,6	25,4	79,2	2,9
FLR 300/350	58,1	65,5	2,2	63,3	14,3	4,8	20,8	97,1
ALIM. CALC.		39,8	2,0	37,8	22,4	13,4		
DR 350/250	39,0	4,8	1,2	3,6	33,7	25,9	64,0	4,1
FLR 350/250	61,0	56,2	2,6	53,6	18,9	9,3	36,0	95,9
ALIM. CALC.		36,1	2,0	34,1	24,6	15,8		
DR 350/300	39,1	4,2	1,2	3,0	34,5	25,8	74,2	3,2
FLR 350/300	60,9	61,2	2,0	59,2	17,7	5,7	25,8	96,8
ALIM. CALC.		38,9	1,7	37,3	24,3	13,6		
DR 350/350	39,5	3,4	2,0	1,4	34,1	25,2	73,5	1,4
FLR 350/350	60,5	66,5	2,2	64,3	15,1	5,9	26,5	98,6
ALIM. CALC.		41,6	2,1	39,5	22,6	13,5		

*ensaio com amostra sem sofrer atrição

A comparação das tabelas 14 e 19 permite as seguintes constatações:

- o ensaio 250/300 obteve maior recuperação metalúrgica usando minério atricionado, recuperando 79,3% da AA no deprimido scavenger contra 77,6% obtidos no ensaio sem atrição. A recuperação em massa foi 41,3% com teor de 25,8% no primeiro caso, e 43,5% com teor de 26,7% AA no segundo;
- no ensaio 300/300, o ensaio com minério não-atricionado obteve maiores recuperações em massa e metalúrgica, com teor ligeiramente superior ao ensaio com minério atricionado. Obteve-se, respectivamente, 44,1% de

massa com teor de 26,1%, recuperando 85,9% da AA contida, contra 40,4% da massa a 25,7%, representando 76,0% da AA;

- no ensaio 350/300 não foram observadas diferenças significativas entre os dois ensaios: o com atrição recuperou 39,1% da massa a 25,8% AA, ou uma recuperação metalúrgica de 74,2%, enquanto que o ensaio sem atrição obteve 40,0% de massa recuperada a 26,9%, e 75,1% de recuperação metalúrgica.

Para a mesma dosagem de depressor (300 g/t), nos ensaios com minério previamente atricionado, a maior recuperação metalúrgica ocorre quando a dosagem de Flotigam EDA é a menor, 250 g/t, com os mesmos teores de AA (25,8%). Quando foi utilizado o minério sem atricionamento, a maior recuperação metalúrgica foi obtida com 300 g/t de amina, também com teores bastante semelhantes de AA nos ensaios. Ou seja, a atrição e deslamagem prévias foram efetivas, diminuindo em 50 g/t o consumo de coletor nos ensaios de bancada.

A tabela 20 compara a distribuição granulométrica do minério atricionado por 1 minuto e deslamado com aquela obtida pelo minério que não sofreu atrição, nas frações abaixo de 48#. Nota-se diferença de, em média, 1 a 2% na massa das respectivas frações granulométricas, devido ao desprendimento de lamas das partículas mais grosseiras. Embora represente pequena quantidade em massa, a área superficial destas partículas finas é muito elevada, fazendo com que haja competição pelos reagentes entre elas e as partículas mais grossas, elevando o consumo de reagentes – o que já havia sido demonstrado pelos ensaios de bancada.

Tabela 20 – distribuições granulométricas com e sem atrição - Mirai 05 UF6

fração	mm	com atrição		sem atrição	
		%	% acm	%	%acm
+48#	0,297	0,01	0,01	0,01	0,01
-48 + 65#	0,210	8,9	9,0	10,6	10,6
-65 + 100#	0,149	30,7	39,6	28,9	39,5
-100 + 150#	0,105	19,5	59,1	19,2	58,7
-150 + 200#	0,074	14,8	73,9	15,7	74,4
-200#		26,1		25,6	
ciclo I	0,036	8,0	82,0	7,2	81,5
ciclo II	0,027	15,4	97,4	13,3	94,9
ciclo III	0,019	0,92	98,3	3,1	98,0
ciclo IV	0,012	0,54	98,8	0,4	98,3
ciclo V	0,009	0,35	99,2	0,5	98,8
OF ciclo		0,83	100,0	1,2	100,0
total		100,0		100,0	

5.1.7. Ensaios piloto no LTM

As amostras foram preparadas por atrição realizada em bateladas durante 1 minuto com polpa a 60% de sólidos em peso e água de pH 10. A máquina de atrição empregada é mostrada na figura 21. O minério atricionado foi então deslamado em microciclone de corte 10 μm e o underflow de deslamagem foi seco em estufa a 100°C e homogeneizado em pilha alongada, para ser alimentado à flotação piloto.

Figura 21 – máquina de atrição em batelada

O ensaio em usina piloto foi conduzido usando 250 g/t de Flotigam EDA e 300 g/t de amido, condição que mostrou-se a melhor nos ensaios de bancada. Foram alimentados 40 kg/h a 55% de sólidos. A operação da usina piloto mostrou que a atrição e deslamagem foram efetivas em remover a lama natural aderida nas partículas minerais, pois não ocorreram problemas de espuma, que estava bem mineralizada e cujas bolhas coalesciam facilmente nas calhas de flotado. A etapa de condicionamento, porém, ainda foi um problema, pois foi utilizado um agitador que não condicionou efetivamente, devido à elevada porcentagem de sólidos e pequena quantidade de polpa, que não era suficiente para cobrir a hélice do agitador, resultando num tempo de condicionamento muito baixo. Ocorreram ainda problemas de entupimento na saída do agitador. Este efeito do condicionamento pode ser notado nos baixos teores de alumina

aproveitável obtidos nos deprimidos scavenger na tabela 21.

Os resultados obtidos mostram baixo enriquecimento em alumina aproveitável do deprimido scavenger (63% no ensaio 1 e 32% no ensaio 2) e manutenção do teor de sílica reativa em relação aos teores de alimentação.

Tabela 21 - flotação piloto - Mirai 05 UF6

amostra	rec (%)			teores (%)					AA/ SiO ₂ I
	massa	AA	SiO ₂ I	SiO ₂ T	SiO ₂ Re	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA	
DSc 1	49,5	80,4	18,6	19,5	1,1	18,4	35,4	18,9	1,0
DSc mag 1	28,5	4,6	7,2	35,1	1,3	33,8	36,9	4,0	0,1
DSc ñ-mag 1	71,5	75,8	11,5	23,6	2,2	21,4	26,2	26,4	1,2
FLC 1	50,5	19,6	81,4	80,4	1,5	78,9	8,3	4,5	0,1
FLR 1				70,3	2,2	68,1	8,2	7,9	
FLSc 1				57,9	0,7	57,3	22,3	10,7	
COND 1				43,3	1,3	42,0	12,9	23,3	
<i>alimentação</i>				<i>50,2</i>	<i>1,3</i>	<i>48,9</i>	<i>21,7</i>	<i>11,6</i>	<i>0,2</i>
DSc 2	68,9	91,2	38,5	25,0	1,1	23,8	33,9	16,8	0,7
DSc mag 2	23,3	4,1	8,9	37,3	1,1	36,2	42,7	3,5	0,1
DSc ñ-mag 2	76,7	87,1	29,6	37,8	1,3	36,5	18,8	22,5	0,6
FLC 2	31,1	8,8	61,5	86,3	1,7	84,5	5,9	3,6	0,0
FLR 2				65,6	3,3	62,2	17,8	6,3	
FLSc 2				68,4	3,7	64,7	13,7	8,6	
COND 2				47,2	2,3	45,0	21,0	13,5	
<i>alimentação</i>				<i>44,0</i>	<i>1,3</i>	<i>42,7</i>	<i>25,1</i>	<i>12,7</i>	<i>0,3</i>

O condicionamento com amido mostrou-se fundamental para o desenvolvimento da flotação. Porém, ele deve ser cuidadoso para evitar o desprendimento de quantidades adicionais de lama.

Por isso, para os ensaios com as demais amostras, ficou decidida a construção de um condicionador horizontal que, além de não atricionar exageradamente a alimentação, gerando mais lama, permitisse o condicionamento no tempo correto.

5.2. Ensaios com amostra de Mirai 07 UF6

Os resultados a seguir relatados foram obtidos com a amostra de minério de Mirai coletada em abril de 2007, na usina da CBA, em Itamarati de Minas – MG. Foram tomadas amostras do underflow do ciclone de 6” e dos leves da segunda espiral, durante 15 dias, em média 4,5 horas por dia, em regime operacional normal da usina.

As amostras de cada produto foram recolhidas, por incrementos a cada 20 minutos, em 12 tambores de 200 L. Cheio o primeiro tambor, passava-se ao segundo e depois ao terceiro e assim sucessivamente, até o último. Neste ínterim, a polpa sedimentava e era possível desaguá-la por sifonagem e voltar a encher cada tambor, até 2/3 de seu volume. Os tambores com amostras na usina da CBA são mostrados na figura 22.

Figura 22 – amostragem do minério de Mirai na CBA – abril de 2007

Os 24 tambores foram identificados, lacrados e enviados ao LTM em São Paulo. Aqui, as amostras foram peneiradas em 48# (0,297 mm). O passante foi seco em estufa a 100 °C, homogeneizado em pilha alongada com retomada das pontas e atricionado em bateladas, por 1 minuto a 65% de sólidos e pH 10. O produto atricionado foi deslamado em microciclone, e o *underflow* seco em estufa a 100°C, homogeneizado em pilha alongada com retomada das pontas e retomado em alíquotas de cerca de 15 kg para os ensaios de flotação.

O balanço de massas desta operação, para a amostra de Mirai 07 UF6 é apresentado na tabela 22.

Tabela 22 – peneiramento e deslamagem - Mirai 07 UF6

	kg	%
+48#	375,9	12,7
- 48#	2.591,5	87,3
-48# deslamado	2.400,9	80,9
lamas (diferença)	190,6	6,4
total	2.967,3	100,0

5.2.1. Caracterização da amostra de Mirai 07 UF6

A análise granulométrica a úmido e as análises químicas por fração granulométrica são apresentadas na tabela 23. A fração mais grossa é a mais rica em AA, embora represente apenas 3% da massa.

Tabela 23 – análise granulométrica - Mirai 07 UF6

fração	mm	massa		teores (%)				
		%	% acm	SiO ₂ T	ReSiO ₂	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA
-14+28#	0,600	2,9	2,9	35,6	3,3	32,3	10,7	28,7
-28+48#	0,297	9,6	12,5	47,4	5,9	41,5	11,0	16,7
-48+100#	0,150	39,9	52,4	54,9	3,0	51,9	9,5	14,9
-100+200#	0,074	26,1	78,5	40,8	1,6	39,2	18,2	16,1
-200#	-0,074	21,5	100,0	24,9	2,8	22,1	25,3	18,6
total		100,0		43,5	2,9	40,6	15,4	16,6
cabeça		-	-	42,3	3,3	39,0	17,7	16,3

A mineralogia da amostra de cabeça Mirai 07 UF6, determinada por difração de raios X é a seguinte:

quartzo	SiO ₂
ilmenita	FeTiO ₃
cristobalita	SiO ₂
gibbsita	Al(OH) ₃
caulinita	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄
goethita (possível presença)	FeOOH

Ainda no estudo da mineralogia, foi realizada análise das fases mineralógicas por microscopia eletrônica de varredura (MEV) realizada em microscópio eletrônico LEO 440, no Laboratório de Caracterização Tecnológica da EPUSP.

A figura 23 mostra o aspecto geral da amostra de cabeça. As partículas de quartzo apresentam-se liberadas, assim como algumas partículas de ilmenita e de gibbsita. Há presença de partículas mistas de óxidos de alumínio e de ferro. A figura 24 mostra um detalhe destas partículas mistas, confirmando que, nelas, ocorrem pequenas incrustações de óxido de ferro numa matriz gibbsítica.

Assim, o concentrado de gibbsita da flotação sempre arrastará minerais de ganga.

Figura 23 - aspecto geral da amostra de cabeça – Mirai 07 UF6

Figura 24 - detalhe de partícula mista de óxidos de ferro e alumínio – Mirai 07 UF6

5.2.2. Ensaios de bancada

Por se tratar de uma nova amostra, foram feitos ensaios de flotação em bancada, mantendo o pH 10 e variando as dosagens de coletor (Flotigam EDA) e de depressor (amido cáustico). A alimentação consistiu na amostra preparada por peneiramento e deslamagem, a mesma utilizada nos ensaios piloto. Estes resultados estão na tabela 24.

Tabela 24 – ensaios de flotação em bancada –Mirai 07 UF6

amostra	rec (%) massa	teores (%)					rec (%)	
		SiO ₂ T	SiO ₂ Re	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA	AA	SiO ₂ I
DR 250/250	42,5	8,9	0,8	8,1	33,1	25,4	75,4	8,1
FR 250/250	57,5	68,5	0,8	67,7	8,0	11,7	24,6	91,9
DR 250/300	42,6	7,3	1,2	6,1	36,1	26,7	60,9	6,1
FR 250/300	57,4	70,3	0,7	69,6	17,1	9,5	39,1	93,9
DR 250/350	41,5	6,4	0,9	5,5	35,9	26,9	59,0	5,5
FR 250/350	58,5	68,4	0,7	67,8	17,7	11,6	41,0	94,5
DR 350/250	38,2	3,9	0,9	3,0	36,8	27,2	73,7	2,8
FR 300/250	61,8	65,2	0,7	64,6	8,1	14,2	26,3	97,2
DR 300/300	37,5	5,5	0,9	4,6	36,8	27,6	76,4	3,8
FR 300/300	62,5	70,4	0,9	69,5	6,8	10,1	23,6	96,2
DR 300/350	39,2	3,9	0,8	3,0	36,4	29,1	78,2	2,6
FR 300/350	60,8	74,1	0,7	73,4	6,5	11,0	21,8	97,4
DR 350/250	37,1	3,6	0,7	2,9	37,0	25,8	69,5	2,5
FR 350/250	62,9	67,6	0,7	66,9	9,6	14,4	30,5	97,5
DR 350/300	37,3	4,1	0,9	3,2	38,0	26,0	70,8	2,7
FR 350/300	62,7	69,6	0,8	68,8	9,3	11,6	29,2	97,3
DR 350/350	37,1	5,2	0,8	4,4	37,1	23,6	76,4	3,3
FR 350/350	62,9	75,9	0,7	75,1	6,8	10,4	23,6	96,7
alimentação	100,0	42,7	0,7	41,9	22,2	19,5	100,0	100,0

O melhor resultado em bancada foi o 300/350, com recuperação em massa de 39,2% e metalúrgica de 78,2% de AA no deprimido scavenger, a um teor de 29,1% de AA antes da separação magnética.

5.2.3. Ensaio piloto

Procedeu-se então à construção do condicionador horizontal, mostrado na figura 25, na forma de um cilindro de PVC com aletas internas que impedem que o material sólido assente no equipamento, e de dimensões que atendem o tempo de residência de 5 minutos. O condicionador foi alimentado com minério seco, amido e água, e apoiado sobre um acionador de rolos com velocidade de 410 rpm levemente inclinado para permitir a saída da polpa.

Figura 25 – condicionador horizontal

Devido à maior quantidade de amostra retirada em abril de 2007, puderam ser realizados sete ensaios piloto, ensaiando várias dosagens de reagentes e configurações de circuito. As condições utilizadas em cada ensaio estão descritas na tabela 25.

Tabela 25 – dosagens usadas nos ensaios de flotação piloto - Mirai 07 UF6

dia	Flotigam EDA (g/t)	amido (g/t)	pH	alimentação (kg/h)	% sólidos condicionador	configuração*
02/ago	200	200	10	45	50	1R, 1C e 1S
03/ago	200	200	10	45	50	1R, 1C e 1S
06/ago	250	200	10	60	50	1R, 1C e 1S
07/ago	300	200	10	60	50	1R, 1C e 1S
14/ago	300	150	10	60	50	1R, 1C e 1S
20/set	250 + 80	200	10	65	60	1R, 1C e 1S
26/set	250 + 80	200	10	65	60	1R, 1C e 2S

* refere-se à quantidade de células rougher (R), cleaner (C) e scavenger (S) utilizadas

O ensaio do dia 2 de agosto de 2007 foi exploratório, tendo sido feita apenas uma amostragem. Ele mostrou a necessidade de se ter uma calha bastante inclinada entre o alimentador vibratório e o condicionador, e de um operador que continuamente desfizesse o tampão de material úmido que se acumulava na extremidade final desta calha. As condições desse ensaio foram repetidas no dia 3 de agosto. Em 6, 7 e 14 de agosto, foram variadas as dosagens de reagentes, e a maior vazão de sólidos alimentada refletiu as condições efetivamente ocorridas no ensaio anterior. O ensaio do dia 14 de agosto foi acompanhado pelo Eng. Lauro Takata, que sugeriu a realização de testes de bancada em pHs superiores a 10. A tabela 26 mostra que não houve melhora significativa quando a flotação foi conduzida em pH 11, e em pH 12 a recuperação em massa de flotado ficou bastante prejudicada.

A figura 26 mostra o alimentador vibratório e o condicionador horizontal durante o ensaio de flotação piloto, e a figura 27 mostra as espumas rougher, cleaner e scavenger no ensaio. As espumas rougher e cleaner estão mineralizadas, enquanto que a espuma scavenger é mais rala.

Tabela 26 – flotação em bancada alterando o pH – Mirai 07 UF6

ensaio	rec (%) massa	teores (%)					rec (%)	
		SiO ₂ T	ReSiO ₂	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA	AA	SiO ₂ I
DR 300/250 pH11	55,4	18,4	0,5	17,9	24,2	27,4	77,3	23,5
FR 300/250 pH11	44,6	73,9	1,4	72,5	9,0	10,0	22,7	76,5
ALIM. CALC.		43,1	0,9	42,2	17,4	19,6		
DR 300/250 pH12	90,8	41,3	0,8	40,5	19,4	16,6	92,4	87,7
FR 300/250 pH12	9,2	58,9	2,7	56,2	12,4	13,5	7,6	12,3
ALIM. CALC.		42,9	1,0	41,9	18,7	16,3

Figura 26 – configuração do circuito de flotação

Figura 27 – espumas de flotado durante ensaio de flotação piloto - Mirai 07 UF6

Após esta etapa inicial de ensaios, as amostras foram enviadas para análise química na CBA. Os resultados mostraram baixo enriquecimento no deprimido scavenger, o que sugeriu duas hipóteses: o coletor não chegava à célula scavenger ou o tempo de residência nesta célula era insuficiente. Portanto, realizaram-se mais dois ensaios, em 20 de setembro, adicionando coletor na célula rougher e também na célula scavenger, e em 26 de setembro mantendo esta dupla adição de coletor ($2/3$ na célula rougher e $1/3$ na célula scavenger) e utilizando duas células scavenger, para permitir maior tempo de residência da polpa nesta etapa. Os resultados dos ensaios em usina piloto com o minério de Mirai 07 UF6 são mostrados na tabela 27.

Tabela 27 – flotação piloto - Mirai 07 UF6

amostra	Rec (%)			teores (%)					AA/ SiO ₂ I
	massa	AA	SiO ₂ I	SiO ₂ T	SiO ₂ Re	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA	
DSc 3/ago	74,7	94,7	46,7	27,8	0,7	27,1	24,3	23,3	0,9
FLC 3/ago	25,3	5,3	53,3	91,8	0,4	91,4	3,5	3,8	0,0
FLR 3/ago				78,4	0,2	78,2	8,1	9,0	
FLSc 3/ago				67,9	0,3	67,6	11,9	8,5	
alimentação				44,0	0,6	43,3	19,0	18,4	0,4
DSc 6/ago	73,7	92,6	47,5	27,7	0,8	26,9	22,9	23,4	0,9
FLC 6/ago	26,3	7,4	52,5	83,6	0,2	83,4	6,0	5,2	0,1
FLR 6/ago				77,4	0,3	77,2	7,8	5,5	
FLSc 6/ago				65,5	0,3	65,3	13,3	7,0	
alimentação				42,4	0,6	41,7	18,4	18,6	0,4
DSc 7/ago	62,5	95,0	27,0	20,9	1,0	19,9	23,5	24,0	1,2
FLC 7/ago	37,5	5,0	73,0	89,6	0,3	89,3	2,5	2,1	0,0
FLR 7/ago				88,7	0,2	88,5	3,7	6,8	
FLSc 7/ago				58,4	0,3	58,0	9,6	8,9	
alimentação				46,7	0,7	45,9	15,6	15,8	0,3
DSc 14/ago	61,0	85,7	26,3	18,8	0,8	18,0	24,0	27,5	1,5
FLC 14/ago	39,0	14,3	73,7	79,2	0,3	78,9	9,6	7,2	0,1
FLR 14/ago				64,7	0,2	64,5	12,3	7,0	
FLSc 14/ago				44,6	0,6	43,9	18,2	13,7	
alimentação		99,5		42,3	0,6	41,7	18,4	19,6	0,5
DSc 20/set	74,1	96,7	37,6	19,0	0,7	18,2	24,3	26,5	1,5
FLC 20/set	25,9	3,3	62,4	86,5	0,1	86,4	6,3	2,6	0,0
FLR 20/set				80,9	0,7	80,2	8,6	4,3	
FLSc 20/set				67,7	1,1	66,6	13,7	7,6	
alimentação				36,5	0,6	35,9	19,6	20,3	0,6
DSc ñ-mag 26/set	73,3			8,8	0,6	8,1	22,0	37,0	4,5
DSc mag 26/set	26,7			30,1	0,0	30,1	55,1	5,8	0,2
DSc TQ 26/set	63,5	92,3	15,3	9,3	0,5	8,8	27,0	31,1	3,5
FLC 26/set	36,5	7,7	84,7	85,3	0,4	84,9	5,2	4,5	0,1
FLR 26/set				72,6	1,0	71,5	9,0	5,8	
FLSc 26/set				40,1	2,0	38,1	20,6	15,8	
alimentação				37,0	0,5	36,5	19,1	21,4	0,6

O melhor resultado foi alcançado no dia 26 de setembro, em que o deprimido scavenger apresentou recuperação em massa de 63,5% com teor de 31,1% de alumina aproveitável, representando 92,3% da AA presente na alimentação. Após a separação magnética com ímã de elementos de terras raras, este teor sobe para 37,0%, com recuperação de massa de 46,6%. O resultado é comparável aos ensaios de bancada realizados. Portanto, as modificações adotadas no circuito foram benéficas, ou seja, a adição escalonada de coletor (1/3 na célula scavenger) e o aumento no tempo de residência na célula scavenger.

Com o deprimido scavenger do ensaio de 26 de setembro foi realizado um ensaio de separação magnética na Inbras. O teste foi realizado via úmida, em dois estágios de separação magnética: a primeira separação ocorreu em tambor de média intensidade e o não-magnético deste estágio foi submetido à separação

em WHIMS de alta intensidade. Os resultados destas separações são apresentados na tabela 28.

Tabela 28 – simulação de separação magnética industrial – Mirai 07UF6

amostra	massa	teores (%)					AA/ SiO ₂ I
		SiO ₂ T	SiO ₂ Re	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA	
DSc 26/set não magnético	49,5	17,1	1,0	16,1	7,5	44,3	2,8
DSc 26/set mag. média int.	3,9	23,2	0,1	23,1	52,0	4,1	0,2
DSc 26/set mag. alta int.	46,7	16,2	0,1	16,2	42,8	13,3	0,8

A separação magnética na Inbras foi efetiva em aumentar o teor de alumina aproveitável do deprimido scavenger, de 31,1 para 44,3% no produto não-magnético, com recuperação de massa de 49,5%, contra 63,5% de massa do deprimido scavenger sem sofrer separação.

5.3. Ensaios com amostra de Mirai 07 – leves

5.3.1. Caracterização da amostra de Mirai 07 - leves

A usina da CBA em Itamarati de Minas tem um circuito de espirais concentradoras, desenvolvido para o beneficiamento do minério anfibolítico de Descoberto, mais rico em ferro que o minério gnáissico de Itamarati de Minas. A amostragem do produto leve da espiral em abril de 2007, gerando a amostra Mirai 07 leves, visou estudar o comportamento na flotação de uma amostra com menor teor de ferro, removido pelo circuito de espirais.

A análise granulométrica a úmido e as análises químicas por fração granulométrica são apresentadas na tabela 29. A remoção de parte do ferro nas espirais concentradoras enriqueceu o material em AA, quando comparado com a amostra Mirai 07 UF6. Assim como naquela amostra, a fração mais grossa é a mais rica em AA, e a mais pobre é a fração -0,297 +0,150 mm.

Tabela 29 – análise granulométrica - Mirai leves

fração	mm	massa		teores (%)				
		%	% acm	SiO ₂ T	ReSiO ₂	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA
-14+28#	0,600	2,2	2,2	11,2	3,4	7,8	11,7	42,4
-28+48#	0,297	7,5	9,7	32,6	4,7	27,9	9,6	28,0
-48+100#	0,150	34,0	43,7	48,3	2,5	45,8	6,7	21,5
-100+200#	0,074	30,4	74,1	41,4	1,8	39,6	10,7	25,4
-200#	-0,074	25,9	100,0	27,9	4,0	23,9	18,3	25,8
total		100,0		38,9	2,9	36,1	11,2	24,7
cabeça		-		38,0	2,9	35,1	11,9	24,8

A mineralogia da amostra de cabeça Mirai leves, determinada por difração de raios X é mostrada a seguir. Observa-se que a fase menos freqüente é o mineral pesado, neste caso a ilmenita.

quartzo	SiO ₂
gibbsita	Al(OH) ₃
crystalita	SiO ₂
caulinita	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄
ilmenita	FeTiO ₃
goethita (possível presença)	FeOOH

A observação das associações minerais foi feita por microscopia eletrônica de varredura (MEV) realizada em microscópio eletrônico LEO 440.

A figura 28 mostra o aspecto geral da amostra de cabeça. Ocorrem partículas de quartzo e de gibbsita liberadas, embora seja mais comum a presença de óxido de alumínio em partículas mistas, associado a ferro, silício e titânio. As mesmas considerações valem para a figura 29.

A figura 30 apresenta o detalhe da maior partícula à direita da figura 29. A fase AlSiO identificada é caulinita, pelo aspecto de placas empilhadas mostrado na metade direita da mesma figura. A presença de partículas mistas de gibbsita e outros minerais irá diluir o teor de AA no produto deprimido da flotação.

Figura 28 - aspecto geral da amostra de cabeça - Mirai leves

Figura 29 - aspecto geral da amostra de cabeça (2) - Mirai leves

Figura 30 - disseminação de caulinita em partícula de gibbsita – Mirai leves

5.3.2. Ensaios de bancada

Os 12 tambores referentes à amostra de Mirai 07 – leves da espiral foram peneirados na malha 48 Tyler (0,297 mm) e o passante atricionado e deslamado em microciclone de corte 10 µm. O *underflow* de deslamagem foi seco, homogeneizado em pilha alongada com retomada das pontas e retomado em alíquotas para alimentar o circuito piloto de flotação e para os ensaios de bancada. O balanço de massas destas operações é mostrado na tabela 30.

Tabela 30 – peneiramento e deslamagem - Mirai leves

	kg	%
+ 48#	267,3	12,5
- 48# + 10 µm	1.657,1	77,6
- 10 µm	210,9	9,9
	2.135,3	100,0

Nos ensaios de flotação em bancada foram ensaiadas várias dosagens de coletor e depressor, próximas àquelas que apresentaram melhores resultados nos ensaios com os demais minérios estudados. Os resultados de recuperação em massa e teores estão na tabela 31.

Tabela 31 – ensaios de bancada – Mirai leves

ensaio	rec (%) massa	teores (%)					rec (%)	
		SiO ₂ T	SiO ₂ Re	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA	AA	SiO ₂ I
FR 200/200	50,1	82,7	0,98	81,7	4,0	4,0	8,6	94,8
DR 200/200	49,9	5,1	0,57	4,5	14,3	42,9	91,4	5,2
FR 250/250	52,6	82,1	1,74	80,4	4,0	5,8	12,9	96,9
DR 250/250	47,4	3,4	0,52	2,9	16,0	43,5	87,1	3,1
FR 300/300	52,8	81,6	1,04	80,6	4,1	5,4	11,9	97,3
DR 300/300	47,2	3,4	0,89	2,5	15,1	44,5	88,1	2,7
FR 300/250	53,4	83,1	1,19	81,9	3,6	7,3	16,1	98,0
DR 300/250	46,6	2,7	0,70	2,0	15,7	43,5	83,9	2,0
FR 250/300	51,8	83,5	0,95	82,5	3,4	5,8	12,4	97,0
DR 250/300	48,2	3,6	0,82	2,8	14,4	44,0	87,6	3,0
FR 300/350	54,0	79,9	0,92	79,0	4,5	5,8	13,2	97,8
DR 300/350	46,0	2,7	0,62	2,1	16,1	44,8	86,8	2,2
FR 350/300	55,0	77,4	1,02	76,4	5,0	7,4	16,9	97,5
DR 350/300	45,0	2,9	0,51	2,4	16,0	44,5	83,1	2,5
alimentação	100,0	44,6	0,9	43,7	9,4	23,9	100,0	100,0

Nota-se que o melhor resultado foi obtido com 250/300, recuperando 48,2% de massa e 87,6% de alumina aproveitável no deprimido rougher, com um teor de 44,0 %.

5.3.3. Ensaio piloto

A partir dos resultados e experiência obtidos nos ensaios anteriores, foram programados os ensaios piloto usando a amostra de Mirai 07 leves da espiral.

Dado o bom resultado alcançado pela adição de uma célula scavenger, no ensaio piloto com a amostra UF6, optou-se por manter esta configuração nos ensaios piloto com a amostra leves da espiral. Foi ensaiada a variação da dosagem de coletor e o ponto de sua adição no circuito. O circuito não conseguiu estabilizar-se no teste com menor dosagem de amido (200 g/t), e portanto não foram feitas amostragens deste ensaio. As dosagens de reagentes e configuração do circuito encontram-se na tabela 32.

Tabela 32 – dosagens usadas nos ensaios de flotação piloto – Mirai leves

dia	Flotigam EDA	amido	pH	alimentação	% sólidos	configuração**
13/dez	250 + 80	250	10	65	60	1R, 1C e 2S
14/dez	250 + 0	250	10	65	60	1R, 1C e 2S
17/dez	300+90	250	10	65	60	1R, 1C e 2S
18/dez	320+100	250	10	65	60	1R, 1C e 2S
19/dez	320+100	200	10	65	60	1R, 1C e 2S

* X+Y = X g/t adicionados no rougher e Y g/t adicionadas no scavenger.

** refere-se à quantidade de células rougher (R), cleaner (C) e scavenger (S) utilizadas.

Os resultados dos balanços de massa e metalúrgico destes ensaios são apresentados na tabela 33. Nota-se que o melhor resultado foi obtido no dia 18 de dezembro, recuperando 85,4% da alumina aproveitável no deprimido scavenger com um teor de 42,3%, e com recuperação mássica de 45,3% antes da separação magnética. Após a separação magnética, este teor sobe para 54%, com recuperações mássica 28,8% e metalúrgica 81,2%.

Tabela 33 – ensaios piloto de flotação – Mirai leves

amostra	rec (%)			teores (%)					AA/ SiO ₂
	massa	AA	SiO ₂ I	SiO ₂ T	SiO ₂ Re	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA	
DSc 13/dez	66,2	93,5	31,1	22,0	0,7	21,3	13,7	33,9	1,6
DSc 13/dez mag	13,0			3,3	0,1	3,1	57,7	15,7	5,0
DSc 13/dez ñ-mag	53,1			26,9	1,4	25,6	5,4	39,5	1,5
FLC 13/dez	33,8	6,5	68,9	92,9	0,6	92,2	1,3	4,6	
FLR 13/dez				80,9	1,1	79,8	3,6	6,6	
FLSc 13/dez				76,9	0,7	76,1	4,5	9,2	
alimentação				46,0	0,7	45,3	9,5	24,0	0,5
DSc 14/dez	41,9	81,8	3,5	4,6	0,6	4,0	15,9	38,6	9,6
DSc 14/dez mag	11,3	10,4	0,4	2,3	0,5	1,8	54,2	18,1	10,1
DSc 14/dez ñ-mag	30,6	82,0	2,6	5,1	1,1	4,0	6,5	53,0	13,3
FLC 14/dez	58,1	18,2	96,5	80,8	1,2	79,6	4,1	6,2	
FLR 14/dez				59,0	1,1	57,9	7,2	17,2	
FLSc 14/dez				36,5	1,0	35,5	11,5	29,1	
alimentação		99,6		48,9	0,9	47,9	9,0	19,8	0,4
DSc 17/dez	48,2	78,6	6,8	7,1	0,7	6,3	17,2	41,5	6,5
DSc 17/dez mag	12,0	58,9	1,3	2,7	0,3	2,4	56,5	17,0	7,0
DSc 17/dez ñ-mag	36,3	57,2	7,9	12,5	0,9	11,6	6,2	50,0	4,3
FLC 17/dez	51,8	21,4	93,2	83,7	3,0	80,7	3,2	10,5	
FLR 17/dez				54,1	2,5	51,6	5,8	16,1	
FLSc 17/dez				51,6	2,3	49,4	10,5	18,6	
alimentação				46,8	1,9	44,9	9,9	25,5	0,6
DSc 18/dez	45,3	85,4	4,0	4,7	0,8	3,8	16,6	42,3	11,1
DSc 18/dez mag	16,5	21,5	0,8	2,6	0,6	2,1	44,6	25,0	11,9
DSc 18/dez ñ-mag	28,8	81,2	2,9	5,3	1,0	4,3	4,3	54,0	12,6
FLC 18/dez	54,7	14,6	96,0	79,7	4,7	75,1	4,6	6,0	
FLR 18/dez				46,2	2,2	44,1	11,2	21,7	
FLSc 18/dez				21,7	1,5	20,3	15,4	32,1	
alimentação		99,5		45,7	2,9	42,8	10,1	22,5	0,5

5.3.4. Avaliação dos produtos de flotação em microscópio óptico

As figuras 31 a 34 mostram o aspecto dos produtos de flotação piloto da amostra Mirai leves, fração -100+200#, observados em microscópio óptico. Esta fração foi escolhida para facilitar a visualização das partículas.

A diferença entre os produtos flotado cleaner e deprimido scavenger é evidente: o flotado cleaner é predominantemente composto por partículas de quartzo, enquanto que no deprimido scavenger predominam as partículas de gibbsita. A diferença entre os produtos magnético e não-magnético também é bastante clara.

Figura 31 - flotado cleaner

Figura 32 - deprimido tal qual

Figura 33 - deprimido não-magnético

Figura 34 - deprimido magnético

6. DISCUSSÃO DOS RESULTADOS

6.1. Sobre as amostras

Os minérios estudados apresentam grande variabilidade: de corpo para corpo, devido à diferença da natureza da rocha-mãe; e dentro do corpo de minério, devido às diferenças de intensidade do processo de laterização dentro do mesmo. Esta característica dificulta o desenvolvimento do processo e exige novos trabalhos de caracterização e ensaios de bancada cada vez que se recebe um novo material. No usina de beneficiamento do projeto Miraí, está prevista uma pilha de homogeneização antes da flotação, para minimizar os efeitos decorrentes desta variabilidade.

Eles apresentam uma origem geológica bem definida, diferente da dos outros importantes depósitos brasileiros de bauxita. A assembléia mineralógica típica do depósito estudado é: gibbsita, caulinita, goethita, quartzo e ilmenita.

A sílica insolúvel está na forma de quartzo, cujas partículas estão liberadas. A sílica reativa está associada aos argilo-minerais e aumenta nas frações mais finas, predominando na fração ultra-fina (*overflow* do cyclosizer). O ferro se distribui por todas as frações e aumenta na fração fina, presente na forma de ilmenita e goethita.

A gibbsita contém a alumina aproveitável. Ela apresenta-se parcialmente liberada, e em partículas mistas com minerais de ferro, quartzo e argilo-minerais. Portanto, o enriquecimento em alumina aproveitável na flotação será pequeno e irregular, arrastando sempre inclusões de minerais de ganga.

6.2. Sobre o processo

Embora a flotação de sílica insolúvel presente na bauxita seja um processo inovador, graças principalmente à experiência paralela da flotação da quartzo nos minérios itabiríticos, o processo pode ser considerado perfeitamente conhecido e fundamentado teoricamente.

É desejável obter no concentrado o máximo teor de alumina aproveitável e o mínimo de sílica reativa. Destes dois, o mais crítico é o segundo, pois durante

a etapa de digestão do processo Bayer, consome soda cáustica e rouba aluminato do licor. Ademais, a refinaria pode ser projetada para atender qualquer teor de alumina aproveitável na alimentação. Entretanto, o aumento de alumina aproveitável é interessante por razões econômicas (escala do empreendimento e aumento da recuperação), daí o interesse em reduzir a quantidade dos minerais de ganga no concentrado.

Nos ensaios em bancada, a recuperação de sílica insolúvel no flotado (rejeito) é máxima entre 300 e 400 g/t de amido e a 300 g/t de coletor. A recuperação de alumina aproveitável no deprimido é máxima com 200 g/t de coletor e 400 g/t de amido.

O ensaio de flotação piloto na usina de Itamarati de Minas mostrou a evolução duma quantidade significativa de lama, que inibia completamente a flotação e impedia que os resultados obtidos em bancada fossem reproduzidos. Estas lamas, aparentemente, eram desprendidas devido à atrição nos equipamentos de condicionamento e flotação.

A presença das lamas prejudica sempre a flotação. Embora represente pequena quantidade em massa, a área superficial dessas partículas finas é muito elevada, fazendo com que haja competição pelos reagentes entre elas e as partículas mais grossas, elevando o consumo de reagentes. Além disso, diminui a recuperação de massa do concentrado de bauxita, diminui a seletividade do processo e diminui o teor de alumina aproveitável no deprimido. Por isto, foi adicionada uma etapa de atrição e deslamagem prévias à flotação.

O tempo de atrição ótimo encontra-se no intervalo 0 a 2 minutos, possivelmente em torno de 1 minuto. Esta operação foi realizada com polpa a 60% de sólidos e pH 10,0 para facilitar a dispersão das partículas. Verificou-se que a atrição e deslamagem prévias foram efetivas, diminuindo em 50 g/t o consumo de coletor nos ensaios de bancada.

O condicionamento com amido mostrou-se fundamental para o desenvolvimento da flotação. Porém, ele deve ser feito de maneira cuidadosa para evitar o desprendimento de quantidades adicionais de lama. Para isto, para a operação da usina piloto, foi necessária a construção de um cilindro horizontal que atua como condicionador.

O tempo de residência encontrado para o minério de Mirai é de aproximadamente 100 segundos.

A configuração recomendada para o circuito de flotação é a adição escalonada de coletor (2/3 na célula cleaner e 1/3 na célula scavenger) e maior número de células scavenger.

O trabalho experimental permitiu também estabelecer os parâmetros de engenharia necessários para o projeto do circuito de finos de Mirai, apresentados na tabela 34.

Tabela 34 - parâmetros de engenharia

tempos de residência	
atrição	1 min
condicionamento	5 min
% sólidos	
atrição	60%
condicionamento	65 a 70%
alimentação	
rougher	28,7%
cleaner	35,7%
scavenger	21,7%
espuma	
rougher	35%
cleaner	45%
scavenger	30%
pH flotação	9,7 a 10,3
campo da separação magnética	6.000 G
inclinações (em relação à horizontal)	
calha de flotado cleaner	8°
calha de flotado rougher	8°
calha de flotado scavenger	14°
calha de entrada do condicionador	30°
calha de saída do condicionador	30°

7. CONCLUSÕES

No Brasil é corrente a concentração de bauxitas, prática não corriqueira ao redor do mundo, em que geralmente o minério ROM é tão somente britado e peneirado para alimentar a refinaria de alumina. Recentemente, foi construída a primeira usina de flotação de bauxita do mundo, na China, para remover a sílica insolúvel presente na bauxita e elevar a relação $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$, adequando o minério ao processo Bayer. Entretanto o minério chinês é o diaspórico, não encontrado no Brasil.

O desenvolvimento aqui apresentado trata-se, portanto, de processo pioneiro e inovador: a flotação da sílica insolúvel encontrada na bauxita, visando produzir um concentrado de uso metalúrgico. Não foram encontrados estudos que relatassem a concentração de gibbsita para este fim.

Este trabalho tem ainda a relevância de mostrar o aproveitamento de um rejeito industrial. Ao enriquecê-lo em alumina aproveitável, torna-se viável destiná-lo à produção de alumina, diminuindo a quantidade de material disposto na bacia de rejeitos, o que prolonga sua vida útil e diminui o impacto ambiental, além de melhorar a economia da usina. O princípio de conservação do recurso mineral também é obedecido.

Foram estudadas amostras provenientes de Mirai, de dois rejeitos da usina industrial. Em ensaios de bancada e de usina piloto, ficou demonstrada a viabilidade técnica da produção de concentrado metalúrgico através da flotação catiônica reversa da sílica insolúvel presente na bauxita. Os melhores resultados obtidos em escala piloto são apresentados nas tabelas 35 e 36.

A separação magnética do produto deprimido da amostra UF6 é necessária para eliminar os minerais de ferro. Estes minerais, assim como a gibbsita, também são deprimidos pelo amido de milho e reportam-se ao deprimido, diluindo seu teor de alumina aproveitável.

Tabela 35 - Mirai UF6 – 2007

coletor 250+80 g/t	produto	rec (%)		teores (%)			
		massa	AA	SiO ₂ Re	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA
depressor 200 g/t	DSc	63,5	92,3	0,5	8,8	27,0	31,1
	DSc ñ-mag	31,4	65,0	1,0	16,1	7,5	44,3
	FLC	36,5	7,7	0,4	84,9	5,2	4,5
	alimentação	100,0	100,0	0,5	36,5	19,1	21,4

Tabela 36 - Mirai – leves da espiral

coletor 320+100 g/t	produto	rec (%)		teores			
		massa	AA	SiO ₂ Re	SiO ₂ I	Fe ₂ O ₃	AA
<u>depressor</u> 250 g/t	DSc	45,3	85,4	0,8	3,8	16,6	42,3
	DSc ñ-mag	28,8	81,2	1,0	4,3	4,3	54,0
	FLC	54,7	14,6	4,7	75,1	4,6	6,0
	alimentação	100,0	100,0	2,9	42,8	10,1	22,5

Possivelmente o menor teor de ferro na amostra Mirai – leves da espiral (parte dele já havia sido removido na concentração em espirais) levou ao seu melhor desempenho nos ensaios de flotação, por ter menos partículas competindo pelo depressor.

O processo aqui desenvolvido pode ser aplicado no beneficiamento de finos de bauxita, como está sendo implantado no novo projeto Mirai da CBA, ou na recuperação de rejeitos, de forma a obter um produto passível de ser utilizado com fins metalúrgicos.

REFERÊNCIAS

ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DO ALUMÍNIO - ABAL. **Anuário estatístico 2006**. São Paulo, 2007.

ARAÚJO, A.C.; VIANA, P.R.M.; PERES, A.E.C. Reagents in iron ore flotation. **Minerals Engineering**, v. 18, p. 219-224, 2005.

BERGERMAN, M.G. **Produção mais limpa no tratamento de minérios**: caso da Companhia Brasileira de Alumínio, Mina de Itamarati de Minas, MG. 2003. 37 p. Monografia (Trabalho de Formatura) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2003.

BITTENCOURT, L.R.M. **The recovery of high-purity gibbsite from a brazilian bauxite ore**. 1989. 117 p. Thesis (Master of Science) – The University of Utah, Salt Lake City, 1989.

BITTENCOURT, L.R.M.; LIN, C.L.; MILLER, J.D. The flotation recovery of high-purity gibbsite concentrates from a Brazilian bauxite ore. In: LAKSHMANAN, V.I. **Advanced materials applications of mineral and metallurgical processing principles**. Littleton: Society for Mining Metallurgical and Exploration, 1990. p. 77-85.

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. **Flotação de carvão de Santa Catarina** (região do alto metalúrgico). 1982. 142 p. Tese (Doutorado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 1982.

CHAVES, A.P.; LEAL FILHO, L.S. Flotação. In: LUZ, A.B. et al. **Tratamento de minérios**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. p. 411-446.

CHAVES, A.P.; MASSOLA, C.P.; ANDRADE, C.F.; VIDAL, A.C. The practice of bauxite ores processing. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, 22., 2007, Ouro Preto. **Proceedings**. Ouro Preto: UFOP/UFMG/CDTN, 2007. p. 187-192.

CHAVES, A.P.; MASSOLA, C.P.; KURUSU, R.S.; ANDRADE, C.F. Concentration of bauxite fines via froth flotation. In: CONGRESSO INTERNACIONAL DO ALUMÍNIO, 3., 2007, São Paulo. **Coletânea dos trabalhos**. São Paulo: ABAL, 2007. p. 268 –276. 1 CD-ROM.

CLARIANT. **Literatura técnica – Flotigam EDA**. São Paulo, 2001.

CUNDIFF, W.H. Alumina. In: WEISS, N. (Ed.). **SME mineral processing handbook**. New York: SME, 1985. v.2, p. 19.3-19.20.

DAMASCENO, E.C.; FLÔRES, J.C.C. **A bauxita e a indústria do alumínio**. São Paulo: EPUSP, 1998. 26 p. (Boletim Técnico da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo, BT/PMI/077).

EQUIPE CLARIANT. A Clariant na mineração. In: CHAVES, A.P. (Ed.) **Teoria e prática do tratamento de minérios**. São Paulo: Signus Editora, 2006. v.4, p.410-421.

FERREIRA, D.A.; LEAL FILHO, L.S.; MARTINS, M.; LIMA, N.P. Depressão de minerais de ferro: influência da mineralogia, morfologia e pH de condicionamento. In: SEMINÁRIO DE REDUÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO E MATÉRIAS PRIMAS, 37; SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO, 8., 2007, Salvador. **Anais**. Salvador: ABM, 2007. v. 2, p. 589-597.

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)**. 2004. 31 p. Monografia (Trabalho de Formatura) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2004.

HABASHI, F. **Principles of extractive metallurgy**. New York: Gordon & Breach, 1970. v. 2.

HABASHI, F. Bayer's process for alumina production: a historical perspective. **Bulletin for the History of Chemistry**, v. 17/18, p. 15-19, 1996.

KURUSU, R.S. **Flotação de finos de bauxita**. 2005. 43 p. Monografia (Trabalho de Formatura) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2005.

LEAL FILHO, L.S. **Flotação de oximinerais**: teoria e prática voltada à solução de problemas brasileiros. São Paulo: EPUSP, 2000. 191 p. Brochura apresentado como fundamentação teórica para prova pública oral de erudição, em concurso para Professor Titular. (acesso restrito).

LEJA, J. **Surface chemistry of froth flotation**. New York: Plenum Press, 1982. 758 p.

LIU, Q.; ZHONG, H.; HU, Y.; ZHAO, S.; XIA, L. The role of cationic polyacrylamide in the reverse froth flotation of diasporic bauxite. **Minerals Engineering**, v. 20, p. 1191-1199, 2007.

LOPES, M.L.; CARVALHO, A. Gênese da bauxita de Mirai, MG. **Revista Brasileira de Geociências**, v. 19, n. 4, p. 462-469, 1989.

MÁRTIRES, R.A.C. Alumínio. **Sumário Mineral 2007**. Disponível em: http://www.dnpm.gov.br/assets/galeriaDocumento/SumarioMineral2007/aluminio_SM2007.doc. Acesso em: 15 fev. 2008.

MASSOLA, C.P.; CHAVES, A.P.; ANDRADE, C.F.; VIDAL, A.C. Reverse froth flotation of bauxites from the Zona da Mata area. In: ENCONTRO NACIONAL DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, 22.; MEETING OF THE SOUTHERN HEMISPHERE ON MINERAL TECHNOLOGY, 7., 2007, Ouro Preto. **Proceedings**. Ouro Preto: UFOP/UFMG/CDTN, 2007. v. 1, p. 431-437.

PAVLOVIC, S.; BRANDÃO, P.R.G. Adsorption of starch, amylose, amylopectin and glucose monomer and their effect on the flotation of hematite and quartz. **Minerals Engineering**, v. 16, p. 1117-1122, 2003.

PERES, A.E.C.; ARAÚJO, A.C. A flotação como operação unitária no tratamento de minérios. In: CHAVES, A.P. (Ed.) **Teoria e prática do tratamento de minérios**. São Paulo: Signus Editora, 2006. v.4, p.1-29.

QUEIROZ, L.A. **Emprego da atrição na deslamagem: efeitos na flotação reversa de minérios itabiríticos**. 2003. 117 p. Dissertação (Mestrado) - Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2003.

SALUM, M.J.G. Tratamento de minérios: avanços e desafios tecnológicos. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO, 10., 2003, Belo Horizonte. **Anais eletrônicos**. Belo Horizonte: IBRAM, 2003. 1 CD-ROM.

SAMPAIO, J.A.; ANDRADE, M.C.; DUTRA, A.J.B. Bauxita. In: LUZ, A.B. et al. **Rochas e minerais industriais**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2005. p. 279-303.

SANTANA, A.N.; PERES, A.E.C. Reverse magnesite flotation. **Minerals Engineering**, v. 14, p. 107-111, 2001.

SIQUEIRA, V. **Curso de extensão/especialização em economia mineral – alumínio**. Rio de Janeiro: UFRJ e Valer, 2006.

SMITH, R.W.; AKTHAR, S. Cationic flotation of oxides and silicates. In: FUERSTENAU, M.C. **Flotation**: A.M. Gaudin Memorial Volume. New York: AIME, 1976. v. 1, p. 87-117.

SUTULOV, A. **Flotación de minerales**. Concepción: Universidad de Concepción. Instituto de Investigaciones Tecnológicas, 1963. 331 p.

UNITED STATES GEOLOGICAL SURVEY. Disponível em <<http://www.usgs.gov>>. Acesso em: 15 mar. 2006.

XU, Z.; PLITT, V.; LIU, Q. Recent advances in reverse flotation of diasporic ores — A Chinese experience. **Minerals Engineering**, v. 17, p. 1007-1015, 2004.

WANG, Y.; HU, Y.; HE, P.; GU, G. Reverse flotation for removal of silicates from diasporic-bauxite. **Minerals Engineering**, v. 17, p. 63-68, 2004.