



UNIVERSIDADE FEDERAL DE ALFENAS

Campus Poços de Caldas

FELIPE ANDRÉ DE MELO BARBOSA

**ENSAIOS DE CONCENTRAÇÃO DE BAUXITA DE ALTO
TEOR**

Poços de Caldas/MG

2014

FELIPE ANDRÉ DE MELO BARBOSA

**ENSAIOS DE CONCENTRAÇÃO DE BAUXITA DE ALTO
TEOR**

Trabalho apresentado à disciplina de Trabalho de Conclusão de Curso II (ICT 218), do curso de Engenharia de Minas, na Universidade Federal de Alfenas, como requisito parcial para obtenção do grau de bacharel em Engenharia de Minas.

Orientadora: Dr.^a Daniela G. Horta .

Co-orientador: Dr. Maurício G. Bergerman.

Poços de Caldas/MG
2014

FELIPE ANDRÉ DE MELO BARBOSA

**ENSAIOS DE CONCENTRAÇÃO DE BAUXITA DE ALTO
TEOR**

A Banca examinadora abaixo-assinada, aprova o Trabalho apresentado à disciplina de Trabalho de Conclusão de Curso II (ICT 218), do curso de Engenharia de Minas, na Universidade Federal de Alfenas, como requisito parcial para obtenção do grau de bacharel em Engenharia de Minas.

Aprovada em: 23 de janeiro de 2014

Prof. Daniela Gomes Hortua

Instituição: UNIFAL - MG

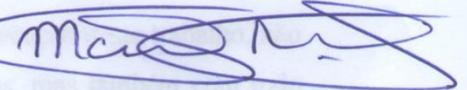
Assinatura:



Prof. MAURÍCIO GUIMARÃES BERGERMAN

Instituição: UNIFAL - MG

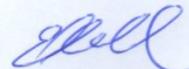
Assinatura:



Prof. Edmo da Cunha Rodovalho

Instituição: UNIFAL - MG

Assinatura:



AGRADECIMENTOS

Agradeço, primeiramente, à Professora Orientadora Daniela Gomes Horta, que, com seu largo conhecimento e experiência, contribuiu efetivamente para a execução deste trabalho. Agradeço, ainda, pela paciência, empenho e dedicação despendidos.

Ao Professor Co-orientador Maurício G. Bergerman, pela atenção e apoio que sempre me foram dados durante minha graduação. Deixo-lhe minha eterna gratidão por todas oportunidades que me foram creditadas, as quais me fizeram enriquecer profissional e pessoalmente.

Ao Professor Fabiano Cabañas Navarro, pela generosa contribuição com seus ensinamentos para elaboração deste trabalho.

Ao Conselho Nacional de Desenvolvimento Científico e Tecnológico - CNPq, pela oportunidade de participar do programa Ciência Sem Fronteiras, o qual contribuiu para o início da pesquisa realizada na Universidade de Utah, que serviu como apoio para execução do presente estudo.

Ao Professor Jan D. Miller, pelos seus valiosos ensinamentos e pela importante orientação da pesquisa realizada em Utah. Deixo-lhe meu respeito e grande admiração pessoal e profissional.

Ao Professor Xuming Wang, pela gentil atenção e orientação aos ensaios realizados em Utah, e por estar sempre disposto a contribuir com sua vasta experiência.

À Assistente de Pesquisas Jing Liu, pela atenção e paciência, dedicando-se a me ajudar e me orientar na execução e preparo dos experimentos realizados na Universidade de Utah.

À empresa Mineração Curimbaba, pela credibilidade dada a execução deste trabalho, não só com a gentil colaboração doando as amostras que foram utilizadas, mas também com todo auxílio técnico fornecido.

Às empresas Cytec e Akzo Nobel pela doação de reagentes.

À amiga Marcela Oliveira, pela generosa ajuda e pelo tempo gasto na colaboração deste trabalho e também pela sincera amizade.

Por fim, agradeço a meus pais e minha irmã, pelo incentivo, apoio e carinho, de fundamental importância para que eu pudesse concluir mais esta etapa de minha vida.

RESUMO

A Bauxita é um minério que contém hidróxido de alumínio e impurezas compostas, geralmente, por silicatos, óxidos de ferro (goetita e hematita), titânia, aluminossilicatos, entre outros. O minério de bauxita estudado neste trabalho é destinado à indústria de refratários, cujas especificações de mercado solicitam teor de óxido de ferro inferior a 2,5%. O objetivo deste estudo foi investigar a aplicação da rota de flotação direta na concentração do minério de bauxita proveniente de Barro Alto-GO. A amostra foi, inicialmente, cominuída e caracterizada. Em seguida, foram realizados ensaios de flotação para se investigar a influência da dosagem do coletor Hidroxamato-Cytec (264, 395 e 528 g/t), do pH (8,5; 9,5; 10,5) de flotação e do tempo de moagem (6, 8 e 10 min) na redução do teor de ferro. Observou-se que o aumento de dosagem do agente coletor conduziu a um aumento de recuperação metalúrgica de alumina (Al_2O_3) e consequente redução em seu teor além de aumento do conteúdo de Fe_2O_3 . Com mesmo valor de dosagem de coletor (395 g/t) verificou-se que o pH que proporcionou maior desempenho do processo de concentração por flotação foi de 9,5. O estudo da influência do tempo de moagem revelou que o maior tempo de moagem avaliado (10 min) rendeu resultados mais eficientes de recuperação metalúrgica de Al_2O_3 e teor, tanto de alumina como de contaminantes. O ensaio que conduziu a resultados mais apropriados foi aquele realizado com 395 g/t de coletor, pH 9,5 e 10 min de moagem. O resultado foi um concentrado com 3,74% de Fe_2O_3 , 60,00% de teor de Al_2O_3 e recuperação metalúrgica de 40,87%.

Palavras-chave: Bauxita, Flotação, Bauxita Refratária, Redução de teor de ferro.

ABSTRACT

Bauxite is an ore that consists of aluminum hydroxide minerals and impurities which are mainly composed by silicates, iron oxides (goethite and hematite), titanium oxides, aluminosilicates, among others. The studied bauxite ore is intended to the refractory industry, whose market specifications request for iron content lesser than 2.5%. The objective of this study was to investigate the applicability of direct flotation route so as to concentrate bauxite ore from Barro Alto-GO. The sample was initially comminuted and characterized. After that, it were accomplished flotation experiments in order to investigate the influence of collector (Hidroxamate-Cytec) dosage, flotation pH (8.5, 9.5, 10.5) and milling time (6, 8 e 10 min) on the reduction of the iron content. It was observed that the increase of collector dosage conducted to the increase in metallurgic recovery of alumina (Al_2O_3), and consequent decrease in its grade besides a rise in the Fe_2O_3 content. With the same collector dosage (395 g/t), it was found that the pH which yielded the greater performance of concentration by flotation was 9.5. The study of the influence of milling time revealed that the major milling time (10 min) produced more efficient results of Al_2O_3 recovery, and content of both alumina and contaminants. The experiment which conducted to more appropriated results was those carried out with 395 g/t of collector, pH 9.5 and 10 min of milling. The result was a concentrated with 3.74% of Fe_2O_3 , 60.00% of Al_2O_3 and metallurgic recovery of 40.87%.

Keywords: Bauxite, Flotation, Refractory Bauxite, Reduction of Iron Content

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	7
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	8
2.1. Bauxita: Propriedades e Aplicações	8
2.2. Reservas	9
2.3. Flotação de Bauxita.....	10
3. OBJETIVOS	13
4. MATERIAIS E MÉTODOS	14
4.1. Preparação da amostra.....	14
4.2. Caracterização.....	14
4.2.1. <i>Difração de Raio-X e Análise Microscópica.....</i>	<i>15</i>
4.2.2. <i>Fluorescência de Raio-X e análise de Grau de Liberação</i>	<i>15</i>
4.2.3. <i>Análise Granuloquímica.....</i>	<i>15</i>
4.3. Moagem.....	15
4.4. Ensaios de flotação	15
4.5. Análise química dos produtos dos ensaios de flotação	18
5. RESULTADOS E DISCUSSÃO	19
5.1. Caracterização da Amostra	19
5.2. Ensaios de Flotação.....	23
5.2.1. <i>Efeito da dosagem de coletor</i>	<i>24</i>
5.2.2. <i>Efeito do pH.....</i>	<i>26</i>
5.2.3. <i>Efeito do tempo de moagem.....</i>	<i>27</i>
6. CONCLUSÕES	30
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	31
ANEXO 1.....	32

1. INTRODUÇÃO

Alumínio é o terceiro elemento mais abundante na crosta terrestre, sendo a Bauxita o mineral de alumínio comercialmente mais importante. A bauxita consiste em um minério composto de hidróxido de alumínio e impurezas como silicatos, alumino-silicatos e óxidos de ferro. Além de ser a principal fonte para obtenção de alumínio metálico, a bauxita também possui aplicações nas indústrias de refratários, de reagentes químicos e de abrasivos (BITTENCOURT, 1990).

O Brasil é o terceiro maior produtor mundial de bauxita (12,7%), depois de Austrália (28,0%) e China (18,4%), de acordo com o sumário anual DNPM (2011). As principais reservas brasileiras estão situadas no estado do Pará (75%) e Minas Gerais (16%). As demais reservas estão distribuídas pelos estados do Maranhão, Amapá, Santa Catarina, São Paulo, Rio de Janeiro, Amazonas e Goiás (CETEM, 2001). A amostra estudada no presente trabalho é proveniente de Barro Alto (Goiás).

A bauxita brasileira apresenta teor de alumina (Al_2O_3) em torno de 45% a 55%. Para alimentar o processo metalúrgico de produção de alumínio (processo Bayer seguido de Hall-Héroult) o minério pode conter de 5 a 30% de Fe_2O_3 . Por outro lado, para os processos cerâmicos, a bauxita chamada refratária deve conter menos de 2,5% de Fe_2O_3 (CETEM, 2001).

O esgotamento das reservas de bauxita com baixo teor de impurezas tem estimulado o desenvolvimento de métodos de concentração deste minério. Flotação e separação magnética aplicadas individualmente ou em conjunto são os métodos mais estudados para tal finalidade. No entanto, quando os minerais ferrosos presentes na bauxita apresentam baixa susceptibilidade magnética (por exemplo, goetita), torna-se inviável economicamente aplicar-se apenas este método, devido ao elevado dispêndio energético para se chegar a um campo suficiente de separação (MARINO, 2012).

O método de flotação tem sido utilizado para a recuperação da gibsitita presente nos rejeitos do processo metalúrgico. No entanto, ainda são encontrados poucos trabalhos na literatura que utilizam flotação como técnica de concentração com o objetivo de reduzir o teor de ferro do minério (LOPES, 2009; MARINO, 2012).

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1. Bauxita: Propriedades e Aplicações

O nome bauxita foi designado 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 (CETEM, 2001).

Os depósitos de Bauxita são formados a partir de processos superficiais, especificamente em depósitos residuais. Tais depósitos são provenientes do intemperismo químico e da lixiviação de diversas rochas, que ocorrem principalmente em climas tropical e subtropical, caracterizados por elevadas taxas de precipitação pluviométrica. O minério que constitui os depósitos de bauxita contém óxidos de alumínio, argilominerais (principalmente caulinita), goethita, óxido de titânio, óxido de ferro e sílica (CETEM, 2001).

A bauxita pode ser constituída por três minerais de alumínio (Hidróxidos): gibsitita, bohemita e diásporo cujas principais características são exibidas na Tabela 1. Embora todos possam ser utilizados de forma semelhante, estes apresentam diferenças marcantes de caráter químico e físico. O diásporo é encontrado nas bauxitas de idade geológica mais antiga, como as do leste europeu, China e Grécia, enquanto nas demais ocorrências há predominância de gibsitita (principalmente nas zonas tropicais) e quantidades menores de bohemita (CETEM, 2001).

Tabela 1 – Principais características da bauxita.

	Gibsitita	Bohemita	Diásporo
Al₂O₃ (%)	64,5	85,0	85,0
Peso Específico	2,3-2,4	3,01-3,06	3,3-3,5

Fonte: Centro de Tecnologia Mineral - CETEM, 2001

Cerca de 90% da bauxita processada no mundo são destinados à produção de alumínio metálico, e 10% são usados para fins diversos tais como produção de materiais refratários e abrasivos, cimentos argilosos, produtos químicos (sulfato de alumínio), entre outros (CETEM, 2001). Na Tabela 2 está relacionada a tipologia da bauxita com suas especificações químicas para cada aplicação tecnológica.

Tabela 2 – Especificações da bauxita quanto à composição química.

Composição	Metalúrgica	Refratário	Química
Al₂O₃ (%)	45 – 55	Mín. 85	40 – 60
SiO₂ (%)	0 – 15	Máx. 11	5 – 18
Fe₂O₃ (%)	5 – 30	Máx. 2,5	Máx. 4
TiO₂ (%)	0 – 6	Máx. 3,5	0 – 6

Fonte: Centro de Tecnologia Mineral - CETEM, 2001

O Alumínio metálico, por sua vez, apresenta diversas aplicações em áreas como revestimento de espelho de telescópio, fabricação das folhas de alumínio utilizadas nas embalagens de alimentos, entre outras. Além disso, por exibir elevada condutividade elétrica, ductibilidade e baixa massa atômica, o alumínio é bastante empregado nas linhas de transmissão elétricas. Entretanto, este metal exibe baixa resistência, que é aumentada com a produção de ligas com outros metais como cobre, manganês, magnésio, silício e zinco. Tais ligas são utilizadas na construção civil, nas estruturas de aviões e automóveis, em sinais de trânsito, em dissipadores de calor, em depósitos de armazenamento, em pontes e utensílios de cozinha (MARQUES, 1999).

2.2. Reservas

Segundo o Sumário de 2011 do Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM), as reservas de bauxita no mundo estão estimadas em 27,4 bilhões de toneladas. O Brasil detém 2,603 bilhões de toneladas (9,5% do total), das quais 96% são bauxita do tipo metalúrgico e 6% de bauxita refratária (DNPM, 2011).

As principais reservas brasileiras estão situadas no estado do Pará e Minas Gerais. O Pará detém cerca de 75% das reservas (medida, indicada e inferida), sendo que os principais municípios produtores são Oriximiná, Paragominas e São Domingos do Capim. Minas Gerais participa com 16% da produção brasileira de bauxita com destaque para as cidades de Poços de Caldas, Ouro Preto e Cataguases. As demais reservas estão distribuídas pelos estados do Maranhão, Amapá, Santa Catarina, São Paulo, Rio de Janeiro, Amazonas e Goiás (CETEM, 2001). Os principais produtores são: Votorantim Metais, Mineração Rio do Norte, Vale, Alcoa, Novelis do Brasil e Mineração Curimbaba.

Com relação ao tipo de reserva, as de aproveitamento metalúrgico estão concentradas nos estados do Pará, Minas Gerais, Maranhão, Rio de Janeiro e São Paulo, enquanto as não metalúrgicas localizam-se no Amapá, Minas Gerais e Pará (DNPM, 2011).

2.3. Flotação de Bauxita

A flotação é um processo aplicado à separação de minerais com base em sua hidrofobicidade. O processo é realizado com a introdução de ar em suspensão aquosa do minério. As partículas hidrofóbicas aderem às bolhas e flutuam, já as hidrofílicas afundam e acompanham o fluxo da água no interior do equipamento de flotação. A seletividade da flotação é alcançada pela introdução de reagentes químicos que promovem a hidrofobicidade no mineral que se deseja flutuar. Tais reagentes são chamados agentes coletores (CHAVES, 2006; CHAVES, et al., 2010).

Além dos agentes coletores, modificadores e espumantes constituem o domínio dos reagentes de flotação. Os modificadores podem ser depressores, ativadores ou reguladores, dependendo de sua função no sistema. Depressores são modificadores utilizados para impedir a ação do agente coletor sobre um determinado mineral (ou grupo de minerais) que não se deseja flotar, reforçando o seu caráter hidrofílico. Ativadores, por sua vez, são modificadores que promovem a interação entre o agente coletor e o mineral que se deseja flotar. É adequado condicionar os depressores antes do coletor, pois é o depressor que tem caráter seletivo (CHAVES, 2006; CHAVES, et al., 2010).

Os reguladores são agentes modificadores que atuam no seio da solução e têm a função de gerar condições ótimas (pH, Eh, dispersão) para a atuação dos demais reagentes, sejam eles coletores, depressores ou ativadores. Por fim, os agentes espumantes são moléculas capazes de reduzir a tensão superficial da interface líquido-gás e aumentar a elasticidade das bolhas de ar, tornando-as mais estáveis e dispersas (CHAVES, 2006; CHAVES, et al., 2010).

Embora a flotação seja a operação de concentração empregada a 80% dos processos de beneficiamento de minérios do mundo, sua aplicação constitui uma nova rotina da indústria de produção de bauxita (MASSOLA et al., 2009). Estudos recentes têm demonstrado que a separação por flotação pode conduzir a um aumento na recuperação bauxita acompanhado pela redução do conteúdo de contaminantes (BITTENCOURT et al., 1990; MASSOLA et al., 2009; LIU, et al., 2010).

Bittencourt et al (1990), por exemplo, investigaram a possibilidade de se utilizar a técnica de flotação para concentrar uma amostra de bauxita gibsitica brasileira destinada à indústria de refratários, composta por 50% de gibsitita, 15% de caulinita e 35% de quartzo. Os autores conduziram ensaios de flotação direta e reversa cujas particularidades relevantes dos resultados são apresentadas abaixo:

- a) Na flotação reversa, alquil sulfato foi usado como coletor de quartzo em pH 2;
- b) Na flotação direta, um sal de amina quaternária foi usado como coletor de caulinita e gibsitita, em pH 6. Esta rota gerou um concentrado altamente puro de alumina (97,4% Al_2O_3 , base calcinada). A recuperação foi de 90%. (BITTENCOURT et al., 1990).

Marino et al (2013) estudou diferentes estratégias de flotação para a concentração de bauxita oriunda de Paragominas-PA, que apresenta como mineral de ganga, majoritariamente, caulinita e apresenta gibsitita, como mineral de minério. O depósito estudado exibe teores de alumina de 47,7% e 4,0% de sílica reativa. Seu perfil geológico apresenta 8 horizontes com diferentes espessuras e composições geoquímicas, dos quais foram estudados os minérios do horizonte denominado bauxita nodular (BN) e um horizonte com teores mais ricos denominado de bauxita nodular cristalina (BNC). Nesta pesquisa, foram avaliadas tanto estratégias de flotação reversa quanto de flotação direta. A flotação reversa da caulinita apresentou resultados satisfatórios sem o uso de deslamagem, utilizando como coletor um composto de ácido graxo/amina, sódio hexametáfosfato (SHMP) como depressor da gibsitita e amido como depressor do ferro. Além disso, nos ensaios de melhor desempenho, utilizou-se pH abaixo de 6. Os concentrados resultantes apresentaram relações alumina/sílica de 7,41 e 9,83 e recuperações de alumina de 55,9% e 70,9% para os minérios BN e BNC, respectivamente.

No mesmo trabalho, a flotação direta da gibsitita foi realizada com deslamagem prévia, em pH 10,5; utilizando como coletor de gibsitita alquil-hidroxamato/ácido graxo, carbonato de sódio e silicato de sódio como depressores de óxido de ferro e caulinita, respectivamente. Os concentrados apresentaram relações alumina/sílica de 8,44 e 10,58 e recuperações de alumina de 32,0% e 64,5% para os minérios BN e BNC, respectivamente (MARINO et al., 2013).

Diversos estudos sobre a flotação de bauxita foram conduzidos na China, que exibe 98% da bauxita oriunda de depósitos diaspóricos com baixa relação entre alumina e sílica ($\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$ entre 4 e 6). Vários trabalhos de flotação foram conduzidos no sentido de aumentar esta relação, por meio da redução do teor de sílica no minério (LIU et al., 2010). Os ensaios de flotação direta mostraram-se um método eficaz, contudo a flotação reversa obteve

menor custo e maior facilidade de operação. Liu et al (2010) estudaram o processo de flotação reversa de bauxita diaspórica utilizando um coletor catiônico (Gemini) de sílica e amido como depressor de bauxita. Os autores obtiveram, em ensaios de flotação em bancada, recuperação de Al_2O_3 de 71,7% e relação $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$ de 9,7 em pH 10 (LIU, et al., 2010).

3. OBJETIVOS

O trabalho teve como objetivo investigar as condições mais adequadas de concentração de gibsita por flotação direta com o intuito de reduzir teor de óxido de ferro. Com o estudo pretendeu-se:

- Caracterizar o minério de bauxita de Barro Alto - GO;
- Investigar a influência da dosagem do coletor de gibsita na resposta à flotação;
- Estudar o efeito do pH da flotação no desempenho da concentração;
- Avaliar o efeito do tempo de moagem na resposta à flotação.
- Avaliar a possibilidade do uso de separação magnética.

4. MATERIAIS E MÉTODOS

O procedimento experimental deste trabalho foi realizado em 3 etapas:

- a) Preparação das amostras;
- b) Caracterização;
- c) Ensaio de flotação.

A metodologia de desenvolvimento de tais etapas é apresentada, de maneira detalhada, a seguir.

4.1. Preparação da amostra

A amostra de bauxita estudada é proveniente da região de Barro Alto, ao norte do estado de Goiás, a 220 km de Goiânia. Foram recebidos cerca de 88 kg de amostra, que foram preparadas no laboratório de Engenharia da Universidade Federal de Alfenas (UNIFAL-MG). As amostras foram secas em estufa (a 60°C), britadas em britador de mandíbulas (Cotenco), e classificadas em peneira de malha quadrada de 1,70 mm (10 mesh Tyler) de abertura. O produto retido nesta peneira foi recirculado no mesmo britador até que mais de 90% do material da amostra fosse passante nesta malha.

O produto da britagem foi homogeneizado em uma pilha alongada, e em seguida quarteado e distribuído em sacos de aproximadamente 20-22 kg de amostra. O meio da pilha foi quarteado utilizando-se um quarteador Jones, procedimento que dividiu a amostra em duas partes, uma destinada às análises químicas (que foi a amostra “cabeça”) e outra à análise granulométrica.

4.2. Caracterização

Para a avaliação da estratégia mais adequada de concentração por flotação, é necessário conduzir-se a prévia caracterização da amostra. A caracterização da amostra foi realizada nos laboratórios da empresa que forneceu a amostra para este trabalho, sendo que todas as análises apresentadas neste trabalho foram feitas nas amostras em base seca. As análises que foram efetuadas são apresentadas a seguir.

4.2.1. Difração de Raio-X e Análise Microscópica

Foram realizados ensaios de difração de raio-X (DRX) e em lupa binocular a fim de se caracterizar a mineralogia da amostra e identificar como os minerais estão associados.

4.2.2. Fluorescência de Raio-X e análise de Grau de Liberação

Também foram efetuadas análises de fluorescência de raio-X (FRX) para caracterizar quimicamente a amostra, identificando os teores apresentados principalmente de sílica (SiO_2), alumina (Al_2O_3) e óxido de ferro (Fe_2O_3). Além disso, foram avaliados o grau de liberação da amostra com uso da técnica de contagem de grãos. Estas análises foram feitas no laboratório da empresa doadora das amostras.

4.2.3. Análise Granuloquímica

Em um peneirador suspenso, foi efetuada um análise granulométrica em parte da amostra que foi quarteada (cerca de 2 kg). As malhas analisadas foram limitadas pelas peneiras de 10# e 400#, com intervalos iguais ao produto entre a malha antecedente e à raiz quadrada de 2. O peneiramento foi feito a seco, com peneiras de malha quadrada. Todos produtos desta análise foram pesados e levados à análise química, por FRX, para se identificar a distribuição dos elementos de interesse e de ganga por faixa granulométrica.

4.3. Moagem

A amostra foi separada em padrões de 400g, previamente homogeneizados e quarteados, com a utilização de uma pilha alongada. Previamente aos ensaios de flotação, foi necessário efetuar a moagem da amostra, que foi realizada em diferentes tempos (6, 8 e 10 minutos) em moinho de barras (diâmetro = 20,5 cm e altura = 25,3) a 64 rpm.

4.4. Ensaios de flotação

Após a moagem, foram conduzidos ensaios de flotação direta de bauxita em bancada (célula de flotação CFB-1000N, da Engendrar). A massa do produto de moagem foi medida, e este adicionado a cuba de flotação juntamente com uma quantidade calculada de água até que

se obtivesse polpa com aproximadamente 60% de sólidos para o condicionamento com os reagentes de flotação.

Foram realizados dez ensaios de flotação que se diferenciam quanto à dosagem do coletor (264, 395 e 528 g/t), pH de flotação (8,5; 9,5 e 10,0), tempo de moagem (6, 8 e 10 min), número de etapas e deslamagem prévia. Um ensaio com tempo de moagem igual a 8 min foi realizado após deslamagem a úmido em peneira de 325#.

Como agente depressor utilizou-se amido de milho (maisena) gelatinizado com hidróxido de sódio (NaOH) com relação amido: NaOH igual a 5:2. Para gelatinizar o amido, foi elaborada uma solução de 5 g de amido e 2 g de hidróxido de sódio dissolvidos em 250 ml de água, resultando numa concentração de amido de 20.000 mg/l. O NaOH provoca o inchamento dos grãos do amido, e deste modo, aumenta a capacidade destes grãos em absorver a água, tornando-o solúvel (VIEIRA, 2010). O tempo de condicionamento do amido de milho na etapa rougher foi de 5 min, e 2 min nas etapas de limpeza (cleaner 1 e 2, e scavenger). A dosagem de amido de 400 g/t na etapa rougher foi mantida em todos os ensaios sem deslamagem prévia. Nos ensaios que contaram com etapas de limpeza cleaner, cleaner 2 e scavenger, houve dosagem adicional de 200 g/t de amido em cada etapa de limpeza.

Como agente depressor de silicatos utilizou-se silicato de sódio (dado pela Akzo Nobel). Uma solução mãe de silicato de sódio foi preparada com a adição de 5 g em 100 mL de água, resultando em concentração de 50.000 mg/l. A dosagem de silicato de sódio nas etapas rougher, cleaner 1 e cleaner 2 foi de 400, 200 e 200 g/t, respectivamente, nos ensaios sem deslamagem. O tempo de condicionamento do depressor de sílica foi de 2 min.

Utilizou-se como agente coletor Hidroxamato (AERO 6493 da Cytec) adicionado à célula de flotação *in natura*, por meio de seringa dosadora. O tempo de condicionamento com o agente coletor foi de 2 min em todas as situações em que houve dosagem. Na Tabela 3 encontram-se o tempo de moagem, além da dosagem de coletor e pH das etapas rougher, cleaner 1 e cleaner 2 de todos os ensaios realizados.

Além disso, o espumante F549 da Cytec foi utilizado para estabilizar as bolhas, melhorando a coleta, sendo adicionado 25 g/t, em um tempo de 30 segundos de condicionamento, apenas da etapa rougher.

O experimento de flotação foi iniciado com o condicionamento dos reagentes de flotação, de acordo com os seguintes passos:

1. Agente depressor de óxidos de ferro (amido);

2. Ajuste de pH com solução 10% de NaOH
3. Agente depressor de sílica (silicato de sódio);
4. Agente coletor (hidroxamato);
5. Espumante.

São apresentadas na Tabela 3, as particularidades que cada ensaio apresentou.

Tabela 3 – Particularidades dos ensaios de flotação no que concerne à dosagem de coletor, pH e tempo de moagem.

Ensaio	Tempo de moagem (min)	pH	Dosagem coletor rougher (g/t)	Dosagem coletor cleaner 1 (g/t)	Dosagem coletor cleaner 2 (g/t)	Dosagem coletor scavenger (g/t)
1	8	9,5	264	-	-	*
2	8	9,5	264	132	-	*
3	8	9,5	395	-	-	*
4	8	9,5	395	-	-	120
5	8	9,5	528	-	-	*
6	8	8,5	395	-	-	*
7	8	10,5	395	-	-	*
8	6	9,5	395	-	-	*
9	10	9,5	395	-	-	*
10**	8	9,5	540	-	-	*

Notas: *Não houve etapa de limpeza scavenger.

**Ensaio com deslamagem em 325#

Após condicionamento, ar foi introduzido à célula e conduziu-se a etapa *rougher* de flotação. Em seguida, conduziram-se as etapas *cleaner 1* e *cleaner 2*. No ensaio 4 se conduziu uma etapa *scavenger*. Antes de cada etapa de limpeza houve nova dosagem de reagentes e ajuste de pH.

Os produtos dos ensaios de flotação foram levados à estufa (a 90° C) para serem secados, pesados e, assim, encaminhados para análise química FRX.

Os ensaios 1, 3 e 5 se diferenciam em relação à dosagem de coletor. A partir do ensaio 4 a dosagem de 395 g/t se tornou a dosagem padrão para os ensaios sem deslamagem com

variação de pH e de tempo de moagem, com base na boa aparência visual da resposta deste experimento. Nos ensaios 3, 6 e 7 houve variação do pH do experimento com dosagem de coletor fixa em 395 g/t. Nos ensaios 3, 8 e 9 variou-se o tempo de moagem da alimentação (TABELA 3).

No ensaio 2 adicionou-se coletor tanto na etapa *rougher* (264 g/t) como na etapa *cleaner* (132 g/t). O tempo de condicionamento do coletor na etapa *cleaner* foi de 2 min.

O ensaio 4 foi conduzido com etapa de limpeza do afundado (*scavenger*). As dosagens de hidroxamato, amido e silicato de sódio na etapa *scavenger* foram de 120 g/t, 200 g/t e 200 g/t, respectivamente. Os tempos de condicionamento com estes reagentes, por sua vez, foram de 2 minutos para cada reagente.

Por fim, realizou-se um ensaio com a amostra deslamada (ensaio 10). Para isso, peneirou-se, a úmido, 3 padrões de 400 g já moídas durante 8 min, em uma peneira de malha quadrada de 325 mesh Tyler. Os produtos deste peneiramento foram secados e mensurados, e, então, com o produto retido do peneiramento fez-se uma pilha alongada e quarteou-se a mesma em padrões com aproximadamente 400 g de amostra. Com um destes padrões, foi alimentada a cuba de flotação e, em seguida, realizou-se o procedimento de ensaio de flotação, contudo, com alteração da dosagem de reagentes, já que, com a deslamagem, a área superficial média das partículas deste ensaio foi diminuída. Assim, para o condicionamento do amido na etapa *Rougher* foi dosado 300 g/t e a mesma dosagem foi usada para o silicato de sódio. Para o coletor, foi dosado uma quantidade mais alta (540 g/t), pois em malhas mais grosseiras, espera-se um maior teor de gibsitita (como será visto na Tabela 4). Foram realizadas, etapas *cleaner* e *cleaner 2* com dosagem de amido e silicato de sódio de 100 g/t e 2 min de condicionamento para cada reagente.

4.5. Análise química dos produtos dos ensaios de flotação

Após secos e pesados, os produtos dos ensaios de flotação, selecionados com base no balanço de massa (1, 3, 4, 5, 6, 7, 8 e 9), foram submetidos à análise química por FRX. Foram levados à análise química todos os produtos dos ensaios realizados, exceto dos ensaios 2 e 10. As análises químicas foram realizadas no laboratório da empresa que forneceu a amostra para este trabalho.

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1. Caracterização da Amostra

Para identificar as características mineralo-químicas da amostra estudada, foi realizada, primeiramente uma análise granuloquímica, e seus resultados estão sumarizados na Tabela 4.

Como se observa na Tabela 4, há homogeneidade nos teores de alumina com um decréscimo, não significativo, das partículas mais grosseiras para as mais finas. Os teores de sílica e óxido de ferro são mais heterogêneos, apresentando um aumento com a diminuição do tamanho das partículas.

Deve-se notar, que as partículas com tamanho superior a 1,7 mm não foram representativas, pois se apresentaram como poucos fragmentos de rocha e seus resultados não são expressivos a ponto de representar a amostra nesta faixa granulométrica e, por esse motivo, apresentou-se uma discrepância nos valores de teor de Al_2O_3 , SiO_2 e Fe_2O_3 da Tabela 4, nesta faixa.

A média de teores da amostra é apresentada no final na Tabela 4. Para a amostra de base seca, os teores foram de 58% de Al_2O_3 , 4,6% de SiO_2 e 5,2% de Fe_2O_3 , e a razão entre teores de sílica e alumina foi de 7,12. Para a amostra calcinada os teores foram maiores, devido a perda de água: 84% de Al_2O_3 , 6,6% de SiO_2 e 7,6% de Fe_2O_3 . Embora os teores de Al_2O_3 sejam elevados, a amostra deve ser concentrada para a remoção de óxidos de ferro que prejudicam a qualidade do produto final.

Devido ao baixo teor de ferro presente na amostra e ao objetivo do trabalho em reduzi-lo, é importante saber o grau de liberação característico destes minerais na amostra. Os resultados da análise de liberação, realizada por meio do método de contagem de grãos, indicaram que na faixa granulométrica entre 150 e 200 mesh Tyler (0,105 a 0,0074 mm) o grau de liberação de óxidos de ferro é de 85,62%.

Com a análise de DRX, foi possível determinar a composição mineralógica da bauxita estudada. Na Tabela 5 são apresentados os minerais encontrados e suas distribuições em 3 faixas granulométricas distintas.

Tabela 4 – Resultados da Análise Granuloquímica.

Abertura (mm)	Abertura (mesh Tyler)	Retido (%)	Base Seca				Base Calcinada			
			Al ₂ O ₃ /SiO ₂	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃ /SiO ₂	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃
+1.7	10	3,90	33.51	62.00	1.85	1.82	33.50	93.80	2.80	2.75
-1.700 +1.180	14	16,90	17.38	59.60	3.43	3.59	17.39	88.50	5.09	5.34
-1.180 +0.850	20	10,90	14.78	59.40	4.02	4.16	14.76	86.80	5.88	6.08
-0.850 +0.600	28	11,10	12.57	57.80	4.60	4.84	12.58	84.80	6.74	7.09
-0.600 +0.425	35	9,90	12.28	57.60	4.69	5.21	12.29	84.20	6.85	7.61
-0.425 +0.300	48	8,10	11.81	56.80	4.81	5.41	11.82	83.60	7.07	7.96
-0.300 +0.212	65	6,30	12.04	57.20	4.75	5.59	12.05	83.50	6.93	8.16
-0.212 +0.150	100	7,00	12.22	57.30	4.69	5.71	12.21	83.40	6.83	8.31
-0.150 +0.106	150	6,20	11.30	56.50	5.00	6.09	11.30	82.30	7.28	8.87
-0.106 +0.075	200	6,70	9.88	56.00	5.67	6.85	9.87	80.40	8.15	9.84
-0.075 +0.053	270	5,30	9.33	55.40	5.94	7.57	9.32	79.10	8.49	10.80
-0.053 +0.038	400	5,50	9.20	55.20	6.00	7.69	9.19	78.80	8.57	11.00
-0.038	coletor	2,30	9.26	55.20	5.96	7.84	9.26	78.70	8.50	11.20
Total calculado	_____	100	12.69	57.74	4.55	5.21	12.73	84.44	6.63	7.59
Total analisado	_____	_____	12.66	58.00	4.58	5.27	12.66	84.30	6.66	7.66

Tabela 5 – Resultados da análise mineraloquímica.

% de Minerais em Área	Faixa Granulométrica			Espécies Químicas	
	-28+35# (-0,59+0,42mm)	-48+100# (-0,30+0,15mm)	-150+200# (-0,105+0,074mm)		
Óxidos e Hidróxidos de Alumínio (Gibsita)	65,00	65,00	62,00	Fet	6,07
Minerais Argilosos + Caulinita	28,94	28,92	28,96	FeO	0,07
Quartzo	0,02	0,02	3,00	Fe₂O₃	8,58
Feldspato	0,01	0,01		SiO₂	15,00
Muscovita/Talco		0,01	0,01	Al₂O₃	50,34
Anfibólios	0,01	0,01		TiO₂	0,04
Carbonatos			0,01	MgO	0,04
Rutilo	0,02	0,02	0,02	CaO	0,13
Zircônio		0,01		K₂O	0,01
Total Transparentes	94,00	94,00	94,00	MnO₂	0,02
Goetita limonita + Lepidocrocita	5,00	5,00	5,44	P.F.	25,99
Agregados Limoníticos	0,96	0,95	0,51	Total	100,22
Hematita	0,02	0,02	0,02		
Magnetita	0,01	0,02	0,01		
Ilmenita	0,01	0,01	0,01		
Óxido de Manganês			0,01		
Total Opacos	6,00	6,00	6,00		

Óxidos e hidróxidos de alumínio (gibbsite) são os minerais predominantes na amostra e, de acordo com o laudo do laboratório de análises (Anexo 1), estão presentes como pequenos cristais tabulares (FIGURA 1 a) ou como cristais prismáticos (FIGURA 1 b), ou ainda como finos agregados granulares (FIGURA 1 c) tais como as argilas. Os minerais associados à gibbsite ou inclusos a ela são os compostos férricos (goethita, lepidocrocita, hematita e magnetita) e argilominerais (caulinita), como observado na imagem de microscopia óptica da Figura 2. Os grãos de lepidocrocita estão intercalados com os grãos de goetita e de agregados limoníticos, causando pigmentação nestes minerais (FIGURA 2).

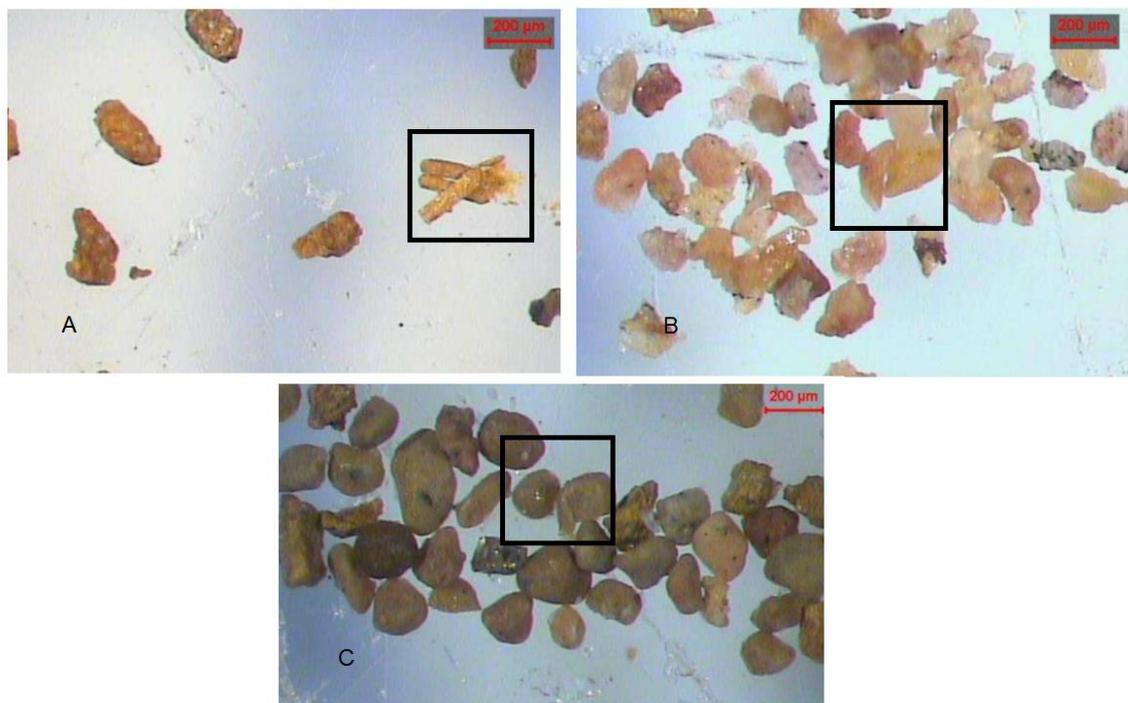


Figura 1 – Fotomicrografias dos grãos da amostra de bauxita estudada, retiradas do laudo das análises do laboratório da empresa doadora das amostras. A) Fração +150# com aumento de 50X: grãos de argila com impregnação/associação de hidróxidos de ferro. B) Fração +150# com aumento de 50X: Grãos de gibbsite mostrando impregnações de hidróxidos de ferro e, algumas vezes, contendo inclusões ou associações de óxidos e hidróxidos de ferro. C) Fração +100# com aumento de 50X: Grãos de argila.

As impurezas férricas presentes na amostra são majoritariamente compostas por goethita, limonita e lepidocrocita, minerais de baixo magnetismo. Além disso, existem traços de hematita e magnetita, em teores quase insignificantes. Tal análise corrobora com a afirmativa de que a flotação será o melhor método de concentração da amostra de bauxita em comparação com a separação magnética. Isto se deve ao fato de a amostra apresentar baixo teor de minerais férricos que exibem pouco magnetismo, e demandariam elevado campo

magnético, de aplicação inviável industrialmente, para que ocorresse a separação destes minerais da ganga.



Figura 2 – Fotomicrografia da fração +150# com aumento de 50X, retirada do laudo das análises do laboratório da empresa doadora das amostras: Grãos de gipsita mostrando leves impregnações de hidróxido de ferro, algumas vezes contendo inclusões/associações de óxidos e hidróxidos de ferro.

5.2. Ensaios de Flotação

Na Tabela 6 observam-se os resultados do balanço de massa dos 10 ensaios de flotação conduzidos neste estudo. O balanço de massa foi utilizado para selecionar os ensaios (3, 4, 5, 6, 7, 8 e 9) que foram enviados para a análise química por FRX para se determinar o teor e a recuperação metalúrgica dos elementos de interesse (Al_2O_3 , Fe_2O_3 e SiO_2). Os experimentos 2 e 10 foram excluídos por apresentarem mais de 45% da massa alimentada retida no afundado do primeiro estágio de flotação, o *rougher*. Embora o ensaio 5 também tenha resultado em porcentagem de massa retida no afundado *rougher* superior a 45%, este experimento não foi descartado por constituir o único ensaio realizado em pH 8,5. Considerou-se que tal ensaio é importante para a avaliação da influência do pH na resposta à flotação do minério de bauxita estudado.

A exclusão dos ensaios 2 e 10 significa que tanto a dosagem adicional do coletor na etapa *cleaner*, como a condução de uma etapa *scavenger* não correspondem a estratégias adequadas para a concentração. Assim serão comparados, adiante, apenas ensaios realizados por meio de três etapas *rougher*, *cleaner 1* e *cleaner 2*.

Tabela 6 – Balanço de massa (%) dos produtos dos ensaios de flotação.

Ensaio	Afundado Rougher	Afundado Cleaner	Afundado Cleaner 2	Flutuado Cleaner 2
1	47%	14%	12%	24%
2	58%	10%	7%	22%
3	39%	12%	11%	**
4	*	14%	12%	26%
5	36%	10%	8%	45%
6	49%	14%	11%	24%
7	36%	16%	13%	34%
8	35%	14%	13%	35%
9	33%	13%	13%	38%
10	60%	12%	#	#

Notas: *Ensaio com scavenger: Afundado scavenger = 42%; Flutuado scavenger = 4%

**Ensaio com terceiro cleaner: Afundado cleaner 3 = 14%; Flutuado cleaner 3 = 23%

#Ensaio sem cleaner 2: Flutuado cleaner = 26%

Para estudar as estratégias de flotação realizadas, na tentativa de se identificar uma rota ótima para a amostra investigada, foram avaliados os efeitos de três variáveis do processo, que serão vistos a seguir: a dosagem do coletor, o pH e o tempo de moagem.

5.2.1. Efeito da dosagem de coletor

Na Tabela 7 são exibidos os resultados de teor (Al_2O_3 , Fe_2O_3 e SiO_2) e recuperação metalúrgica de alumina dos concentrados dos ensaios realizados para as diferentes dosagens de coletor. A comparação entre os resultados de diferentes dosagens de hidroxamato é ilustrada na Figura 3.

Nas condições experimentais estudadas, a dosagem de coletor que resultou em menor teor de ferro (3,31%) no concentrado foi de 264 g/t. No entanto, a recuperação metalúrgica deste ensaio foi muito baixa (25,81%), o que indica perda elevada de gibsitita para o rejeito. O aumento da dosagem para 395 g/t conduziu a um acréscimo significativo de recuperação metalúrgica (39,02%), e conseqüente redução de teor de alumina (59,70%) acompanhado de aumento de conteúdo de ferro (4,33%). Com dosagem superior, de 528 g/t, embora tenha

havido maior recuperação metalúrgica (47,11% versus 39,02%), o concentrado exibiu menor teor de Al_2O_3 e maior teor de Fe_2O_3 (TABELA 7).

Tabela 7 – Resultados da análise química dos concentrados dos ensaios com diferentes dosagens de coletor (pH = 9,5 , dosagem de amido = 400g/t , dosagem de silicato de sódio = 400 g/t , tempo de moagem = 8 min).

Ensaio	Dosagem de coletor (g/t)	Al_2O_3 (%)	Fe_2O_3 (%)	SiO_2 (%)	Recuperação Al_2O_3 (%)
1	264	60,40	3,31	2,50	25,81
3	395	59,70	4,33	2,62	39,02
4	528	58,80	4,81	2,71	47,11

De maneira geral, a recuperação metalúrgica aumenta com o aumento da dosagem de hidroxamatao como observado na Figura 3. Como consequência, o conteúdo de Fe_2O_3 do concentrado aumenta significativamente com o acréscimo de dosagem.

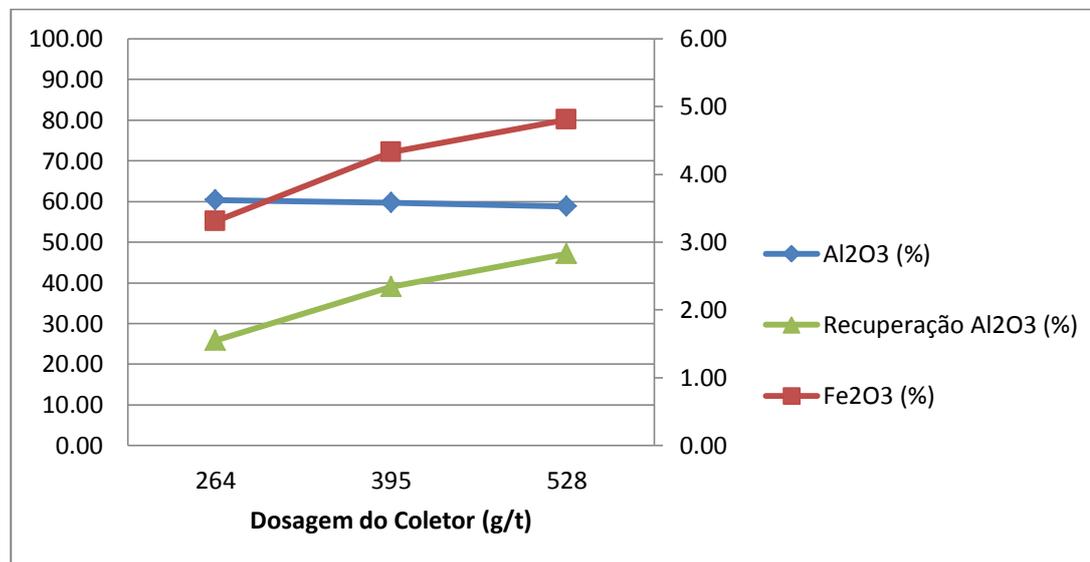


Figura 3 – Gráfico dos resultados das análises químicas dos concentrados em função da dosagem do coletor.

Barbosa (2013) obteve concentrado de flotação direta contendo 2,34% de Fe_2O_3 e 42,54% de recuperação de Al_2O_3 com dosagem de 264 g/t; e 3,51% de Fe_2O_3 e 66,79% de recuperação de Al_2O_3 com dosagem de 336 g/t, utilizando o coletor S9849 (Cytac) e condições similares de pH e dosagem de depressores.

Com base no aspecto dos ensaios de flotação (antes da execução da análise química por FRX), a dosagem de coletor de 395 g/t foi utilizada nos ensaios conduzidos em diversos valores de pH (8,5; 9,5; 10,5), que corresponde à próxima variável avaliada.

5.2.2. Efeito do pH

Com a dosagem do coletor fixada em 395 g/t, foram conduzidos ensaios com três valores diferentes de pH no processo de flotação: 8,5; 9,5; 10,5. Os resultados de teor e recuperação metalúrgica obtidos são apresentados na Tabela 8. A comparação entre os resultados de diversos pHs pode ser observada na Figura 4.

Tabela 8 – Resultados da análise química dos concentrados dos ensaios com diferentes condições de pH (dosagem de hidroxamato = 395 g/t, dosagem de amido = 400 g/t, dosagem de silicato de sódio = 400g/t, tempo de moagem = 8 minutos).

Ensaio	pH	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	SiO ₂ (%)	Recuperação Al ₂ O ₃ (%)
6	8,5	60,30	3,62	2,75	25,76
3	9,5	59,70	4,33	2,62	39,02
7	10,5	54,10	6,51	5,16	33,53

A redução de pH de 9,5 para 8,5 conduziu a maior remoção de minerais ferrosos (redução de Fe₂O₃ em aproximadamente 20%), sem alteração relevante no teor de Al₂O₃. No entanto, tal medida foi acompanhada por uma redução significativa na recuperação metalúrgica de alumina (34% menor). A perda de alumínio para o rejeito (redução de recuperação metalúrgica) pode ser explicada pela redução na atividade coletora do hidroxamato. Considerando-se que o pKa usual dos ácidos hidroxâmicos está em torno de 9, em pH inferior a este valor pode haver predominância da espécie protonada (ácido hidroxâmico), que não possui atividade coletora (LOPES, 2009).

Em contrapartida, o aumento do pH de flotação de 9,5 para 10,5 resultou em redução de teor e recuperação de Al₂O₃, além de aumento no conteúdo de contaminantes (Fe₂O₃ e SiO₂), como se observa na Tabela 8. A redução no desempenho da concentração por flotação em pH superior a 10 pode estar relacionada à contribuição de origem eletrostática na interação entre moléculas do coletor e a superfície dos minerais presentes, como elucidado no parágrafo que segue.

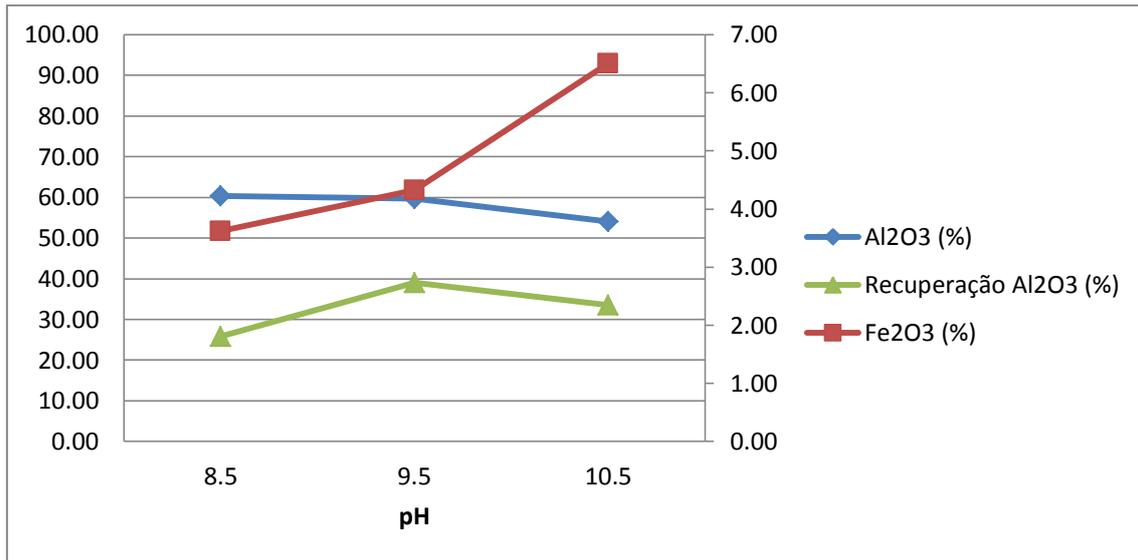


Figura 4 – Gráfico dos resultados das análises químicas dos concentrados em função das condições de pH.

De acordo com a literatura, o ponto isoelétrico da gibsita se encontra entre 10 e 11 (WIERENGA et al., 1998; ADEKOLA et al., 2011). Deve-se considerar que a adsorção de coletores na interface sólido/líquido de minerais está sujeita uma série de influências, dentre as quais se pode citar: eletrostática, que depende das cargas do coletor e da superfície; e química, quando a interação entre coletor e superfície leva à formação de uma nova espécie. No caso do hidroxamato, a maior contribuição para a adsorção do coletor na superfície da gibsita é química (LOPES, 2009). No entanto, o fato de coletor e superfície apresentarem cargas iguais (hidroxamato negativo e gibsita também negativa) em pH superior a 10, poderia dificultar a interação entre ambos.

5.2.3. Efeito do tempo de moagem

O terceiro parâmetro avaliado foi o tempo de moagem realizado anteriormente aos ensaios de flotação, que está diretamente relacionado à granulometria da amostra que alimenta os ensaios. Os resultados das análises químicas dos concentrados dos ensaios com diferentes tempos de moagem (6, 8 e 10 min) estão apresentados na Tabela 9 e Figura 5.

Tabela 9 – Resultados da análise química dos concentrados dos ensaios com diferentes tempos de moagem (dosagem de hidroxamato = 395 g/t, dosagem de amido = 400 g/t, dosagem de silicato de sódio = 400 g/t, pH = 9,5).

Ensaio	t_{moagem} (min)	Al_2O_3 (%)	Fe_2O_3 (%)	SiO_2 (%)	Recuperação Al_2O_3 (%)
8	6	59,40	4,51	2,22	37,14
3	8	59,70	4,33	2,62	39,02
9	10	60,00	3,74	2,05	40,87

A redução no tempo de moagem de 8 para 6 minutos resultou em redução de recuperação metalúrgica de Al_2O_3 (de 39,02% para 37,14%) e leve aumento no teor de Fe_2O_3 (4,33% para 4,51%). Por outro lado, o aumento no tempo de moagem de 8 para 10 min conduziu a um aumento de conteúdo e recuperação metalúrgica de Al_2O_3 , aliado a redução no teor dos principais contaminantes (minerais ferrosos e silicatos).

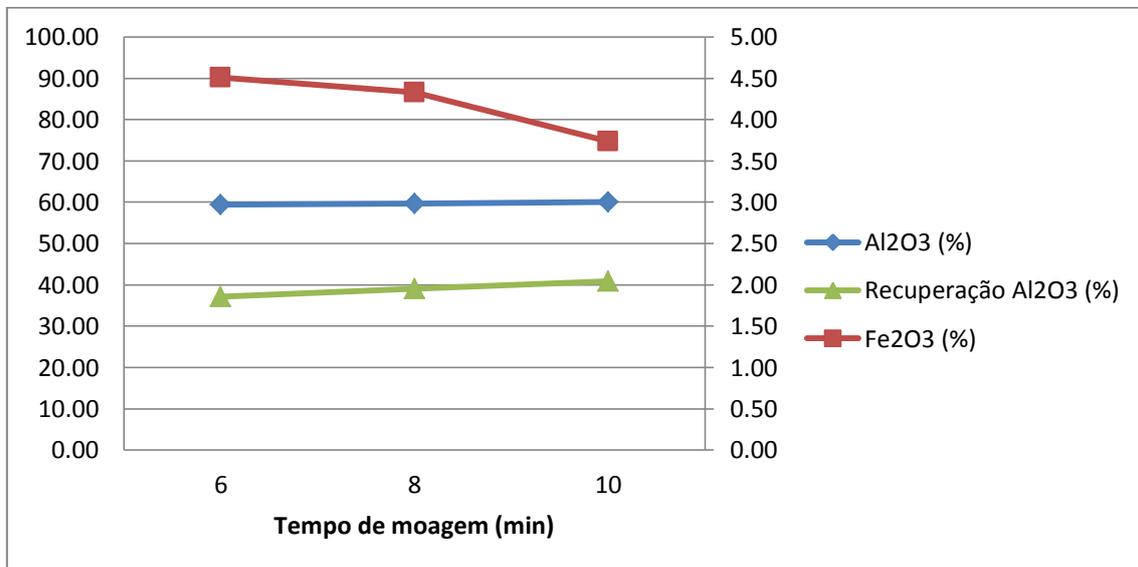


Figura 5 – Gráfico dos resultados das análises químicas dos concentrados em função dos tempos de moagem.

O desempenho mais adequado do processo de concentração por flotação após tempo de moagem de 10 minutos (TABELA 9 e FIGURA 6) pode estar relacionado à liberação das partículas das diferentes fases presentes. Segundo a análise de liberação realizada, entre 150 e 200#, as partículas apresentam 85% de liberação. De acordo com a distribuição granulométrica apresentada na Tabela 10, após 6, 8 e 10 minutos de moagem a porcentagem de partículas passantes em 170# é de 60, 67 e 72%, respectivamente. Apesar da maior quantidade de finos (11,8% passante em 325# versus 6,1 e 8,4% para 6 e 8 min de moagem, respectivamente), o tempo de moagem de 10 minutos pode ter conduzido a uma alimentação

com maior grau de liberação. Isto justificaria o melhor desempenho da concentração por flotação (TABELA 9 e FIGURA 5).

Tabela 10 – Distribuição granulométrica (porcentagem de massa retida na peneira) da amostra estudada após 6, 8 e 10 minutos de moagem.

Mesh (Tyler)	Faixa Granulométrica (mm)	Tempo de moagem (min)					
		6		8		10	
		Retido simples (%)	Passante Acumulado (%)	Retido simples (%)	Passante Acumulado (%)	Retido simples (%)	Passante Acumulado (%)
42	+0,354	0,0	100,0	0,0	100,0	0,0	100,0
60	-0,354+0,251	5,9	94,1	3,1	96,1	0,9	99,1
80	-0,251 +0,178	17,8	76,2	16,8	80,1	15,7	83,4
115	-0,178 +0,125	16,6	59,6	13,4	66,7	11,1	72,3
170	-0,125 +0,089	14,0	45,6	12,2	54,5	8,8	63,5
250	-0,089 +0,066	23,7	21,9	23,2	31,3	20,3	43,2
325	-0,066 +0,044	15,8	6,1	22,9	8,4	31,4	11,8
coletor	-0,044	6,1	0,0	8,4	0,0	11,8	0,0
Total		100,0		100,0		100,0	
	P₈₀ (mm)		0,335		0,225		0,190

Pode-se observar, através dos dados da Tabela 10, que o tempo de moagem de 10 minutos não gerou grande quantidade de partículas ultrafinas ($P_{80} = 0,190$ mm), que prejudicam o desempenho do processo de flotação. Deve-se ressaltar, ainda, a possibilidade de utilização de separação magnética como operação auxiliar para reduzir ainda mais o conteúdo de ferro da amostra de bauxita. Barbosa (2013) observou que o teor de ferro pode ser reduzido de 3,51% para 1,29% quando o concentrado de flotação direta foi seguido por separação magnética (em equipamento Ferrous Wheel de laboratório) com recuperação metalúrgica de 86,88%.

No entanto, as condições impostas pelo equipamento Wheel de separação magnética não são condizentes com a realidade industrial. Portanto, para se analisar o real efeito da separação magnética, ensaios em equipamentos industriais de escala laboratorial devem ser conduzidos.

6. CONCLUSÕES

Com base nos resultados obtidos pode-se concluir que:

- De acordo com o estudo do efeito da dosagem de coletor (264 para 528 g/t) no desempenho da flotação, observou-se um aumento de recuperação metalúrgica de Al_2O_3 e consequente decréscimo no teor de Fe_2O_3 com o aumento da dosagem de hidroxamato. Os valores de recuperação e teor de contaminante considerados mais adequados foram aqueles correspondentes à dosagem de 395 g/t (39,02% de recuperação de Al_2O_3 e 4,33 de Fe_2O_3)
- Entre os valores de pH de flotação investigados (8,5; 9,5 e 10,5), o valor de 9,5 foi o mais apropriado à concentração de gibsitita a partir a amostra de bauxita estudada.
- O maior tempo de moagem (10 min) conduziu a um melhor desempenho da concentração por flotação (recuperação metalúrgica de Al_2O_3 de 40,87% e teor de Fe_2O_3 de 3,74%), provavelmente devido ao aumento do grau de liberação da amostra.
- Entre as estratégias de flotação aplicadas, a utilização de 395 g/t de dosagem de coletor, pH 9,5 e tempo de moagem de 10 min foi a mais adequada para a concentração de gibsitita. O concentrado resultante contém 3,74% de Fe_2O_3 , valor que pode ser reduzido com aplicação subsequente de operação de separação magnética. No entanto, o valor de recuperação metalúrgica permaneceu inferior ao obtido com o mesmo minério e diferente coletor (40,87% com AERO 6493 versus 66,79% com S9849).
- É recomendado um estudo mais detalhado sobre o tempo de moagem, podendo este ser aumentado, já que, no tempo de 10 minutos, gerou-se poucas partículas ultrafinas que se aglomeram, prejudicando as interações entre as superfícies dos minerais e os reagentes. Pode-se também caracterizar os produtos (concentrado) dos ensaios que possuem, como variável de processo, o tempo de moagem. Através de uma análise do grau de liberação dos minerais do concentrado pode-se inferir o tempo ótimo de moagem.

REFERÊNCIAS

- ADEKOLA, F. et al. **Characterization of acid-base properties of two gibbsite samples in the context of literature results.** 2010. Disponível em: <<http://unilorin.edu.ng/publications/adekola/paper%20075.pdf>>. Acesso em: 8 jan. 2014.
- BITTENCOURT, L. R. M.; LIN, C. L.; MILLER, J. D. **The flotation recovery of high-purity gibbsite concentrates from Brazilian bauxite ore.** 1990. Dissertação (Mestrado) – The University of Utah, Salt Lake City, UT, 1990.
- BARBOSA, F. A. M.; et al. **Experimental Testing of Flotation Concentration in High Grade Bauxite Ore.** 2013. 42p. (Trabalho não publicado).
- CETEM, site da web. **BAUXITA CAPITULO 13.** 2001. Disponível em: <<http://www.cetem.gov.br/publicacao/CTs/CT2005-131-00.pdf>>. Acesso em: 23 jun. 2013.
- CHAVES, A. P.; **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios - A Flotação no Brasil.** v.4, 2. ed. São Paulo: Signus Editora, 2009. p. 1-30; 281-369.
- CHAVES, A. P. et al. **Tratamento de Minérios.** Rio de Janeiro: CETEM – Centro de Tecnologia Mineral, 2010. p. 468 – 513.
- DNPM, site da web. **SUMÁRIO MINERAL 2011.** Disponível em: <http://www.ibgm.com.br/admin/_upload/biblioteca/documento/477-DNPM-Estatisticasmineraias2011.pdf>. Acesso em: 23 jun. 2013.
- LOPES, G. M. **Flotação direta de minério de ferro.** 2009. 176 f. Dissertação (Mestrado) – Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2009.
- LIU, G.; XIA, L.; ZHONG, H. **Flotation techniques for separation of diaspore from bauxite using Gemini collector and starch depressant.** School of Chemistry and Chemical Engineering, Central South University. Changsha, China, 2010.
- MASSOLA, C. P. **Flotação reversa da bauxita de Mirai, MG.** 2008. 85 f. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2008.
- MARQUES, M. **Softciência: Alumínio Aplicações.** 1999. Disponível em: <<http://nautilus.fis.uc.pt/st2.5/scenes-p/elem/e01330.html>>. Acesso em: 23 jun. 2013.
- MARINO, S. M; MILLER, J. D; WANG, X. **The flotation of gibbsitic bauxite ore from Paragominas.** In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, 14, 2013, Goiânia. Anais... Goiânia: Tec , 2013. 1 CD-ROM.
- VIEIRA, A. G. **Flotação.** 2010. Disponível em: <<http://www.neconmg.com.br/galerias/56//APRESENTACAO%20ComponentesPrincipaisdaFlotacao.pdf>>. Acesso em: 10 jul. 2013.
- WIERENGA, A. M.; LENSTRA, T. A. J.; PHILIPSE, A. P. **Aqueous dispersions of colloidal gibbsite platelets: synthesis, characterization and intrinsic viscosity measurements.** 1998. Disponível em: <<http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S09277757972240>>. Acesso em: 10 jan. 2014.

ANEXO 1 – ANÁLISE MINERALOQUÍMICA REALIZADA POR UM LABORATÓRIO EXTERNO

MINERAL CONSTITUENTS WITH % ESTIMATED IN AREA	SAMPLE: <i>Bauxite (GO)</i>				CHEMICAL CALCULATED BY MINERALOGY Oxides with % by weight of 03 fractions / samples		
	RANGE			Fet			6,07
	+28+35 # +0,59+0,42mm	+48+65+100 # +0,30+0,21+0,15mm	+150+200 # +0,105+0,074mm				
Oxides + Aluminum hydroxide (Gibbsite)	65,00	65,00	62,00				
Clay Minerals + (Kaolinite)	28,94	28,92	28,96	FeO	0,07		
Quartz	0,02	0,02	3,00	Fe ₂ O ₃	8,58		
Feldspar	0,01	0,01		SiO ₂	15,00		
Muscovite/Talc		0,01	0,01	Al ₂ O ₃	50,34		
Amphiboles	0,01	0,01		TiO ₂	0,04		
Carbonates			0,01	MgO	0,04		
Rutile	0,02	0,02	0,02	CaO	0,13		
Zircon		0,01		K ₂ O	0,01		
Transparents Total	94,00	94,00	94,00	MnO ₂	0,02		
Goethite limonite + Lepidocrocite	5,00	5	5,44	P.F.	25,99		
Limonitic Aggregate	0,96	0,95	0,51	Total	100,22		
Haematite	0,02	0,02	0,02				
Magnetite	0,01	0,02	0,01				
Ilmenite	0,01	0,01	0,01				
Manganese Oxides			0,01				
Opaques Total	6,00	6,00	6,00				

Legend: <1% ~0,8%, Trace = 0,2% to 0,5%, Rare = 0,05% to 0,2% and, Extremely Rare <0,05%.

OBS.: A mixture of gibbsite, diaspore and boehmite (Alumina hydrates) + kaolinite and clay minerals in the sample are suggested further analysis by x-ray diffraction and / or SEM, to confirm the main mineral phases.

Liberation Level, Content and Berubé Coefficient of Oxides+ aluminum hydroxides (gibbsite) with area%.

RANGE	+150+200 # +0,105+0,074mm
(%)Liberation Level	85,62
(%)Content	61,87
(%)Berubé Coefficient	91,15

Berubé Coefficient: It consists in the calculation of average percentage area in the mineral of interest (oxide + aluminum hydroxide / gibbsite particles mineralized).

SOME COMMENTS:

Oxides + aluminum hydroxide (gibbsite) are the predominant minerals occur in small tabular crystals, prismatic and finely granular aggregates similar to clays.

Among the minerals associated with and / or included with the oxides, aluminum hydroxides + (gibbsite) are iron compounds (goethite and lepidocrocite) as well as hematite, magnetite and clay minerals + (kaolinite).

The lepidocrocite occurs interspersed with goethite + limonitic aggregates, causing pigmentation of other minerals.