



UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO
ESCOLA DE MINAS

DEMIN – DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE
MINAS



NATÁLIA MURTA LAGE

APROVEITAMENTO DO REJEITO DA BAUXITA DA MINA DE JURUTI
POR FLOTAÇÃO

OURO PRETO

2018

NATÁLIA MURTA LAGE

**APROVEITAMENTO DO REJEITO DA BAUXITA DA MINA DE JURUTI
POR FLOTAÇÃO**

Trabalho de conclusão de curso
apresentado à Universidade Federal de Ouro
Preto como parte dos requisitos para obtenção
do título de Engenheira de Minas.

Ouro Preto

2018

L174a

Lage, Natália Murta.

Aproveitamento do rejeito da bauxita da Mina de Juruti por flotação
[manuscrito] / Natália Murta Lage. - 2018.

35f.: il.: color; tabs.

Orientador: Profa. Dra. Otávia Martins Silva Rodrigues.

Monografia (Graduação). Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de
Minas. Departamento de Engenharia de Minas.

1. Beneficiamento de minério. 2. Flotação. 3. Bauxita. I. Rodrigues, Otávia
Martins Silva. II. Universidade Federal de Ouro Preto. III. Título.

CDU: 622.765

Catálogo: ficha@sisbin.ufop.br



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO E DO DESPORTO
Universidade Federal de Ouro Preto
Escola de Minas - Departamento de Engenharia de Minas

ATA DE DEFESA DE MONOGRAFIA DE FINAL DE CURSO

Aos 21 dias do mês de fevereiro de 2018, às 10h00min, no auditório do Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Minas - DEMIN/EM, foi realizada a defesa da monografia de final de curso de Engenharia de Minas requisito da disciplina MIN-491 – Trabalho de Conclusão de Curso II, pela aluna **Natália Murta Lage**, intitulado: **"APROVEITAMENTO DO REJEITO DA BAUXITA DA MINA DE JURUTI POR FLOTAÇÃO"**, sendo a comissão avaliadora formada por **Prof.^a Dr.^a Otávia Martins Silva Rodrigues** (orientadora), **Prof. M.Sc. Kennedy da Silva Ramos** e **Eng.^a de Minas Mariana Caroline Andrade Silva**.

Após arguição sobre o trabalho, a comissão avaliadora deliberou por unanimidade pela aprovação da candidata, com a nota 8,5 concedendo-lhe o prazo de 15 dias para incorporar no texto final da monografia as alterações determinadas/sugeridas pela banca.

A aluna fará jus aos créditos e conceito de aprovação na disciplina MIN-491 – Trabalho de Conclusão de Curso II após a entrega dos exemplares definitivos (Cd e cópia impressa) da versão final da monografia defendida, conforme modelo do CEMIN-2009, no Colegiado do Curso de Engenharia de Minas – CEMIN.

Para fins de registro, foi lavrada a presente ata que, depois de lida e aprovada é assinada pelos membros da comissão avaliadora e pela discente.

Ouro Preto, 21 de fevereiro de 2018.


Prof.^a Dr.^a Otávia Martins Silva Rodrigues
Presidente da Comissão Avaliadora e Professora Orientadora


Prof. M.Sc. Kennedy da Silva Ramos
Membro da Comissão Avaliadora


Eng.^a de Minas Mariana Caroline Andrade Silva
Membro da Comissão Avaliadora


Natália Murta Lage


Prof. M.Sc. José Fernando Miranda
Professor responsável pela Disciplina Min 491 – Trabalho de Conclusão de Curso

RESUMO

Este trabalho tem como ênfase o aproveitamento do rejeito da Mina de Juruti - Alcoa. Desse modo, pode-se diminuir a quantidade de material que é disposto nas bacias de rejeitos, prolongando sua vida útil e também diminuindo o impacto ambiental.

Inicialmente, foi feita a caracterização da amostra. Em seguida, foram realizados ensaios de flotação com diferentes reagentes, dosagens, pH e porcentagem de sólidos. Depois, os produtos das flotações foram levados para análise termogravimétrica, e assim pode-se comparar os resultados da flotação. A condição que apresentou melhor resultado foi: pH igual a 10, porcentagem de sólidos igual a 15%, dosagem do amido de 800 g/t e dosagem do Tomamine Q14-2 de 400 g/t.

Em seguida, foi proposto um fluxograma de "*rougher*", "*cleaner*", "*recleaner*" e "*scavenger*" para a concentração do rejeito, resultando em um concentrado com 46,14% de Al_2O_3 ; 4,76% de SiO_2 e 17,16% de Fe_2O_3 .

Palavras-chave: Bauxita, rejeito, flotação, recuperação de rejeitos.

ABSTRACT

This work emphasizes the reuse of tailings from a bauxite mining located at Juruti - Pará. Thus, it is possible to reduce the amount of material that is disposed in the tailings ponds, extending its useful life and also reducing the environmental impact.

First, a characterization study of the sample was made. Then, flotation tests with different reagents, dosages, pH and percentage of solids were performed. Afterwards, the flotation products were taken for thermogravimetric analysis, and so the flotation results could be compared. The best product result had the following particularities: pH equal to 10, solids percentage equal to 15%, starch dosage of 800 g/t and dosage of Tomamine Q14-2 of 400 g/t.

Lastly, it was proposed a sequence of "*rougher*", "*cleaner*", "*recleaner*" and "*scavenger*" to concentrate the tailing. It resulted in a concentrated with 46.14% of Al_2O_3 ; 4.76% of SiO_2 and 17.16% of Fe_2O_3 .

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Perfil litológico da mina de bauxita - Platô Capiranga	15
Figura 2: Fluxograma dos ensaios de flotação.	22
Figura 3: Curva de distribuição granulométrica acima de 400#	24
Figura 4: Curva de distribuição granulométrica abaixo de 400#	24
Figura 5: Relação de eficiência para 15% de sólidos.....	25
Figura 6: Relação de eficiência para 20% de sólidos.....	26
Figura 7: Difratoograma de raios-X da amostra de rejeito da bauxita	27
Figura 8: Resultados dos ensaios de flotação.....	29

ÍNDICE DE TABELA

Tabela 1: Teores rejeito bauxita	17
Tabela 2: Ensaios de flotação com diferentes reagentes, pH, % sólidos e dosagens... 21	
Tabela 3: Análise granulométrica da amostra	23
Tabela 4: Resultado da relação de eficiência	25

SUMÁRIO

INTRODUÇÃO	8
1. OBJETIVOS.....	9
1.1 Objetivo Geral	9
1.2 Objetivos Específicos	9
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	10
2.1 Mineração Sustentável.....	10
2.2 Bauxita.....	10
2.2.1 Flotação da Bauxita	11
2.3 Mina de Bauxita – Juruti, Pará	13
2.3.1 Beneficiamento da Bauxita em Juruti, Pará	15
2.3.2 Rejeito da Mina de Bauxita – Juruti, Pará.....	16
3. Materiais e Métodos	18
3.1 Amostra.....	18
3.2 Caracterização da amostra	18
3.2.1 Picnometria.....	18
3.2.2 Análise Granulométrica.....	19
3.2.3 Análise Granulométrica a laser (CILAS)	19
3.2.4 Calcinação	19
3.2.5 Difração de Raio-X	20
3.2.6 Análise Química	20
3.3 Reagentes	20
3.4 Ensaio de Flotação	20
4. RESULTADOS.....	23
4.1 Caracterização das amostras	23
4.1.1 Picnometria.....	23
4.1.2 Análise Granulométrica.....	23
4.1.3 Análise Granulométrica a laser (CILAS)	24

4.1.4 Calcinação	25
4.1.5 Difração de Raio-X	26
4.1.6 Análise Química	28
5. Conclusões	30
Referências Bibliográficas	31
Anexos.....	33

INTRODUÇÃO

O alumínio é um dos metais que mais está sendo utilizado atualmente devido a um ótimo desempenho e preços competitivos no mercado. Por ser leve, macio e resistente é muito utilizado em ligas que podem ser recicladas e reutilizadas. Também devido às suas características, o alumínio vem ganhando muitos setores, principalmente o da construção civil. Como consequência do crescente uso do metal, a exploração da bauxita tem-se destacado por ser a principal fonte para obter alumínio metálico.

O beneficiamento da bauxita é bastante simples, pois é basicamente uma lavabilidade eficiente do material para retirar os finos e ultrafinos, dessa forma garantindo teor necessário para as próximas etapas. Porém, devido ao alto consumo de água no processo e a grande quantidade de finos extraída, tem-se a necessidade de usar barragens para decantar os finos e reaproveitar a água.

A construção de barragens gera um grande impacto ambiental, principalmente na mina em questão, pois se encontra em meio a floresta amazônica. Também, gera grandes custos para a empresa, já que é uma obra de grande porte e alto risco.

Neste trabalho foi estudada a viabilidade da concentração do rejeito da bauxita, contribuindo com a diminuição do volume de material que são destinadas as barragens.

1. OBJETIVOS

1.1 Objetivo Geral

O trabalho teve como objetivo investigar condições de concentração do rejeito da bauxita utilizando a flotação reversa a fim de um possível reaproveitamento do material.

1.2 Objetivos Específicos

- Caracterizar da amostra de rejeito de Juruti - Pará;
- Investigar atuação de diferentes reagentes e dosagens na flotação;
- Estudar a concentração do rejeito de bauxita da Mina de Juruti.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 Mineração Sustentável

Com o passar dos anos tem-se verificado o aumento das reservas minerais. E, como consequência, o aumento de empresas no ramo. A maior produção de resíduos das minerações é uma consequência desse aumento, e então mais barragens de rejeito são construídas. Porém, a obra de uma barragem é complexa e cara, e o reuso do rejeito produzido pela mineração faz com que menos resíduo seja lançado nas barragens, diminuindo os custos de capital e operacional das construções e também o impacto ambiental. Levando em consideração esses fatores surgiu a ideia de reaproveitar esses resíduos, e então estudos têm sido feitos na busca por um desenvolvimento sustentável na mineração.

Segundo MOREIRA (2003), para que exista desenvolvimento sustentável é preciso atender as necessidades da atual geração, sem colocar em perigo a capacidade das futuras de satisfazer as suas. Para isso é preciso atender as demandas atuais utilizando de um manejo eficiente dos meios físicos e bióticos do ecossistema. Nesse contexto, a pressão sobre as empresas de onde são retiradas as commodities está cada vez maior. Da mesma forma, tem aumentado a preocupação e atenção sobre temas socioambientais por parte dos consumidores, sociedade e governo.

2.2 Bauxita

Atualmente a bauxita é a principal rocha-minério de alumínio na natureza. O prefixo baux é oriundo da localização da primeira identificação da rocha pelo geólogo francês Pierre Berthier, em 1821, uma província na França chamada de Les Baux. A definição do nome “*bauxite*” foi dada por A. Dufrênoy (RAMOS, 1982). Seu principal constituinte é a alumina (Al_2O_3), correspondendo a mais de 40% da sua composição.

A rocha bauxita tem composição de uma combinação de minerais de alumínio, os oxi-hidróxidos de alumínio, sendo os mais importantes a gibbsita, diásporo e boehmita. Os depósitos de bauxita variam de acordo com as quantidades desses minerais e de suas impurezas, como a sílica e os óxidos de ferro. De acordo com RODRIGUES (2012), a rocha ainda é classificada em dois tipos:

- 1) bauxita de grau metalúrgico: rocha com maior quantidade de gibbsita;
- 2) bauxita de grau refratário: rocha apresenta maior quantidade de diásporo.

É avaliado que as reservas mundiais conhecidas de bauxita somam em torno de 70 bilhões de toneladas. As reservas brasileiras de bauxita estão entre as maiores do mundo, ficando, atualmente, em terceiro lugar com 2600 milhões de toneladas (ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DO ALUMÍNIO, 2017).

O alumínio é o terceiro elemento mais abundante na crosta terrestre, porém não é comum à sua ocorrência metálica na natureza. Foi constatada sua maior ocorrência em combinação com outros elementos, principalmente com o oxigênio, formando a alumina, sendo essa a sua principal fonte natural (CETEM, 2005). São necessárias cinco a sete toneladas de bauxita para a produção de duas toneladas de alumina (óxido de alumínio), que no fim se transformam em uma tonelada de alumínio.

2.2.1 Flotação da Bauxita

O processo de flotação é uma separação feita numa suspensão em água (polpa). A diferenciação entre as espécies minerais é dada pela hidrofobicidade da partícula, ou seja, a capacidade de se prender às bolhas de gás (geralmente ar). Sendo assim, as partículas hidrofóbicas aderem às bolhas e se deslocam para a superfície, enquanto que as demais partículas acompanham o fluxo da água. A hidrofobicidade da partícula é alcançada devido a reagentes químicos misturados na polpa, são os agentes coletores (CETEM/MCT, 2010).

De acordo com MASSOLA (2008), mesmo a flotação sendo empregada na maioria dos processos de beneficiamento de minérios, sua aplicação no minério bauxítico não é comum. Porém, estudos recentes mostram que a separação da bauxita por flotação pode levar a um aumento na recuperação e também na redução de contaminantes (BITTENCOURT et al, 1989; MASSOLA, 2008; RODRIGUES, 2012).

A China apresenta depósito com baixa relação mássica de alumina/sílica. Devido a isso os chineses vem desenvolvendo várias pesquisas relacionadas à flotação de caulinita, onde estuda-se o aumento dessa relação mássica com um custo baixo de processo de separação para que o processo Bayer seja aplicado. Nos estudos de XU, PLITT e LIU (2004) são apresentados diferentes reagentes, dosagens e valores de pH testados. Porém o minério da China difere do brasileiro, pois o principal mineral minério é o diásporo, constituindo 98% dos depósitos chineses, enquanto que o brasileiro é a gibbsita. Diante disso, tem-se muitos estudos de origem chinesa e pouco sobre minérios bauxíticos composto por gibbsita e caulinita. Para RODRIGUES (2012), um ponto

crucial na flotação de caulinita em minérios bauxitos é encontrar reagentes mais seletivos ou específicos no mercado mineral.

Os depósitos brasileiros estão em duas áreas principais: no Norte do país (estado do Pará) e no Sudeste (estado de Minas Gerais). Além de conter alto teor de alumina, o minério de bauxita do Pará contém principalmente caulinita como mineral de sílica, enquanto que em Minas Gerais os depósitos contêm ambos caulinita e sílica (MARINO, 2013).

No trabalho desenvolvido por BITTENCOURT, LIN e MILLER (1989) foi estudado a possibilidade de usar a flotação para concentrar uma amostra de bauxita gibbsita brasileira usada na indústria de refratários. As impurezas principais da amostra eram quartzo e caulinita, e usou-se sulfatos alcalinos como coletores nos ensaios. O resultado foi um concentrado de 93% de Al_2O_3 e uma recuperação de 96%.

MASSOLA (2008) realizou pesquisas com rejeito de bauxita da usina de Itamarati de Minas, operada pela Companhia Brasileira de Alumínio (CBA), agora denominada Votorantim Metais e Alumínio. Foi estudada a recuperação da gibbsita no rejeito, que também contém sílica insolúvel. Usou-se amido como depressor e amina como coletor em um pH igual a 10. Assim, os minerais que contém ferro acompanham a gibbsita. Como consequência foi necessário fazer uma separação magnética para que o produto se adequasse aos teores requeridos. No ano seguinte GANCEV (2009) deu continuidade nos experimentos. Foram feitos ensaios de flotação com recirculação de produtos em um circuito composto por cinco etapas de "*rougher*", "*cleaner*" e "*scavenger*". Pode-se chegar a um concentrado com recuperação mássica de 13,3% e recuperação de alumina aproveitável de 60,4%.

O trabalho de RODRIGUES (2012) apresentou condições para separar caulinita em minério de bauxita e de ferro utilizando a flotação. Primeiro estudou-se diferentes tipos de reagentes e dosagens com as amostras puras. Depois, foi selecionada a condição de maior seletividade e feitos os ensaios de flotação em bancada. Para o minério de bauxita utilizou-se o coletor AQ142 na presença de amido e o coletor brometo de cetil trimetilamônio (CTAB). Pode-se alcançar uma relação mássica de Al/Si igual a 25. Nos ensaios que utilizaram o coletor CTAB obteve-se valores de recuperação entre 70% e 90%.

MARINO et al (2013) estudaram estratégias usando a flotação para concentrar bauxita proveniente de Paragominas – PA, onde a caulinita é o mineral de ganga e a gibbsita o mineral minério. Esse depósito apresenta teores de alumina de 47,7% e de sílica reativa 4%. No estudo foram avaliadas estratégias de flotação reversa e direta. Na flotação reversa utilizou-se como coletor um composto de ácido graxo/amina, sódio hexametáfosfato, e o amido como depressor da gibbsita e do ferro. Os resultados foram satisfatórios, apresentando relações alumina/sílica de 7,41 e 9,83 e recuperações de alumina de 55,9% a 70,9% para dois tipos de minérios existentes no depósito. Nos testes usando a flotação direta da gibbsita os concentrados apresentaram relações alumina/sílica de 8,44 e 10,58 e recuperações de alumina de 32% e 64,5%.

O minério de bauxita estudado por BARBOSA (2014) é destinado à indústria de refratários, proveniente de Barro Alto, Goiás. Realizou-se ensaios de flotação com o intuito de pesquisar 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. Pelo resultado notou-se que o aumento da dosagem do coletor acarretou o aumento da recuperação metalúrgica de alumina (Al_2O_3), portanto o aumento do conteúdo de Fe_2O_3 . Com mesmo valor de dosagem de coletor verificou-se que o pH igual a 9,5 proporcionou maior desempenho do processo de concentração.

2.3 Mina de Bauxita – Juruti, Pará

A mina de Bauxita está localizada a 52 km do município de Juruti, no Oeste do estado do Pará. A reserva está estimada em 700 milhões de toneladas métricas, possuindo um dos maiores depósitos de bauxita de alta qualidade do mundo (FGV, 2009). No ano de 2016 a mina produziu 7,2 toneladas métricas no ano.

A área das jazidas encontra-se dentro da unidade de relevo denominada de Bacia Sedimentar Amazônica e, mais especificadamente, no planalto rebaixado da Amazônia – Médio Amazonas. Esta área é caracterizada pela presença, na planície fluvial do Rio Amazonas, de platôs com 100 a 160 m de altitude, em cujos topos se encontram os depósitos de Bauxita Laterítica e por uma região intermediária formada por pequenas colinas, com altitudes de 35 a 90 m, que circunda estes platôs (ALCOA, 2015).

Os depósitos de bauxita da Amazônia Oriental são considerados tipo “blanket” (PATTERSON, 1967), são formados “in situ” por processos de intemperismo em rochas sedimentares clásticas, sob condições climáticas tropicais úmidas. Estes depósitos

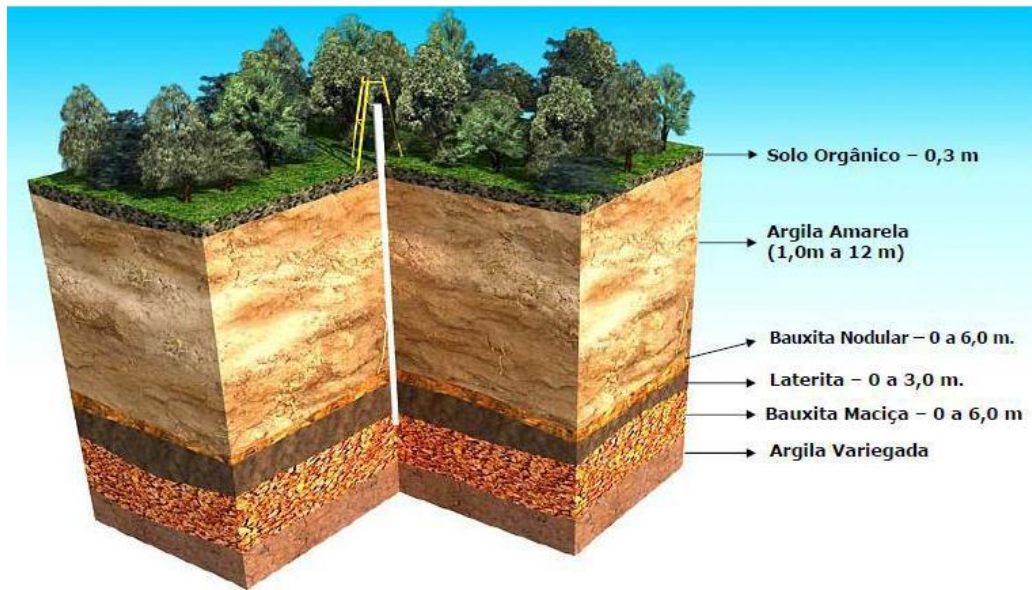
caracterizam-se por apresentar espessura de ordem métrica, e por apresentarem acentuadas variações de alumínio, sílica e ferro.

O depósito de Juruti corresponde a um horizonte laterítico localizado no topo da sequência litológica e pode ser dividido em três zonas distintas: argila bel-terra, zona de laterita concrecionária e argila variegada. A zona laterítica pode ser subdividida em três subzonas: Bauxita Nodular, Laterita Ferruginosa e Bauxita Maciça (MRN, 2008).

O perfil litológico da área da mina de Juruti é descrito e ilustrado na *Figura 1* abaixo, topo para base, tem-se:

- Solo Orgânico: Formado por material decomposto, apresenta espessura média de 30 cm.
- Argila de decapeamento: Espessura varia de 1 a 12m, composta por argila amarela a amarela escura, ou também chamada de Argila Belterra.
- Bauxita Nodular: Esse horizonte pode chegar a uma espessura de 6m e é representado por nódulos de gibbsita de tamanho variado dentro de uma matriz caulinítica.
- Laterita ferruginosa: A espessura desta camada pode variar de poucos centímetros a 3m. Esse horizonte é bem característico por causa da presença de altas concentrações de Fe_2O_3 .
- Bauxita Maciça: Trata-se de um horizonte com espessura de poucos centímetros a 6m, formado essencialmente por gibbsita, hematita e caulinita.
- Argila Variegada: Composto de argila caulinítica de cores variegadas, predominando o avermelhado e o arroxeado, eventualmente alguma gibbsita.

Figura 1: Perfil litológico da mina de bauxita - Platô Capiranga (ALCOA, 2015).



O depósito de Juruti sendo um horizonte laterítico, utiliza o método de lavra a céu aberto tipo por tiras ("*strip mining*"), para um melhor aproveitamento desta reserva. As operações unitárias desse método são a supressão vegetal, retirada do solo orgânico, decapeamento e extração da bauxita. Por conta da localidade, a mina de Juruti tem uma preocupação em fazer um inventário florestal, no qual todas as espécies de fauna e flora são analisadas e catalogadas. O procedimento ao se derrubar as árvores é aproveitar as toras para uso futuro da madeira como um projeto social nas comunidades, enquanto os galhos e raízes são utilizados no método de reutilização e recuperação das áreas já lavradas, através do método da nucleação (ALCOA, 2015).

2.3.1 Beneficiamento da Bauxita em Juruti, Pará

O principal parâmetro a ser analisado no beneficiamento do minério de bauxita é a lavabilidade (utilizando métodos físicos), ou seja, a capacidade de retirar as impurezas e tornando o minério mais puro. O processo se resume em lavagem, desagregação, separação e classificação granulométrica da bauxita, e por causa da presença de argila, todo o sistema de beneficiamento é feito via úmido, ou seja, com adição de água.

Em Juruti, a primeira etapa do processo é a britagem do ROM, que consiste em dois britadores de rolos dentados consecutivos. Após a cominuição, o material segue para a usina de classificação.

A primeira etapa de beneficiamento é no conjunto *scrubber-trommel*, um lavador rotativo, também conhecido como *drum scrubber*, onde ocorre a desagregação do material fino presente na bauxita. Uma vez separado o material fino do granulado, o material é desaguado no *trommel*. Assim a fração retida (*oversize*) acima dessa granulometria é descarregado em uma correia transportadora e segue para um rebitador. O material passante (*undersize*) segue para o peneiramento primário.

O rebitador é um britador de rolos dentados que recebe o retido dos lavadores. O *oversize* segue para uma correia transportadora e depois para o pátio de produto final. O passante é descarregado por gravidade em um tanque e rebombeado para os circuitos de finos da usina.

O *undersize* do lavador segue por gravidade para o peneiramento primário. É um conjunto de duas peneiras, com dois deques cada, ambas vibratórias. O *oversize* é descarregado em um *shut* que alimenta a correia transportadora de grossos que segue para o pátio de produto lavado, enquanto o *undersize* alimenta o peneiramento secundário.

O material retido segue para a correia transportadora de grossos, enquanto o passante segue por gravidade para o tanque de repolpagem. Há adição de água de processo para diluição da polpa, pois é necessário manter o nível do tanque, para se obter uma diluição aceitável (controle do percentual de sólidos para a ciclonagem), e, obviamente, para manter o fluxo contínuo do sistema. E assim finaliza o circuito de grossos, que tem faixa granulométrica de 1,4mm a 25,4mm.

A classificação dos finos é feita por diferentes baterias de hidrociclones, que tem por objetivo a deslamagem e concentração do minério, gerando dois tipos de produto, os finos com faixa granulometria de 0,150mm a 1,4mm e os superfinos com faixa de 0,037mm a 0,150mm. Partículas com tamanho inferior que 400# (0,037mm) são ultrafinos e consideradas rejeito.

2.3.2 Rejeito da Mina de Bauxita – Juruti, Pará

O rejeito gerado pelo overflow da ciclonagem de 10 polegadas (254 mm) é descartado para um tanque e depois bombeado para a lagoa de espessamento (LE) por uma tubulação de aproximadamente 30 polegadas (762 mm). Essa tubulação lança esse material com 5-10% de sólidos (maior parte do material é ultrafinos), em média, na lagoa de espessamento (LE). Uma draga suga o sólido já sedimentado para a lagoa de

disposição (LD) enquanto bombeia a água que será reutilizada no processo, dentro de uma faixa de turbidez aceitável. Assim, a LE é uma disposição provisória para o rejeito, enquanto na LD é a definitiva. Essa etapa é importante, pois existem metas para bombeamento de água bruta (nova), bem como é utilizada uma área bem menor para a disposição do rejeito, comparado com outras atividades de mineração.

A granulometria do rejeito é abaixo de 0,037mm, e os teores para o rejeito de bauxita da Alcoa-Juruti estão apresentados na *Tabela 1*:

Tabela 1: Teores rejeito bauxita (ALCOA, 2015)

Fórmula Química	Teor Estimado
Al_2O_3	31%
SiO_2	25.5%
Fe_2O_3	24.5%
TiO_2	3.72%
V_2O_5	0.121%
ZrO_2	0.107%
SO_3	0.076%
MoO_3	0.044%
CaO	0.034%
Cr_2O_3	0.030%
CuO	0.013%

3. Materiais e Métodos

O procedimento experimental deste trabalho foi realizado em 3 etapas:

- a) preparação das amostras;
- b) caracterização;
- c) ensaios de flotação.

3.1 Amostra

As amostras de rejeito de bauxita foram fornecidas pela empresa ALCOA, situada na cidade de Juruti no estado do Pará. Foram recebidos cerca de 90 L de amostra, que foram preparadas no Laboratório de Tratamento de Minério do Departamento de Engenharia de Minas da UFOP.

Primeiramente, as amostras foram sifonadas, pois as mesmas apresentavam pequena porcentagem de sólidos (aproximadamente 10%). Então, as mesmas foram quarteadas no quarteador de polpa com a porcentagem de sólido final de 33%. Com a amostra preparada foram feitos os testes de caracterização da amostra e também a calcinação do rejeito a fim de conhecer aproximadamente os teores da amostra.

3.2 Caracterização da amostra

3.2.1 Picnometria

Para essa caracterização física da amostra, empregou-se o método de picnometria. No Laboratório de Tratamento de Minério utilizou-se o balão volumétrico de fundo chato (picnômetro) e uma balança analítica para determinar a densidade aparente do sólido. Foram feitos ensaios em triplicada e então calculados os resultados utilizando a *Equação 1*.

Equação 1: Fórmula densidade de sólidos

$$ds = \frac{P2 - P1}{(P4 - P1) - (P3 - P2)}$$

Onde:

ds: densidade do sólido

P1: Peso do picnômetro;

P2: Peso do picnômetro com a amostra;

P3: Peso do picnômetro com a amostra mais água;

P4: Peso do picnômetro com água.

3.2.2 Análise Granulométrica

Em um peneirador suspenso, foi efetuada uma análise granulométrica em alíquota quarteada. As malhas analisadas foram limitadas pelas peneiras de 0,209mm e 0,037mm. O peneiramento foi feito a úmido, com peneiras de malha quadrada.

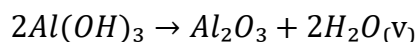
3.2.3 Análise Granulométrica a laser (CILAS)

O material com granulometria abaixo de 0,037mm do peneiramento foi levado para o Laboratório de Propriedades Interfaciais do Departamento de Engenharia de Minas da UFOP para análise granulométrica a laser. O equipamento utilizado foi o Granulômetro a laser Cilas 1064.

3.2.4 Calcinação

Para analisar a variação de massa da gibbsita (mineral minério de interesse na amostra), foram colocados os produtos secos dos ensaios de flotação dentro de um forno mufla do laboratório de cerâmica do Departamento de Engenharia de Minas durante quatro horas. Utilizou-se a temperatura de 300°C, pois nessa ocorre a desidroxilação da gibbsita, como mostrado a seguir:

Equação 2: Desidroxilação da gibbsita



Depois, foram feitos os cálculos aproximados do teor da gibbsita nos produtos dos concentrados e dos rejeitos obtidos. Com esses dados foi feito o balanço de massa de cada ensaio e então, pode-se calcular a relação de eficiência de cada processo utilizando a equação a seguir:

Equação 3: Relação de eficiência

$$Re = \frac{c}{a}$$

Onde:

Re é a relação de eficiência;

c é o teor da gibbsita no concentrado;

a é o teor da gibbsita na alimentação.

3.2.5 Difração de Raio-X

Também foram efetuadas análises de difração de raio-X (FRX) para caracterizar mineralogicamente a amostra, identificando e estimando os teores apresentados de sílica (SiO_2), alumina (Al_2O_3) e óxido de ferro (Fe_2O_3).

3.2.6 Análise Química

Para os primeiros 12 ensaios realizados, os produtos, após secos, foram pesados e preparados para a análise termogravimétrica no Laboratório de Materiais Cerâmicos do Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto. Os produtos dos ensaios consecutivos foram pesados e mandados para análise química no laboratório da empresa ALCOA, considerando que a análise química só pode ser realizada com partículas abaixo de 0,10mm.

3.3 Reagentes

Para a escolha dos reagentes tomou-se como base os resultados de testes de flotação obtidos por RODRIGUES (2012), mostrado nos *Anexo 1* e *Anexo 2*. Foram escolhidos dois coletores de caulinita (Brometo de cetil trimetilamônio e Tomamine AQ-14-2 PG) e um depressor (Amido). O tempo de condicionamento para os coletores foi de dois minutos, para o depressor foi de cinco minutos e para o espumante, um minuto. E, por fim, o material foi flotado durante três minutos.

3.4 Ensaios de Flotação

Os ensaios de flotação ocorreram em duas etapas, uma etapa para avaliar diferentes dosagens dos reagentes e a outra para examinar o ensaio de melhor resultado da primeira etapa. Dessa forma, chegou-se a um resultado que foi utilizado para ser testado em uma sequência de "*rougher*", "*cleaner*", "*recleaner*" e "*scavenger*" para a concentração do rejeito.

Para os ensaios utilizou-se uma célula de flotação de bancada (CFB-1000, da CIMAQ S.A. IND. E COM.) e uma cuba de 1,8 litros. Nessa primeira parte do trabalho foram realizados 16 ensaios que se diferenciam quanto ao pH, aos reagentes, às dosagens e a porcentagem de sólido. As condições de ensaio estão apresentadas na *Tabela 2*.

Como agente depressor, utilizou-se o amido de milho gelatinizado com hidróxido de sódio (NaOH). Na preparação foi utilizada uma solução de 1g de amido e 10,65 g de hidróxido de sódio dissolvidos em 100 ml de água. O tempo de

condicionamento do amido na flotação foi de cinco minutos e a foram testadas diferentes dosagens (200, 400 e 800 g/t).

Como agentes coletores de silicato foram usados o Brometo de cetil trimetilamônio (CTAB) e o Tomamine AQ-14-2 PG. As duas soluções foram preparadas a 1% (v/v) de concentração e o tempo de condicionamento usado foi de dois minutos para ambos os reagentes. As dosagens usadas foram de 200 e 400 g/t, sendo que o reagente Tomamine AQ-14-2 PG foi testado em conjunto com o amido de milho.

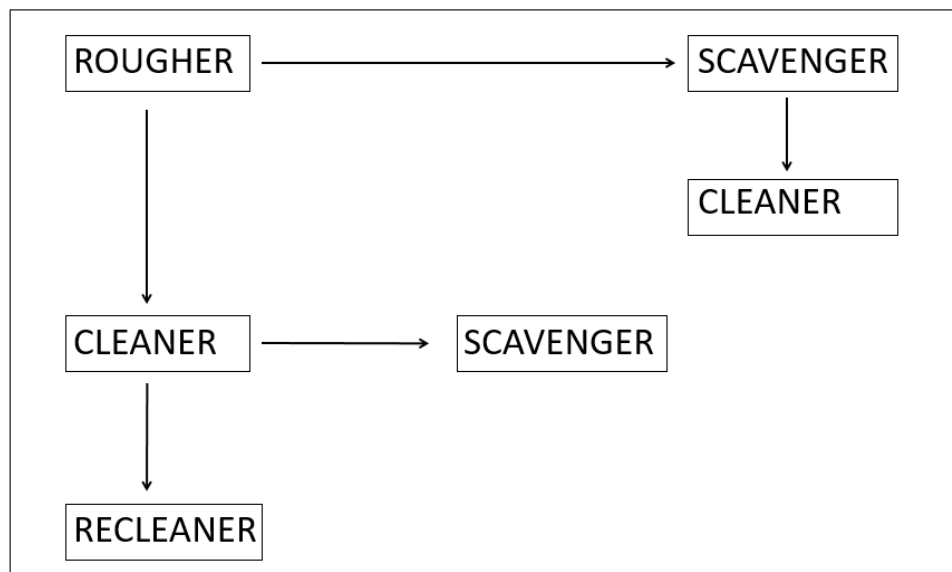
Além disso, para estabilização das bolhas foi utilizado o espumante Metil Isobutil Carbinol (MIBC), com um condicionamento total de um minuto.

Tabela 2: Ensaios de flotação com diferentes reagentes, pH, % sólidos e dosagens.

Flotação						
Ensaio	pH	% sólido	[Amido] (g/t)	[Q14-2] (g/t)	[CTAB] (g/t)	Espumante (gotas)
1	9,94	20%	200	200	0	1
2	9,91	20%	200	400	0	1
3	9,94	20%	400	200	0	2
4	10,2	20%	400	400	0	1
5	10,21	20%	800	200	0	1
6	9,98	20%	800	400	0	2
7	9,99	15%	200	200	0	1
8	9,97	15%	200	400	0	1
9	10,11	15%	400	200	0	2
10	10,1	15%	400	400	0	1
11	10,06	15%	800	200	0	1
12	10,04	15%	800	400	0	1
13	6,93	20%	0	0	200	3
14	7,38	20%	0	0	400	3
15	7,04	15%	0	0	200	3
16	7,3	15%	0	0	400	3

De acordo com a decomposição da amostra, o ensaio que apresentou o melhor resultado foi o ensaio 12. Dessa forma decidiu-se por realizar várias etapas de um circuito de flotação com o intuito de analisar se um possível beneficiamento do rejeito da bauxita. Assim, os ensaios conseguintes seguiram as particularidades do ensaio 12 e da *Figura 2*.

Figura 2: Fluxograma dos ensaios de flotação.



Os produtos dos ensaios de flotação foram levados à estufa (a 90° C) para serem secos, pesados e, assim, encaminhados para análise química no Laboratório da empresa ALCOA.

4. RESULTADOS

4.1 Caracterização das amostras

4.1.1 Picnometria

A densidade do sólido da amostra determinada a partir da análise de picnometria foi de 2,64 g/cm³.

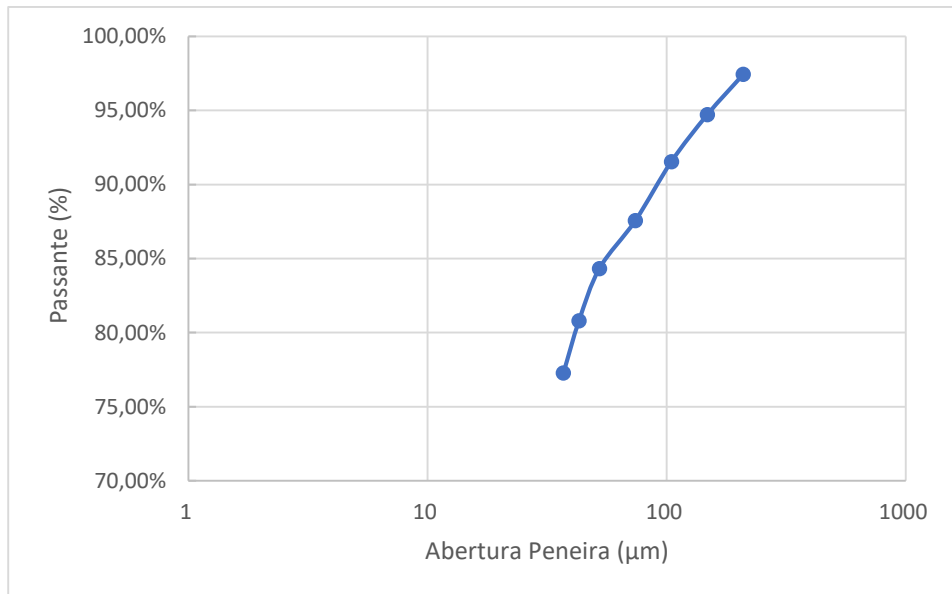
4.1.2 Análise Granulométrica

A *Tabela 3* apresenta a distribuição granulométrica e a **Erro! Fonte de referência não encontrada.** *Figura 3* mostra a curva granulométrica da amostra de rejeito da bauxita.

Tabela 3: Análise granulométrica da amostra

Peneiramento						
Abertura			Massa(g)	Massa (%)	Massa Acumulada (%)	Massa Passante (%)
#	mm	μm				
65	0,209	209,3	1,62	2,55%	2,55%	97,45%
100	0,148	148,0	1,73	2,72%	5,27%	94,73%
150	0,10	104,7	2,02	3,18%	8,44%	91,56%
200	0,074	74,0	2,53	3,98%	12,42%	87,58%
270	0,052	52,3	2,06	3,24%	15,66%	84,34%
325	0,043	43,0	2,24	3,52%	19,19%	80,81%
400	0,030	30,4	2,25	3,54%	22,72%	77,28%
<400	0,030	30,4	49,14	77,28%	100,00%	0,00%

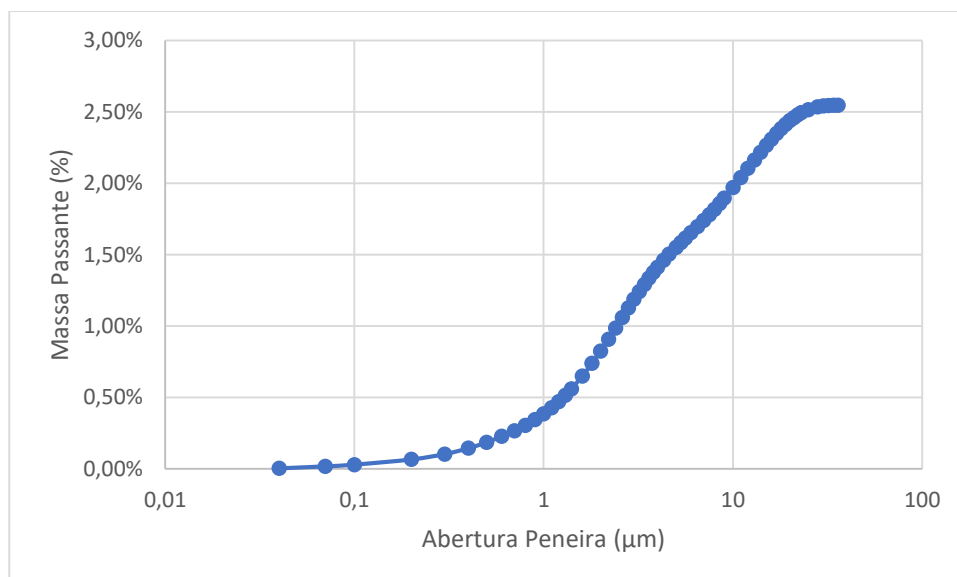
Figura 3: Curva de distribuição granulométrica acima de 400#



4.1.3 Análise Granulométrica a laser (CILAS)

A Figura 4 apresenta o resultado obtido a partir da análise granulométrica a laser.

Figura 4: Curva de distribuição granulométrica abaixo de 400#



4.1.4 Calcinação

As análises térmicas foram feitas após o término das flotações, onde se secou e preparou os produtos gerados. Com o resultado da calcinação, foi calculado o teor aproximado de $\text{Al}(\text{OH})_3$ e posteriormente a relação de eficiência para cada ensaio.

A Tabela 4 mostra as relações de eficiência para cada teste. Os testes 13, 14, 15 e 16 foram os testes feitos com o coletor CTAB. Durante os ensaios de flotação, o 14 não chegou a flotar e os outros ensaios com o CTAB não tiveram uma relação de eficiência boa, quando comparados com o restante dos ensaios.

Tabela 4: Resultado da relação de eficiência

Teste	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Re	1,05	0,99	1,06	1,00	1,07	1,10	1,06	1,07	1,08	1,10	1,06	1,22	1,02	0,00	1,06	1,05

A Figura 5 e a Figura 6 mostram os resultados das relações de eficiência dos ensaios que utilizam o amido e o Tomamine AQ-14-2 PG. Com isso, pode-se perceber que o ensaio 12 teve um melhor resultado por apresentar uma melhor recuperação metalúrgica, um teor mais alto no concentrado e uma relação de eficiência igual a 1,22.

Figura 5: Relação de eficiência para 15% de sólidos

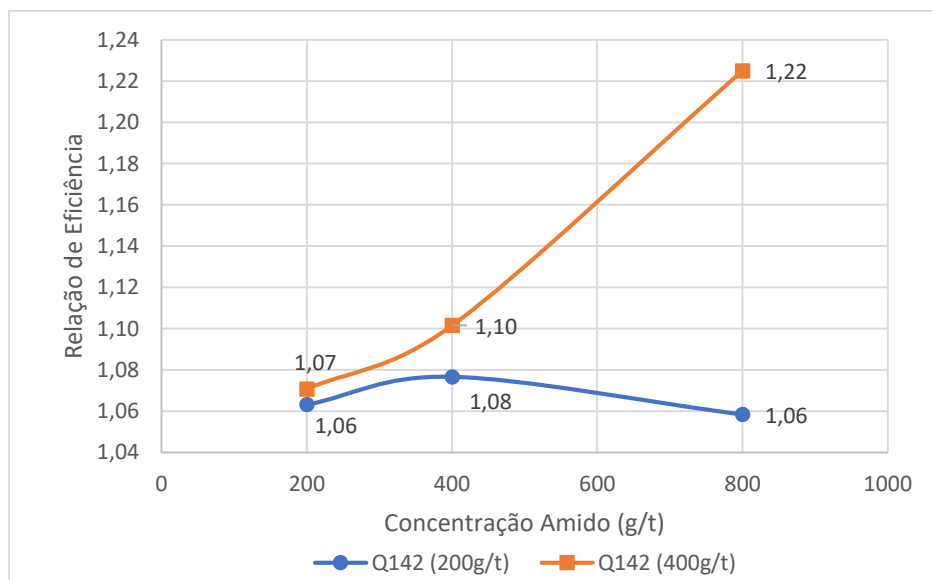
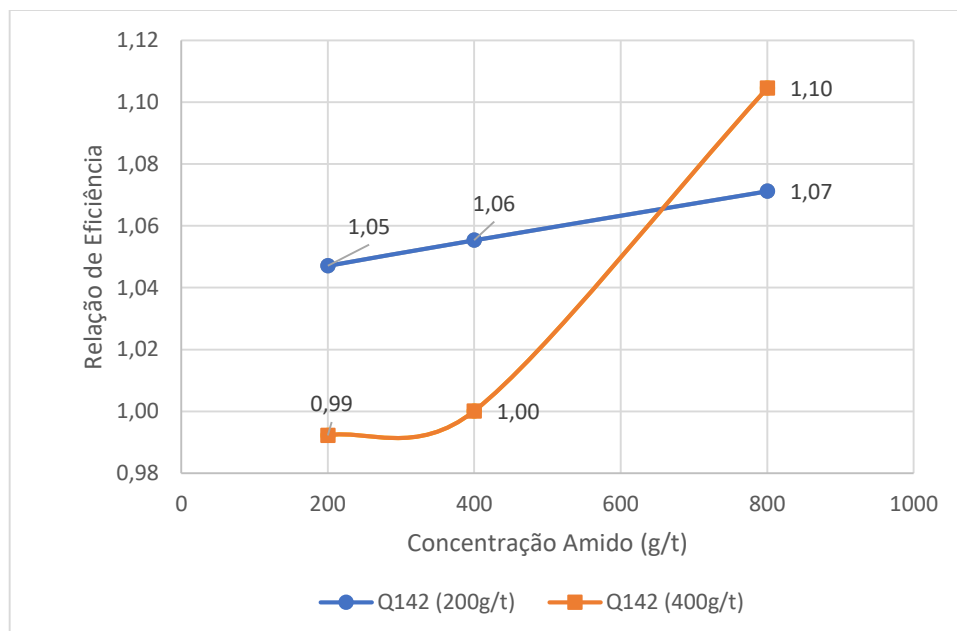


Figura 6: Relação de eficiência para 20% de sólidos

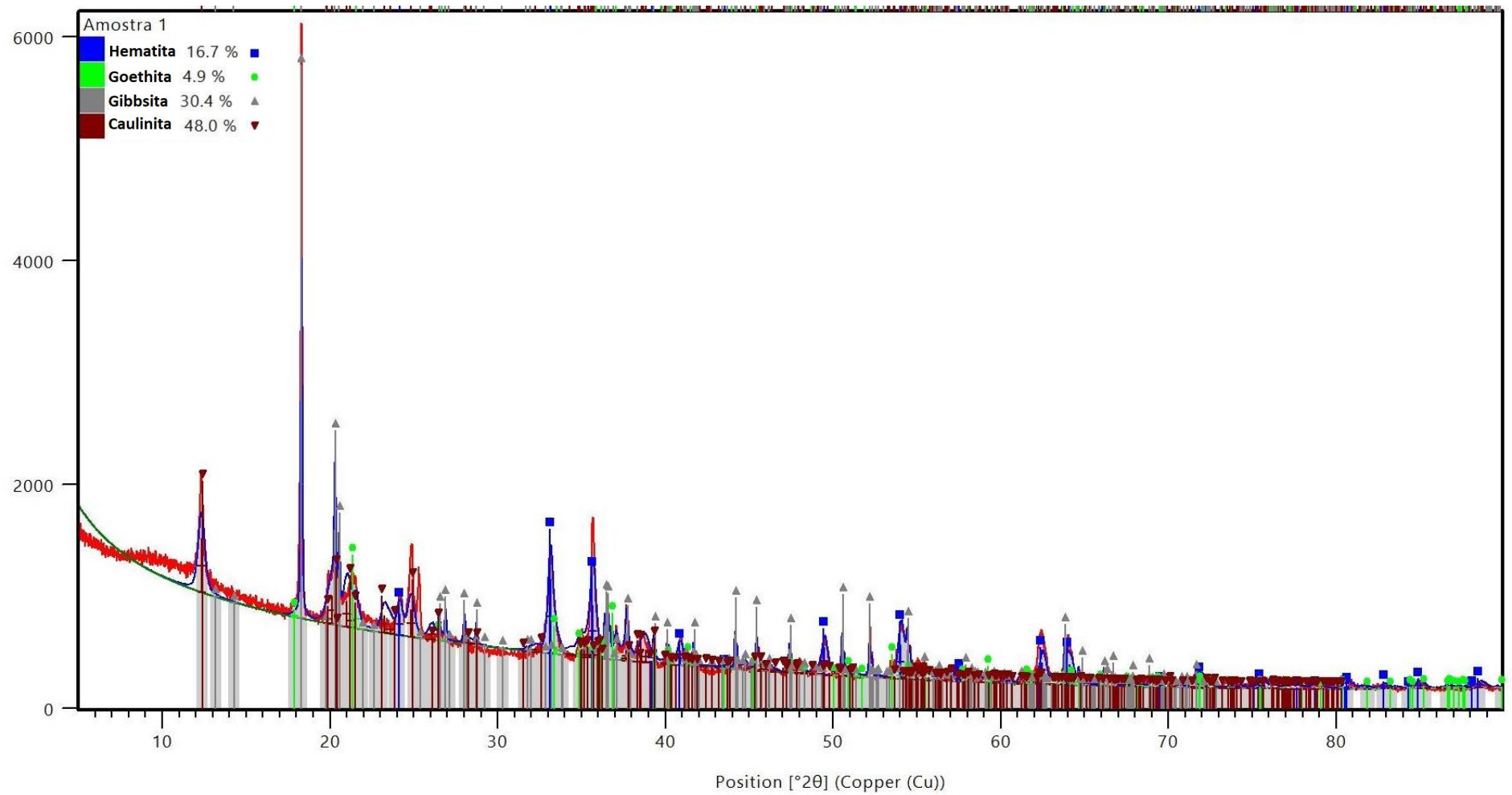


4.1.5 Difração de Raio-X

Na *Figura 7* é apresentado o difratograma de raios-X da amostra de rejeito da bauxita.

Os minerais identificados na amostra foram hematita, goethita, gibbsita e caulinita. No difratograma pode-se observar picos maiores da caulinita e da gibbsita, sendo esses os minerais de maior abundância na amostra.

Figura 7: Difratoograma de raios-X da amostra de rejeito da bauxita

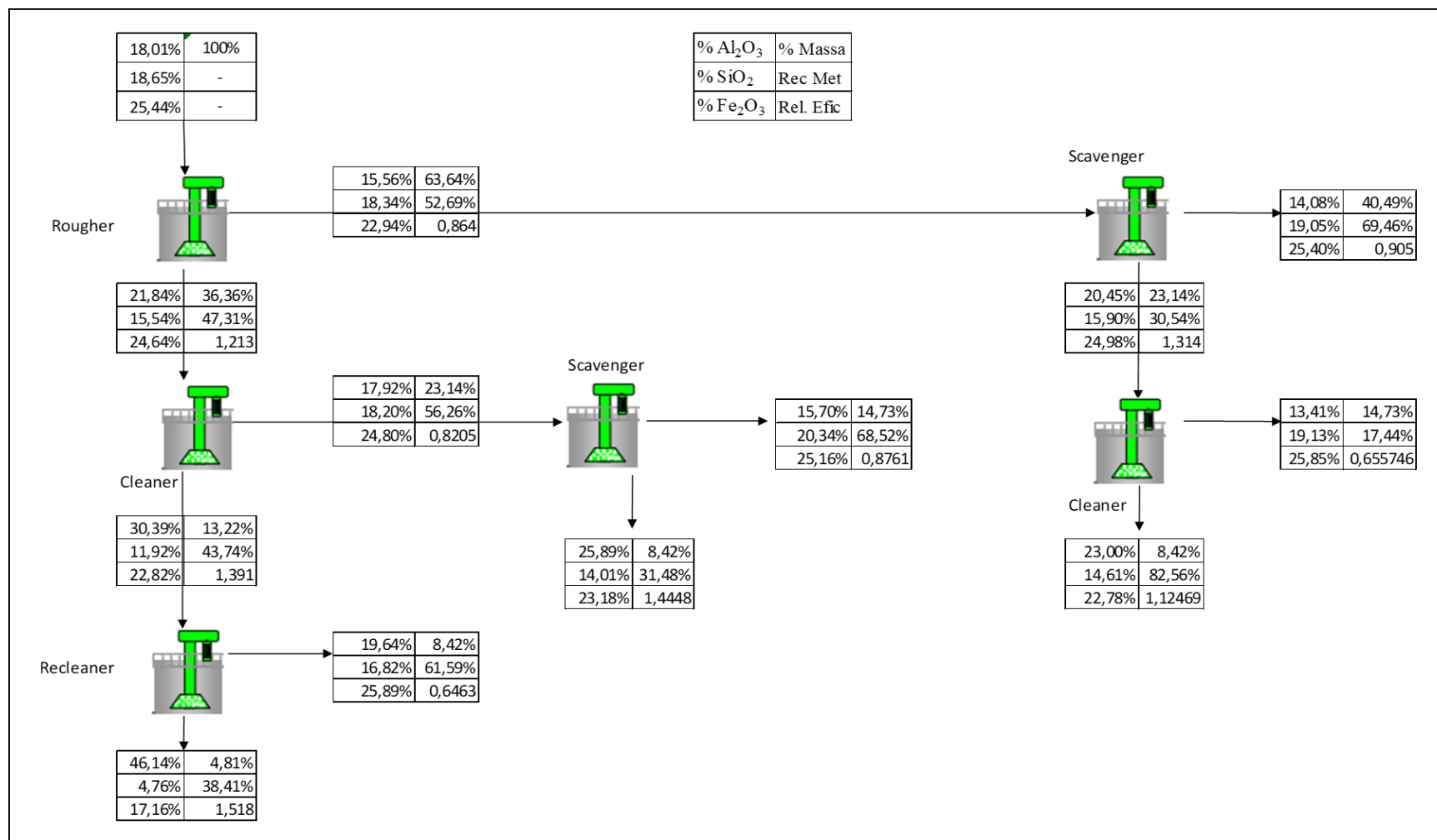


4.1.6 Análise Química

A *Figura 8* mostra os resultados dos ensaios de flotação.

Os teores do produto da planta de beneficiamento da Mina de Juruti são: 47,5% de Al_2O_3 ; 4,0% de SiO_2 e 14,0% de Fe_2O_3 . Observa-se que os teores obtidos na etapa recleaner são próximos aos teores da planta de beneficiamento, tornando-se possível o processamento do rejeito.

Figura 8: Resultados dos ensaios de flotação



5. Conclusões

Com base nos resultados, pode-se concluir:

- a amostra estudada é composta por gibbsita, caulinita, hematita e goethita e possui densidade igual a $2,64 \text{ g/cm}^3$. É uma amostra com predomínio de material fino, com P_{80} de aproximadamente 0,043mm.
- os valores mais apropriados para a concentração da gibbsita foram: pH de 10, porcentagem de sólidos igual a 15%, dosagem do amido de 800 g/t e dosagem do Tomamine Q14-2 de 400 g/t.
- de acordo com o desempenho da flotação, foi observado um desempenho eficaz na concentração (46,14% de Al_2O_3 ; 4,76% de SiO_2 e 17,16 de Fe_2O_3), comparando com teores do produto do beneficiamento da Mina de Juruti (47,5% de Al_2O_3 ; 4,0% de SiO_2 e 14,0% de Fe_2O_3).

Referências Bibliográficas

A UNIDADE DE JURUTI-PA. Disponível em:

<http://www.alcoa.com/brasil/pt/info_page/Juruti.asp>. Acesso em: 12 Março 2017.

ALCOA. **Relatório Interno**. Juruti. 2015.

ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE ALUMÍNIO. **ABAL**. Disponível em:

<<http://abal.org.br/>>. Acesso em: 12 Março 2017.

ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DO ALUMÍNIO. **Bauxita no Brasil**. Associação Brasileira do Alumínio. São Paulo. 2017.

BARBOSA, F. A. D. M. **Ensaio de Concentração de Bauxita de Alto Teor**.

Universidade Federal de Alfenas. Poços de Caldas, p. 33. 2014.

BITTENCOURT, L. R. B.; LIN, C. L.; MILLER, J. D. **The flotation recovery of high-purity gibbsite concentrates from a brazilian bauxite ore**. The University of Utah. Salt Lake. 1989.

CETEM/MCT. Rochas & Minerais Industriais. In: DA LUZ, A. B.; LINS, A. F.

Rochas & Minerais Industriais. Rio de Janeiro: [s.n.], 2005. Cap. 11, p. 279-304.

CETEM/MCT. Tratamento de Minérios. In: DA LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.;

FRANÇA, S. C. A. **Tratamento de Minérios**. 5. ed. Rio de Janeiro: [s.n.], 2010. Cap. 11, p. 465-512.

DENARI, B.; CAVALHEIRO, É. T. G. **Princípios e Aplicações de Análise Térmica**. São Carlos: Universidade de São Paulo, 2012.

FUNDAÇÃO GETÚLIO VARGAS. **Indicadores de Juruti: Para onde caminha o desenvolvimento do município**. [S.l.], p. 145. 2009.

GANCEV, R. K. **Concentração de Bauxita por Flotação Reversa**. Universidade de São Paulo. São Paulo. 2009.

MARINO, S. M.; MILLER, J. D.; WANG, X. **The flotation of gibbsite bauxite ore from Paragominas**. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, 14, 2013, Goiânia. Anais... Goiânia: Tec, 2013. 1CD-ROM.

MASSOLA, C. P. **Flotação Reversa da Bauxidade miráí, MG**. Universidade de São Paulo. São Paulo. 2008.

MINERAÇÃO RIO DO NORTE. Perfil Litológico da Jazida. **MRN**, 13 Março 2017. Disponível em: <<http://www.mrn.com.br/pt-BR/Operacao/Paginas/Perfil-Litologico-da-Jazida.aspx>>.

MOREIRA, H. F. **O Desenvolvimento Sustentável no Contexto do Setor Mineral Brasileiro**. Universidade Federal do Rio de Janeiro. Rio de Janeiro. 2003.

PATTERSON, S. H. **Bauxite reserves and potential aluminum resources of the world**. United States of American: Geological Survey Bulletin 1228. [S.l.]. 1967.

RAMOS, C. R. **Perfil Analítico do Alumínio**. DNPM. Brasília. 1982.

RODRIGUES, O. M. S. **Flotação de Caulinita em Minérios de Ferro e Bauxíticos**. Escola de Engenharia (UFMG). Belo Horizonte, p. 170. 2012.

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

Anexos

Anexo 1: Discriminação das condições de realização dos testes de flotação em bancada (RODRIGUES, 2012)

Teste	pH	Depressor [g/t]	T cond dep (min)	Coletor [g/t]	T cond col (min)	T coleta (min)
B1	7	/	/	DDA, 100	3	2
B2	7	/	/	DDA, 200	3	2
B3*	7	/	/	DDA, 400	3	2
B4	10	/	/	DDA, 100	2	2
B5	10	/	/	DDA, 200	3	2
B6	10	/	/	DDA, 400	3	2
B7	7	/	/	CTAB, 100	3	2
B8	7	/	/	CTAB, 200	3	2
B9	7	/	/	CTAB, 400	3	2
B10	10	/	/	CTAB, 100	3	2
B11	10	/	/	CTAB, 200	3	2
B12	10	/	/	CTAB, 400	3	2
B13	10	amido, 200	5	AQ142, 200	3	2
B14	10	amido, 400	5	AQ142, 200	3	2
B15	10	amido, 800	5	AQ142, 200	3	2
B16	10	amido, 200	5	AQ142, 400	3	2
B17	10	amido, 400	5	AQ142, 400	3	2
B18	10	amido, 800	5	AQ142, 400	3	2
B19	7	/	/	DDA, 100	3	2
B20	7	/	/	DDA, 200	3	2

* Utilizou-se 1 gota de espumante (MIBC).

**Anexo 2: Balanço de massas dos testes de flotação em escala de bancada
(RODRIGUES, 2012)**

Teste	Produto	Massa	Al ₂ O ₃ ap.	SiO ₂ re.	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Al/Si conc.	Rec. Met.	Rec. Mas
1	rejeito (flot)	7,70	30,93	19,25	51,09	4,54	12,56	97,68	96,06
	concent. (afund)	187,50	53,50	4,26	amostra insuficiente				
	alim. rec.	195,20	52,61	4,85					
2	rejeito (flot)	37,03	45,47	9,08	53,25	2,85	14,90	90,43	88,63
	concent. (afund)	288,73	55,13	3,70	59,17	1,32			
	alim. rec.	325,76	54,03	4,31	58,50	1,49			
3	rejeito (flot)	21,60	33,37	16,49	51,03	4,21	14,58	93,15	89,10
	concent. (afund)	176,60	55,54	3,81	58,70	1,31			
	alim. rec.	198,20	53,12	5,19	57,86	1,63			
4	rejeito (flot)	13,30	45,94	8,68	53,04	2,89	10,98	94,48	93,64
	concent. (afund)	195,80	53,36	4,86	58,43	1,56			
	alim. rec.	209,10	52,89	5,10	58,09	1,64			
5	rejeito (flot)	52,10	46,76	8,06	55,56	2,58	15,83	77,37	74,26
	concent. (afund)	150,30	55,42	3,50	58,87	1,24			
	alim. rec.	202,40	53,19	4,67	58,02	1,58			
6	rejeito (flot)	20,00	40,01	13,37	52,18	3,47	13,59	92,37	89,95
	concent. (afund)	179,10	54,10	3,98	58,97	1,42			
	alim. rec.	199,10	52,68	4,92	58,29	1,63			
7	rejeito (flot)	15,60	29,32	18,21	50,61	4,67	15,17	95,66	92,16
	concent. (afund)	183,50	54,91	3,62	58,63	1,32			
	alim. rec.	199,10	52,90	4,76	58,00	1,58			
8	rejeito (flot)	29,50	34,75	16,28	50,23	4,21	18,48	90,70	85,86
	concent. (afund)	179,20	55,80	3,02	60,36	1,33			
	alim. rec.	208,70	52,82	4,89	58,93	1,74			
9	rejeito (flot)	55,10	42,05	11,77	52,84	3,09	26,59	77,99	72,09
	concent. (afund)	142,30	57,71	2,17	60,54	0,91			
	alim. rec.	197,40	53,34	4,85	58,39	1,52			
10	rejeito (flot)	10,20	30,31	18,89	50,11	4,76	14,70	97,10	94,92
	concent. (afund)	190,59	54,39	3,70	58,44	1,44			
	alim. rec.	200,79	53,17	4,47	58,02	1,61			
11	rejeito (flot)	26,30	32,77	13,86	51,35	4,17	15,94	92,02	87,04
	concent. (afund)	176,70	56,28	3,53	59,61	1,22			
	alim. rec.	203,00	53,23	4,87	58,54	1,60			
12	rejeito (flot)	45,70	38,96	11,09	52,47	3,39	19,78	83,39	77,38
	concent. (afund)	156,30	57,17	2,89	61,01	1,20			
	alim. rec.	202,00	53,05	4,75	59,08	1,70			
13	rejeito (flot)	86,67	45,64	7,23	54,21	2,61	25,38	62,66	56,75
	concent. (afund)	113,70	58,38	2,30	60,85	0,95			
	alim. rec.	200,37	52,87	4,43	57,98	1,67			
14	rejeito (flot)	81,91	44,10	8,3	53,70	2,65	24,22	65,94	59,39
	concent. (afund)	119,80	58,38	2,41	61,72	1,09			
	alim. rec.	201,71	52,58	4,80	58,46	1,72			
15	rejeito (flot)	71,90	42,39	9,74	53,74	2,86	24,16	71,27	64,09
	concent. (afund)	128,30	58,94	2,44	61,37	0,97			
	alim. rec.	200,20	53,00	5,06	58,63	1,65			
16	rejeito (flot)	125,80	50,31	7,01	55,94	1,98	24,29	41,27	37,65
	concent. (afund)	75,96	58,54	2,41	61,05	0,94			
	alim. rec.	201,76	53,41	5,28	57,86	1,59			
17	rejeito (flot)	125,28	49,51	5,63	55,04	2,06	25,94	42,34	38,07
	concent. (afund)	77,00	59,15	2,28	62,20	1,09			
	alim. rec.	202,28	53,18	4,35	57,77	1,69			
18	rejeito (flot)	103,43	46,32	7,03	54,10	2,31	24,47	54,98	48,75
	concent. (afund)	98,39	59,47	2,43	61,95	1,07			
	alim. rec.	201,82	52,73	4,79	57,93	1,71			
19	rejeito (flot)	25,98	35,43	11,81	51,42	3,29	6,49	90,21	86,91
	concent. (afund)	172,50	49,16	7,57	55,31	1,44			
	alim. rec.	198,48	47,36	8,12	54,80	1,68			
20	rejeito (flot)	26,70	28,78	18,60	49,68	3,62	9,45	91,92	86,57
	concent. (afund)	172,17	50,76	5,37	58,02	1,27			
	alim. rec.	198,87	47,81	7,15	56,90	1,59			

