

UNIVERSIDADE FEDERAL DE ALFENAS

GUSTAVO VICTOR BATISTA E SILVA

REMOÇÃO DE SÍLICA REATIVA DE BAUXITA POR FLOTAÇÃO

Poços de Caldas/MG

2023

GUSTAVO VICTOR BATISTA E SILVA

REMOÇÃO DE SÍLICA REATIVA DE BAUXITA POR FLOTAÇÃO

Dissertação apresentada como parte dos requisitos para obtenção do título de Mestre em Engenharia Química pela Universidade Federal de Alfenas. Área de concentração: Engenharia de produtos e processos químicos - Flotação.

Orientadora: Prof.^a Dr.^a Daniela Gomes Horta

Poços de Caldas/MG

2023

Sistema de Bibliotecas da Universidade Federal de Alfenas
Biblioteca Campus Poços de Caldas

Batista e Silva, Gustavo Victor.

Remoção de sílica reativa de bauxita por flotação / Gustavo Victor
Batista e Silva. - Poços de Caldas, MG, 2023.
116 f. : il. -

Orientador(a): Daniela Gomes Horta.
Dissertação (Mestrado em Engenharia Química) - Universidade Federal
de Alfenas, Poços de Caldas, MG, 2023.
Bibliografia.

1. Bauxita. 2. Beneficiamento. 3. Flotação. 4. Caulinita. 5. Sílica reativa. I.
Gomes Horta, Daniela, orient. II. Título.

GUSTAVO VICTOR BATISTA E SILVA**REMOÇÃO DE SÍLICA REATIVA DE BAUXITA POR FLOTAÇÃO**

A Banca examinadora abaixo-assinada aprova a Dissertação apresentada como parte dos requisitos para a obtenção do título de Mestre em Engenharia Química pela Universidade Federal de Alfenas. Área de concentração: Engenharia Química.

Aprovada em: 26 de junho de 2023.

Profa. Dra. Daniela Gomes Horta
Instituição: Universidade Federal de Alfenas

Prof. Dr. Maurício Guimarães Bergerman
Instituição: Universidade de São Paulo

Profa. Dra. Carolina Del Roveri
Instituição: Universidade Federal de Alfenas



Documento assinado eletronicamente por **Daniela Gomes Horta, Professor do Magistério Superior**, em 26/06/2023, às 16:13, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



Documento assinado eletronicamente por **Carolina Del Roveri, Professor do Magistério Superior**, em 26/06/2023, às 16:14, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



Documento assinado eletronicamente por **Maurício Guimarães Bergerman, Usuário Externo**, em 03/07/2023, às 12:21, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



A autenticidade deste documento pode ser conferida no site https://sei.unifal-mg.edu.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orgao_acesso_externo=0, informando o código verificador **0991644** e o código CRC **4684AED6**.

RESUMO

O objetivo do trabalho foi contribuir para o desenvolvimento de uma estratégia de flotação catiônica reversa de caulinita usando diversas amostras de bauxita de Juruti-PA da empresa Alcoa. As amostras foram caracterizadas quanto a sua composição química por meio da determinação dos teores de Alumínio Aproveitável (AA) e Sílica Reativa (SR), da composição mineralógica e das distribuições granulométrica e granuloquímica. Os ensaios de flotação foram realizados, inicialmente, para a seleção de coletores, depressores e dispersantes. Em seguida, os reagentes mais promissores foram empregados em ensaios de flotação com as amostras com maior quantidade de finos e teores de SR. Nas condições mais satisfatórias, a flotação reduziu o teor de SR de 19,02% na alimentação para 6,37%. Os reagentes mais promissores foram o coletor de caulinita F-EDA na dosagem de 200g/t (alquil eteramina), o depressor de gibbsita amido de milho (AMD) na dosagem de 400g/t, e o dispersante NO149 (poliacrilamida) na dosagem de 200g/t em pH > 9,0. A redução da concentração de sólidos aprimorou a flotação de bauxitas com grande quantidade de partículas finas. A flotação não foi eficiente para reduzir o teor de SR da amostra de rejeito. Em comparação à concentração física por hidrociclonagem, que ocorre atualmente na planta, a concentração por flotação, ainda em batelada, apresentou o dobro de recuperação mássica. O trabalho indica a possibilidade de emprego da técnica de flotação na operação de Juruti.

Palavras-chave: Bauxita; Beneficiamento; Flotação; Caulinita; Sílica Reativa.

ABSTRACT

The objective of this work was to contribute to the development of a strategy of reverse cationic flotation of kaolinite from bauxite using several bauxite samples from Juruti-PA of the Alcoa company. The samples were characterized regarding their chemical composition by determining the content of Usable Aluminum (AA) and Reactive Silica (RS), the mineralogical composition, and the granulometric and granulochemical distributions. Flotation experiments were initially performed for the selection of collectors, depressants and dispersants. Then the most promising reagents were used in flotation tests with the samples with higher amount of fines and RS content. In the most successful conditions, the flotation reduced the RS content from 19.02% in the feed to 6.37%. The most promising reagents were the F-EDA at 200g/t (alkyl etheramine) as kaolinite collector, the corn starch (AMD) at 400g/t as gibbsite depressant, and the NO149 (polyacrylamide) at 200g/t as dispersant at pH > 9.0. The reduction in the solids content improved the flotation of bauxites with large amount of fine particles. Flotation was not efficient to reduce the RS content of the tailing sample. Compared to the physical concentration by hydrocycle that currently occurs in the plant, the concentration by flotation, still in batch, presented twice the mass recovery. The work indicates the possibility of using the flotation technique in the operation of Juruti.

Keywords: Bauxite; Processing; Flotation; Kaolinite; Reactive Silica.

SUMÁRIO

1 INTRODUÇÃO E JUSTIFICATIVA	15
2 OBJETIVOS.....	16
3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	16
3.1 BAUXITA	16
3.2 CONCENTRAÇÃO DE BAUXITA E METALURGIA DE ALUMINA.....	18
3.3 FUNDAMENTOS DA FLOTAÇÃO	22
3.4 FLOTAÇÃO DE BAUXITA	25
3.4.1 Reologia e viscosidade de polpa	29
4 MATERIAIS E MÉTODOS	32
4.1 PREPARAÇÃO DE AMOSTRA	32
4.2 CARACTERIZAÇÃO DAS BAUXITAS.....	36
4.3 FLOTAÇÃO	37
4.3.1 Coletores.....	40
4.3.2 Depressores.....	43
4.3.3 Dispersantes.....	46
4.3.4 Otimização	47
4.3.4.1 Viscosidade	49
4.3.4.2 Teste de sedimentação	50
4.3.4.3 Peneiramento	51
4.3.5 OFN26.....	51
4.3.6 Rejeito	54
4.3.7 Bauxita Nodular.....	56

5 RESULTADOS E DISCUSSÃO	57
5.1 CARACTERIZAÇÃO	57
5.2 FLOTAÇÃO	63
5.2.1 Coletores.....	64
5.2.2 Depressor	69
5.2.3 Dispersão	73
5.2.4 Otimização	77
5.2.5 OFN26.....	86
5.2.6 Rejeito	94
5.2.7 Bauxita nodular	98
5.3 COMPARAÇÃO AS FLOTAÇÕES E CIRCUITO	101
6 CONCLUSÕES	103
REFERÊNCIAS.....	106
APÊNDICE I.....	112

LISTA DE FIGURAS

Figura 1- Processo Bayer de produção de alumina.	20
Figura 2- Processo de flotação.....	24
Figura 3- Efeito da utilização de depressores na superfície mineral.	25
Figura 4- Fluxograma de classificação da planta de Juruti ilustrando a coleta das amostras.....	33
Figura 5- Curva de moagem elaborada para a determinação do tempo de moagem (P80 em 150 μm).....	35
Figura 6- Pilha alongada (chevron) de homogeneização.	36
Figura 7- Célula de flotação utilizada na condução dos ensaios de flotação.	37
Figura 8- Fluxograma geral dos ensaios de flotação em bancada.	39
Figura 9- Representação do procedimento de flotação colunar utilizado.	55
Figura 10- Gráfico <i>box-plot</i> das alimentações calculadas dos ensaios de flotação...	58
Figura 11- Difractogramas das amostras de bauxitas estudadas.	60
Figura 12- Distribuição granulométrica das diferentes amostras que alimentam os ensaios de flotação.	61
Figura 13- Distribuição granuloquímica dos minérios de estudo.....	63
Figura 14- Desempenho da flotação (recuperação mássica em função de rSR) com os diferentes coletores.	66
Figura 15- Efeito da porcentagem de sólidos no desempenho da flotação.....	68
Figura 16- Desempenho (recuperação mássica em função de Rsr) dos estágios de flotação <i>rougher</i> (RG), e <i>cleaner</i> (CL).	69
Figura 17- Desempenho da flotação (recuperação mássica em função de Rsr) dos ensaios de seleção de depressor. Ensaios conduzidos à 22% de sólidos.	71
Figura 18- Curvas de flotação para avaliação de depressores.	73

Figura 19- Desempenho da flotação do <i>blend</i> (recuperação mássica em função de Rsr) dos ensaios de seleção de dispersante. Os números nas caixas de texto próximas aos pontos correspondem à dosagem em g/t, utilizando F-5530 à 50g/t e depressor AMD à 800g/t.	74
Figura 20- Curvas de flotação para avaliação de dispersante. Dosagens fixas de coletor F-5530 de 50g/t e de AMM e AMD de 800g/t.	77
Figura 21- Desempenho da flotação (recuperação mássica em função de rSR) dos ensaios de otimização.	79
Figura 22- Efeito da porcentagem de sólidos e do tipo de dispersão.	81
Figura 23 – Variação da viscosidade com a concentração de sólidos para as diferentes formas de dispersão utilizadas. US = ultrassom.	82
Figura 24- Curvas de sedimentação na presença e ausência de pré-tratamento com ultrassom em diferentes dosagens de dispersante.	83
Figura 25 – Distribuição granulométrica após o tratamento de dispersão química e ou por ultrassom.	85
Figura 26- Desempenho da flotação (recuperação mássica em função de Rsr) dos ensaios com o OFN26.	87
Figura 27- Gráfico de efeitos da influência de tipo/dosagem de coletor e dosagem de depresso em termos de Rsr.	89
Figura 28- Curvas de flotação comparando amidamina F-5530 e eteramina EDA-C.	90
Figura 29 - Superfície de resposta do modelo gerado para OFN26.	94
Figura 30- Desempenho da flotação (recuperação mássica em função de rSR) dos ensaios em bancada com o rejeito.	95
Figura 31- Gráfico de contorno do efeito da dosagem de depressor na rSR e aAA para os ensaios com o rejeito.	96
Figura 32- Curvas de flotação comparativas entre OFN26 e rejeito.	97

Figura 33- Desempenho da flotação (recuperação mássica em função de rSR) dos ensaios com a bauxita nodular (Etapa 7).99

Figura 34- Gráficos de Pareto e efeitos - bauxita nodular. 100

LISTA DE TABELAS

Tabela 1- Propriedades típicas dos minerais constituintes da Bauxita.....	17
Tabela 2 - Especificações de mercado para bauxitas.....	18
Tabela 3- Caracterização de processo das amostras disponibilizadas para estudo.	34
Tabela 4- Resumo e categorização do trabalho.....	40
Tabela 5- Coletores estudados.....	41
Tabela 6- Condições experimentais para avaliação de coletores.....	42
Tabela 7- Agentes depressores utilizados no estudo.....	43
Tabela 8- Condições experimentais para avaliação de depressores.....	45
Tabela 9- Promotores de dispersão estudados e sua composição segundo a FISPQ.	46
Tabela 10- Condições experimentais para avaliação de dispersantes.....	47
Tabela 11- Condições experimentais para otimização utilizando a amostra <i>blend</i> . ..	48
Tabela 12- Condições experimentais para otimização utilizando a amostra OFN26.	52
Tabela 13- Delineamento composto central e rotacional (DCCR) realizado com a amostra OFN26.....	53
Tabela 14- Condições experimentais para flotação colunar utilizando a amostra de rejeito.....	54
Tabela 15- Condições operacionais da flotação colunar.....	56
Tabela 16- Condições experimentais para flotação com amostra de bauxita nodular.	57
Tabela 17- Teores das amostras que alimentaram a flotação.....	58

Tabela 18- Análise química por FRX (base calcinada) das amostras de bauxita (%).	59
Tabela 19- Distribuição acumulada das alimentações da flotação.....	62
Tabela 20 – Recuperação metalúrgica de AA e SR nos produtos de peneiramento após diferentes formas de dispersão.	86
Tabela 21- DCCR realizado com a OFN26.	91
Tabela 22- ANOVA com IC de 95% para a OFN26.....	92
Tabela 23- Ajuste do modelo DCCR aos dados experimentais.....	93
Tabela 24- Distribuição de teores nos concentrados amostrados periodicamente na flotação colunar do rejeito	98
Tabela 25- Sumário dos melhores resultados obtidos e seus parâmetros experimentais.....	103
Tabela 26- Características do concentrado de flotação para avaliação de coletores.	112
Tabela 27- Características do concentrado de flotação para avaliação de depressores.	113
Tabela 28- Características do concentrado de flotação para avaliação de dispersantes.	114
Tabela 29- Características do concentrado de flotação com alimentação da amostra de OFN26.....	115
Tabela 30- Características do concentrado de flotação de bancada com amostra de rejeito.....	116
Tabela 31- Características do concentrado de flotação para ensaios conduzidos com a bauxita nodular.....	116

LISTA DE EQUAÇÕES

Equação 1- Equação de lixiviação do processo Bayer.....	20
Equação 2- Rendimento de sedimentação (%).....	50
Equação 3- Redução de sílica reativa.....	63
Equação 4- Aumento de alumínio aproveitável.....	64

1 INTRODUÇÃO E JUSTIFICATIVA

A obtenção do alumínio em sua forma metálica tem início na mineração de bauxita, seguida do seu beneficiamento e metalurgia extrativa. O processamento de bauxita é realizado, principalmente, por meio de processos de cominuição e classificação para adequação de granulometria e teores para os processos metalúrgicos (Chaves, 2022).

O processo Bayer é a primeira etapa da extração metalúrgica, que contempla lixiviação alcalina e outras operações, produzindo alumina (Al_2O_3). A etapa final consiste em transformar a alumina em alumínio primário (Al) por meio de eletrólise ígnea no processo Hall Héroult (Sampaio et al., 2005).

Na bauxita brasileira, a gibbsita ($\text{Al}(\text{OH})_3$) é o mineral portador de alumínio, ao passo que óxidos ou hidróxidos de silício, ferro e titânio constituem os principais minerais de ganga. A sílica ocorre na forma de quartzo (SiO_2) e argilominerais, sendo a caulinita o principal argilomineral ($\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$) presente. A caulinita compõe a sílica reativa (SR), que é dissolvida na digestão do processo Bayer, conduzindo a um elevado consumo do agente lixiviante hidróxido de sódio (NaOH) (Ballester et al., 2000).

No Brasil, as especificações da bauxita para alimentação do processo Bayer são, geralmente, teores de Alumínio Aproveitável (AA) >30% e Sílica Reativa (SR) <5%. No entanto, a exaustão das reservas de alto teor e o acúmulo de rejeitos de classificação e peneiramento com alto teor de SR têm motivado o desenvolvimento de estratégias de concentração de gibbsita e redução de SR (Delboni, 2014).

A concentração de bauxita deve envolver a separação entre gibbsita e silicatos. Dada a similaridade entre as fases minerais a serem separadas, opções baseadas em propriedades como densidade e susceptibilidade magnética não permitem uma concentração eficiente. Nesse contexto, a flotação é a técnica de concentração mais indicada. Ela pode ser conduzida por meio da rota direta, em que gibbsita flota com coletores aniônicos e os silicatos são deprimidos, ou da rota reversa, em que silicatos flutam com coletores catiônicos (aminas) e a gibbsita é deprimida.

O desenvolvimento de uma estratégia de concentração por flotação com aplicação industrial depende da avaliação de parâmetros como: liberação do minério, caracterização mineralógica detalhada, teste de coletores de diversas naturezas nas duas rotas possíveis, avaliação de dosagem e pH ótimos, análise da influência da distribuição granulométrica e avaliação do efeito do grau de dispersão da polpa.

Nesse contexto, o presente trabalho estudou o emprego da flotação em diferentes amostras do circuito de comunicação de bauxita da Alcoa – Juruti, avaliando reagentes comerciais para concentração de gibbsita em flotação reversa de caulinita.

2 OBJETIVOS

O objetivo do trabalho foi propor uma estratégia de concentração por flotação em minério de bauxita, oriundo de Juruti - PA, para a redução do teor de SR.

Os objetivos específicos foram:

- Realizar a caracterização química e mineralógica de diversas amostras de bauxita;
- Comparar os principais reagentes coletores e modificadores para promover a concentração de gibbsita por flotação;
- Testar as condições mais promissoras em amostras mais finas;
- Otimizar as condições de flotação para a redução do teor de SR.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1 BAUXITA

Bauxita é uma rocha de origem supergênica, ou seja, tem sua gênese associada a um prolongado intemperismo e lixiviação de sílica a partir de rochas com alumínio. A existência de um clima tropical a subtropical, com uma temperatura média anual acima de 20°C, é condição essencial para sua formação. Ela também pode ser derivada do intemperismo de calcários com argilas (Carvalho et al., 1997).

A alternância entre estações secas e úmidas favorece o processo de intemperismo, assim, as principais reservas estão localizadas em países como Brasil, Jamaica, Austrália, Guiné, Índia e China. Devido a esse mecanismo de intemperismo, a bauxita tem uma cor avermelhada (com maior ou menor intensidade,

respectivamente, sob a maior ou menor ocorrência de óxido de ferro) (SAMPAIO et al, 2008; ABAL, 2018).

A bauxita é uma mistura de óxidos hidratados de alumínio que pode ser predominante em gibbsita ($\text{Al}(\text{OH})_3$), boehmita ($\alpha\text{-AlO}(\text{OH})$) ou diásporo ($\gamma\text{-AlO}(\text{OH})$) (Klein e Dutrow, 2012). As propriedades de tais minerais de minério estão descritas na Tabela 1. Os minerais acessórios são principalmente óxidos ou hidróxidos de silício, ferro e titânio. Também podem ser encontrados traços de outros elementos como fósforo, arsênio, molibdênio, gálio, cloro, iodo, bromo, potássio, germânio, enxofre, vanádio, flúor e carbono (Sampaio et al., 2005; Arenare, 2008).

Tabela 1- Propriedades típicas dos minerais constituintes da Bauxita.

Mineral	Gibbsita	Boehmita	Diásporo
Fórmula química	$\text{Al}(\text{OH})_3 - \gamma$	$\text{AlO}(\text{OH}) - \gamma$	$\text{AlO}(\text{OH}) - \alpha$
$\text{Al}_2\text{O}_3 : \text{H}_2\text{O}$	1:3	1:1	1:1
Sistema de cristal	Monoclínica	Ortorrômico	Ortorrômico
Dureza de Mohs	2,5-3,5	3,5-4,0	6,5-7,0
Densidade (g/cm^3)	2,42	3,01	3,44
Temperatura de desidratação ($^\circ\text{C}$)	150	350	450
Produto da desidratação estrutural	$\text{Al}_2\text{O}_3 - \chi$	$\text{Al}_2\text{O}_3 - \gamma$	$\text{Al}_2\text{O}_3 - \alpha$
Solubilidade ($\text{g Al}_2\text{O}_3/\text{L}$)(*)	128	54	Insolúvel

Fonte: Klein e Hurlbut (1985).

(*) Em solução de Na_2O 100g/L e 125°C .

Os depósitos de bauxita podem ser divididos em dois tipos principais: tipo laterítico e tipo *karst*. O primeiro é responsável por 88% dos depósitos mundiais e, geralmente, são depósitos residuais derivados de rochas aluminossilicatadas primárias, enquanto o segundo representa apenas 12% dos depósitos, que estão associados a rochas carbonáticas (Cruz, 2011).

Naturalmente, os depósitos lateríticos e do tipo *karst* têm composições mineralógicas diferentes, devido à presença de carbonatos e grau de intemperização. Os depósitos lateríticos estão concentrados, principalmente, na Austrália, Brasil,

Guiné e no Caribe, enquanto os depósitos *karst* estão predominantemente na Jamaica e na Europa (Mucsi et al., 2011; Petrakis et al., 2020). Eles são constituídos, essencialmente, de gibbsita e formados por intenso intemperismo de diferentes tipos de rochas (Cruz, 2011).

Os depósitos brasileiros estão largamente distribuídos no território, no entanto, 97% estão concentrados na região amazônica onde constituem depósitos lateríticos. O restante dos depósitos ocorre em diferentes regiões e é formado por diversos tipos de rochas que sofreram ação lixiviante ao longo do tempo (Carvalho et al., 1997; Arenare, 2009). A extensão do corpo do minério varia dependendo da formação geológica. As reservas são cobertas pela vegetação típica da região onde são encontradas, solo orgânico e sobrecarregado, com pouco ou nenhum mineral valioso. Essa camada pode ter cerca de 20 cm de espessura, como no caso do planalto de Poços de Caldas, ou até 8 m, como em algumas regiões do estado do Pará (Abal, 2018).

No que diz respeito à aplicação, aproximadamente 95% da bauxita é utilizada na produção de alumínio, e o restante se aplica na produção de alumina (Al_2O_3), utilizada como abrasivo ou em materiais refratários aluminosos. Para cada caso, o processo é alimentado com especificações distintas de bauxita no que diz respeito à distribuição de óxidos, conforme a Tabela 2 deixa evidente.

Tabela 2 - Especificações de mercado para bauxitas.

Bauxita não metalúrgica		Bauxita metalúrgica	
Óxido	Composição (%)	Óxido	Composição (%)
Fe_2O_3	2,5 (máx)	Fe_2O_3	11,0 – 12,0
SiO_2	5,0 – 7,0	SiO_2	< 4,0
Al_2O_3	50,0	Al_2O_3	> 48,0

Fonte: Habashi, 1993.

3.2 CONCENTRAÇÃO DE BAUXITA E METALURGIA DE ALUMINA

As operações de concentração não são comuns às plantas de beneficiamento de bauxita metalúrgica, porque a bauxita lavrada é bastante rica ou pode ser enriquecida com processos de separação granulométrica que conduzem à concentração física (Massola, 2008).

O processamento mineral de bauxita envolve, principalmente, operações de cominuição, atrição e peneiramento e ou classificação para preparação da granulometria da alimentação do processo seguinte, de extração metalúrgica, chamado processo Bayer (Sampaio et al, 2008).

A Figura 1 descreve, de maneira simplificada, como ocorre a formação de alumina Al_2O_3 a partir da bauxita no processo Bayer. O processo consiste em lixiviação alcalina seguida de precipitação de alumina (Al_2O_3). Tal processo pode ser considerado seletivo, uma vez que dissolve principalmente hidróxidos de alumínio, deixando outros óxidos e hidróxidos metálicos na forma sólida. Uma operação sólido-líquido é responsável por remover o material sólido que constitui um resíduo chamado lama vermelha (Sampaio et al., 2008; Smith, 2009). Em seguida, há precipitação de alumina tri-hidratada ($Al_2O_3 \cdot 3H_2O$), que é filtrada e calcinada para formação de alumina. O líquido proveniente da filtragem possui alto teor de NaOH e recircula no processo (Chaves, 2022).

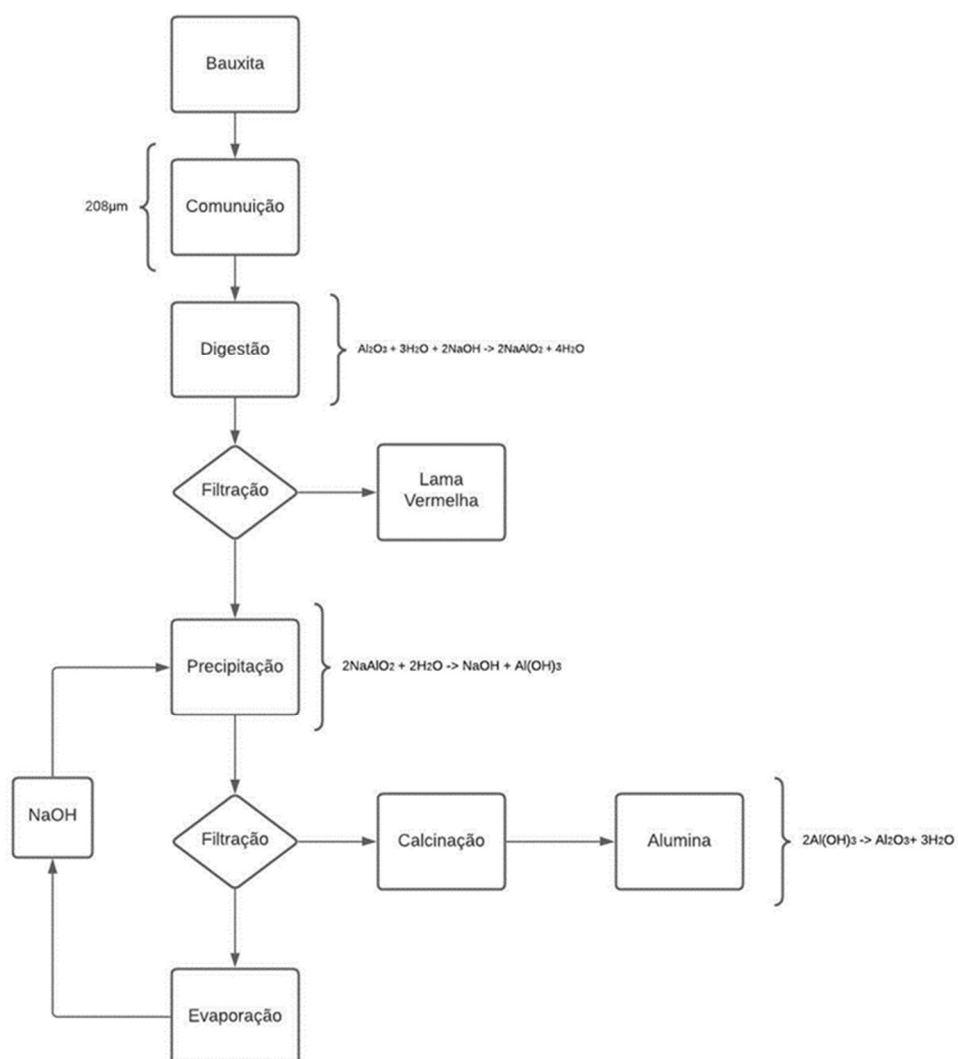
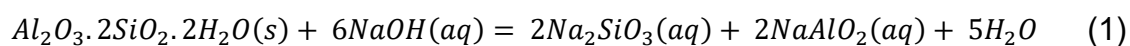


Figura 1- Processo Bayer de produção de alumina.
Fonte: Adaptado de Sampaio et al, 2008.

No entanto, as bauxitas têm apresentado cada vez mais contaminantes, com destaque para os silicatos. A sílica presente na bauxita pode ocorrer como quartzo ou argilominerais (principalmente caulinita). A sílica proveniente da caulinita é denominada sílica reativa, porque se dissolve na operação de digestão (lixiviação) do processo Bayer, de acordo com a reação da Equação 1.



A dissolução da sílica reativa faz com que o processo Bayer deixe de ser completamente seletivo à lixiviação de gibbsita. Após a digestão, a sílica é precipitada na forma de “sodalita Bayer”, cuja fórmula é $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. Assim, o efeito prejudicial da dissolução da sílica reativa está no consumo de hidróxido de sódio e de alumínio (Ballester et al., 2000; Avelar, 2011).

Para adequar a quantidade de sílica reativa presente no minério que alimenta o processo Bayer, emprega-se a operação de lavagem, que por meio de atrição e peneiramento ou classificação, remove partículas inferiores a 37 μm . Esta fração tem grande quantidade de sílica reativa, uma vez que a caulinita, que é uma argila, se concentra na fração fina. Tais processos dão origem a um rejeito que contém teores altos de alumínio, mas não são utilizados nos processos metalúrgicos devido ao elevado teor de sílica reativa.

Outra prática industrial para atingir teores adequados para o processo Bayer é a blendagem, que mistura em proporções distintas, bauxitas com diferentes teores de sílica reativa. A especificação para alimentação do processo Bayer pode variar para cada refinaria, por exemplo, na Votorantim Metais as especificações com relação a AA (alumina aproveitável) e SR (sílica reativa) são >30% e <5%, respectivamente (Delboni, 2014).

Algumas empresas utilizam métodos de concentração gravimétrica no processamento de bauxita de grau refratário. Pode-se citar como exemplos a Mineração Santa Lucrecia (MSL) em Monte Dourado (PA), que utiliza separadores de meio denso Dinawhirlpool (DWP) para a remoção de ferro e laterita e a Companhia Brasileira de Alumínio (CBA) em Itamarati de Minas (MG), que utiliza espirais concentradoras e separação magnética (Massola et al., 2009). No entanto, operações de concentração gravimétricas não seriam adequadas para a concentração de bauxita metalúrgica com o objetivo de separar-se gibbsita de silicatos, uma vez que as densidades desses minerais são similares (Arenare, 2008).

Apesar de a flotação ser uma rota de concentração empregada na maioria dos processos de beneficiamento de minérios do mundo, na indústria de bauxita sua aplicação constitui uma nova rotina (Massola et al., 2009). Alguns estudos têm demonstrado que a separação por flotação reversa ou direta pode conduzir a um aumento no teor de alumínio aproveitável acompanhado pela redução do conteúdo de

contaminantes como silicatos e minerais portadores de ferro (Bittencourt et al., 1990; Massola et al., 2009; Liu, et al., 2010).

3.3 FUNDAMENTOS DA FLOTAÇÃO

A ideia da utilização do método de flotação foi concebida em meados do século 19, quando houve a primeira descrição patenteada de um processo de concentração de sulfetos utilizando óleos por Williams Haynes (Baltar, 2021).

Para a época, as inviabilidades técnicas e elevados custos devido à utilização de óleo como meio líquido hidrofóbico impossibilitou o avanço da operação unitária que ali surgia. Somente no século 20 a flotação se tornou industrialmente interessante (1906), pelo pressuposto que a agitação do fluido aquoso geraria um ambiente hidrofóbico, e que, a partir a alimentação de ar por diferença de pressão através do impelidor, poder-se-ia criar um ambiente com diferentes zonas: (i) meio aquoso para as partículas hidrofílicas e (ii) ar para agrupar as partículas hidrofílicas (Baltar, 2021).

Esse avanço permitiu que, em Montana (EUA), no início do século 20, fosse introduzida a primeira operação de flotação para concentrar esfarelita (ZnS). Tal movimento permitiu os estudos e descobrimento de interações entre reagentes anfífilicos e minerais para a promoção da operação de flotação nos minerais hidrofílicos. A primeira operação de flotação chegou no Brasil apenas em meados da década de 50, para tratar minérios de chumbo do Vale do Ribeira, SP (Chaves, 2008).

A flotação é uma das principais técnicas de concentração mineral nos empreendimentos devido à versatilidade ao tratar diferentes tipos de minérios (Gupta e Yan, 2016). Isso ocorre, pois, a flotação é uma técnica que utiliza das propriedades físicas (granulometria, liberação, área de contato), mas também as propriedades químicas (adsorção, concentração dos reagentes, pH da polpa) minerais cuja hidrofobicidade pode ser introduzida por reagentes, garantindo uma separação otimizada (Leja, 1982).

Leja (1982) disserta sobre a possibilidade de se operar com finos na flotação. A reduzida granulometria torna a propriedade física irrelevante frente às interações químicas e à quantidade de área superficial exposta. Isso significa que, nas demais operações de concentração, esses finos não seriam separados, e na flotação consegue-se destiná-los corretamente. A melhor faixa de trabalho para flotação em

bancada, é entre 10 e 100 micrômetros (Alexandrino et al., 2007; Leja, 1982), e seu limite superior é de 300µm a 500µm (Fuerstenau, 2004; Leja, 1982; Alexandrino et al., 2007).

Concentrar minerais por flotação depende do fato de a superfície do mineral a ser flotado ser mais hidrofóbica em relação aos minerais que não se deseja flotar. Quando esta diferenciação no grau de hidrofobicidade das partículas não ocorre naturalmente, utilizam-se de substâncias químicas anfífilas, chamadas agentes coletores, que recobrem as superfícies das partículas por meio de adsorção física ou química, tornando-as hidrofóbicas (Fuerstenau, 2004; Gupta, 2016).

Coletores são substâncias cujo papel principal é, por meio da adsorção química ou física na interface sólido-líquido, hidrofobizar as partículas, de modo que elas tendam a se aproximar das bolhas de ar, para assim, ascenderem junto com as bolhas para a espuma (Fuerstenau, 2004). Os coletores são moléculas anfífilas ou heteropolares que apresentam uma extremidade polar que tem afinidade pelo sólido e adsorve na interface sólido-líquido, e outra apolar que é uma cadeia hidrocarbônica que fica exposta à solução de água na flotação (Leja, 1982; Chaves, 2008; Fuerstenau, 2004; Bartar, 2021).

A flotação em bancada é a representação em escala reduzida e ambiente controlado da operação de flotação em célula praticada industrialmente. A Figura 2, ilustra como é a dinâmica do processo. Os equipamentos de flotação promovem o encontro entre partículas em polpa e bolhas de ar. No caso das células mecânicas, a polpa é mantida em suspensão pela agitação de um rotor e no caso das colunas, a alimentação da polpa ocorre na parte superior do equipamento. Em ambos os casos, o ar é introduzido no fundo do equipamento e partículas e bolhas são colocadas em movimento em sentidos contrários. As partículas hidrofóbicas encontram as bolhas, se aderem a elas e são transportadas para o topo do equipamento onde existe a camada de espuma que é removida por transbordamento. As partículas hidrofílicas não se aderem às bolhas e se encaminham para o fundo do equipamento.

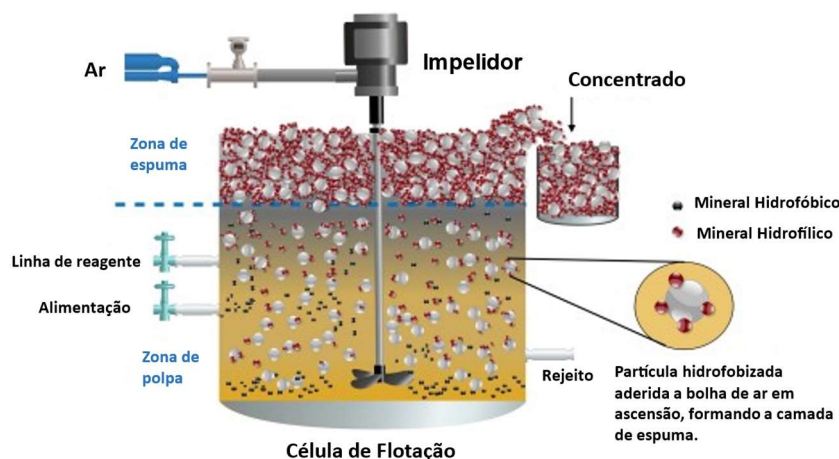


Figura 2- Processo de flotação.

(i) em cinza, as bolhas de ar oriundas da injeção de gás e produzidas pela rotação do impelidor; (ii) os minerais de minério em ascensão destacado na cor vermelha e os minerais de ganga representados pelas esferas pretas.

Fonte: Li et. Al, 2019.

Existem duas rotas de flotação cuja a opção por uma ou outra depende das composições químicas e mineralógicas de cada minério. Na rota denominada “rota direta”, o mineral de minério flota e os minerais de ganga são deprimidos, e na “rota reversa”, os minerais de ganga flotam e o mineral de minério é deprimido. A primeira opção, em um projeto de flotação, é flotar o que está presente em menor teor. Há também a flotação *bulk* em que mais de um mineral de minério é concentrado, para que posteriormente, em um novo estágio de flotação, eles sejam separados. Em minérios polimetálicos, por exemplo, é possível se flotar exclusivamente cada mineral de minério (flotação diferencial) ou todos associados em uma fração granulométrica maior (flotação coletiva), para uma posterior flotação seletiva (Chaves, 2008; Baltar, 2021).

Depressores são substâncias utilizadas quando não há seletividade entre o coletor e os minerais que devem flotar. Ele atua adsorvendo, antecipadamente, na superfície do mineral que não se objetiva ser flotado, como mostra a Figura 3. Ela ilustra a situação em que o coletor e o depressor são adicionados concomitantemente ao condicionamento e disputam a superfície a ser adsorvida (A). Na situação (B), apenas o coletor está presente adsorve na superfície mineral que não deve flotar. Por último (C), há a atuação correta do agente depressor, interagindo com sítios específicos das partículas, antes da dosagem do agente coletor, de modo que o

coletor atue apenas nas partículas que estão com a superfície exposta, isso é, aquelas que deverão ser flotadas (Fuerstenau e Somasundaran, 2003).

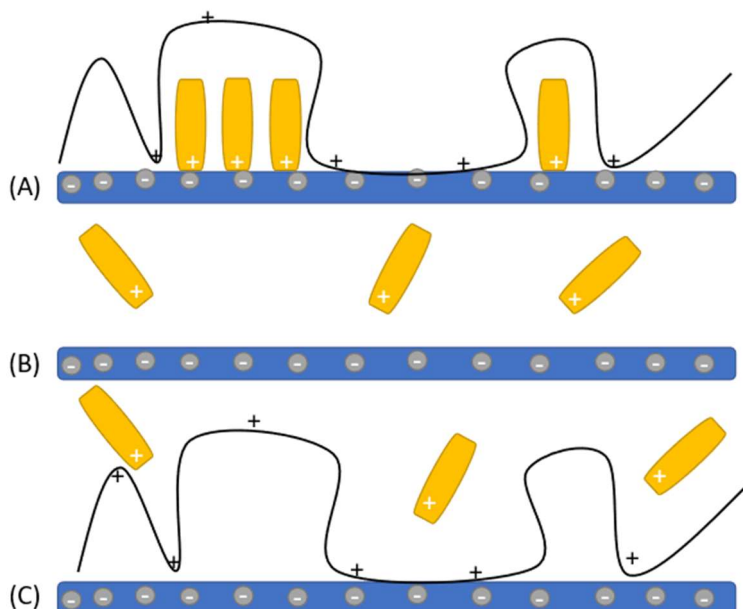


Figura 3- Efeito da utilização de depressores na superfície mineral.
Fonte: Adaptado de Fuerstenau e Somasundaran, 2003.

3.4 FLOTAÇÃO DE BAUXITA

O grande desafio na flotação de bauxita consiste na separação entre diásporo/gibbsita e caulinita visto que ambos possuem alumínio expostos, e isso por sua vez, torna suas superfícies similares (Xu et al., 2004). A maioria dos trabalhos da literatura se dedica à flotação de bauxita diaspórica da China que se diferencia da bauxita brasileira devido ao fato de esta última apresentar gibbsita como mineral de minério.

Além dos minerais de minério serem diferentes, as impurezas também são distintas. Óxidos de ferro e titânio estão presentes nos dois tipos de depósitos. Ilita, pirofilita e caulinita são os principais silicatos no minério chinês, enquanto caulinita e quartzo compõem os silicatos da bauxita brasileira (Rodrigues et al., 2016). É importante considerar que, por vezes, os trabalhos de flotação de bauxita estudam minérios tendo quartzo como mineral de ganga ao invés de caulinita.

As rotas diretas de flotação de minerais portadores de alumínio ou reversa de flotação de silicatos têm sido estudadas na flotação de bauxita (Smith, 2009). Na flotação direta, a gibbsita ou o diásporo flotam com coletores aniônicos em $\text{pH} < 6,0$,

e silicato de sódio e amido de milho são possíveis depressores para silicatos e gibbsita, respectivamente (Gibson et al., 2017; Smith, 2009). Os coletores aniônicos mais utilizados são ácidos graxos ou hidroxamatos (Gibson et al., 2017; Sanjun et al., 2013; Jiang et al., 2010, 2011).

Na rota direta, há elevado consumo de coletor, uma vez que flota-se o mineral de minério que está presente em maior quantidade, o que aumenta consideravelmente o custo do processo. No caso da bauxita diaspórica da China, por exemplo, 80% do material é mineral portador de alumínio (Xu et al., 2004).

Na rota reversa de silicatos são utilizados coletores catiônicos em $\text{pH} > 9,0$ e diásporo ou gibbsita são deprimidos. As aminas graxas e sais quaternários de amônio são os coletores catiônicos comumente utilizados (Rodrigues et al., 2016; Marino, 2012) e amido tem sido utilizado como depressor de gibbsita e diásporo (Bittencourt et al, 1990; Massola, et al., 2009; Liu et al., 2010; Marino, 2013).

Poucos trabalhos abordam a flotação de bauxita gibbsítica (Massola, 2009; Marino et al., 2013; Rodrigues et al., 2016). Marino et al. (2013) aplicaram flotação direta e reversa na concentração da bauxita de Paragominas-PA, que contém 47,7% de Al_2O_3 e 4,0% de SR, além de minerais portadores de ferro. A flotação reversa foi conduzida em $\text{pH} < 6,0$ utilizando-se uma mistura de ácidos graxos e amina como coletor de caulinita e hexamatafosfato de sódio como depressor de gibbsita, além de amido de milho como depressor de minerais portadores de ferro. A flotação reversa da caulinita apresentou resultados satisfatórios sem o uso de deslamagem, o concentrado apresentou 55,9-70,9% de Al_2O_3 e razão $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$ de 7,41-9,83. A flotação direta da gibbsita, por sua vez, foi realizada com deslamagem prévia em $\text{pH} 10,5$ com uma mistura de alquil hidroxamato e ácidos graxos como coletores de gibbsita e carbonato de sódio mais silicato de sódio como depressores de caulinita e minerais portadores de ferro. O concentrado obtido conteve 53,4-58,3% de Al_2O_3 , além de 8,44-10,58 de $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$ (Marino et al., 2013).

Massola (2009) conduziu ensaios de flotação reversa em usina piloto com rejeitos de bauxita da usina de Itamarati de Minas-MG (Empresa Votorantim Metais) que operava com minério de Miraf. Eteramina e amido de milho foram utilizados em $\text{pH} 10$ como coletor de silicatos e depressor de gibbsita, respectivamente. Na planta piloto, uma operação de separação magnética sucedia a flotação para a remoção de

minerais portadores de ferro. O concentrado obtido apresentou recuperação em massa de 28,8%, recuperação metalúrgica de 81,2% com teor de Al_2O_3 de 54% e relação Al_2O_3/SiO_2 de 12,6.

Rodrigues et al. (2016) realizaram estudos fundamentais de microflotação com gibbsita e caulinita. Tais estudos revelaram que a seletividade entre os dois minerais pode ser atingida utilizando-se dois sais quaternários de amônio como coletores de silicatos acompanhados de amido de milho como depressor de gibbsita na flotação reversa. Ensaios de bancada com minério realizados em pH 7 com 400 g/t de coletor conduziram a 72-78% de recuperação de Al_2O_3 .

Alguns estudos realizados na Universidade Federal de Alfenas contribuíram para o desenvolvimento de tecnologia para a concentração de bauxita gibbsítica. Barbosa et al. (2016) conduziu flotação direta de gibbsita para a remoção de minerais portadores de ferro de uma bauxita refratária de Barro Alto-Go. Hidroxamato foi utilizado como coletor de gibbsita, silicato de sódio e amido como depressores de silicatos e minerais portadores de ferro, respectivamente. Maior desempenho na flotação foi atingido com 395 g/t de coletor, pH 9,5 e 10 min de moagem. O teor de Fe_2O_3 foi reduzido de 7,66% para 4,81-5,03%.

Freitas (2015) e Rezende (2016) conduziram flotação reversa e direta, respectivamente, para a concentração de gibbsita do rejeito fino da operação da Votorantim Metais em Mirafim-MG. Na flotação direta, a estratégia de concentração que resultou em maior desempenho consistiu na utilização de 780 g/t de hidroxamato como coletor, 500 g/t de silicato de sódio e amido de milho como depressores de silicatos e minerais portadores de ferro, respectivamente, em pH 9,0. Obteve-se um concentrado com 42,43% de recuperação mássica, 52,60% de recuperação metalúrgica e teores de 25,8% de AA e 8,45% de SR (Rezende, 2016). Na flotação reversa a estratégia mais adequada consistiu na utilização de 25 g/t amina como coletor de silicatos, 500 g/t de amido de milho como depressor gibbsita em pH 10,0. O menor teor de SR no rejeito foi de 3,6% com recuperação metalúrgica de AA de 70,5%.

Ensaios exploratórios (Lot et al., 2019) revelaram a possibilidade de redução do teor de SR, de minério de Poços de Caldas, por meio da flotação reversa utilizando-se coletor catiônico misto composto por monoamina e eteramina e amido de milho

como depressor. O ensaio mais promissor com flotação reduziu a sílica de 5,2% para 4,7% com recuperação acima de 90%. No entanto, muitos trabalhos ainda devem ser desenvolvidos para que a concentração de gibbsita por flotação seja aplicada em escala industrial.

Muitas vezes, a estratégia da flotação de um determinado minério é feita a partir de rotas já existentes para minérios semelhantes, por exemplo, devido à semelhança de afinidade de reagentes pelos minerais constituintes de bauxita e minério de ferro, os reagentes utilizados no minério de ferro são potenciais reagentes para flotação em bauxita (Massola et al., 2009).

Neste sentido, Filipov et al. (2021) apontaram o reagente comercial da F-5530, composto por grupos funcionais do tipo amidoamina-N-[3-(Dimetilamino)propil]dodecanamida, como altamente seletivo para silicatos, em específico, para caulinita, na concentração de minério de ferro. Os ensaios foram realizados em microflotação gerando flotabilidade acima de 90% com a amidoamina. Além disso, medidas de ângulo resultaram em valor muito superior (50°) para amidamina Flotisor 5530, em comparação à eteramina (10°). Em um segundo trabalho Filipov et al. (2021) conduziu testes de flotação em coluna em escala piloto alimentada com lama de minério, empregando-se 160g/t do coletor na ausência de depressor em pH 10,5. Foi obtido um concentrado com 91,5% de recuperação metalúrgica de Fe_2O_3 , 53,1% de SiO_2 no rejeito silicatado e teor de Fe no produto de 53%.

De modo similar, Araujo et al. (2020), realizou testes de flotação em coluna com o minério de ferro da Mina de Brucutu utilizando o Flotisor 5530 e obteve resultados satisfatórios sem utilizar depressor em pH 10. O concentrado apresentou recuperação metalúrgica de Fe_2O_3 de 75%, teor de Fe 50% e teor de sílica de 12%.

Para o minério da mesma mina de Brucutu e para mina João Peneira, Rocha (2021) comparou a amidoamina F-10118 com eteramina Flotisor 7100. O autor relata que, apesar do maior consumo de reagente, (até 100% maior) é observado também, uma altíssima seletividade em pH 10,5 na ausência de depressor, utilizando-se a amidamina. Para o minério de Brucutu, a flotação em pH 10,5 na ausência de depressor e com dosagem de coletor de 100g/t, gerou concentrado de ferro com

recuperação metalúrgica de Fe de 18,7% para eteramina e de 87,3% utilizando-se a amidamina.

Faustino et al. (2021) sugerem que a amidoamina tem maior seletividade para silicatos, em especial para o quartzo, em comparação à eteramina, muito comumente empregada na flotação catiônica reversa de silicatos.

Lage (2018) estudou o rejeito de bauxita da Alcoa de Juruti-PA que era gerado em 2018, para estudar seu comportamento na flotação. Os melhores resultados foram obtidos em pH 10, empregando-se uma Tomamina (reagente comercial) como coletor na dosagem de 400g/t e amido gelatinizado como depressor na dosagem de 800g/t com uma concentração de sólidos de 15%. O autor obteve um concentrado com 4,81% de teor de SiO_2 e 46,14% de Al_2O_3 , sugerindo que, a quantidade de sólidos e suas variáveis associadas (como a viscosidade) , podem impactar flotação de bauxita.

3.4.1 Reologia e viscosidade de polpa

A viscosidade refere-se à resistência de um fluido ao escoamento, enquanto a reologia engloba o estudo do escoamento e da deformação dos materiais. De acordo com Boger et al. (2020), a viscosidade é uma medida do atrito interno de um fluido, e é definida como a razão entre a tensão de cisalhamento e a taxa de cisalhamento. A tensão de cisalhamento é a força aplicada a um fluido em uma direção perpendicular à direção do fluxo, enquanto a taxa de cisalhamento é o gradiente de velocidade dentro do fluido. Em outras palavras, a viscosidade descreve a facilidade com que um fluido flui e sua resistência à deformação.

Reologia, por outro lado, é o estudo da deformação e escoamento de materiais sob tensões aplicadas. Para Boger, Scales e Sofra (2020), a reologia preocupa-se em entender o comportamento mecânico dos materiais e como eles se comportam sob diferentes condições, como temperatura, pressão e taxa de cisalhamento.

Os principais comportamentos reológicos são:

- Newtoniano;
- Não newtoniano;
- Plástico;

- Viscoelástico.

O comportamento newtoniano refere-se a materiais que exibem uma relação linear entre tensão de cisalhamento e taxa de cisalhamento, onde a viscosidade é constante. Segundo Fernández et al. (2019), exemplos de fluidos newtonianos incluem água e a maioria dos gases, onde a viscosidade permanece constante independentemente da taxa de cisalhamento.

O comportamento não-newtoniano refere-se a materiais que não seguem uma relação linear entre tensão de cisalhamento e taxa de cisalhamento. De acordo com Boger et al. (2020), os fluidos não-newtonianos podem ainda ser classificados em vários subtipos: pseudo-plástico, dilatante e viscoelástico.

Os fluidos de pseudo-plásticos exibem uma diminuição na viscosidade com um aumento na taxa de cisalhamento, enquanto os Dilatantes exibem um aumento na viscosidade com um aumento na taxa de cisalhamento. Em contrapartida, materiais viscoelásticos exibem propriedades viscosas e elásticas e podem apresentar comportamento de pseudo-plástico ou dilatantes a depender da força exercida. A viscosidade dos materiais viscoelásticos é afetada pela taxa de cisalhamento, enquanto a elasticidade é afetada pela frequência de deformação (Leong, 2021)

Materiais que apresentam comportamento plástico são caracterizados, de acordo com Leong (2021), como fluidos plásticos e comportam-se como sólidos em tensões abaixo da tensão de escoamento e como líquidos acima da tensão de escoamento.

Para a indústria de mineração, a viscosidade e o comportamento reológico são parâmetros relevantes no transporte e manipulação de polpas de minérios. Possa (2022) retrata que, por vezes, a viscosidade é tratada como o principal parâmetro que afeta uma operação em detrimento do comportamento reológico, uma vez que é difícil prever o comportamento de um sólido não estático. Ele também enfatiza o efeito de diluição da polpa na redução da viscosidade, embora deixe claro que esta pode não ser a principal ou única causa de redução de viscosidade.

Nesse contexto, por vezes, é necessário fazer-se uso de modificadores de viscosidade, e dentre eles, os mais comumente usados são, o hexametáfosfato de

sódio, polímero quaternário de amônio, ácido fosfônico, carboximetilcelulose e poliacrilato de sódio (Leal Filho, Chaves e Braga, 2010; Totou et al., 2010).

Rodrigues, Felipe e Souza (2019) estudaram o uso de hexametáfosfato de sódio como modificador de viscosidade no rejeito de bauxita de Paragominas-PA. O estudo indicou que a adição do reagente em polpas de bauxita aumenta a eficiência no transporte de polpa, além de promover uma redução da viscosidade das polpas, reduzindo em 15% a viscosidade da polpa tratada em comparação com a polpa à 0g/t de dosagem.

Whang et al. (2018) avaliaram o uso de poliacrilato de sódio no processo de floculação seletiva de bauxita diaspórica proveniente de duas operações na China, Henan ZhengZhou e Zhejiang Ouhai. Os resultados indicaram uma faixa de seletividade de pH de 8-12, com uma recuperação metalúrgica de 87% e relação AA/SR de 8,9. Nesse sentido, a revisão feita por Gibson et al. (2017) discorre sobre a possibilidade do emprego dessa janela de seletividade para aprimorar ensaios de flotação, já que o mecanismo de reforço de cargas e formação de flocos pode ser benéfico à flotação.

Segundo Oliveira et al. (2018), o polímero quaternário de amônio é capaz de alterar a carga superficial das partículas, promovendo a neutralização da carga negativa presente nas superfícies, e conseqüentemente, diminuindo a viscosidade das polpas de bauxita. Em comparação com outros dispersantes catiônicos, como o cloreto de policloreto de alumínio e o sulfato de alumínio, o polímero quaternário de amônio apresentou os melhores resultados na redução da viscosidade em polpas de bauxita (Zheng et al., 2020). O polímero quaternário de amônio é, portanto, um polímero catiônico que também pode ser utilizado como modificador de viscosidade em polpas de minério (Yu et al., 2018).

Liu et al. (2019) estudou a o efeito de modificação de viscosidade em minério de Ferro e obteve resultados satisfatórios utilizando carboximetilcelulose para a flotação de sílica no minério de ferro. Os autores indicam que a carboximetilcelulose interage com a superfície dos silicatos aumentando sua hidroflicidade e este efeito amplia a seletividade da flotação. Júnior et al. (2019) reforçam que o hexametáfosfato de sódio e o poliacrilato de sódio também são amplamente utilizados na indústria de

mineração como modificadores de viscosidade em polpas de bauxita, e que sua eficiência depende das condições específicas de cada processo.

4 MATERIAIS E MÉTODOS

4.1 PREPARAÇÃO DE AMOSTRA

Dois tipos de rochas de bauxita provenientes de Juruti – PA, enviadas pela empresa Alcoa, foram empregadas neste trabalho: (i) produtos de processo provenientes do circuito de classificação por ciclonagem e (ii) bauxita nodular. A Figura 4 ilustra os pontos de coleta das amostras de minério, e a Tabela 3 relaciona cada produto de beneficiamento com a nomenclatura utilizada neste trabalho e os teores típicos esperados para cada material.

Para avaliar o comportamento da flotação, foi feito um *blend* constituído pelo *underflow* final da ciclonagem de superfinos (USFN10) e o rejeito, na proporção 3:1 em massa, com intuito de simular a alimentação da ciclonagem secundária em 10". A formação do *blend* também teve o objetivo de se obter um teor de SR e finos intermediários entre as amostras USFN10, OFN26 e rejeito.

O *underflow* foi recebido seco e os *overflows* foram recebidos na forma de polpa. Para garantir que a homogeneização das amostras fosse eficiente, as amostras em polpa foram secas em estufa a 80°C, e cuidadosamente destorroadas em almofariz cerâmico com o auxílio de peneira de 0,84 mm.

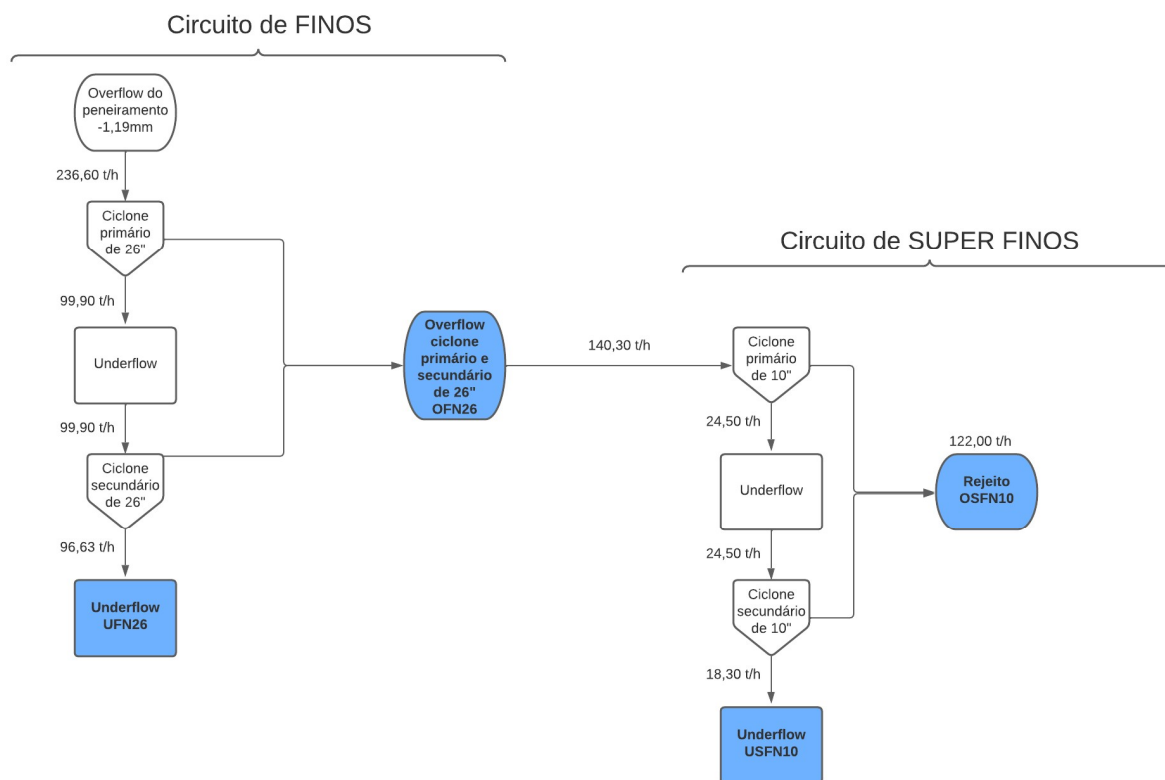


Figura 4- Fluxograma de classificação da planta de Juruti ilustrando a coleta das amostras.

Fonte: Do autor.

Tabela 3- Caracterização de processo das amostras disponibilizadas para estudo.

Bauxita	Identificação	Parâmetros típicos do beneficiamento		
		AA	SR	% de sólidos
<i>Overflow</i> da ciclonação de finos em ciclones de 26"	OFN26	12,18	22,17	8,20
<i>Overflow</i> da ciclonação de superfinos finos em ciclones de 10"	rejeito	7,91	24,82	6,80
<i>Underflow</i> da ciclonação secundária de finos em ciclones de 26"	UFN26	45,74	3,68	69,00
<i>Underflow</i> da ciclonação secundária de superfinos em ciclones de 10"	USFN10	40,73	4,45	59,10
Bauxita nodular	Nodular SD* *sem deslamar Nodular DE* *deslamada	-	-	-

Fonte: Do autor.

A bauxita nodular foi cominuída por meio de britagem em britador primário de mandíbulas até que 100% do material fosse passante em 4,5 mm, seguida de britagem secundária em britador, também de mandíbulas, até que 100% fossem passantes em 1,8 mm. A amostra britada foi homogeneizada em pilha alongada e distribuída em alíquotas de 1 kg destinados à moagem.

A moagem foi realizada em moinho de bolas cerâmico de 21,5 cm de diâmetro e 28,0 cm de altura em mesa rotatória, a 49 rpm (50% da velocidade crítica de 98 rpm). Para a determinação do tempo de moagem, amostras foram moídas por 5, 10, 20, 40 e 50 min, e peneiradas a úmido em 150 μ m. Através da curva de moagem ilustrada na Figura 5, foi possível determinar o tempo de moagem para um P80 em 150 μ m, de 45 min por interpolação dos dados experimentais. Este tempo foi confirmado em uma amostra, e repetido no restante das alíquotas de moagem.

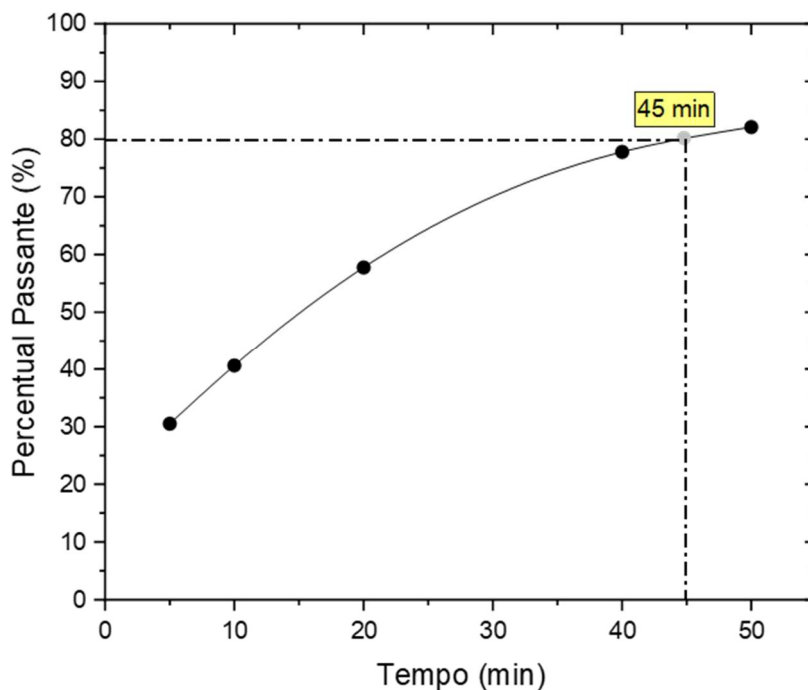


Figura 5- Curva de moagem elaborada para a determinação do tempo de moagem (P80 em 150 μm).
Fonte: Do autor.

Após a moagem, a bauxita nodular foi homogeneizada em pilha alongada, como ilustrado na Figura 6 e quarteada em duas frações, onde uma das frações foi deslamada para a remoção de finos. A deslamagem foi conduzida por peneiramento a úmido em peneira de escala piloto (1 m^2) de 45 μm .

Todas as demais amostras também foram homogeneizadas em pilha alongada (do tipo chevron), retomada três vezes, e distribuídas em alíquotas $400 \pm 0,05$ g destinadas à flotação. Para alguns ensaios com a OFN26 e rejeito, as alíquotas de 400 g foram quarteadas em alíquotas de 100 g para alimentar ensaios de flotação com menor porcentagem de sólidos em cubas de flotação de mesma geometria. Das pilhas, foi retirada uma “amostra cabeça” representativa destinada à caracterização.



Figura 6- Pilha alongada (chevron) de homogeneização.
Fonte: Do autor.

4.2 CARACTERIZAÇÃO DAS BAUXITAS

As amostras de cabeça foram analisadas em relação aos teores de AA e SR no laboratório LA TEIXEIRA, que segue a ABNT NBR 15944 (2011). De acordo com a norma, o teor de AA é determinado por titulometria e o de SR por espectrofotometria.

A composição mineralógica foi determinada por difratometria de raios X (DRX) utilizando-se o método do pó em um difratômetro SHIMADZU XRD6000, com varredura de ângulo 2θ de $5,0^\circ$ a $70,0^\circ$ e passo de varredura de $0,02^\circ$. O difratograma foi indexado e as fases minerais identificadas qualitativamente utilizando-se o software Match!®.

A composição química foi determinada por fluorescência de raios X (FRX) no equipamento SHIMADZU LAB CENTRE XFR1800. A análise FRX consistiu na fundição das amostras em mufla a 1075°C com tetraborato de lítio ($\text{Li}_2\text{B}_4\text{O}_7$) como fundente para confecção de pastilhas vítreas. Para determinação da curva de distribuição de teores, utilizou-se de um padrão certificado para bauxita através de órgãos referências (como NIST e IPT). Assim, as iterações são realizadas de modo a tentar obter a partir da amostra as curvas de referência e o percentual de óxidos presentes determinados. Os óxidos principais analisados foram: Fe_2O_3 , SiO_2 , TiO_2 , Al_2O_3 . As análises de DRX e FRX foram feitas em parceria com a Mineração Curimbaba.

A distribuição granulométrica foi realizada por meio de peneiramento a úmido nas peneiras de 20, 38, 45, 53, 63, 90, 125, 180, 250 μm e distribuição ponto a ponto por análise de imagem no equipamento Malvern pelo Laboratório de caracterização tecnológica (LCT/USP). A distribuição química por faixas granulométricas das amostras coletadas no circuito de classificação (*underflow* e *overflow*) foi realizada submetendo-se as frações do peneiramento a análise química por FRX, além de análise de AA e SR.

4.3 FLOTAÇÃO

A flotação foi conduzida em célula mecânica de bancada fabricada pela CDC Equipamentos Industriais (modelo CFB 1000-EEON), ilustrada na Figura 7. Todos os testes foram realizados com água destilada e em temperatura ambiente (inferior a 30°C).



Figura 7- Célula de flotação utilizada na condução dos ensaios de flotação.
Fonte: Do autor.

Foram conduzidos ao longo de todo o estudo 179 ensaios, visando estudar as estratégias de flotação catiônica reversa de silicatos para remoção de sílica reativa e

e foram em dois estágios, *rougher* e *cleaner*, como ilustrado no fluxograma da Figura 8. Foram conduzidos ensaios com diferentes números de estágio *cleaner*. O procedimento dos ensaios de flotação consistiu em:

- Preparação de polpa na célula a 50% de sólidos;
- Dosagem do dispersante e condicionamento por 2 min (alguns ensaios não tiveram a dosagem de dispersante);
- Dosagem do depressor e condicionamento por 5 min;
- Dosagem do coletor e condicionamento por 2 minutos;
- Dosagem do espumante 30 segundos antes de iniciar a flotação;
- Expansão da polpa com adição de água destilada; Liberação de ar pela válvula na célula, e flotação;
- Repetição da dosagem de reagentes e flotação com o afundado para compor uma etapa de limpeza *cleaner*; Em alguns ensaios, foram executadas etapas de limpeza *cleaner 2* ou 2, 3, e 4.

Em todos os ensaios, empregou-se o espumante DownFroth-250 C (polipropilenoglicol, fornecedor DOW). Nos ensaios com um *cleaner*, 17,5 g/t foram dosados na etapa *rougher*; nos ensaios com dois *cleaners*, 17,5 g/t foram dosados nas etapas *rougher* e *cleaner 1*; nos ensaios com quatro *cleaners*, 17,5 g/t foram dosados nas etapas *rougher* e *cleaner 1, 2 e 3*.

Após cada ensaio, os produtos foram secos, quarteados e enviados para análise de teores AA e SR. Os balanços metalúrgicos de todos os ensaios constam no Apêndice 1.

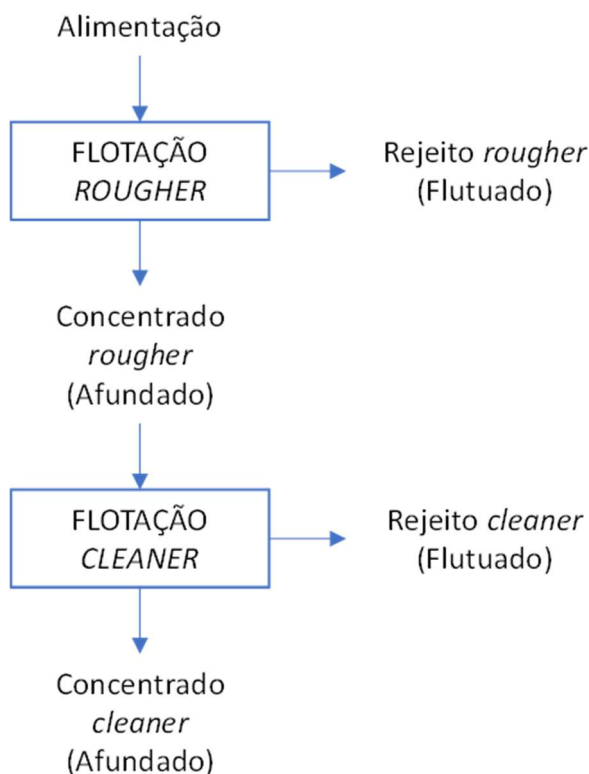


Figura 8- Fluxograma geral dos ensaios de flotação em bancada.

Fonte: Do autor.

*Em alguns ensaios foram executadas de 2 a 4 etapas de limpeza *cleaner* adicionais.

O trabalho foi conduzido em ciclos de ensaios de flotação sendo que os resultados de um ciclo eram empregados no planejamento do ciclo subsequente, seguindo uma abordagem adaptativa (Tabela 4). Inicialmente, se avaliou o desempenho de coletores, depressores e dispersantes. Em seguida, houve a otimização da estratégia de flotação com variação de dosagem de reagentes, porcentagem de sólidos, tipo de dispersão e pH, bem como da amostra de alimentação. Por fim, as condições experimentais mais promissoras de flotação foram empregadas nos *overflows* (OFN26 e rejeito) e na bauxita nodular.

Tabela 4- Resumo e categorização do trabalho.

Ciclo	Alvo	Alimentação	Objetivo
1	Coletores	USFN10	Avaliar o desempenho de diversos coletores catiônicos na flotação reversa de caulinita.
2	Depressores	USFN10	Avaliar o desempenho de diversos depressores com os coletores de maior desempenho.
3	Dispersantes	<i>blend</i>	Avaliar o desempenho de diversos dispersantes em amostra com quantidade relevante de finos, com os coletores e depressores de maior desempenho.
4	Otimização	<i>Blend e OFN26</i>	Investigar o efeito da variação dos parâmetros: dosagem de reagentes, porcentagem de sólidos, tipo de dispersão e pH.
5	Rejeito	Rejeito	Aplicar as condições mais promissoras na flotação do rejeito em célula de bancada e coluna
6	Bauxita nodular	Bauxita nodular	Aplicar as condições mais promissoras na flotação da bauxita nodular.

Fonte: Do autor.

4.3.1 Coletores

Os coletores catiônicos do tipo amina provenientes de diferentes fornecedores, descritos na Tabela 5, foram empregados em ensaios de flotação com a amostra USFN10.

Tabela 5- Coletores estudados.

Fornecedor	Nome comercial	Grupo funcional	Identificação
Nouryon	DUOMEEN C	N-coco-1,3-propano-diamina	N-DUOC
Nouryon	ARMEENC	Amina de coco	N-ARMC
Nouryon	LILAFLOT 811M	Propanamina e acetato	N-L811
Nouryon	LILAFLOT 821M	Propanamina e acetato	N-L821
Nouryon	LILAFLOT 201936	Sal quaternário de amônio	N-L936
Clariant	FLOTIGAM EDA	Alquil eteramina neutralizada	F-EDA
Clariant	FLOTIGAM 6012	Eteramina mais dispersante	F-6012
Clariant	FLOTIGAM K2C	Cloreto de dicoco alquil-dimetil-amônia	F-K2C
Clariant	FLOTIGAM 2835 2L	Alquil-eter-diamina	F-22L
Clariant	FLOTIGAM 7100	Alquil-amina	F-7100
Clariant	FLOTIGAM 7034	Alquil-amina	F-7034
Clariant	E/PE MIN 350/19	Amida graxa	MIN 350
Clariant	E/PE MIN 351/19	Amida graxa	MIN 351
Clariant	E/PE MIN 352/19	Amida graxa	MIN 352
Clariant	FLOTINOR 5530	Amidamina	F-5530
Clariant	Gemini MIN103/20	Não informado	Gemini
BASF	LUPROMIM FP B 715	Trietilenotetramina	B-L715
BASF	LUPROMIN FP 18 AS	Sal quaternário de amônio	B-L8AS

Fonte: Do autor.

Todos os coletores foram preparados com a diluição de 1,0 g em 100,00 mL compondo uma solução de partida de 10,0 mg/mL. Volumes variados, a depender da dosagem em g/t pretendida, foram transferidos da solução de partida para a célula de flotação no condicionamento, com pipeta automática.

Os ensaios foram conduzidos com o depressor amido de milho (AMD) nas dosagens 500 ou 800 g/t, com os coletores listados na Tabela 5, nas dosagens de 25 a 100 g/t, na ausência de dispersante. Na maioria dos ensaios, o condicionamento foi realizado a 50,0% de sólidos e a flotação *rougher* a 22,0%. As condições detalhadas podem ser vistas na Tabela 6. Alguns ensaios foram conduzidos com 12,5% de sólidos na flotação *rougher*, uma vez que a literatura aponta a diluição da polpa como promissora para a flotação de bauxita (Lage, 2018).

Tabela 6- Condições experimentais para avaliação de coletores.

Ensaio	Depressor		Dispersante U- Ultrassom* A- Atrição Mecânica**				Coletor		PH	Sólidos, % R- Rougher***	
	Tipo	Dose, g/t	Q	Dose, g/t	U*	A**	Tipo	Dose, g/t	R***	COND	R***
1	AMD	500	-	-	-	-	F-5530	25	9,5	50	22
2	AMD	500	-	-	-	-	F-5530	50	9,5	50	22
3	AMD	500	-	-	-	-	F-5530	100	9,5	50	22
4	AMD	500	-	-	-	-	F-EDA	25	9,5	50	22
5	AMD	500	-	-	-	-	F-EDA	50	8,0	50	22
6	AMD	800	-	-	-	-	F-EDA	25	9,4	50	22
7	AMD	800	-	-	-	-	F-5530	25	9,3	50	22
8	AMD	500	-	-	-	-	F-EDA	25	9,5	50	22
9	AMD	500	-	-	-	-	F-5530	25	8,0	50	22
10	AMD	800	-	-	-	-	F-6012	50	8,8	50	22
11	AMD	800	-	-	-	-	F-K2C	50	9,4	50	22
12	AMD	800	-	-	-	-	C-F22L	50	9,4	50	22
13	AMD	800	-	-	-	-	F-7100	50	9,3	50	22
14	AMD	800	-	-	-	-	F-7034	50	9,1	50	22
15	AMD	800	-	-	-	-	N-DUOC	50	9,1	50	22
16	AMD	800	-	-	-	-	N-ARMC	50	9,4	50	22
17	AMD	800	-	-	-	-	N-L811	50	8,9	50	22
18	AMD	800	-	-	-	-	N-L821	50	9,4	50	22
19	AMD	800	-	-	-	-	N-L936	50	9,0	50	22
20	AMD	800	-	-	-	-	B-L715	50	8,9	50	22
21	AMD	800	-	-	-	-	B-L8AS	50	8,9	50	22
24	AMD	800	-	-	-	-	F-EDA	50	9,1	50	22
25	AMD	800	-	-	-	-	N-L811	25	8,9	50	22
26	AMD	800	-	-	-	-	N-L811	100	9,1	50	22
27	AMD	800	-	-	-	-	NARMC	25	8,9	50	22
28	AMD	800	-	-	-	-	NARMC	100	8,9	50	22
29	AMD	800	-	-	-	-	F-EDA	100	8,9	50	22
30	AMD	800	-	-	-	-	F-6012	25	8,7	50	22
31	AMD	800	-	-	-	-	F-6012	100	9,7	50	22
32	AMD	800	-	-	-	-	F-7100	25	9,6	50	22
33	AMD	800	-	-	-	-	F-7100	100	9,4	50	22
34	AMD	800	-	-	-	-	N1521	50	9,3	50	22
35	AMD	800	-	-	-	-	F-5530	50	9,3	50	22
36	AMD	800	-	-	-	-	Min352	50	9,6	50	22

Ensaio	Depressor		Dispersante U- Ultrassom* A- Atrição Mecânica**				Coletor		PH	Sólidos, % R- Rougher***	
	Tipo	Dose, g/t	Q	Dose, g/t	U*	A**	Tipo	Dose, g/t	R***	COND	R***
37	AMD	800	-	-	-	-	Min350	50	10,0	50	22
38	AMD	800	-	-	-	-	N1520	50	9,5	50	22
39	AMD	800	-	-	-	-	MDB	50	9,3	50	22
40	AMD	800	-	-	-	-	Min351	50	9,1	50	22

Fonte: Do autor.

4.3.2 Depressores

A amostra USFN10 foi utilizada para os ensaios de comparação de diferentes depressores. As características dos depressores testados estão ilustradas na Tabela 7, que evidencia que os diferentes depressores atuam com maior eficiência em meio ácido ou alcalino.

Tabela 7- Agentes depressores utilizados no estudo.

Fornecedor	Nome comercial	Grupo Funcional	Identificação	Faixa ideal de pH
Ingredion	Amidex 3001	Amido de milho	AMD	Meio alcalino
Clariant	Halodex	Amido de milho modificado	AMM	Meio ácido
Dinâmica	* P.A	Ácido tânico	ACT	Meio ácido
Synth	* P.A	Carboximetilcelulose	CMC	Meio alcalino ou ácido

Fornecedor	Nome comercial	Grupo Funcional	Identificação	Faixa ideal de pH
Synth	* P.A	Hexametáfosfato de sódio	HMF	Meio ácido
Clariant	Xanthan Gum	Goma Xantana	GXT	Meio alcalino

Fonte: Do autor.

Todos os depressores foram preparados em solução de 5,0 mg em 250,00 mL compondo 20,0 mg/mL. Os depressores AMM, ACT e HMF são solúveis em água e foram diretamente dissolvidos. O amido de milho foi gelatinizado com NaOH na proporção de 2 g de NaOH para 5 g de AMD. Os depressores CMC e GXT foram preparados após hidratação prévia de 24 h. A Tabela 8 ilustra as condições avaliadas.

Tabela 8- Condições experimentais para avaliação de depressores.

Ensaio	Depressor		Dispersante U- Ultrassom* A- Atrição Mecânica**				Coletor		PH	Sólidos, % R- Rougher***	
	Tipo	Dose, g/t	Q	Dose, g/t	U*	A**	Tipo	Dose, g/t	R***	COND	R***
41	AMM	800	-	-	-	-	F-EDA	50	5,15	50	22
42	AMM	800	-	-	-	-	F-7100	50	5,66	50	22
43	AMM	800	-	-	-	-	F-6012	50	5,42	50	22
44	AMM	800	-	-	-	-	N-L811	50	5,66	50	22
45	AMM	800	-	-	-	-	F-5530	50	5,73	50	22
46	AMM	800	-	-	-	-	F-5530	25	5,38	50	22
47	ACT	800	-	-	-	-	F-5530	50	5,55	50	22
48	ACT	800	-	-	-	-	F-EDA	50	5,48	50	22
49	ACT	800	-	-	-	-	N-L811	50	5,05	50	22
50	CMC	800	-	-	-	-	F-5530	50	5,58	50	22
51	CMC	800	-	-	-	-	F-EDA	50	5,62	50	22
52	HMF	800	-	-	-	-	F-EDA	50	6,1	50	22
53	HMF	800	-	-	-	-	F-5530	50	6,23	50	22
54	HMF	800	-	-	-	-	N-L811	50	6,03	50	22
55	HMF	800	-	-	-	-	F-6012	50	6,13	50	22
56	HMF	800	-	-	-	-	F-7100	50	6,03	50	22
57	CMC	800	-	-	-	-	F-7100	50	10,16	50	22
58	CMC	800	-	-	-	-	F-5530	50	10,61	50	22
59	CMC	800	-	-	-	-	F-6012	50	8,89	50	22
60	CMC	800	-	-	-	-	F-5530	50	9,3	50	22
61	CMC	800	-	-	-	-	F-5530	50	11,72	50	22
62	CMC	800	-	-	-	-	N-L811	50	11,78	50	22
63	CMC	800	-	-	-	-	EDA	50	11,75	50	22
64	AMD	800	-	-	-	-	Gemini	50	9,56	50	22
65	GTX	800	-	-	-	-	F-5530	50	9,42	50	22
66	GTX	400	-	-	-	-	F-5530	50	9,35	50	22
67	GTX	800	-	-	-	-	F-EDA	50	9,3	50	22
68	GTX	800	-	-	-	-	N-L811	50	9,1	50	22
69	NaOH	1000	-	-	-	-	F-5530	50	11,6	50	22
70	ACT	800	-	-	-	-	F-7100	50	5,48	50	22
71	ACT	800	-	-	-	-	F-6012	50	5,38	50	22
72	ACT	800	-	-	-	-	F-5530	50	4,3	50	22

Fonte: Do autor.

Os ensaios foram realizados com os coletores F-5530 e F-EDA, na ausência de dispersante. O condicionamento foi realizado a 50% de sólidos e a flotação *rougher* a 22,0%. Alguns ensaios foram realizados na ausência de depressor, em pH>10, para avaliar a possibilidade de depressão de gibbsita causada pelo excesso de alcalinidade como sugere trabalhos como Phillipov et al (2021), em que na presença de amidamina não foi necessário o uso de depressor.

4.3.3 Dispersantes

A avaliação do desempenho de dispersantes foi conduzida com o *blend*, uma vez que na presença de uma maior quantidade de finos comparado com o USFN10, torna-se necessário o uso de dispersante. O *blend* é composto pelo USFN10 (mais grossa) e rejeito (muito fina) na proporção 3:1. A Tabela 9 contém as informações técnicas dos dispersantes empregados.

Tabela 9- Promotores de dispersão estudados e sua composição segundo a FISPQ.

Fornecedor	Nome comercial	Grupo Funcional	Identificação
Nouryon	Alcosperse 149	poliacrilato de sódio	NO149
Clariant	Floticor SI 7020	poliacrilato de sódio	C7020
Clariant	Floticor SI 7021	Mistura de ácido fosfônico com ácido nítrico	C7021
Clariant	Floticor SI 7302	hexametáfosfato de sódio	C7302
Clariant	E/PE Min 002/20	polímero quaternário e amônio	M0220

Fonte: Do autor.

As soluções de partida dos dispersantes foram preparadas com a dissolução de 2,0 g em 100,00 mL compondo concentração inicial de 20,0 mg/ml. Também, foi avaliada a variação de dosagem utilizando 50 g/t e 200 g/t. Todos os ensaios foram realizados com o coletor F-5530 a 50 g/t, 50% de sólidos no condicionamento e 22,0% de sólidos na flotação *rougher*. Foram empregados os depressores AMD (pH > 8,0),

e AMM (pH < 6,0), nas condições experimentais da Tabela 10. Também foram realizados ensaios na ausência de depressores em pH alcalino (pH > 11,0).

Tabela 10- Condições experimentais para avaliação de dispersantes.

Ensaio	Depressor		Dispersante U- Ultrassom* A- Atrição Mecânica**				Coletor		PH	Sólidos, % R- Rougher***	
	Tipo	Dose, g/t	Q	Dose, g/t	U*	A**	Tipo	Dose, g/t	R***	COND	R***
73	AMM	800	NO149	50	-	-	F-5530	50	5,4	50	22
74	AMM	800	NO149	200	-	-	F-5530	50	5,3	50	22
75	AMM	800	C7020	50	-	-	F-5530	50	NA	50	22
76	AMM	800	C7021	50	-	-	F-5530	50	5,3	50	22
77	AMM	800	M0020	50	-	-	F-5530	50	5,2	50	22
78	AMM	800	-	-	-	-	F-5530	50	5,2	50	22
79	AMD	800	NO149	50	-	-	F-5530	50	8,9	50	22
80	AMD	800	NO149	200	-	-	F-5530	50	9,1	50	22
81	AMD	800	C7020	50	-	-	F-5530	50	8,8	50	22
82	AMD	800	C7021	50	-	-	F-5530	50	8,7	50	22
83	AMD	800	M0020	50	-	-	F-5530	50	8,7	50	22
84	AMD	800	-	-	-	-	F-5530	50	8,8	50	22
85	NaOH	0,4grs	NO149	50	-	-	F-5530	50	11,7	50	22
86	NaOH	0,4grs	NO149	50	-	-	F-5530	50	11,1	50	22
87	NaOH	0,4grs	-	-	-	-	F-5530	50	10,8	50	22
88	AMD	800	C7302	50	-	-	F-5530	50	8,9	50	22
89	AMM	800	C7302	50	-	-	F-5530	50	5,0	50	22

Fonte: Do autor.

4.3.4 Otimização

Com o objetivo de otimizar a redução de SR na flotação, as variáveis dosagem de depressor, tipo de dispersão, dosagem de dispersante, dosagem de coletor e porcentagem de sólidos foram variadas. Os ensaios foram realizados, inicialmente, com o *blend* utilizando-se AMD como depressor, amina F-5530 como coletor, e o dispersante poliacrilato de sódio NO149.

Em alguns ensaios, a dispersão mecânica por ultrassom foi empregada isoladamente ou em combinação com dispersantes químicos. A polpa de condicionamento *rougher* contida em um béquer era colocada no equipamento de ultrassom (Unique – *Ultracleaner* 1400A) por 10 min a 40 kHz, antes da dosagem de reagentes químicos. As condições dos primeiros ensaios de otimização estão ilustradas no Tabela 11.

Tabela 11- Condições experimentais para otimização utilizando a amostra *blend*.

Ensaio	Depressor		Dispersante U- Ultrassom* A- Atrição Mecânica**				Coletor		PH	Sólidos, % R- Rougher***	
	Tipo	Dose, g/t	Q	Dose, g/t	U*	A**	Tipo	Dose, g/t	R***	COND	R***
90	AMD	200	NO149	400	-	-	F-5530	25	8,9	50	22
91	AMD	400	NO149	100	-	-	F-5530	25	8,8	50	22
92	AMD	800	NO149	100	-	-	F-5530	25	8,8	50	22
93	AMD	800	NO149	200	-	-	F-5530	25	8,8	50	22
94	AMD	800	NO149	400	-	-	F-5530	25	8,9	50	22
95	AMD	200	NO149	200	-	-	F-5530	25	8,8	50	22
96	AMD	400	NO149	200	-	-	F-5530	25	9,0	50	22
97	AMD	200	NO149	100	-	-	F-5530	50	9,0	50	22
98	AMD	200	NO149	200	-	-	F-5530	50	9,0	50	22
99	AMD	200	NO149	400	-	-	F-5530	50	9,0	50	22
100	AMD	400	NO149	100	-	-	F-5530	50	9,0	50	22
101	AMD	400	NO149	200	-	-	F-5530	50	9,0	50	22
102	AMD	400	NO149	400	-	-	F-5530	50	9,0	50	22
103	AMD	800	NO149	100	-	-	F-5530	50	9,0	50	22
104	AMD	800	NO149	200	-	-	F-5530	50	9,0	50	22
105	AMD	800	NO149	400	-	-	F-5530	50	9,0	50	22
106	AMD	200	NO149	100	-	-	F-5530	100	8,9	50	22
107	AMD	200	NO149	200	-	-	F-5530	100	8,9	50	22
108	AMD	200	NO149	400	-	-	F-5530	100	9,0	50	22
109	AMD	400	NO149	100	-	-	F-5530	100	9,0	50	22
110	AMD	400	NO149	200	-	-	F-5530	100	9,0	50	22
111	AMD	400	NO149	400	-	-	F-5530	100	9,0	50	22
112	AMD	800	NO149	100	-	-	F-5530	100	9,0	50	22
113	AMD	800	NO149	200	-	-	F-5530	100	9,0	50	22

Ensaio	Depressor		Dispersante U- Ultrassom* A- Atrição Mecânica**				Coletor		PH	Sólidos, % R- Rougher***	
	Tipo	Dose, g/t	Q	Dose, g/t	U*	A**	Tipo	Dose, g/t		R***	COND
114	AMD	800	NO149	400	-	-	F-5530	100	9,0	50	22
115	AMD	200	NO149	100	-	-	F-5530	25	9,0	50	22
116	AMD	400	NO149	400	-	-	F-5530	25	9,0	50	22
117	AMD	800	NO149	100	X	-	F-5530	50	8,9	50	22
118	AMD	800	N/A	0	X	-	F-5530	50	8,9	50	22
119	AMD	800	N/A	0	-	-	F-5530	50	9,0	50	22
120	AMD	800	NO149	100	X	-	F-5530	50	8,9	33	12,5
121	AMD	800	N/A	0	X	-	F-5530	50	9,1	33	12,5
122	AMD	800	NO149	100	-	-	F-5530	50	8,7	33	12,5
123	AMD	800	N/A	0	-	-	F-5530	50	8,9	33	12,5

Fonte: Do autor.

O estudo do efeito de dispersantes na flotação foi complementado com determinações de viscosidade, sedimentação e peneiramento precedido de dispersão, empregando-se ultrassom ou o dispersante nas dosagens de 200 e 400 g/t.

4.3.4.1 Viscosidade

As medidas de viscosidade foram conduzidas com concentrações de sólidos de 8%, 20%, 40% e 50%, com dosagem de 0 g/t, 200 g/t e 400g/t de dispersante NO149 na ausência ou presença de ultrassom a 40kHz por 10 minutos, com análise em reômetro e *shear rate* de 500 a 1500 s⁻¹. As mesmas condições de dosagens e condicionamento para dispersante e ultrassom foram seguidas para os ensaios de sedimentação. Os ensaios foram conduzidos utilizando um reômetro da marca TA *Instruments* modelo DHR2 e temperatura controlada por banho termostático de 25°C. Os ensaios foram conduzidos com a amostra OFN26 à 50%, 20% e 8% de sólidos na ausência de depressor. Para a polpa a 50% de sólidos foi utilizado *spindle* de placas paralelas ranhuradas e para as demais polpas, utilizou-se o *spindle* cilíndrico concêntrico.

4.3.4.2 Teste de sedimentação

Para os testes de sedimentação, adaptou-se o procedimento descrito por Chuanbing e Yuhuab (2008) e Jiang et al. (2019). Os autores descrevem um modelo de equação para determinar o rendimento da sedimentação (Y , em %), ou seja, o quanto o minério sedimentou. Esse parâmetro está inversamente relacionado com a dispersão do meio de polpa, uma vez que maiores dispersões resultam em menor sedimentação Chuanbing e Yuhuab (2008) e Jiang et al. (2019). A Equação 2 abaixo descreve determinar Y :

$$Y = \frac{m}{M} \times 100 (\%) \quad (2)$$

Sendo m a massa sedimentada e M a massa total.

Os ensaios foram realizados misturando-se 2g de minério de bauxita quarteados de uma alíquota representativa da amostra de OFN26 com dispersante em agitador magnético nas concentrações de 0, 200 e 400 g/t de NO149 em um volume de 100ml de polpa. O pH foi ajustado a 9,5 ainda sob agitação.

Após todo o preparo e condicionamento, o béquer contendo a polpa foi vertida lentamente por 10 vezes consecutivas e posteriormente deixado em repouso por 1 minuto. Foram obtidos 2 produtos, um sobrenadante e um decantado. Cerca de 40 ml do sobrenadante foi retirada com auxílio de uma seringa. O mesmo procedimento foi realizado para os ensaios com ultrassom, que foi aplicado antes do início da sedimentação, durante 10 minutos. Foram realizadas 5 réplicas para cada ensaio. A amostra de 40 ml foi levada a estufa a 80°C para secagem e a massa de sólidos desse volume foi determinada. Assim, através de balanço de massa foi possível determinar o rendimento da sedimentação (%) onde menores valores de sedimentação representam uma polpa mais dispersa.

4.3.4.3 Peneiramento

Para os ensaios de peneiramento, foi condicionada cerca de 50g de amostra de OFN26 à 20% de sólidos foi condicionado com dosagens de dispersante NO149 de 0 g/t e 200 g/t durante 1 minuto. Os ensaios foram conduzidos com ou sem ultrassom. Quando foi necessário o uso de ultrassom, ele foi empregado após o condicionamento com NO149 por 10 minutos. O produto desse processo foi peneirado a úmido em 250, 150, 125, 75, 45 e 38 μm . Os acumulados de cada peneira e o material passante em 38 μm foram secos e pesados. O produto passante e retidos em 38 μm foram analisados quanto aos teores de AA e SR por titulação.

4.3.5 OFN26

As condições mais promissoras obtidas com a otimização com a amostra de blend foram aplicadas em flotação utilizando a amostra OFN26 (ver Tabela 12), que tem maior quantidade de partículas finas e maior teor de SR. Como depressor, utilizou-se o AMD, como coletores, foram empregados F-5530, F-EDA, e F-6012, e, como dispersante, o NO149 na dosagem fixa de 200 g/t. Empregou-se um estágio *rougher* seguido de 4 estágios de limpeza *cleaner*.

Tabela 12- Condições experimentais para otimização utilizando a amostra OFN26.

Ensaio	Depressor		Dispersante U- Ultrassom* A- Atrição Mecânica**				Coletor		PH	Sólidos, % R- Rougher***	
	Tipo	Dose, g/t	Q	Dose, g/t	U*	A**	Tipo	Dose, g/t	R***	COND	R***
124	AMD	200	NO149	200	-	-	F5530	100	8,3	20	8,3
125	AMD	200	NO149	200	-	-	F6012	100	8,2	20	8,3
126	AMD	200	NO149	200	-	-	EDA	100	8,3	20	8,3
127	AMD	400	NO149	200	-	-	EDA	100	8,3	20	8,3
128	AMD	400	NO149	200	-	-	F6012	100	8,3	20	8,3
129	AMD	400	NO149	200	-	-	F5530	100	8,2	20	8,3
130	AMD	800	NO149	200	-	-	EDA	100	8,6	20	8,3
131	AMD	800	NO149	200	-	-	F6012	100	9,2	20	8,3
132	AMD	800	NO149	200	-	-	F5530	100	8,7	20	8,3
133	AMD	200	NO149	200	-	-	EDA	200		20	8,3
134	AMD	200	NO149	200	-	-	F6012	200	7,9	20	8,3
135	AMD	200	NO149	200	-	-	F5530	200	9,1	20	8,3
136	AMD	400	NO149	200	-	-	EDA	200	8,3	20	8,3
137	AMD	400	NO149	200	-	-	F6012	200	8,4	20	8,3
138	AMD	400	NO149	200	-	-	F5530	200	8,3	20	8,3
139	AMD	800	NO149	200	-	-	EDA	200	8,3	20	8,3
140	AMD	800	NO149	200	-	-	F6012	200	9,1	20	8,3
141	AMD	800	NO149	200	-	-	F5530	200	8,4	20	8,3

Fonte: Do autor.

As porcentagens de sólidos no condicionamento e na flotação *rougher* foram de 20,0% e 8,3%, respectivamente. As porcentagens de sólidos (condicionamento e flotação) dos ensaios conduzidos com os *overflows* de processo (OFN26 e rejeito) tiveram de ser reduzidas para evitar os efeitos prejudiciais à flotação devido à alta viscosidade apresentada comparada aos 50% de sólidos adotados até o uso dessas amostras.

O *software* Minitab foi empregado com o objetivo de avaliar os resultados obtidos e verificar sua repetibilidade e determinação significância dos erros associados através de tabela de análise de variância (ANOVA) a partir de uma matriz

experimental e sua superfície de resposta gerada, como ilustrado na Tabela 13. Foram estudadas as flotações em pH alcalino ($8 < \text{pH} < 12$) ou ácido ($4 < \text{pH} < 8$).

Tabela 13- Delineamento composto central e rotacional (DCCR) realizado com a amostra OFN26.

Matriz experimental				Variáveis Resposta	
Codificada		Descodificada		Recuperação mássica (%)	SR (%)
Porcentagem de sólidos (%)	pH	Porcentagem de sólidos (%)	pH		
-1	-1	8,3	7	-	-
1	-1	16	7	-	-
-1	1	8,3	12	-	-
1	1	16	12	-	-
0	0	12,15	9,5	-	-
0	0	12,15	9,5	-	-
0	0	12,15	9,5	-	-
-1,47	0	6,71	9,5	-	-
1,47	0	17,59	9,5	-	-
0	-1,47	12,15	5,96	-	-
0	1,47	12,15	13,04	-	-
0	0	12,15	9,5	-	-
0	0	12,15	9,5	-	-
0	0	12,15	9,5	-	-

Fonte: Do autor.

*Dosagem de coletor F-EDA 200g/t, depressor AMD 400g/t e dispersante NO149 200g/t.

Os ensaios chamados centrais matriz codificada correspondem aos números zeros (0), que são valores intermediários e têm como objetivo identificar a curvatura do experimento. Os experimentos com valores +/- 1,47 correspondem a pontos denominados axiais, e auxiliam nesse modelo, incrementando os ensaios e aumentando o campo experimental estudado. Os experimentos foram conduzidos com as mesmas condições operacionais realizadas para os demais ensaios, tendo um intervalo de confiança (IC=95%).

4.3.6 Rejeito

A amostra de rejeito foi submetida a ensaios de flotação em bancada (batelada) e em coluna (contínuo). Os ensaios em bancada foram conduzidos com o depressor AMD nas dosagens de 400 e 600 g/t, o dispersante NO149 na dosagem fixa de 200 g/t e os coletores F-5530 e F-EDA nas dosagens de 100 e 200 g/t. As porcentagens de sólidos no condicionamento e na flotação *rougher* foram de 20,0% e 8,3%, respectivamente. As flotações em bancada foram conduzidas com etapa *rougher* seguido de duas etapas de limpeza *cleaner*. O software Minitab foi utilizado para o planejamento dos ensaios da Tabela 14.

Tabela 14- Condições experimentais para flotação colunar utilizando a amostra de rejeito.

Ensaio	Depressor		Dispersante U- Ultrassom* A- Atrição Mecânica**				Coletor		PH	Sólidos, % R- Rougher***	
	Tipo	Dose, g/t	Q	Dose, g/t	U*	A**	Tipo	Dose, g/t	R***	COND	R***
142	AMD	400	NO149	200	-	-	F-EDA	100	7,7	20	8,3
143	AMD	600	NO149	200	-	-	F-EDA	200	9,2	20	8,3
144	AMD	600	NO149	200	-	-	F-5530	100	8,5	20	8,3
145	AMD	400	NO149	200	-	-	F-5530	200	8,7	20	8,3
146	AMD	400	NO149	200	-	-	F-EDA	200	8,6	20	8,3
147	AMD	600	NO149	200	-	-	F-EDA	100	9,2	20	8,3
148	AMD	600	NO149	200	-	-	F-5530	200	8,4	20	8,3
149	AMD	400	NO149	200	-	-	F-5530	100	8,7	20	8,3

Fonte: Do autor.

Os ensaios de flotação colunar foram realizados em coluna piloto com diâmetro interno de 7,2 cm, altura de 280 cm e volume 11,5L (Figura 9). A polpa foi condicionada em condicionador com diâmetro do tanque de 44 cm, altura 68 cm, diâmetro do impelidor de 13 cm e distância do impelidor até o fundo do tanque de 7 cm. O equipamento possui chicanas para prevenir a formação de vórtice e o condicionamento foi realizado a aproximadamente 1000 rpm. A operação de flotação colunar conta com uma bomba de injeção de alimentação, uma bomba de remoção

de afundado e dois rotômetros, de ar para controlar a aeração, e de água para controlar a vazão de lavagem.

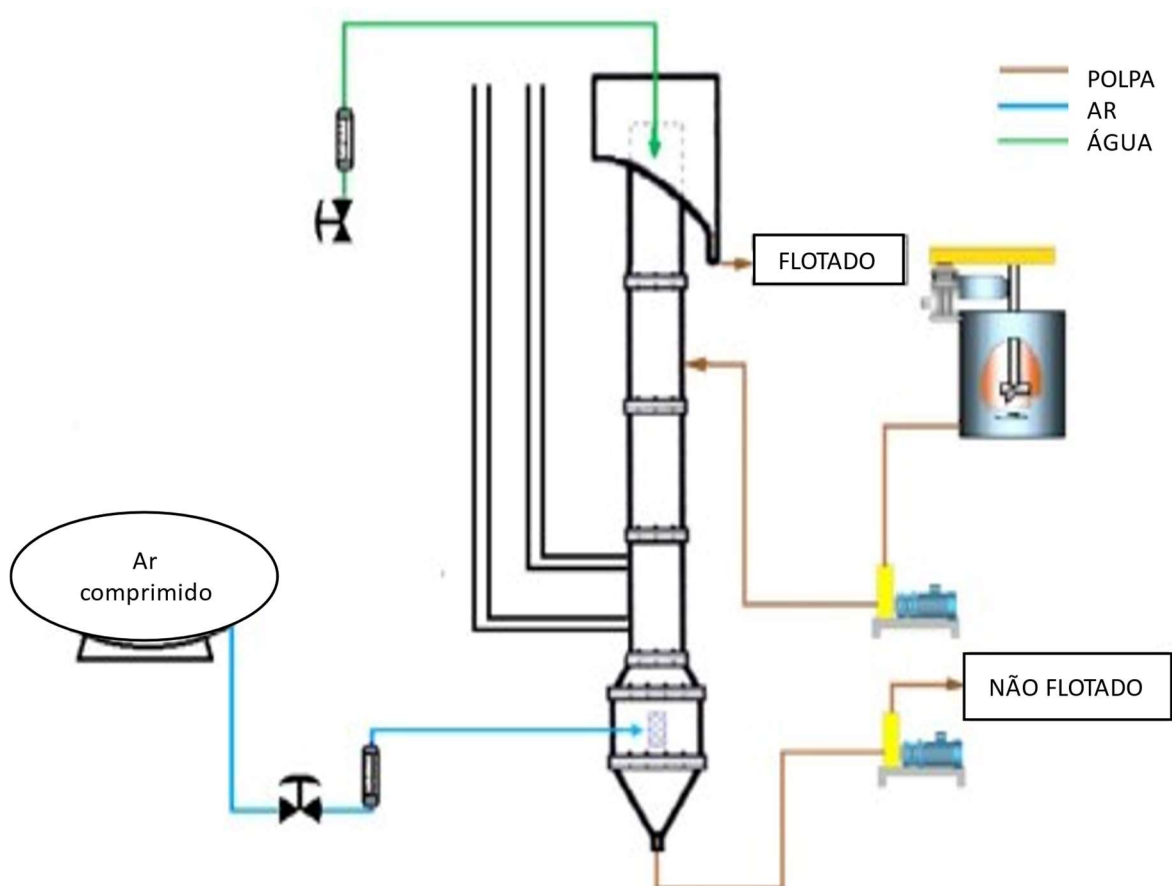


Figura 9- Representação do procedimento de flotação colunar utilizado.
Fonte: Do autor.

O ensaio de flotação de rejeito foi conduzido com 6,5 kg de minério a 10% de sólidos por 45 min, nas condições ilustradas na

Tabela 15. O condicionamento inicial seguiu a metodologia do ensaio de flotação em bancada. Durante o ensaio, amostras de concentrado foram coletadas periodicamente, e em seguida secas, quarteadas, e enviadas para análise de AA e SR.

Tabela 15- Condições operacionais da flotação colunar.

Condições termodinâmicas		Condições hidro e aerodinâmicas	
Dosagem de coletor F-5530 (g/t)	200	Vazão de alimentação (L/h)	54
Dosagem de depressor AMD (g/t)	600	Vazão de ar (L/h)	150
Dosagem de dispersante NO149 (g/t)	200	Vazão de água de lavagem (L/h)	15
Dosagem de espumante (g/t)	17,5	Vazão de remoção do rejeito (rpm)	42
Ph	~ 9,0	* Velocidade superficial de bias (cm/s)	0,1

Fonte: Do autor.

* Velocidade superficial de bias = a diferença entre as vazões volumétricas do afundado e da alimentação que representa o fluxo residual de água de lavagem que permeia a espuma e se reporta ao fluxo do afundado.

4.3.7 Bauxita Nodular

Os ensaios com a bauxita nodular foram realizados com amostra deslamada (em 45 μm) e sem deslamar com as condições mais promissoras encontradas nos ensaios anteriores. Os ensaios foram conduzidos com o depressor AMD nas dosagens de 400 e 600 g/t, o dispersante NO149 na dosagem fixa de 200 g/t, os coletores F-5530 e F-EDA nas dosagens de 50 e 100 g/t. As porcentagens de sólidos foram de 50% no condicionamento e 22% na flotação *rougher*. Os ensaios de flotação foram conduzidos com estágio *rougher* seguido de dois estágios de limpeza *cleaner* e as condições são apresentadas na Tabela 16.

Tabela 16- Condições experimentais para flotação com amostra de bauxita nodular.

Ensaio	Depressor		Dispersão Bauxita SD- Sem Deslamar* DE- Deslamada**				Coletor		PH	Sólidos, % R- Rougher***	
	Tipo	Dose, g/t	Q	Dose, g/t	SD*	DE**	Tipo	Dose, g/t	R***	COND	R***
150	AMD	400	NO149	200	X	-	F-5530	50	9,3	50	22
151	AMD	400	NO149	200	-	X	F-5530	50	9,3	50	22
152	AMD	400	NO149	200	X	-	F-5530	100	9,5	50	22
153	AMD	400	NO149	200	-	X	F-5530	100	9,3	50	22
154	AMD	600	NO149	200	X	-	F-5530	50	9,3	50	22
155	AMD	600	NO149	200	-	X	F-5530	50	9,2	50	22
156	AMD	600	NO149	200	X	-	F-5530	100	9,5	50	22
157	AMD	600	NO149	200	-	X	F-5530	100	9,4	50	22
158	AMD	400	NO149	200	X	-	F-EDA	50	9,5	50	22
159	AMD	400	NO149	200	-	X	F-EDA	50	NA	50	22
160	AMD	400	NO149	200	X	-	F-EDA	100	9,4	50	22
161	AMD	400	NO149	200	-	X	F-EDA	100	9,3	50	22
162	AMD	600	NO149	200	X	-	F-EDA	50	9,5	50	22
163	AMD	600	NO149	200	-	X	F-EDA	50	9,3	50	22
164	AMD	600	NO149	200	X	-	F-EDA	100	9,5	50	22
165	AMD	600	NO149	200	-	X	F-EDA	100	9,3	50	22

Fonte: Do autor.

5 RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1 CARACTERIZAÇÃO

A Tabela 17 mostra os teores analisados de SR e AA das diferentes amostras empregadas no estudo. Devido à concentração de caulinita nos finos, os *underflows* apresentam os maiores teores de AA e baixos teores de SR, e os *overflows* (incluindo o rejeito) apresentam os maiores valores de SR. O *blend* ficou com teores intermediários tanto de AA como de SR. A deslamagem realizada na bauxita nodular, não permitiu redução relevante do teor de SR, indicando a presença homogênea de argila em todas as frações.

Tabela 17- Teores das amostras que alimentaram a flotação.

Amostra	Analisado	
	AA (%)	SR (%)
UFN26	47,43	2,31
OFN26	15,18	19,02
USFN10	49,17	1,9
rejeito	7,96	23,47
<i>blend</i>	38,35	6,95
nodular DE- deslamada	45,47	6,98
nodular SD- sem deslamar	46,42	6,5

Fonte: Do autor.

A Figura 10 ilustra o diagrama de caixa com a dispersão dos teores de SR da alimentação calculados. A baixa dispersão dos dados calculados e a similaridade com relação ao valor obtido na análise das amostras de cabeça sugerem reconciliação satisfatória de teores e indicam que as operações de amostragem, homogeneização e divisão em alíquotas foram adequadas (Tabela 17).

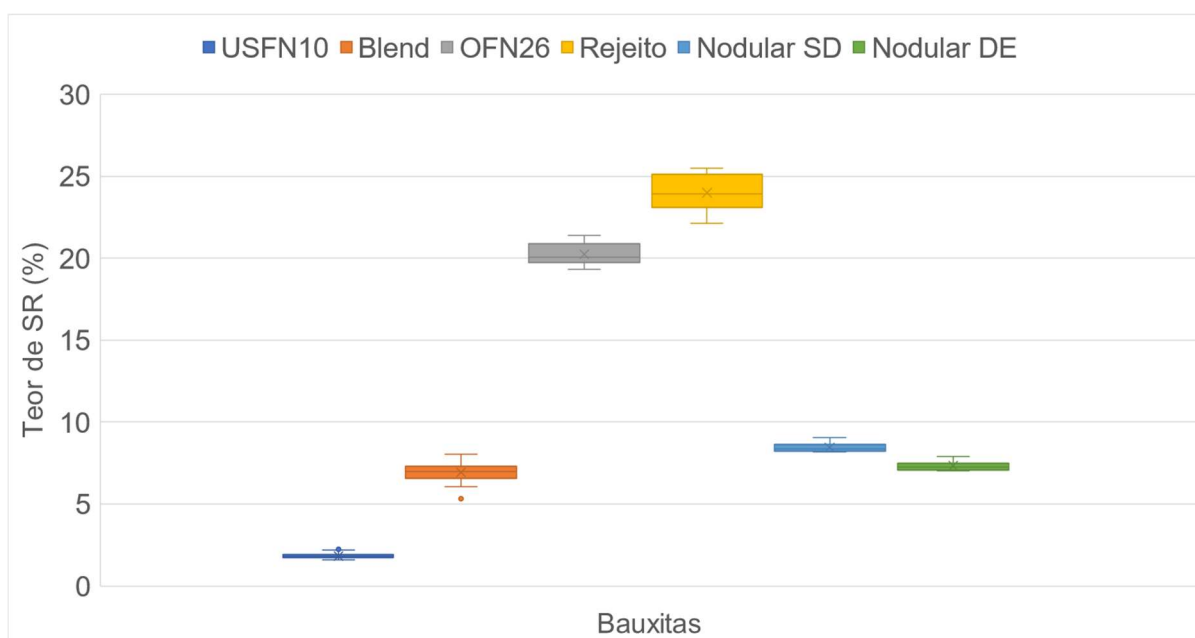


Figura 10- Gráfico *box-plot* das alimentações calculadas dos ensaios de flotação.
Fonte: Do autor.

A Tabela 18 traz a composição química das amostras de bauxita, na forma dos óxidos dos elementos presentes, analisada por FRX. Todas as amostras são

predominantemente compostas por Al_2O_3 e SiO_2 , sugerindo a presença dominante de gibbsita e silicatos. Ferro (Fe_2O_3) também está presente em teores de 10 a 23% e titânio (TiO_2) está presente em menores quantidades. Esses resultados corroboram com a análise mineralógica por DRX, como ilustra a Figura 11. Os difratogramas da Figura 11 revelam a predominância das fases minerais gibbsita ($\text{Al}(\text{OH})_3$), caulinita ($\text{Si}_2\text{Al}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$), quartzo (SiO_2), hematita (Fe_2O_3), goethita ($\alpha\text{-FeO}(\text{OH})$) e anatásio (TiO_2). As amostras oriundas de *overflow* possuem maior recorrência de picos característicos de óxidos de ferro e silicatos enquanto nos *underflows* evidenciam-se a recorrência de picos característicos de gibbsita.

Tabela 18- Análise química por FRX (base calcinada) das amostras de bauxita (%).

Elemento	Distribuição (%)					Nodular sem deslamar	Nodular deslamada
	UFN26	OFN26	USFN10	blend	Rejeito		
Al_2O_3	70,50	41,20	49,40	48,40	45,23	74,40	70,50
SiO_2	5,39	26,80	2,64	4,51	10,11	11,60	5,39
TiO_2	1,42	3,84	1,00	1,26	2,02	2,32	1,42
Fe_2O_3	22,30	27,70	19,30	19,90	21,78	11,20	22,30
K_2O	0,01	0,03	0,01	0,01	0,01	0,00	0,01
CaO	0,04	0,07	0,05	0,06	0,09	0,06	0,04
MnO	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,01	0,00
ZrO_2	0,10	0,10	0,14	0,14	0,13	0,16	0,10
MgO	0,01	0,02	0,03	0,03	0,03	0,04	0,01
Na_2O	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Cr_2O_3	0,04	0,05	0,03	0,03	0,04	0,03	0,04
*PF	27,90	17,40	27,30	23,40	23,63	27,70	27,90

Fonte: Do autor.

* PF = Perda ao fogo = perda de massa após a calcinação ** A composição química do *blend* foi calculada por balanço mássico e metalúrgico entre seus constituintes (3:1, USFN10:rejeito).

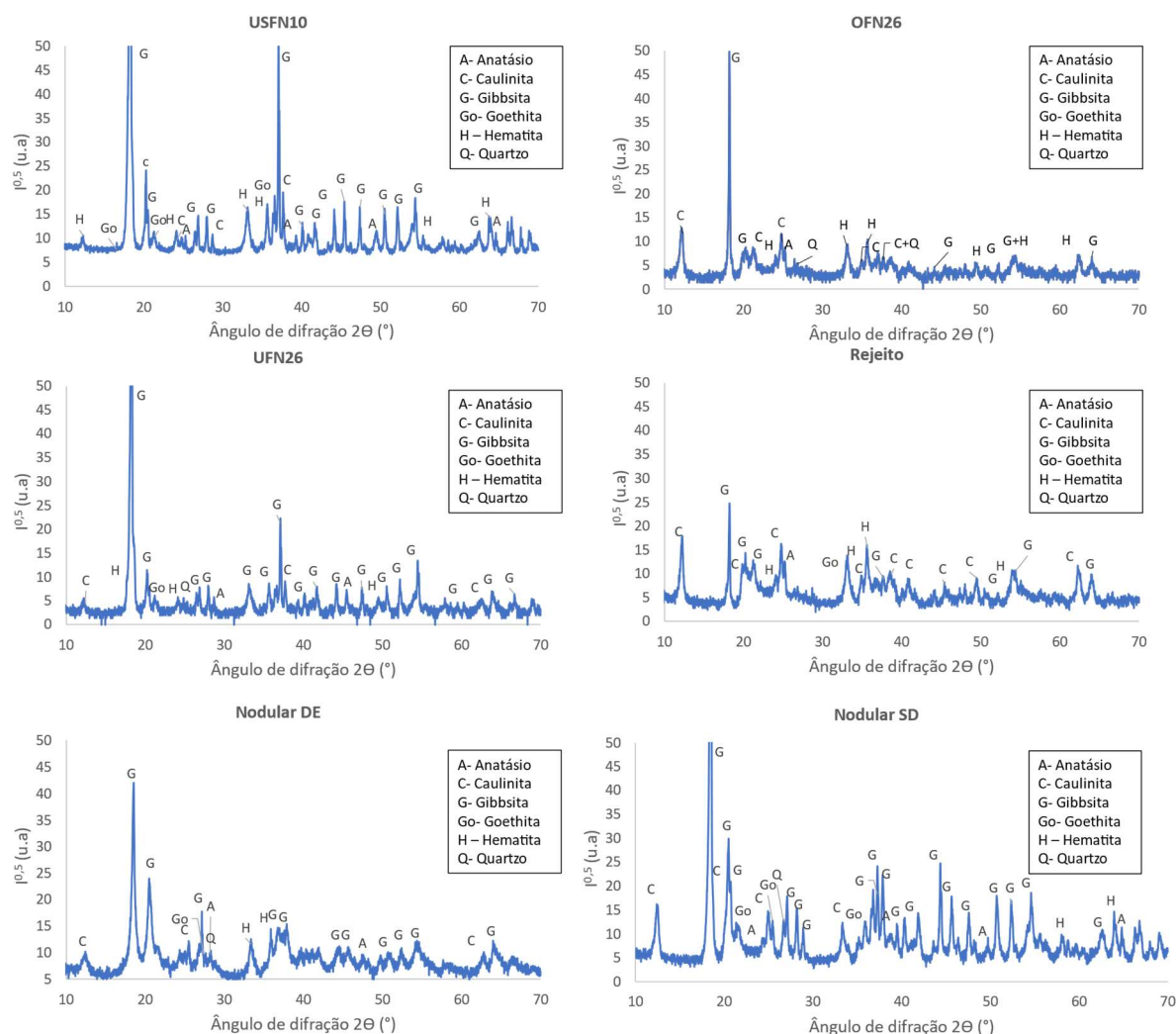


Figura 11- Difratoigramas das amostras de bauxitas estudadas.
Fonte: Do autor.

A Tabela 19 e a Figura 12 mostram as distribuições granulométrica e granulométrica, respectivamente, de todas as amostras. A amostra UFN26 apresenta a maior quantidade de partículas mais grossas, com um P80 em 300 µm. Já a amostra USFN10, o *blend*, e a bauxita nodular deslamada possuem granulometria intermediária (P80 em 100 µm), e as amostras OFN26, rejeito, e nodular sem deslamar são as amostras com maior quantidade de finos, com cerca de 80,0% da amostra passante na malha de 20 µm.

A granulometria mais adequada para ensaios em células de flotação de bancada está entre 10 e 150 µm (Leja 1982; Alexandrino et al., 2017). O material que apresenta granulometria mais próxima ao ideal é a amostra USFN10. Esta amostra foi empregada na avaliação inicial no desempenho de diversos reagentes na flotação de caulinita.

O objetivo de compor o *blend* entre a amostra USFN10 e o rejeito foi alimentar os ensaios de flotação com granulometria intermediária, mais fina do que a da amostra USFN10, e com maior teor de SR na alimentação. Isto foi feito para verificar o efeito do aumento gradual de SR e de quantidade de partículas finas na flotação. Este objetivo foi atingido tanto para a granulometria como observado na Figura 12, como para os teores, pois enquanto o teor de SR da amostra USFN10 é de 1,9%, o teor do *blend* é de 6,95% (Tabela 17).

Os produtos de *underflow* apresentam distribuições granulométricas similares, compondo amostras com elevada quantidade de finos. O rejeito, por exemplo, apresenta 95,58% passante em 45 μm . É válido ressaltar que a presença de finos pode implicar em recobrimento de gibbsita por partículas finas de caulinita pelo efeito denominado *slime coating* (Alexandrino et al., 2017), causando redução no desempenho da flotação.

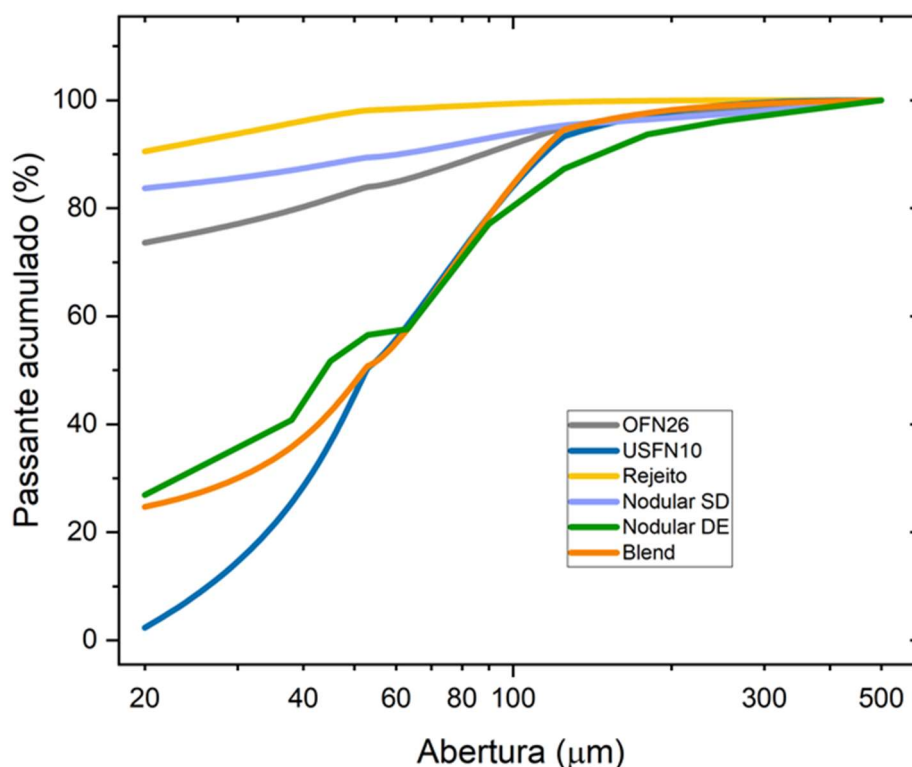


Figura 12- Distribuição granulométrica das diferentes amostras que alimentam os ensaios de flotação.

Fonte: Do autor.

Tabela 19- Distribuição acumulada das alimentações da flotação.

Abertura (μm)	Minério						Nodular sem deslamar
	UFN26	OFN26	USFN10	rejeito	blend	Nodular	
	passante acumulado (%)						
-250	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
+250	63,8	98,9	100,0	100,0	99,5	97,0	96,2
+180	39,0	97,6	98,2	100,0	98,6	96,6	93,7
+125	21,7	95,0	93,3	99,7	94,6	95,3	87,3
+90	11,9	90,7	82,6	99,3	82,7	93,4	77,1
+63	6,5	84,5	55,2	98,4	53,0	89,6	57,6
+53	6,2	83,9	50,5	98,1	50,8	89,4	56,5
+45	5,7	82,0	36,5	97,4	42,2	88,5	51,7
+38	5,2	78,6	17,6	95,6	30,3	86,4	40,8
+20	4,6	73,6	2,4	90,5	24,7	83,7	26,9
-20	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0

Fonte: Do autor.

A análise granulométrica das amostras provenientes do circuito de ciclonagem está apresentada na Figura 13. Foram selecionados para compor a tabela os elementos presentes em maior quantidade Al_2O_3 , SiO_2 , Fe_2O_4 , TiO_2 (determinados por FRX). Alguns intervalos granulométricos foram mesclados porque não houve massa suficiente para a análise no peneiramento. Os teores de TiO_2 seguem uma distribuição uniforme ao longo das faixas granulométricas, enquanto Fe_2O_4 tende a se concentrar nas frações mais finas, muito correlacionado com teor de SiO_2 . Também é possível observar a correlação do teor de Al_2O_3 com a granulometria que é maior nas frações mais grossas e o teor de SiO_2 é maior nas frações mais finas, indicando a concentração de gibbsita e caulinita nas frações mais grossa e fina, respectivamente. Por isso, existe a possibilidade de concentração física de caulinita no overflow da classificação. No entanto, geralmente, a perda de massa em operações de ciclonagem são elevadas. No circuito de Juruti, considerando a alimentação do circuito de superfinos, a recuperação mássica é de cerca de 13%.

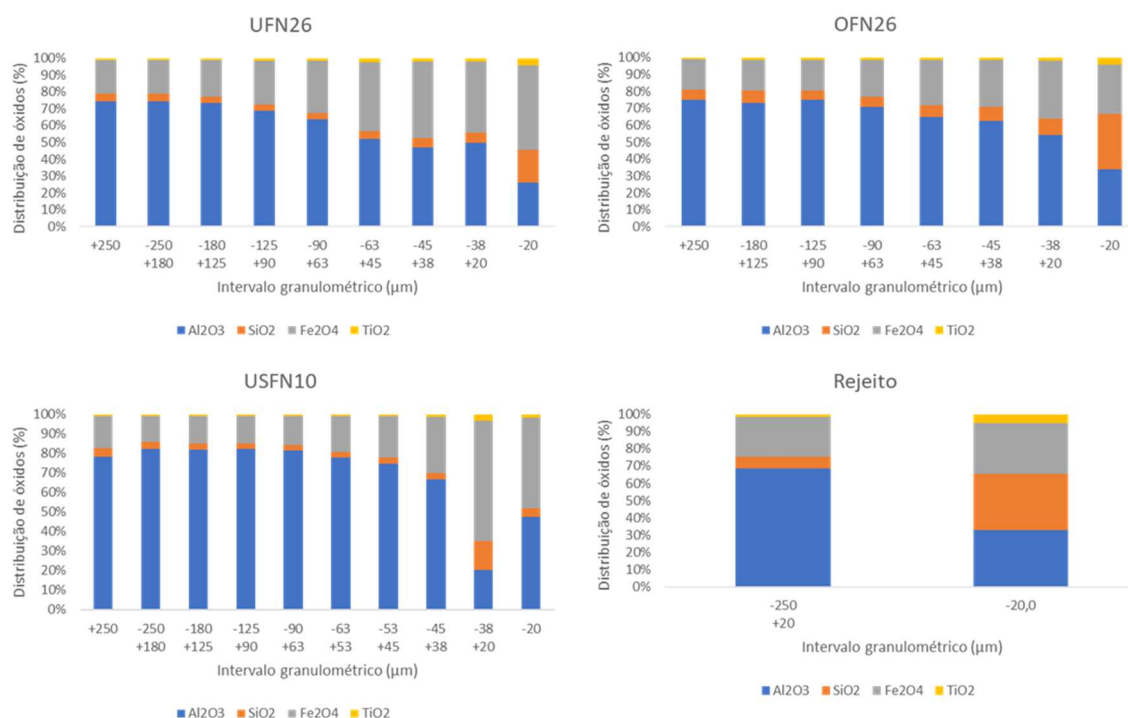


Figura 13- Distribuição granuloquímica dos minérios de estudo.
Fonte: Do autor.

5.2 FLOTAÇÃO

A maioria dos resultados de flotação foi discutida com foco na redução de teor SR (R_{sr}) que foi calculada por meio da Equação 3 e expressa a porcentagem de redução de SR em um determinado concentrado em relação à alimentação do ensaio. Esta medida foi tomada para facilitar a comparação do desempenho da flotação com amostras de diferentes teores de SR na alimentação. Nos ensaios realizados com amostras mais finas, houve aumento relevante de AA nos concentrados, assim, alguns resultados são discutidos em termos de aumento de AA (aAA) calculado por meio da Equação 4. Os valores dos balanços mássicos dos concentrados finais que foram utilizados na confecção dos gráficos e discussão constam no Apêndice I.

$$rSR = \frac{(SR_{alimentação} - SR_{concentrado})}{SR_{alimentação}} \times 100 \quad (2)$$

$$aAA = \frac{(AA_{concentrado} - AA_{alimentação})}{AA_{alimentação}} \times 100 \quad (3)$$

5.2.1 Coletores

A seleção de coletores foi conduzida com a USFN10 visando o emprego da amostra que apresenta distribuição granulométrica mais adequada à flotação, com a menor quantidade de finos (< 45 µm, Figura 12). Embora o teor de SR inicial tenha sido baixo (SR analisado = 1,9% e SR previsto = 4,45%, Tabela 3 e Tabela 17), os ensaios foram eficientes para a seleção de coletores catiônicos (Tabela 5) para a flotação reversa de caulinita. O agente depressor usado nessa avaliação foi o AMD gelatinizado em pH 8,0 a 9,0, e dispersante não foi necessário devido à pequena quantidade de finos.

A comparação do desempenho da flotação dos diferentes coletores está ilustrada na Figura 14 por meio da recuperação mássica em função da porcentagem de redução de SR (rSR) para diferentes dosagens de coletores e depressor. Considerando-se que se deseja a maior rSR com a menor perda de massa possível, os melhores resultados estão localizados no, ou o mais próximo possível do quadrante superior direito. Na Figura 14, estão classificados por cores os diferentes grupos funcionais avaliados, a fim de se estabelecer alguma correlação entre grupo funcional e desempenho na flotação. As condições experimentais detalhadas na Tabela 6.

As amidaminas e eteraminas tiveram maior desempenho em comparação às aminas graxas e sais quaternários de amônio na flotação reversa de caulinita da bauxita. As amidaminas são reportadas em alguns trabalhos (Filipov et al., 2021; Araujo et al., 2021; Rocha, 2020) como sendo mais seletivas para a separação entre óxidos e hidróxidos metálicos de silicatos complexos como a caulinita. Todos os trabalhos obtiveram recuperações metalúrgicas acima de 80%, sem uso de depressor. Rocha (2020), comparando a amidamina com a eteramina na flotação catiônica reversa de sílica do minério de ferro, obteve recuperações de Fe no concentrado

82,0% e 18,7%, respectivamente, revelando o potencial de aplicação de amidaminas para flotação de silicatos.

Os coletores F-5530 (amida amina) e F-EDA (eteramina) apresentaram maior eficiência e receberam maior foco ao longo do trabalho. Trabalhos na literatura (Massola, 2008; Souza, 2015; Filipov, 2021) destacaram esses mesmos coletores como promissores na flotação catiônica reversa de caulinita da bauxita.

Os coletores mais promissores para a redução do teor de SR estão abaixo colocados em ordem decrescente de desempenho.

1. F-5530 (amidamina), que na dosagem de 100 g/t resultou em rSR de 17,79%;
2. F-EDA (alquil eteramina), que na dosagem de 50 g/t resultou em rSR de 13,00%;
3. F7100 (alquil amina), F-6012 (eteramina+dispersante), e N-ARMC, resultaram em rSR entre 12 e 13%.

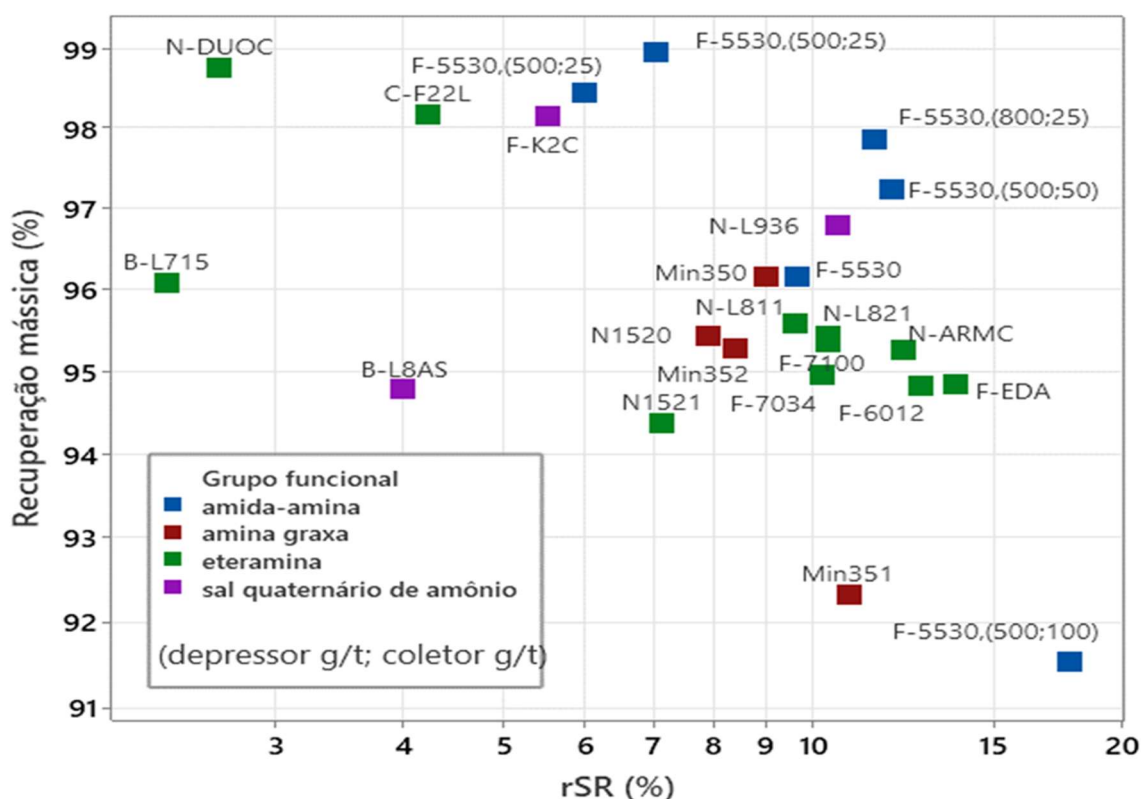


Figura 14- Desempenho da flotação (recuperação mássica em função de rSR) com os diferentes coletores.

Fonte: Do autor.

*Os ensaios foram conduzidos à 50g/t de coletor e 800g/t de depressor. Alguns realizados em condições distintas, estão demarcadores entre colchetes () e referenciados na legenda.

A dosagem mais eficiente de cada coletor na redução do teor de SR muda de um coletor para outro, o que é comum para reagentes comerciais e justificado pela diferença nas concentrações de substância ativa, e na qualidade e concentração de outros componentes. Além disso, a dosagem de depressor pode influenciar a eficiência da flotação em sinergia com o coletor como se observa na Figura 14, nas variações de dosagens para o coletor amidamina. Nesse contexto, variações de dosagem combinada entre coletor e depressor são necessárias para que o efeito da dosagem de depressor seja mais bem evidenciado. Vale ressaltar que é comum a necessidade de adequações de dosagens de reagentes de flotação no *scale up* da bancada para o teste piloto e industrial.

A Figura 15 compara os ensaios que tiveram a flotação *rougher* conduzida com 22% e 18% de sólidos. A redução da porcentagem de sólidos reduziu o desempenho

da flotação (menor rSR e menor recuperação mássica) para os coletores F-5530 e F-EDA. Para o coletor F-EDA por exemplo, no qual a redução do percentual de sólidos gerou maior impacto, a rSR foi de 11,49 % para 22% de sólidos, e de para 8,63% para 18% de sólidos. Esse efeito será comparado nas próximas sessões com dados de variação do percentual de sólidos na amostra *blend*, que possui maior quantidade de finos.

Para avaliar o efeito da limpeza da etapa *cleaner* na flotação, a Figura 16 mostra o desempenho dos estágios de flotação *rougher* e *cleaner* tomando como exemplos os ensaios conduzidos com os dois coletores mais promissores, de acordo com os resultados da Figura 14 (F-EDA – eteramina e F-5530 – amidamina), comparados com um coletor que obteve baixo desempenho, o BL-715 (alquil amina). Em todos os ensaios, a flotação *cleaner* contribuiu para o aumento da rSR em maior ou menor extensão. A tendência das curvas indica a possibilidade de aprimoramento na redução de SR com a adição de novas etapas *cleaner*. Nota-se que o coletor BL-715 possui baixo desempenho nas condições estudadas, tanto nas etapas *rougher* e *cleaner*, devido à baixa redução de sílica reativa (rSR) e alta perda de massa, quando comparado aos coletores F-EDA e F-5530.

Como inerente aos processos de concentração, o aumento de etapas *cleaner*, geram perda de recuperação mássica no concentrado. Esse efeito é compensado dentro do processo industrial, ou mesmo em ensaios contínuos, com a recirculação de rejeitos de etapas de limpeza em estágios anteriores.

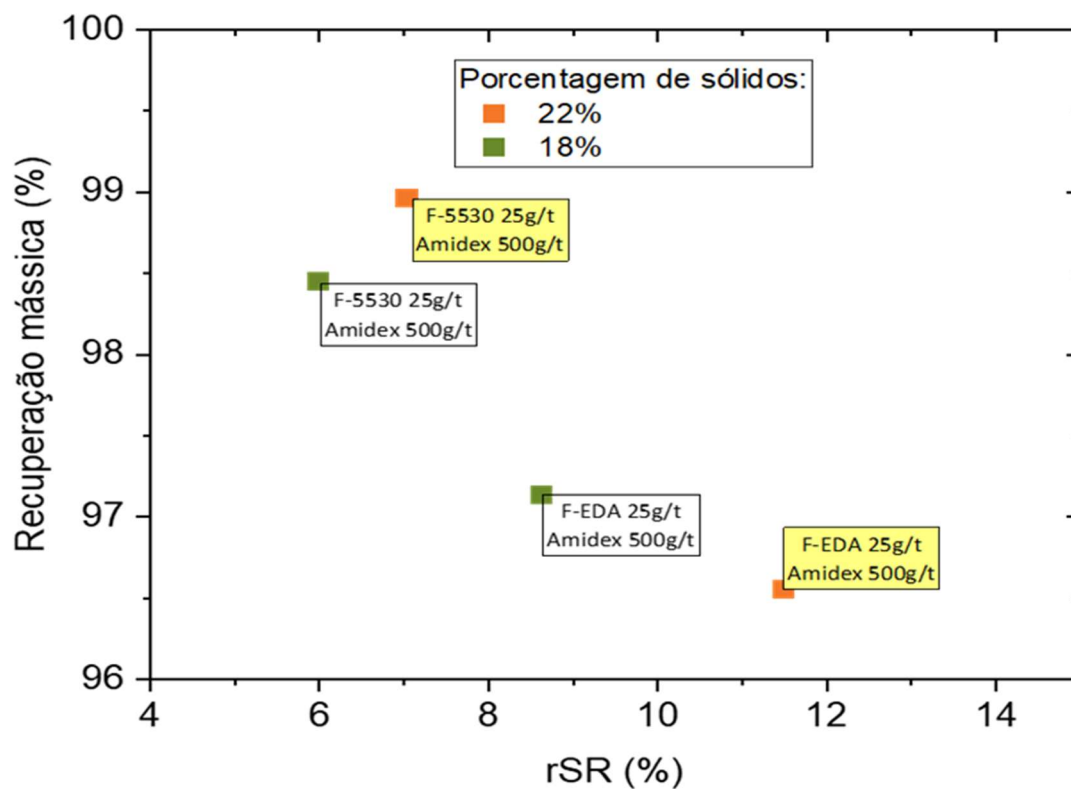


Figura 15- Efeito da percentagem de sólidos no desempenho da flotação.

Fonte: Do autor.

Ensaio conduzido com USFN10, amido de milho (AMD) como depressor, na ausência de dispersante, em pH entre 8,0 e 9,0.

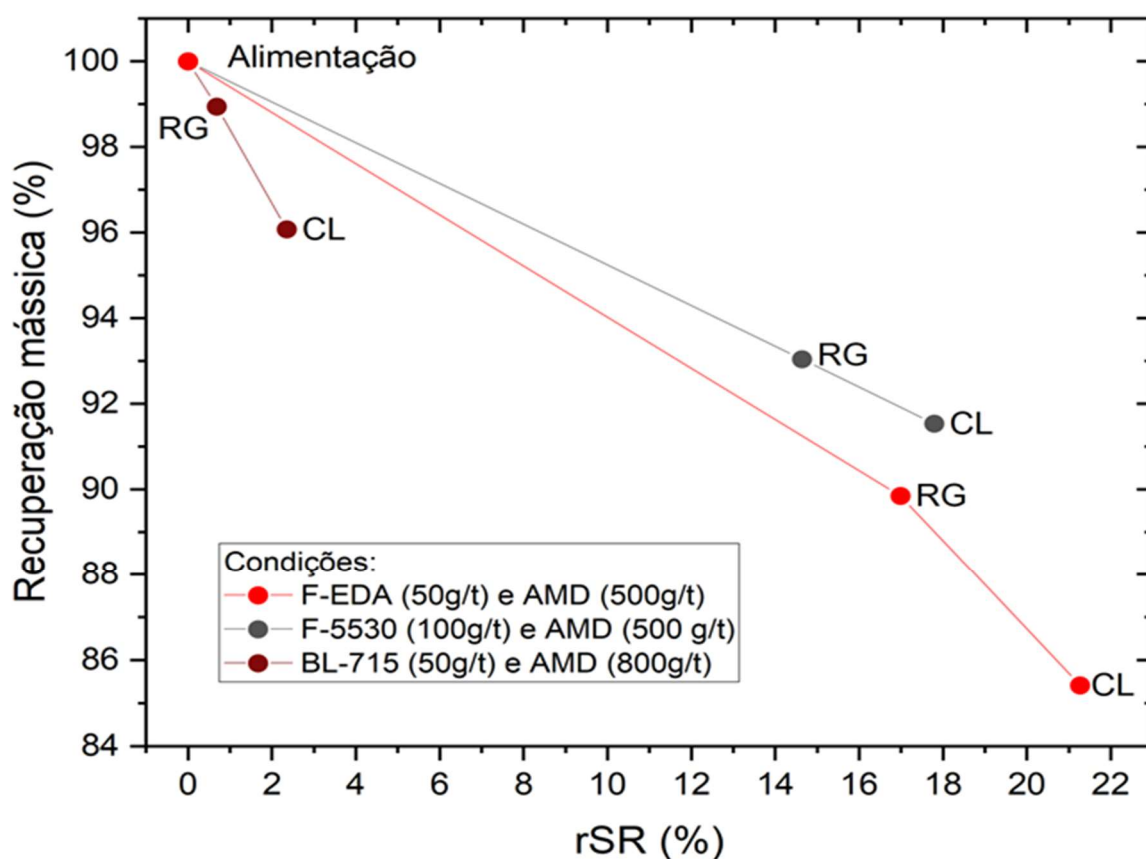


Figura 16- Desempenho (recuperação mássica em função de Rsr) dos estágios de flotação *rougher* (RG), e *cleaner* (CL).

Fonte: Do autor.

5.2.2 Depressor

A Figura 17 ilustra a comparação de desempenho entre os depressores testados com os coletores que apresentaram resultados mais satisfatórios na flotação reversa de caulinita. A Figura 17-A contempla todos os pontos testados e está dividida em 4 quadrantes com destaque para o quadrante superior direito, que contém as condições de melhor desempenho, ou seja, maior redução de teor SR no concentrado com menor perda de massa. A Figura 17-B destaca os pontos do quadrante em evidência na Figura 17-A.

Os ensaios foram conduzidos com a amostra USFN10 utilizando os coletores F-EDA, F-5530, NL811, F-6012, e F7100, na ausência de dispersante e em meio ácido ou alcalino, a depender do tipo de depressor nas condições apresentadas na Tabela 7.

O AMD foi o depressor de melhor desempenho na redução do teor de SR, independentemente do tipo de coletor empregado, sob as mesmas condições, com dosagem de 800g/t de depressor e 50g/t de depressor F-EDA.

Os ensaios conduzidos com o AMD resultaram em 12,75% de rSR, enquanto o mesmo ensaio com AMM conduziu à 6,29% de rSR, representando mais que o dobro de redução. Ambos os depressores mantiveram a recuperação mássica acima de 90%. Portanto, o AMD foi selecionado para ser empregado na maioria dos ensaios de flotação.

Outros reagentes que também se mostraram satisfatórios para depressão de gibbsita na flotação catiônica reversa de caulinita foram o ácido tânico (ACT) com rSR máxima de 10,32%. O hexametáfosfato (HMF) e a carboximetilcelulose (CMC) não foram eficientes na depressão de gibbsita, pois apresentaram valores de rSR de -25% e 0,86%, respectivamente. O HMF prejudicou a flotação, causando um aumento de caulinita no concentrado.

Os depressores AMM e ACT são adequados para flotação em $4 < \text{pH} < 6$. A flotação neste intervalo de pH, caso seguida do processo Bayer de extração metalúrgica que ocorre em meio alcalino ($\text{pH} > 11$), conduziria ao aumento do consumo de NaOH para a neutralização da polpa inicialmente ácida. Dessa forma, tais depressores seriam promissores caso o desempenho da flotação fosse muito superior ao dos depressores que trabalham em meio alcalino. Isso não ocorreu, uma vez que o desempenho da flotação com o AMD foi mais satisfatório ou similar para a maioria dos coletores empregados nos ensaios.

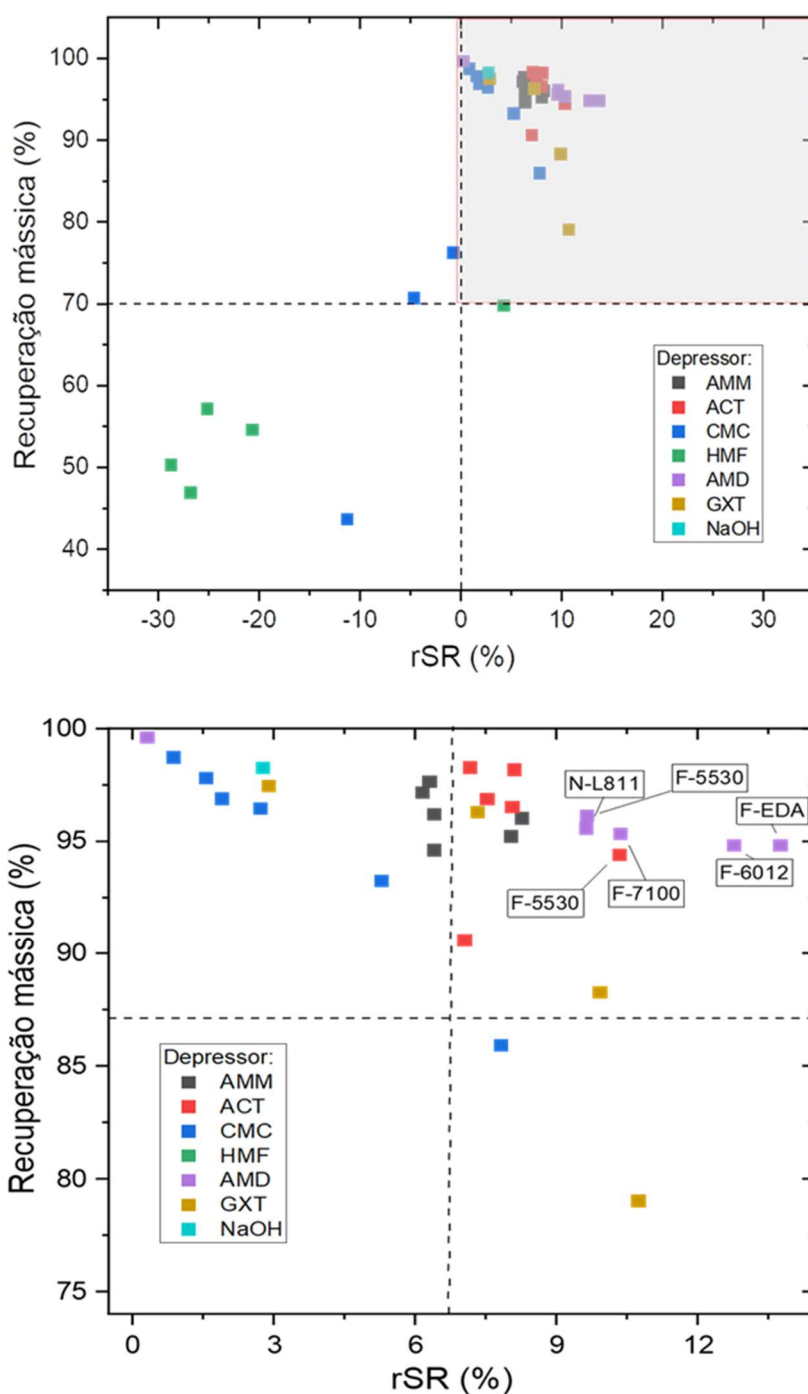


Figura 17- Desempenho da flotação (recuperação mássica em função de Rsr) dos ensaios de seleção de depressor. Ensaios conduzidos à 22% de sólidos.
Fonte: Do autor.

O ensaio indicado como NaOH foi conduzido na ausência de depressor com 1000 g/t de NaOH para manutenção do pH de flotação *rougher* em aproximadamente 11,5. Essa condição objetivou, de forma exploratória, avaliar a capacidade depressora de gibbsita em pH alcalino sem agente depressor. A rSR foi de 2,76% com

recuperação mássica de 98,27 %. Embora a redução de sílica reativa não tenha sido tão eficiente quanto àquela promovida pelo depressor AMD (rSR de 13,73 %). O resultado se compara a outros depressores avaliados no presente trabalho. Este resultado corrobora o fato de os demais depressores não serem eficientes para deprimir gibbsita.

A evolução do desempenho da flotação ao longo dos estágios de concentração *rougher* e *cleaner* está ilustrada na Figura 18, considerando os ensaios que obtiveram os maiores desempenhos. Novamente, as etapas de limpeza são essenciais para o aumento de rSR. A Figura 17 divide dois grupos de depressores com relação ao efeito da etapa de limpeza: (i) o primeiro grupo, formado por AMD, AMM, e ACT, resultou em menor redução de recuperação mássica com o aumento de rSR tanto na etapa *rougher* como na etapa *cleaner*; (ii) o segundo grupo composto por GXT e CMC se caracteriza pela elevada perda de massa (maior redução de recuperação mássica) ao longo dos estágios de concentração para que ocorra a redução de SR. Esse último grupo revela a ineficiência na depressão de gibbsita, que é arrastada para o rejeito. Os resultados fortalecem a necessidade de condução de etapas de limpeza no desenvolvimento de estratégias de flotação catiônica reversa de caulinita da bauxita.

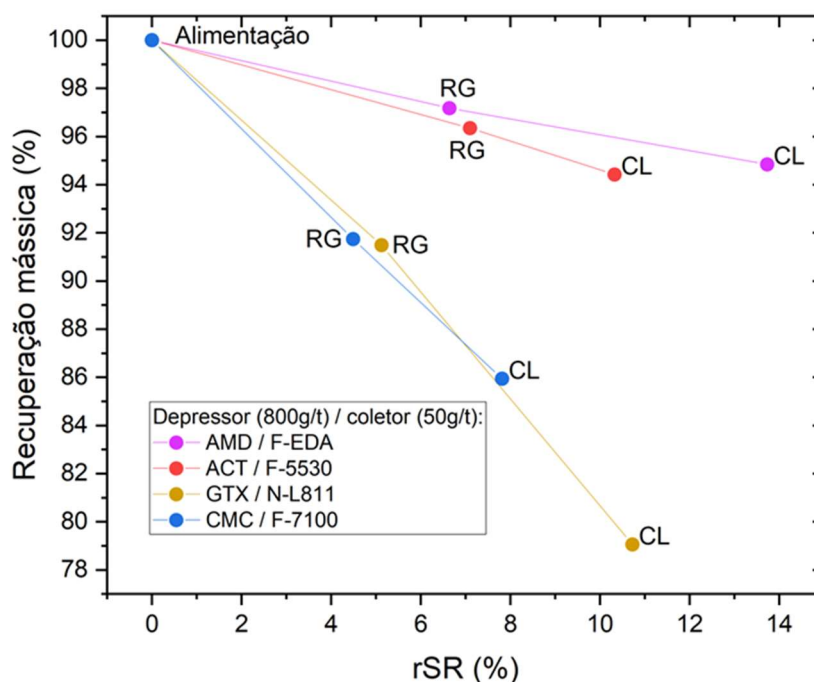


Figura 18- Curvas de flotação para avaliação de depressores.
Fonte: Do autor.

5.2.3 Dispersão

A ação de dispersão é fundamental evitar a agregação de partículas diferentes e reduzir o efeito de *slime coating* impactando diretamente a flotação (Forbes et al, 2014). Diante disso, o efeito de dispersantes foi estudado na flotação do *blend* que contém maior quantidade de finos.

Os resultados de avaliação do efeito dos dispersantes na flotação estão ilustrados na Figura 19 e Tabela 22. A Figura 19 contém dados correspondentes aos depressores AMD (quadrados) e AMM (círculos), além de alguns ensaios realizados com 1000g/t de NaOH (triângulos). As dosagens são mostradas ao lado de cada resultado.

O uso de NaOH como dispersante, não apresentou resultados satisfatórios no concentrado uma vez que resultou em 3% de rSR, enquanto o mesmo ensaio utilizando AMD como depressor resultou em cerca de 9% de rSR. Este resultado discorda do encontrado por Totou (2010). O autor, estudando a o efeito de dispersão

em minério de ferro itabirítico, observou que para a ganga silicatada, NaOH resulta em um grau de dispersão satisfatório de 19,5% e muito similar ao encontrado para dispersantes químicos comerciais como hexametáfosfato de sódio (18,5%) e poliacrilato de sódio (15,0%). Tal discordância se deve, provavelmente, ao fato de o minério de ferro itabirítico conter quartzo e a bauxita conter caulinita como fonte de sílica.

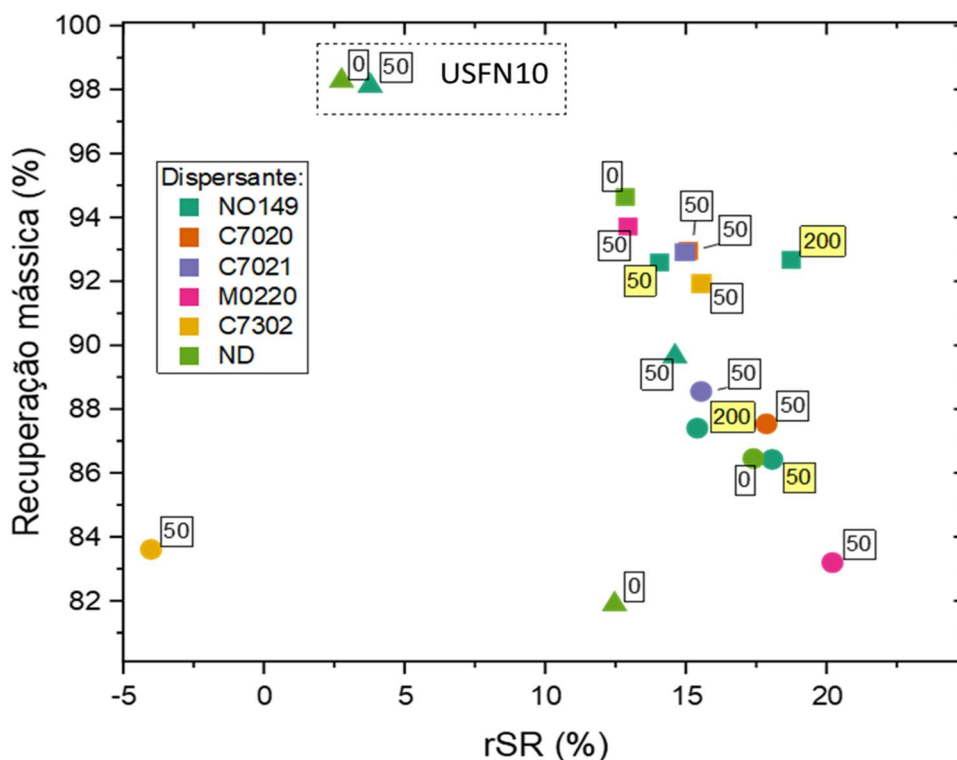


Figura 19- Desempenho da flotação do *blend* (recuperação mássica em função de Rsr) dos ensaios de seleção de dispersante. Os números nas caixas de texto próximas aos pontos correspondem à dosagem em g/t, utilizando F-5530 à 50g/t e depressor AMD à 800g/t.

Fonte: Do autor.

O efeito de dispersão em cada grupo de pontos correspondentes às diferentes formas de depressão (rota ácida com AMM, e rota básica com AMD) deve ser analisado em comparação ao ponto que corresponde à ausência de dispersante (controle). Para o depressor AMD, todos os dispersantes usados tiveram desempenho superior ao dos ensaios controle (12,79% de rSR) na redução do teor de SR da bauxita. O melhor resultado foi obtido utilizando-se o poliacrilato de sódio NO149 com dosagem de 200g/t, o que gerou 18,70% de redução de SR. Esse resultado indica que o uso de dispersante na flotação do *blend* na rota básica aprimora a concentração.

Para os ensaios conduzidos com a amostra USFN10, nos dois pontos superiores da Figura 19 (ensaios demarcados por uma caixa pontilhada), a presença de dispersante parece não afetar o desempenho da flotação uma vez que a redução de SR foi menor que 5% para o ensaio controle e para o ensaio usando dispersante. Este resultado reforça a necessidade de uso de dispersantes para amostras portadoras de certa quantidade de partículas finas como é o caso das amostras *blend*, OFN26 e rejeito.

A variação do desempenho dos dispersantes com o pH fica evidente no comportamento do reagente C-7302, que resultou em desempenho satisfatório de flotação na rota alcalina (cerca de 16,0% de rSR), e prejudicou a concentração na rota ácida resultando em -5,0% de rSR. Isso pode estar relacionado com o efeito do pH na protonação da espécie química bem como na superfície das partículas.

Os estudos de Han et al. (2016) sobre os mecanismos de adsorção de dispersantes em caulinita em $7 < \text{pH} < 12$ sugerem que o hexametáfosfato exerce interação eletrostática com a superfície das partículas de caulinita em pH alcalino, reforçando as cargas negativas de superfície e promovendo maior dispersão. Este mecanismo de dispersão pode justificar a maior redução de SR (16%) para o dispersante C-7302 observada em meio alcalino. Além disso, Banerjee et al. (2023) reportaram que o hexametáfosfato de sódio pode agir como depressor de caulinita em pH 5,4, o que também pode ter contribuído para o baixo desempenho da flotação empregando-se o C-7302 em meio ácido (Figura 19).

O resultado mais satisfatório na análise do efeito do dispersante foi obtido com 50 g/t do coletor F-5530, 800 g/t do depressor AMM, e 50 g/t do dispersante M0220 em pH 5,2 resultando em 20,21% de rSR, com recuperação mássica de 83,20%. O maior desempenho da rota alcalina foi atingido com 50 g/t do coletor F-5530, 800 g/t do depressor AMD, e 200 g/t do dispersante NO149 (poliacrilato de sódio, produzindo um concentrado com 18,70% de rSR e 92,69% de recuperação mássica. Wang et al. (2008) usaram poliacrilato de sódio na dosagem de 7g/t em um trabalho similar com minério de bauxita diaspórica com flotação em escala piloto. Os autores obtiveram um concentrado com AA/SR de 8,9% e 87% de recuperação mássica.

Yuehua et al. (2004) estudaram o efeito da adição do polímero poliacrilamida aniônica na microflotação de caulinita de alta pureza. De acordo com os autores, o

polímero adsorve quimicamente nos sítios ativos de $\text{AlO}_2(\text{OH})_4$ em meio alcalino formando flocos, o que permite que somente a superfície com os sítios SiO_4 fique exposta na interface da flotação para interagir com o coletor catiônico. A flotação, em pH 9,5, conduzida sem dispersante, resultou em 20% de recuperação, enquanto aquela conduzida com dosagem de 66,7 mg/L de dispersante resultou em 80% de recuperação.

Uma comparação entre diferentes dosagens pode ser feita com o dispersante NO149 empregado nas dosagens de 50 e 200 g/t (Figura 19) com o depressor AMD (rota alcalina) o aumento da dosagem de dispersante causou aumento de rSR de 14,00% para 18,70%. O melhor desempenho pode estar relacionado com a maior formação de flocos de caulinita para auxiliar a flotação (Wang et al., 2008; Yuehua et al., 2004)

Por outro lado, para a rota ácida, com o depressor AMM, o aumento da dosagem de dispersante NO149 causou na redução de rSR de 18,07% para 15,41% em pH 5,3. Xu et al. (2004) associaram a inibição da cinética de adsorção de poliácido de sódio nos sítios ativos $\text{AlO}_2(\text{OH})_4$ em meio ácido com a redução do potencial zeta das partículas, que pode resultar em menor interação entre coletor e superfície mineral.

A Figura 20 mostra a evolução da flotação para os ensaios controle em comparação aos ensaios com resultados mais promissores na análise do efeito dos dispersantes NO149 e M0220, nas rotas básica e ácida de flotação.

Embora a rota ácida possa conduzir a maiores valores de rSR com o reagente M0220, a redução de recuperação mássica é muito maior em relação à rota alcalina utilizando o dispersante NO149, isso fica evidente nas diferentes inclinações das curvas. Nas condições para que rSR seja ao redor de 19%, as recuperações mássicas são de, aproximadamente, 93% e 86% nas rotas básica e ácida, respectivamente. Em um fluxo de, por exemplo, de 300 t/h, a diferença de 7% poderia representar uma perda de 21 t/h, o que é uma quantidade relevante em operações de processamento de minérios.

Em ambas as rotas, o emprego de dispersante aumenta rSR, não influenciando na tendência de redução de recuperação mássica da curva sem dispersante, uma vez

que as curvas (controle e dispersante) se sobrepõem (Figura 20). Assim, a vantagem do emprego de dispersante pode ser entendida como uma forma de aumentar a seletividade da flotação de caulinita.

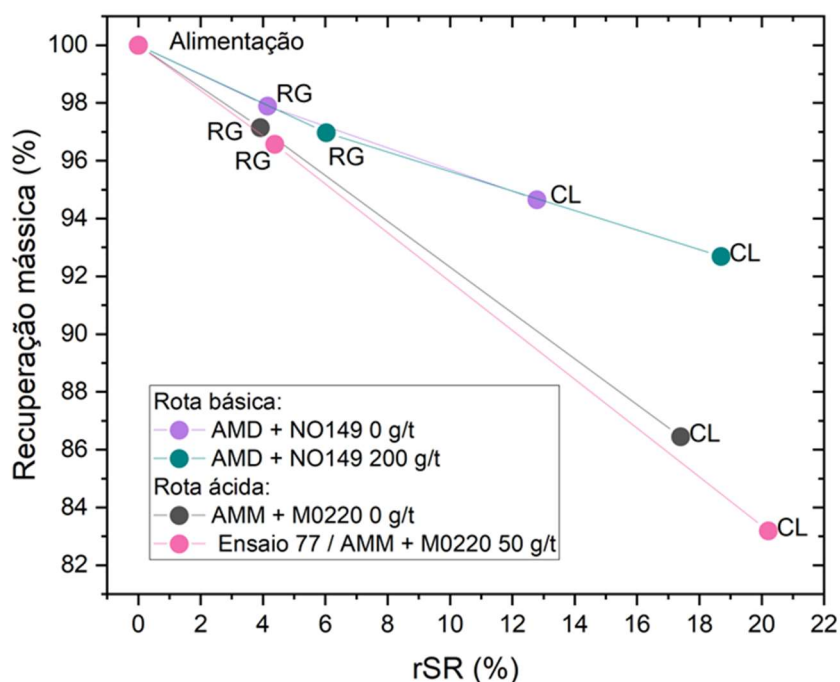


Figura 20- Curvas de flotação para avaliação de dispersante. Dosagens fixas de coletor F-5530 de 50g/t e de AMM e AMD de 800g/t. Fonte: Do autor.

5.2.4 Otimização

Na etapa de otimização os parâmetros dosagem de coletor, tipo de coletor, porcentagem de sólidos e dosagem de depressor foram avaliados a fim de se obter a estratégia mais adequada de flotação de caulinita da bauxita.

O estudo de otimização foi conduzido com o coletor amidamina (F-5530), que embora tenha tido desempenho levemente inferior à eteramina (F-EDA) no estudo com alimentação rica em partículas mais grossas (amostra USFN10), é apontado na literatura como mais adequado para a flotação catiônica de caulinita de bauxita com maior quantidade de finos. O coletor F-5530 tem sido apontado como eficiente na

flotação catiônica reversa de lama de: (1) minério de ferro (Matiolo et al., 2019; Filipov, 2021), (2) bauxita (CLARIANT, 2021), e (3) manganês (Testa et al., 2015).

A Figura 21 mostra os resultados de variação de dosagem de coletor, depressor e dispersante. A variação da dosagem do coletor F-5530 de 25 para 100 g/t mostrou que a redução de SR aumenta com o aumento da dosagem, independente das dosagens do dispersante NO149 e do depressor AMD. Para 200 g/t de dispersante e depressor, por exemplo, a rSR aumentou de forma relevante, de 9,36% com 25 g/t de F-5530 para 24,22% com 100 g/t, com recuperação mássica > 84%. Na dosagem de 100 g/t de F-5530 o teor de SR reduz de 6,56% na alimentação para 4,97% no concentrado.

A dosagem de depressor, por outro lado, parece não influenciar o resultado da flotação, independente das dosagens de coletor e dispersante empregadas (Figura 21). Rocha et al. (2022), estudando o emprego de amidamina e eteramina em itabrito, observaram que a variação de dosagens de depressor parece não impactar a recuperação mássica independentemente do coletor empregado. Para a dosagem de 50g/t de amidamina, a recuperação mássica foi de 90,5% e, para 200 g/t, 93,6%, sem emprego de amido como depressor.

De forma similar, a dosagem de dispersante não afetou o desempenho da flotação nas diversas dosagens de coletor e depressor testadas. Para a dosagem de F-5530 de 100 g/t, por exemplo, a rSR varia de 17,21% a 24,22 % sem correlação com as dosagens tanto de dispersante como de depressor (Figura 21).

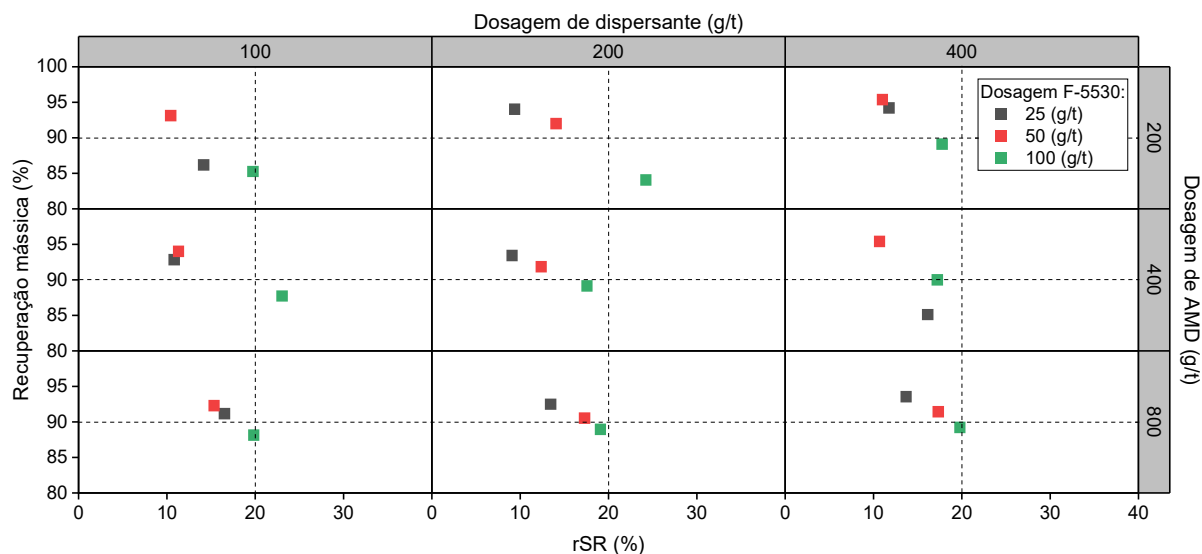


Figura 21- Desempenho da flotação (recuperação mássica em função de rSR) dos ensaios de otimização.

Fonte: Do autor.

A Figura 22 ilustra a influência da porcentagem de sólidos (12,5 ou 22,0%) na flotação *rougher*, além de comparar resultados de dispersão química (NO149) e mecânica (ultrassom). As condições de controle são representadas pelos ensaios conduzidos na ausência de dispersão e que são base comparativa àqueles conduzidos com o dispersante NO149, ou com a dispersão promovida por ultrassom, ou senão com ambas as formas de dispersão (dispersante mais ultrassom).

A redução da porcentagem de sólidos na flotação *rougher* de 22,0% para 12,5% aumentou a redução de SR, independente da forma de dispersão (Figura 21). Tomando como exemplo os ensaios realizados com 100 g/t de dispersante, a rSR foi de 15,33% com polpa a 22% de sólidos, em comparação a 34,58% com polpa a 12,5% de sólidos. O efeito da porcentagem de sólidos também foi avaliado para a amostra USFN10 em que houve prejuízo da concentração com a redução da porcentagem de sólidos.

Os resultados indicam que a diluição da polpa na flotação aprimora os resultados nas amostras com maior quantidade de finos. Este resultado está de acordo com o reportado por Lage (2018), que estudou a dispersão de amostras de bauxita de Juruti com diferentes reagentes e dosagens. Os autores observaram que a flotação de polpa com maior quantidade de finos é mais eficiente em menores concentrações de sólidos.

A dispersão mecânica por ultrassom foi satisfatória, e mais eficiente do que a química, apenas para a polpa mais concentrada, a 22,0% de sólidos, em que a ordem decrescente de desempenho de dispersão é: (1) ultrassom, (2) ultrassom + dispersante, (3) dispersante (Figura 22). Na condição mais promissora de dispersão por ultrassom, a rSR variou de 12,79% no controle para 19,26% com recuperação mássica > 88%. Este resultado indica a possibilidade de aplicação de dispersão mecânica por ultrassom, de forma combinada ou não com dispersante químico, na flotação de bauxita. Chen et al. (2020) revisaram a ação do ultrassom em diferentes operações de processamento mineral, englobando a sua possibilidade de emprego para a dispersão de polpas de flotação.

Para a polpa mais diluída, por outro lado, a ação do dispersante é muito superior à dispersão mecânica por ultrassom (Figura 22). Assim, comparando-se a ausência com a presença de dispersante, a rSR aumenta de 22,45% para 34,58%, com concentração de sólidos de 12,5% com manutenção da recuperação mássica > 85% (Figura 22). Esse resultado está de acordo com o observado por Lage (2018) com o mesmo rejeito, onde o melhor desempenho de flotação foi obtido com percentual de sólidos reduzido (cerca de 15%) na flotação.

A condição mais promissora de flotação envolveu dosagem de coletor F-5530 de 50g/t e depressor AMD à 800g/t, NO149 à 100g/t e 12,5% de sólidos. Isso representa a condição mais promissora de flotação com o *blend*, em que o teor de SR reduziu de 7,41% para 4,85%. Em resumo, os resultados sugerem que o desempenho da flotação de bauxita contendo finos, aumenta de forma relevante com o emprego de dispersante e redução da porcentagem de sólidos.

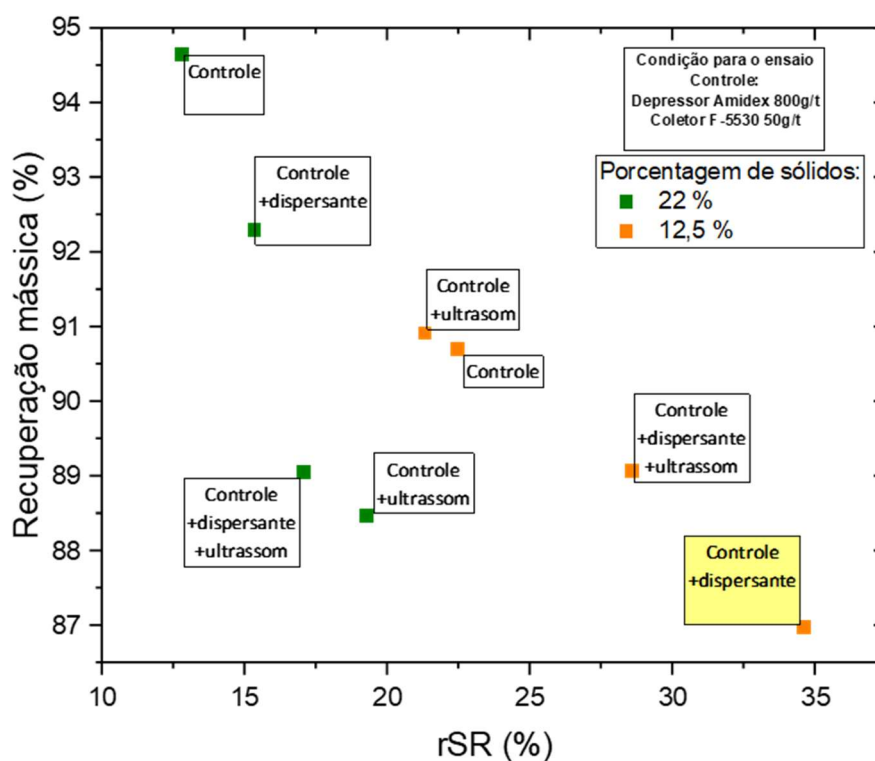


Figura 22- Efeito da porcentagem de sólidos e do tipo de dispersão.
 Fonte: Do autor.

Embora os resultados deste trabalho indiquem que polpas mais diluídas possam aprimorar o desempenho da flotação da caulinita nas amostras contendo maior quantidade de finos, tradicionalmente, as operações de flotação são conduzidas satisfatoriamente com polpas com entre 30 a 40% de sólidos (Chaves, 2022). Não há um consenso na literatura sobre o efeito da concentração de sólidos na flotação. Murhula et al. (2023), por exemplo, obtiveram melhores resultados de recuperação mássica na flotação reversa de silicatos de minério de ferro (de 73,05% (partículas >250 μm) e 96,25% para finos (< 38 μm) com menores percentuais de sólidos (5% de sólidos em ambas granulometrias),. Luo et al. (2015), para aprimorar o desempenho da flotação em minério de zinco de baixo teor, avaliaram percentuais de 27% a 55% de sólidos em que, obtiveram 60% a 80% de recuperação metalúrgica, respectivamente.

Para tentar explicar o efeito da diluição das polpas estudadas em sinergia com a dispersão química e mecânica, ensaios de viscosidade (Figura 23), sedimentação (Figura 24), e peneiramento (Figura 25 e Tabela 20) foram realizados.

A Figura 23 mostra que a viscosidade aumenta de forma exponencial com o aumento da concentração de sólidos, independente da forma de dispersão utilizada. Este aumento exponencial da viscosidade com o aumento da concentração de sólidos é reportado na literatura (Farrokhpay, 2012), além de ser relacionado com a redução do desempenho da flotação (Zhang, 2014). O aumento da viscosidade pode ter um efeito negativo na estabilidade da espuma (Li et al. 2020) e no tamanho e distribuição de bolhas (Zhang, 2014) por exemplo. Assim, o aumento da viscosidade com o aumento da porcentagem de sólidos pode explicar a redução do desempenho da flotação de caulinita observada ao logo deste trabalho e também na condução dos experimentos.

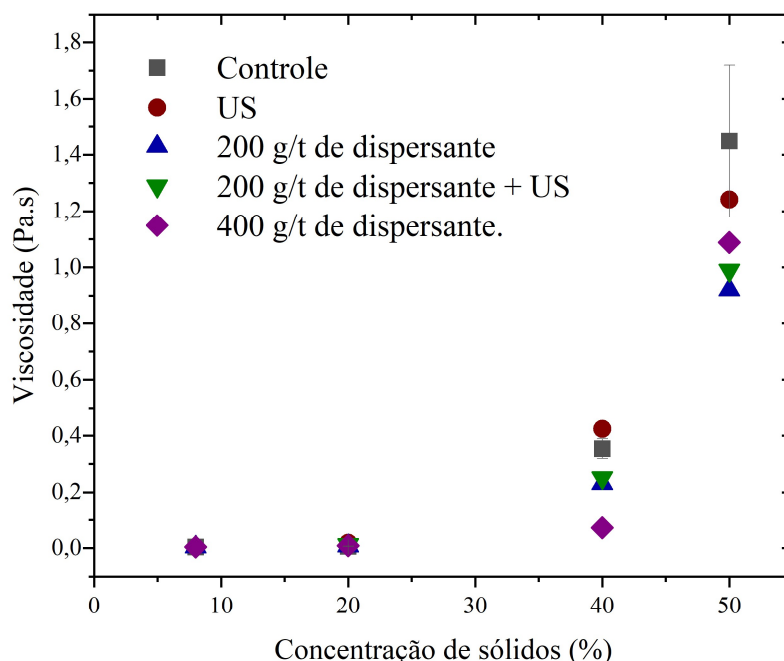


Figura 23 – Variação da viscosidade com a concentração de sólidos para as diferentes formas de dispersão utilizadas. US = ultrassom.

Fonte: Do autor.

Na curva de sedimentação (Figura 24), o uso do dispersante NO149 na dosagem de 200g/t reduziu levemente o rendimento de sedimentação da polpa de 95% de 85%, indicando que o reagente promove certa dispersão da polpa. A variação da dosagem de dispersante não influenciou a sedimentação. Este resultado está de acordo com o observado na Figura 21, que revela não haver efeito da dosagem do dispersante na flotação.

O uso somente de ultrassom resultou no menor valor de rendimento de sedimentação (55%), sugerindo que o ultrassom é o método, entre os estudados, que promoveu maior dispersão da polpa. Por outro lado, o uso combinado de ultrassom e dispersante prejudicou esse efeito de dispersão, aumentando o rendimento de sedimentação para 70% na dosagem de 200g/t de NO149, e 75% na dosagem de 400g/t. De acordo com a literatura, o ultrassom pode degradar moléculas poliméricas, e por isso é amplamente empregado na abertura de polímeros e controle de peso molecular (Lemanowicz et al., 2010; Liu et al. 2023). Tal fato pode justificar a redução do desempenho da flotação com dispersante NO149 na presença de ultrassom (Figura 22).

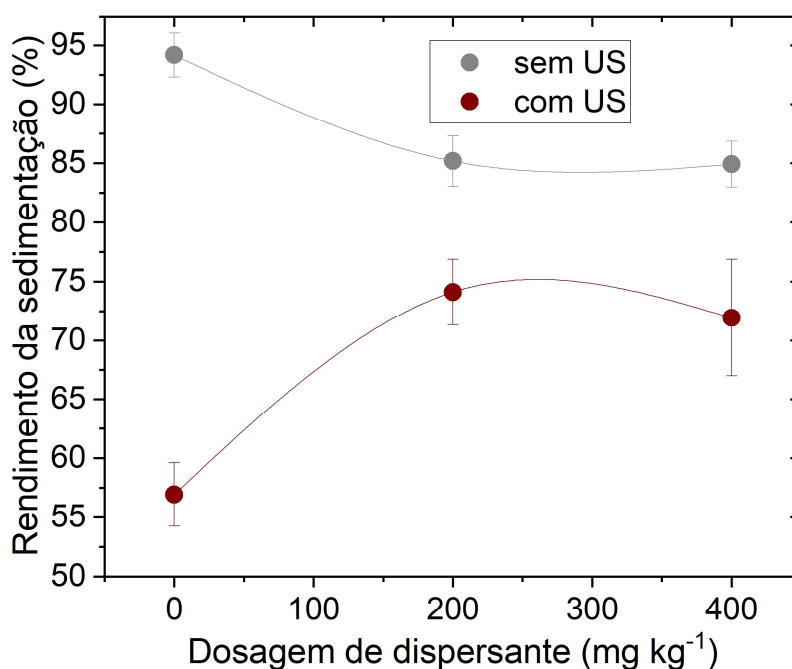


Figura 24- Curvas de sedimentação na presença e ausência de pré-tratamento com ultrassom em diferentes dosagens de dispersante.

Fonte: Do autor.

A Figura 25 mostra a distribuição granulométrica após o tratamento de dispersão químico e ou por ultrassom, e a Tabela 20 a recuperação metalúrgica de AA e SR em três diferentes frações granulométricas. A recuperação mássica de finos aumenta levemente após o tratamento com o dispersante, e de forma relevante após o tratamento com ultrassom (Figura 25). Além disso, a concentração de caulinita nas

frações finas é muito maior após o peneiramento precedido de ultrassom em comparação à dispersão química (Tabela 20). Este resultado indica que o ultrassom, além de promover a dispersão da polpa, pode melhorar a separação física entre caulinita e gibbsita, fazendo com que a caulinita se concentre mais nas frações finas. Isto sugere que o ultrassom poderia agir no sentido de reduzir o fenômeno do *slime coating*, caracterizado pelo recobrimento de partículas de mineral de interesse pelas partículas finas de argilominerais como a caulinita. Esse efeito pode ser confirmado em trabalhos futuros por meio de análise de MEV, por exemplo.

A redução do *slime coating* pelo ultrassom é reportada pela literatura. De acordo com Chen et al. (2020) isso ocorre devido à vibração provida pelo ultrassom nas partículas, que acabam sofrendo cavitação, ou seja, pequenos desgastes em sua superfície, o que promove a liberação de partículas finas das mais grossas. De acordo com os autores, este efeito é benéfico à flotação. Gurpinar et.al.(2004) avaliaram o efeito do uso de ultrassom na flotação de calcita barita e quartzo. O ultrassom foi empregado com sucesso na remoção de *slime coating* dos dois primeiros casos, enquanto para a flotação de quartzo não foi observada melhora relevante de desempenho.

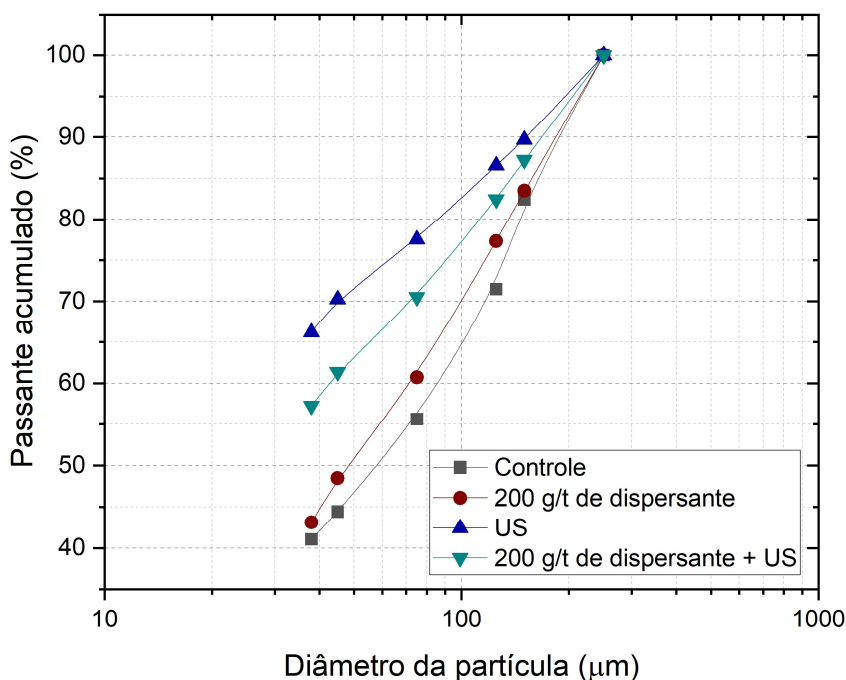


Figura 25 – Distribuição granulométrica após o tratamento de dispersão química e ou por ultrassom.

Fonte: Do autor.

No presente trabalho, o efeito do ultrassom otimizou o desempenho da flotação apenas para a polpa mais concentrada (22% de sólidos) sendo prejudicial à flotação da polpa diluída (12,5% de sólidos) (Figura 22). Dessa forma, apenas o efeito de dispersão não explicaria o melhor desempenho da flotação com o dispersante, em detrimento do ultrassom, na polpa mais diluída. Segundo Trampus e França (2020), os poliacrilatos de sódio, além de serem empregados para a dispersão, também são utilizados como modificadores de superfície para fenômenos de floculação. A floculação seletiva de caulinita pela ação do NO149 poderia explicar o melhor desempenho da flotação com dispersante na polpa com 12,5% de sólidos.

Para bauxitas diaspóricas, Wang et al. (2008) e Yuehua et al. (2004) reportaram que o poliacrilato de sódio adsorve quimicamente nos sítios $Al_2(OH)_4$ da caulinita, o que promove a formação de flocos. No entanto, na caulinita, os sítios de SiO_2^- ficam expostos permitindo a adsorção do coletor e flotação. O emprego de poliacrilato, acrilamidas e seus blends são os mais comuns para floculantes de bauxita (Kirwan, 2008). O mecanismo de flotação assistida por floculante é usado em escala industrial na flotação de potássio, por exemplo.

Dessa forma, uma possível explicação para os diferentes efeitos das distintas formas de dispersão nas diferentes concentrações de sólidos (Figura 22) é: (1) para a polpa mais concentrada (22% de sólidos) a redução do efeito do *slime coating*, possivelmente promovida pelo ultrassom, foi mais importante para aumentar o desempenho da flotação; (2) para a polpa mais diluída, a simples dispersão promovida pelo dispersante ou a possível floculação seletiva foi mais relevante.

Tabela 20 – Recuperação metalúrgica de AA e SR nos produtos de peneiramento após diferentes formas de dispersão.

Dosagem de dispersante (g/t)	Ultra-som	+ 150 μm		-150 + 38 μm		- 38 μm	
		Recuperação metalúrgica					
		AA (%)	SR (%)	AA (%)	SR (%)	AA (%)	SR (%)
0	Sem	19,09	16,07	59,87	35,42	21,04	10,45
200	Sem	21,33	14,50	59,55	32,48	19,12	11,11
0	Com	16,64	8,38	54,56	12,56	28,80	16,48
200	Com	18,40	10,11	52,06	21,89	29,54	15,05

Fonte: Do autor.

5.2.5 OFN26

A Figura 26 mostra os resultados dos ensaios de otimização aplicados à amostra OFN26 que tem maior teor de SR 19,06% (Tabela 17) e quantidade de finos 78,6% (Tabela 19). Os ensaios foram conduzidos com as condições mais promissoras obtidas com os minérios anteriormente discutidos. Para os ensaios alimentados com esse material, houve acréscimo relevante de teor de AA nos concentrados, portanto o parâmetro aumento de AA (aAA – Equação 4) também é apresentado.

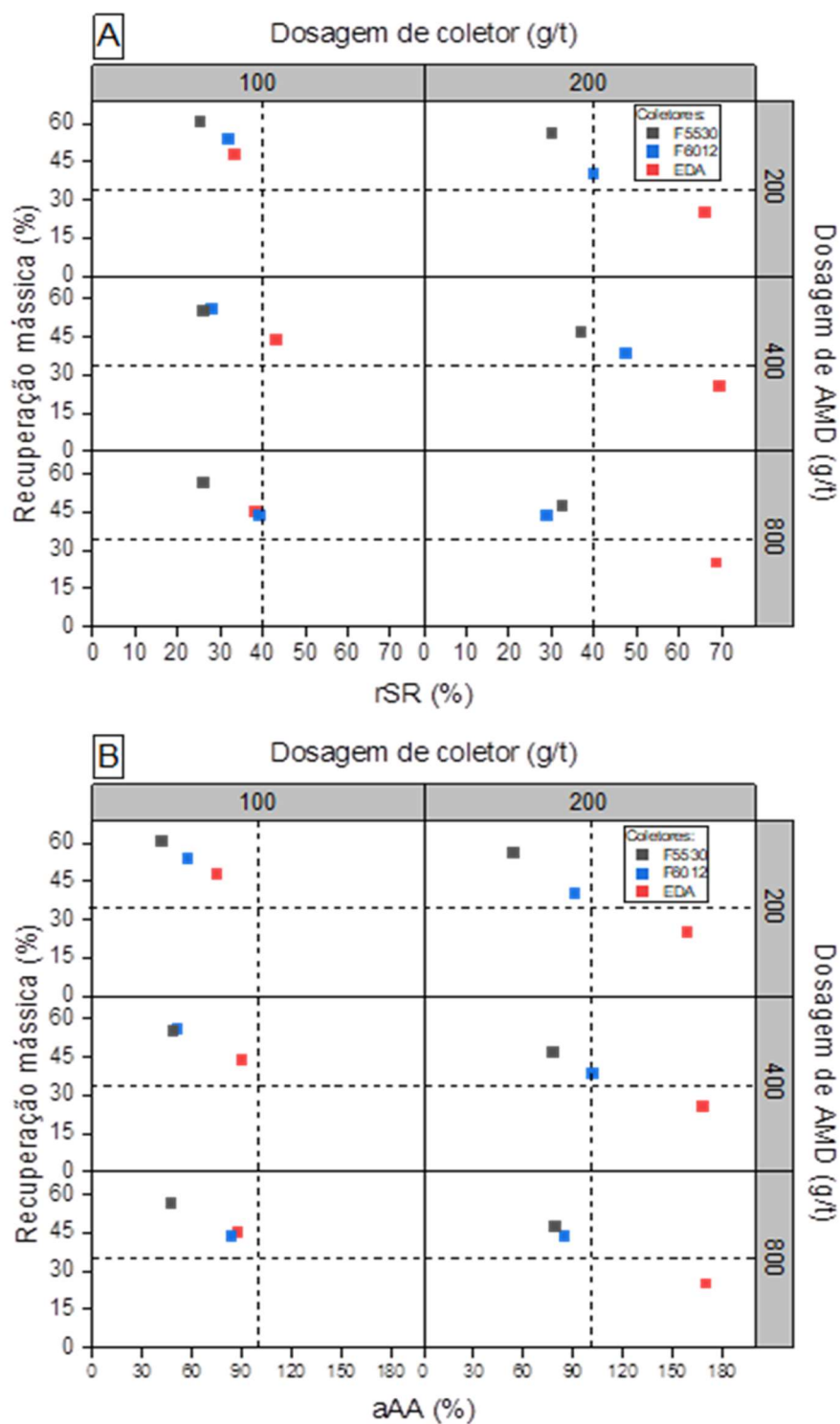


Figura 26- Desempenho da flotação (recuperação mássica em função de Rsr) dos ensaios com o OFN26.
Fonte: Do autor.

A Figura 27 mostra o gráfico de efeitos que considera a influência de dosagem/tipo de coletor e dosagem de depressor na flotação, tomando-se em conta

as médias de rSR de todos os ensaios. O coletor F-EDA apresentou maior eficiência na redução do teor de SR na maioria dos ensaios conduzidos com a amostra OFN26.

A dosagem de coletor de 200 g/t foi a mais eficiente em comparação com a de 100 g/t. O aumento da dosagem causou aumento de rSR de 46,84% para 32,52% rSR. Por outro lado, o aumento da dosagem parece não ter influenciado o desempenho dos coletores F-5530 e F-6012, como observado na Figura 26.

A dosagem de depressor parece não ter influência relevante na flotação da amostra OFN26 assim como observado nos ensaios alimentados com o *blend* e no trabalho de Rocha (2022). A recuperação mássica se mantém constante no intervalo entre 25% a 30% (Figura 26).

Assim, as condições mais promissoras de flotação da amostra OFN26 envolvem o emprego do coletor F-EDA (eteramina) com dosagem de 200 g/t, do depressor AMD com dosagem de 400 g/t, e do dispersante NO149 (poliacrilato de sódio) com dosagem de 200 g/t, resultando em 69,58% de rSR e 168,45% de aAA, com recuperação metalúrgica de AA de 25,22%. O teor de SR reduziu de 19,02% para 6,37%. O teor de 6,37% está muito próximo da especificação de 5% para a alimentação do processo Bayer. Este resultado é bastante importante para o trabalho, pois indica que a evolução do estudo de flotação foi satisfatória para o desenvolvimento de uma rota adequada para uma amostra com alto teor de SR e grande quantidade de finos.

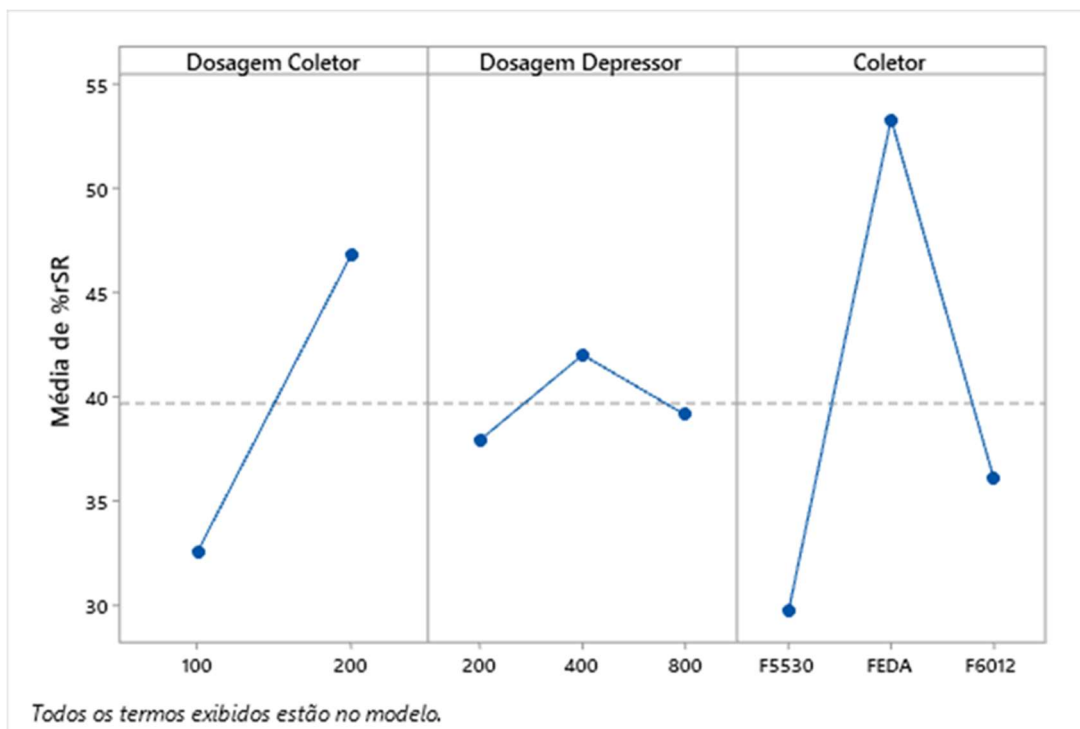


Figura 27- Gráfico de efeitos da influência de tipo/dosagem de coletor e dosagem de depressor em termos de rSR.

Fonte: Do autor.

O efeito das etapas de limpeza é evidenciado na Figura 28 em ensaios alimentados com a amostra OFN26 e utilizando os coletores F-5530 e F-EDA em diferentes dosagens do depressor AMD. Essa comparação mostra que as 4 etapas de limpeza empregadas foram importantes para a redução do teor de SR. No entanto, o grande número de etapas de limpeza conduziu a uma maior perda de massa. A redução de recuperação mássica pode ser contornada com a recirculação de produtos de flotação. No entanto a realização de ensaios em *Locked Cycle Test* (LCT) não foi foco deste trabalho e é sugerida em trabalhos futuros.

A análise das etapas de limpeza indica o elevado desempenho da flotação com F-EDA a 200 g/t e AMD a 400 g/t. A qualidade do concentrado obtido na etapa *cleaner* 1 desse ensaio se assemelha ao concentrado *cleaner* 3 com o coletor F-5530.

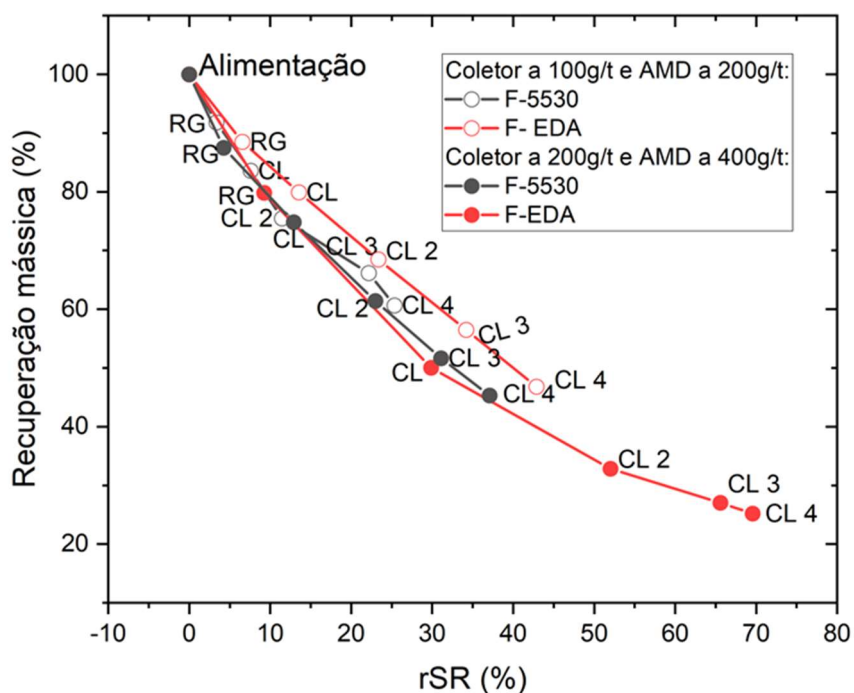


Figura 28- Curvas de flotação comparando amidamina F-5530 e eteramina EDA-C. Fonte: Do autor.

Com o objetivo de avaliar a repetibilidade dos ensaios e tentar otimizar a flotação nas condições consideradas mais promissoras dos resultados da Figura 26, Figura 27 e Figura 28, e que posteriormente foi realizado um delineamento de experimentos do tipo composto central rotacional (DCCR) com as variáveis que não haviam sido exploradas na otimização, (i) pH e (ii) percentual de sólidos. Os ensaios foram conduzidos em dosagens fixas de 200g/t de coletor F-EDA, 400g/t de depressor AMD e 200g/ de dispersante NO149. A Tabela 21 representa a matriz experimental executada e os resultados de recuperação mássica e teor SR do concentrado. Para este delineamento não foi aplicado o conceito de redução de SR (rSR) pois esse artifício poderia mascarar erros associados aos ensaios, portanto o teor de SR foi considerado.

Tabela 21- DCCR realizado com a OFN26.

Ensaio	Matriz experimental descodificada		Variáveis Resposta	
	Porcentagem de sólidos (%)	pH	Recuperação mássica (%)	SR (%)
166	8,3	7	21,86	8,45
167	16	7	10,4	7,79
168	8,3	12	45,06	13,24
169	16	12	27,91	9,75
170	12,15	9,5	18,25	5,9
171	12,15	9,5	16,18	6,19
172	12,15	9,5	18,01	6,49
173	6,71	9,5	36,2	10,18
174	17,59	9,5	10,12	6,7
175	12,15	5,96	14,43	7,92
176	12,15	13	48,93	13,15
177	12,15	9,5	19,35	6,98
178	12,15	9,5	17,27	6,41
179	12,15	9,5	17,55	6,5

Fonte: Do autor.

*Dosagem de coletor 200g/t, depressor AMD 400g/t e dispersante NO149 200g/t.

A Tabela 22 mostra os resultados da ANOVA, realizada com o objetivo de modelar e identificar a representatividade das variáveis estudadas com um intervalo de confiança de 95%.

Tabela 22- ANOVA com IC de 95% para a OFN26.

Análise de Variância para a Resposta - SR					
Variável	GL	SQ (Aj.)	QM (Aj.)	Valor F	Valor-P
Modelo	6,0	28887,1	4814,5	172,3	0,0
Blocos	1,0	0,2	0,2	0,0	0,9
Linear	2,0	14598,6	7299,3	261,2	0,0
Sólidos (%)	1,0	3785,7	3785,7	135,5	0,0
pH	1,0	10812,9	10812,9	387,0	0,0
Quadrado	2,0	13080,1	6540,1	234,1	0,0
Sólidos (%)*Sólidos (%)	1,0	2304,1	2304,1	82,5	0,0
pH*pH	1,0	11490,2	11490,2	411,2	0,0
Interação com 2 Fatores	1,0	1208,1	1208,1	43,2	0,0
Sólidos (%)*pH	1,0	1208,1	1208,1	43,2	0,0
Erro	7,0	195,6	27,9		
Falta de ajuste	3,0	135,0	45,0	3,0	0,2
Erro puro	4,0	60,6	15,1	*	*
Total	13,0	29082,6			

Fonte: Do autor.

A análise da ANOVA foi feita com base valor-p do teste de hipótese (com IC=95%, valor-p=0,05) que é uma probabilidade que mede a evidência contra a hipótese nula. Um valor-p menor que o referência (valor-p 0,05) significa que não há evidência para refutar a hipótese nula. A hipótese nula para Tabela 22 é a de que “O fator é relevante para a variação na resposta”.

Os valor-p dos fatores (i) falta de ajuste ($p=0,16$) e (ii) blocos ($p=0,94$) na Tabela 22, dentro das condições experimentadas, evidenciam que esses não possuem relevância estatística. Isso significa que não há evidências relevantes para considerá-los no modelo porque eles não causam variabilidade dentro do espaço amostral do experimento. Assim, é possível dizer que os experimentos possuem repetibilidade, o que confere maior confiabilidade ao estudo e aos dados apresentados no trabalho.

A influência das variáveis pH e porcentagem de sólidos foram consideradas em 1ª ordem e 2ª ordem, isso significa que tanto a relevância dos seus efeitos isolados como combinados foram consideradas para confecção da ANOVA e do modelo de superfície de resposta e identificação das variáveis relevantes para o modelo. As variáveis pH e porcentagem de sólidos influenciaram a flotação quando analisadas tanto de forma isolada, como em sinergia, por ambos os modelos, considerando-se o

valor-p < 0,05 (Tabela 22). O modelo quadrático foi mais adequado por ter apresentado maior valor de R^2 (Tabela 23). Tal modelo pode ser representado através da superfície de resposta da Figura 29. Na Tabela 23, o R^2 (aj.) refere-se ao ajuste do modelo quadrático através de regressão e o R^2 (pred.) refere-se a quão bem o modelo gerado prediz as observações experimentais. Observa-se uma excelente representatividade do modelo para ambos os casos devido aos elevados valores de R^2 .

Tabela 23- Ajuste do modelo DCCR aos dados experimentais.

Sumário do modelo			
Modelo	R2	R²(aj)	R²(pred)
Linear	0,65	0,45	0,00
Quadrático	0,99	0,99	0,96

Fonte: Do autor. * R^2 varia de 0 a 1.

Com base nos resultados do delineamento experimental (Tabela 21, Tabela 22 e Figura 29), as condições mais satisfatórias de flotação foram pH de 9,5 e 12,5% de sólidos. Esta condição resultou em um teor de SR de 19,06% na alimentação para 5,9% de SR no concentrado e 18,25% de recuperação mássica. Os resultados são similares aos atingidos utilizando a amostra OFN26 nas condições de dosagem, porém com concentração de sólidos de 8,3%, que resultou em 6,47% de SR no concentrado e 25,22% de recuperação mássica. Este resultado indica novamente que a maior diluição permite uma maior seletividade, com maior recuperação e manutenção do teor de SR.

Em condições muito alcalinas (pH>12), a flotação não resultou em teores satisfatórios com um teor de SR cerca de 13%, apesar de se obter valores de recuperação mássica mais elevados, com 45,06% e 48,93% para pH 12 e pH 13, respectivamente.

Leal (2010) estudou o efeito do pH na adsorção de F-EDA em caulinita. Em pH 10, ocorreu 80% de adsorção devido ao grau de ionização parcial da molécula de coletor e ao baixo valor de potencial zeta na caulinita. Em pH 4 a adsorção reduziu para 34%, provavelmente devido ao aumento da carga da caulinita, embora o coletor esteja totalmente ionizado. Em pH 12, a adsorção foi de 56%, o que o autor relacionou com a predominância da forma molecular da amina F-EDA que foi identificada por

espectroscopia gasosa. Nesta situação, a molécula de coletor encontrando-se protonada reduzindo a carga necessária para a adsorção na superfície da caulinita. Tais resultados justificam os melhores resultados de flotação terem sido obtidos em pH próximo a 10 (Figura 29), onde a caulinita teria a máxima adsorção de coletor.

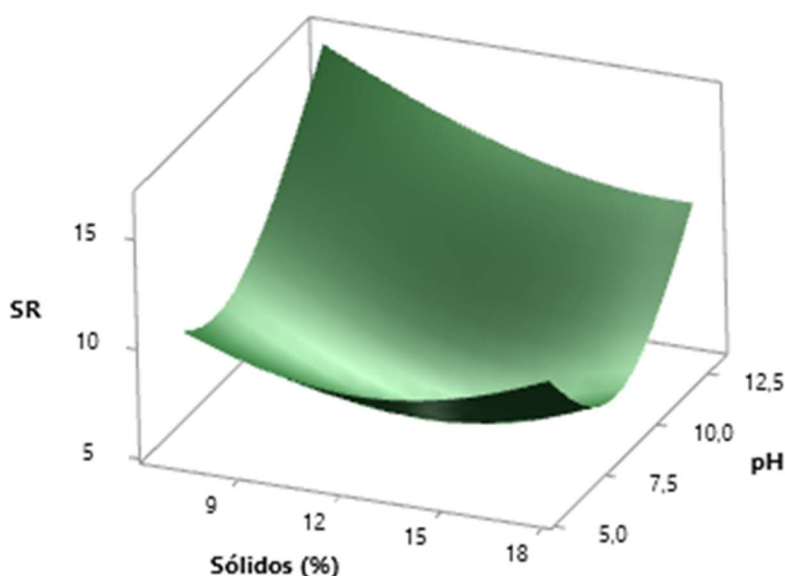


Figura 29 - Superfície de resposta do modelo gerado para OFN26.
Fonte: Do autor.

5.2.6 Rejeito

Os resultados de desempenho da flotação em bancada com o rejeito estão ilustrados na Figura 30. O coletor F-EDA apresentou maior desempenho em comparação ao F-5530, de forma similar ao encontrado para a amostra OFN26.

O gráfico de contorno da Figura 31 ilustra o efeito da dosagem de coletor em todos os resultados de flotação em bancada para o rejeito. Os limites para esse tipo de gráfico são obtidos através de interpolação da matriz experimental e, por isso, há indicação de dosagens intermediárias entre 100g/t e 200g/t de coletor, para as quais não houve ensaio experimental. Para os coletores F-EDA e F-5530, o aumento da dosagem aprimora a redução do teor de SR e o aumento do teor de AA.

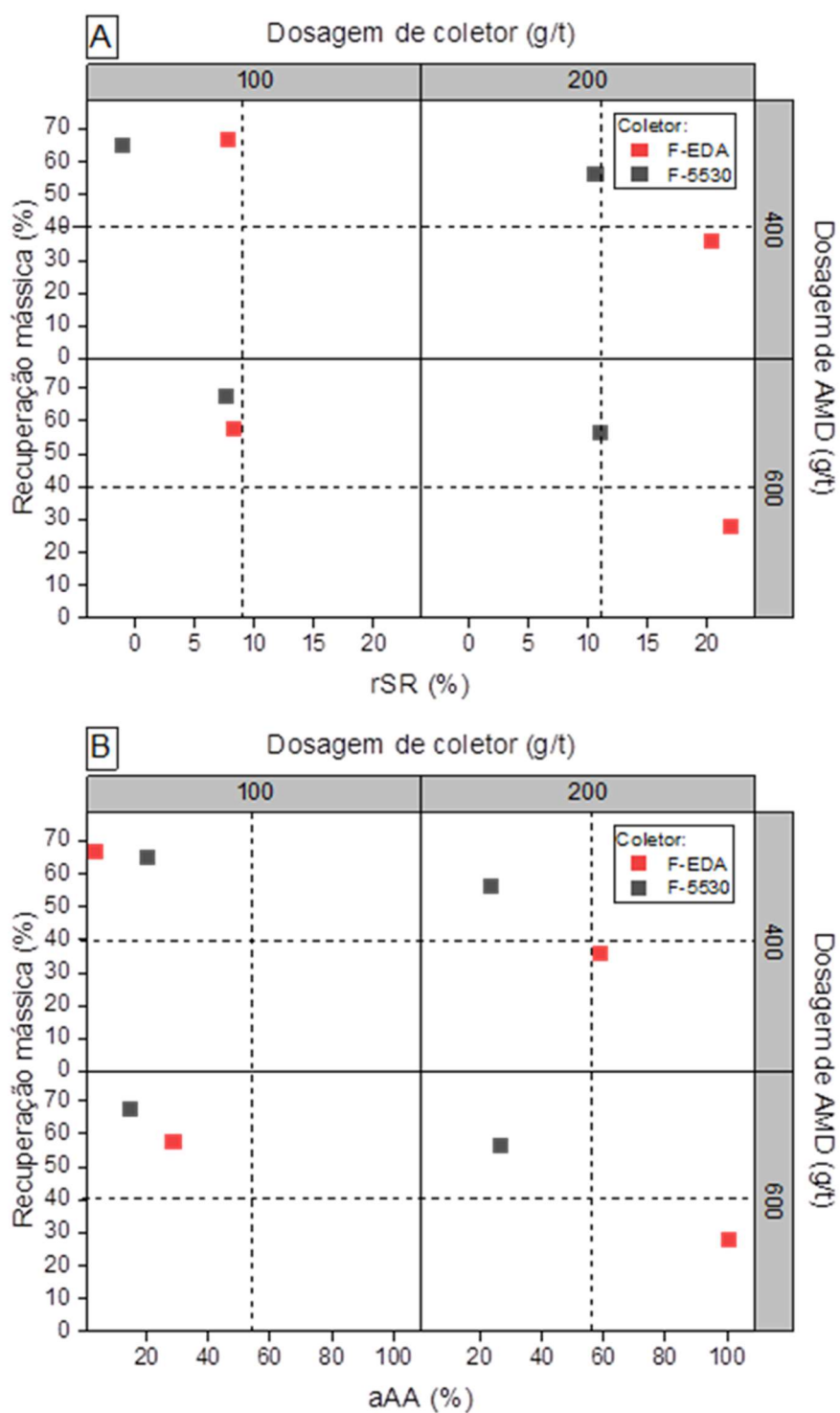


Figura 30- Desempenho da flotação (recuperação mássica em função de rSR) dos ensaios em bancada com o rejeito.

Fonte: Do autor.

*Ensaio com 200 g/t do dispersante NO149A representa o desempenho em função da redução de SR (rSR), e B em função do aumento de AA (aAA).

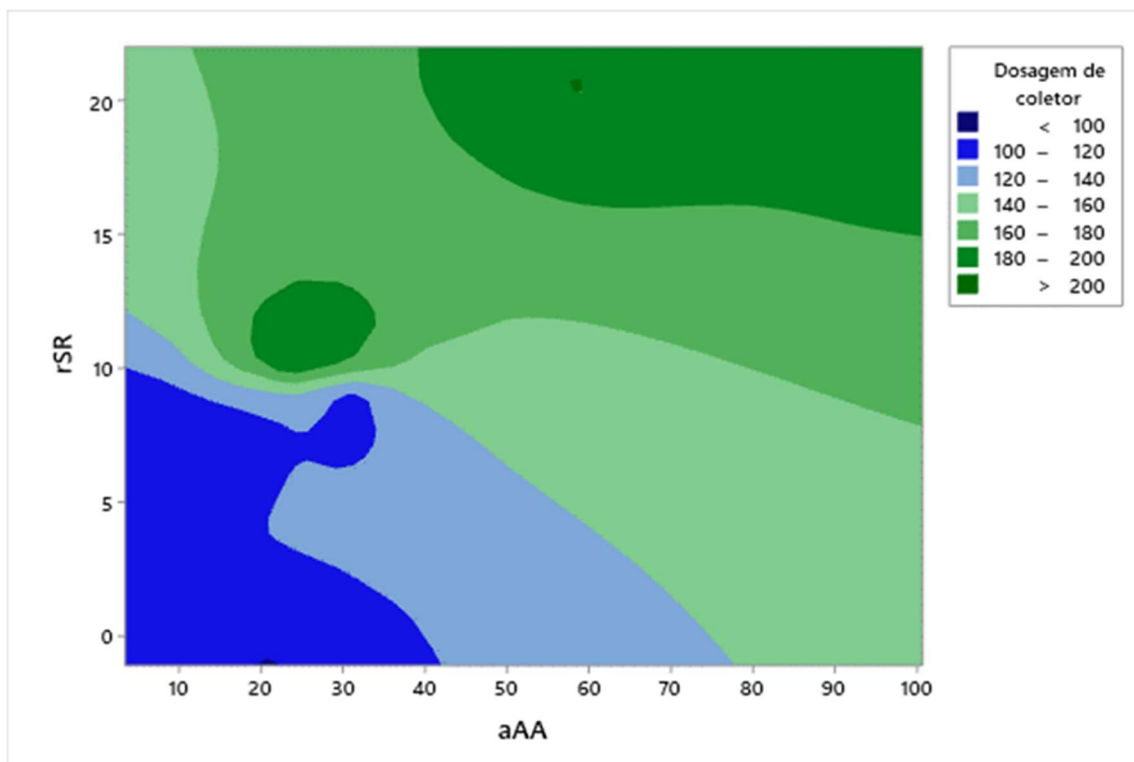


Figura 31- Gráfico de contorno do efeito da dosagem de depressor na rSR e aAA para os ensaios com o rejeito.

Fonte: Do autor.

A redução do teor de SR não foi relevante na flotação do rejeito em bancada realizada com duas etapas *cleaner*. O ensaio em que houve maior desempenho empregou o coletor F-EDA com dosagem de 200 g/t, o depressor AMD com dosagem de 600 g/t e o dispersante NO149 com dosagem de 200 g/t, resultando em 21,99% rSR e 100,71% de aAA, com recuperação metalúrgica de AA de 55,79%. O teor de SR reduziu de 23,97% para 18,05%, embora o teor de AA tenha aumentado de 9,37% para 17,06%. A rSR provavelmente se deve à grande quantidade de finos, o que prejudica de forma expressiva o desempenho da flotação em células mecânicas.

Uma comparação entre a amostra OFN26 e o rejeito quanto ao desempenho das etapas de limpeza dos ensaios de maior desempenho está ilustrada na Figura 32. A tendência da curva de recuperação mássica versus rSR do rejeito indica que, provavelmente, não haveria aumento relevante de rSR com a introdução de etapas de limpeza *cleaner*, como o que ocorre para a OFN26. Além disso, para o rejeito, a flotação *rougher* não foi eficiente para a concentração pois a redução de teor de SR iniciou no *cleaner* 1.

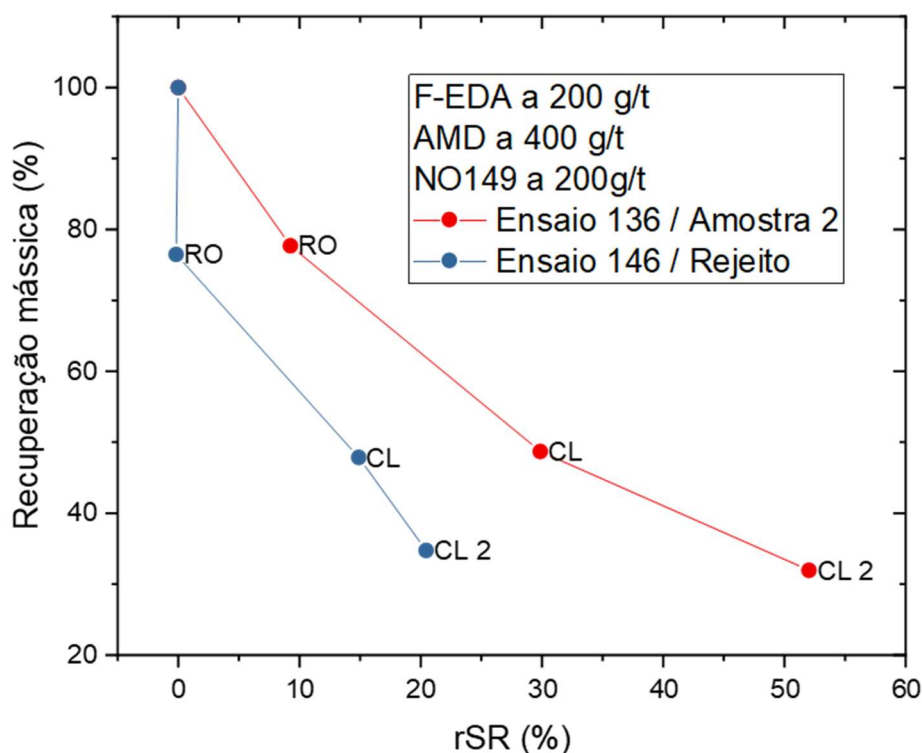


Figura 32- Curvas de flotação comparativas entre OFN26 e rejeito.

Fonte: Do autor.

A flotação do rejeito, também conduzida em coluna piloto nas condições: coletor F-5530 na dosagem de 200 g/t, depressor AMD na dosagem de 600 g/t, e dispersante NO149 na dosagem de 200 g/t. A Tabela 24 mostra os teores dos concentrados coletados periodicamente durante o ensaio contínuo de flotação em coluna, bem como os valores de rSR e aAA calculados em relação à análise da “amostra cabeça” do rejeito (Tabela 17– teor de AA = 7,96% e teor de SR = 23,47% na alimentação). As mudanças nos teores de AA e SR nos concentrados, em relação a alimentação, são irrelevantes, indicando que a concentração também não foi bem-sucedida na coluna.

Portanto, os resultados de flotação de rejeito mostram que, tanto a flotação colunar piloto em operação contínua como a flotação em batelada em célula mecânica, não são técnicas adequadas para a redução do teor de SR, muito provavelmente devido à elevada quantidade de finos. Lage (2008) obteve resultados mais satisfatórios de flotação colunar com a mesma amostra empregada neste trabalho. A flotação foi conduzida com os reagentes amido gelatinizado a 800g/t e

Toamine Q14-2 à 400g/t e 15% de sólidos. O concentrado de flotação apresentou teores de 46,14% para Al_2O_3 , 4,67% de SiO_2 . No entanto, o autor reportou uma baixa recuperação mássica de 8,42% e metalúrgica de 61,59%.

Tabela 24- Distribuição de teores nos concentrados amostrados periodicamente na flotação colunar do rejeito

Amostragem	Teor AA (%)	Teor SR (%)	aAA (%)	rSR (%)
1	8,36	22,39	5,03	4,6
2	9,94	20,02	24,87	14,7
3	9,46	21,92	18,84	6,6
4	8,63	20,89	8,42	10,99
5	8,42	21,82	5,78	7,03
6	8,36	20,89	5,02	10,99
7	8,49	21,29	6,66	9,29
8	8,15	20,96	2,39	10,69
9	8,42	21,75	5,79	7,33

Fonte: Do autor.

5.2.7 Bauxita nodular

As condições mais promissoras encontradas na otimização para a amostra *blend* foram aplicadas na bauxita nodular. Isso se justifica pela similaridade entre as amostras em teor de SR (Tabela 17). Foram avaliados os coletores F-5530 e F-EDA. As dosagens foram de 50 g/t e 100 g/t para coletor, 400 g/t e 600g/t para depressor AMD, 200g/t de NO149 e 22% de porcentagem de sólidos. Os resultados obtidos com a bauxita nodular foram publicados no Encontro Nacional de Tratamento de Minérios (Silva et al., 2022).

Atualmente, essa bauxita é considerada rejeito e, se alimenta a planta de beneficiamento, é de forma não controlada. O desempenho da flotação está apresentado na Figura 33, para bauxita nodular deslamada (DE) e sem deslamar (SD). A Figura 34 ilustra o gráfico de Pareto que aponta as variáveis que mais influenciaram a redução do teor de SR (Figura 34-A) e o aumento do teor de AA (Figura 34-B) com um intervalo de confiança de 95%. A Figura 34-C ilustra o gráfico de efeitos de tipo de bauxita (DE e SD), tipo/dosagem de coletor, e dosagem de depressor na rSR e aAA.

As variáveis que influenciaram de forma significativa a flotação da bauxita nodular foram (i) tipo e (ii) dosagem de coletor. O coletor F-EDA foi mais eficiente do que o F-5530, e a dosagem de 100 g/t resultou em resultados mais satisfatórios do

que a dosagem de 50 g/t para ambos os coletores. A dosagem de depressor e o tipo de bauxita apresentaram pouca influência em comparação com variáveis como o tipo de coletor, na remoção de SR por flotação (Figura 34-A).

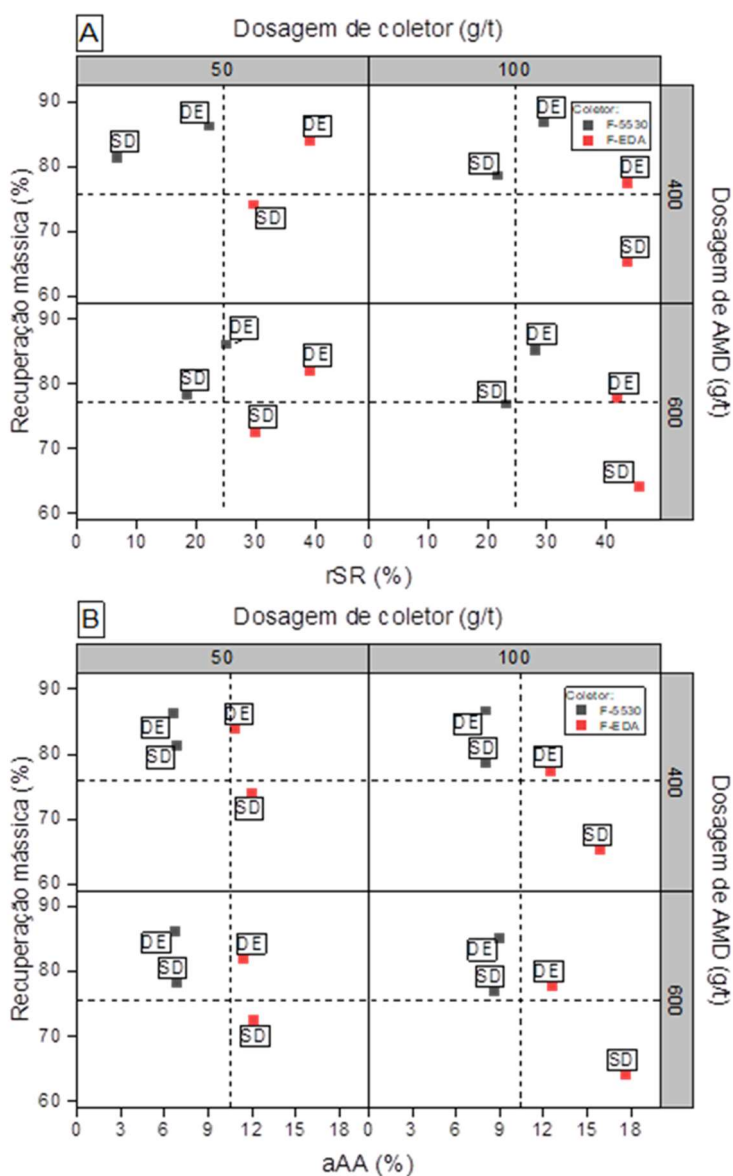


Figura 33- Desempenho da flotação (recuperação mássica em função de rSR) dos ensaios com a bauxita nodular.

Fonte: Do autor.

*Ensaio conduzido a 200 g/t do dispersante NO149, onde a Figura 33-A representa o desempenho em função da redução de SR (rSR), e B em função do aumento de AA (aAA).

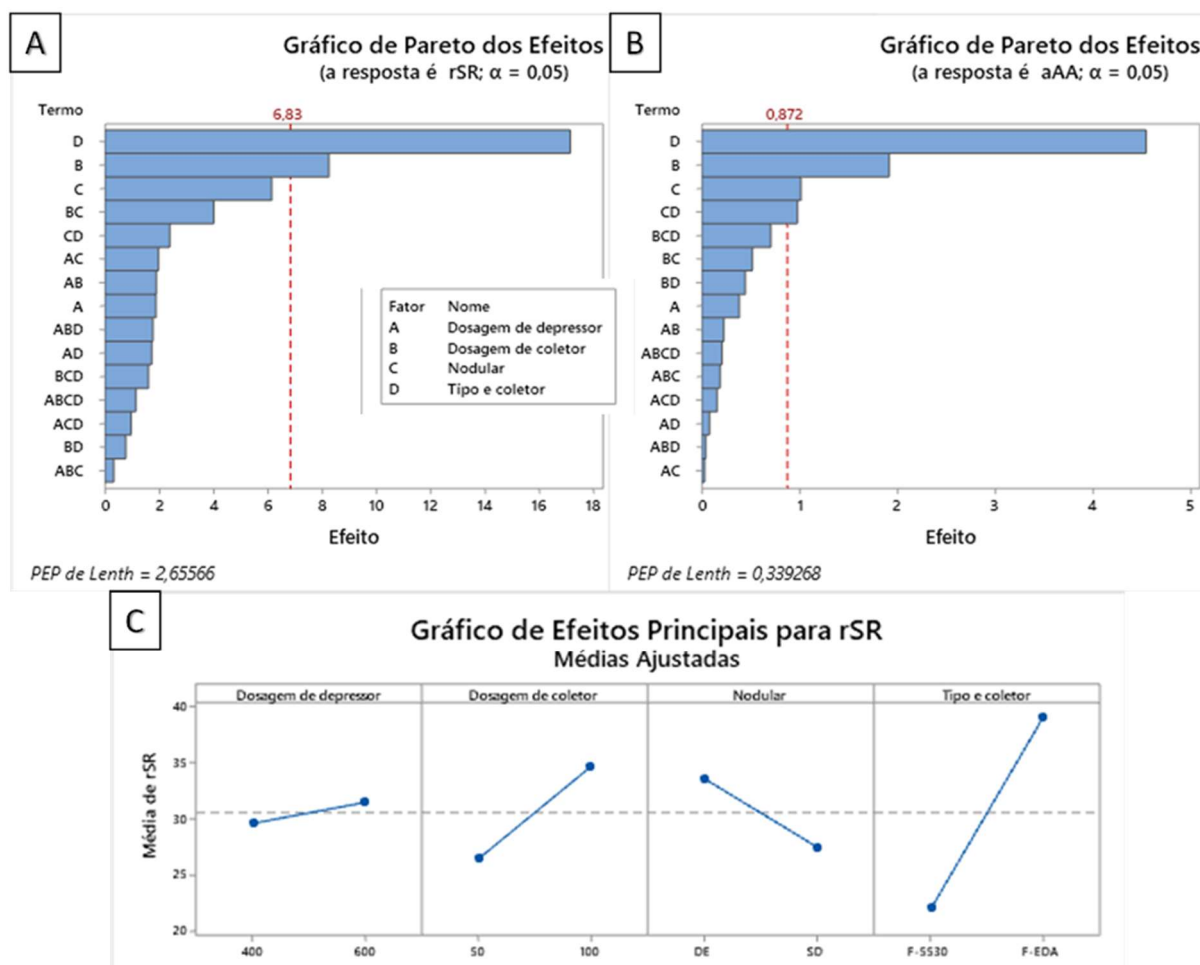


Figura 34- Gráficos de Pareto e efeitos - bauxita nodular.
Fonte: Do autor.

O desempenho foi mais satisfatório (i) para a bauxita deslamada e foi obtido com 100 g/t de F-EDA e 400 g/t de AMD resultando em 43,59% de rSR, 12,53% de aAA e recuperação mássica de 77,27%; o teor de SR reduziu de 7,04% na alimentação para 3,97% no concentrado; e (ii) para a bauxita sem deslamar foi obtido com 100 g/t de F-EDA e 600 g/t de AMD resultando em 45,47% de rSR, 17,66% de aAA e recuperação mássica de 64,00%, o teor de SR reduziu de 8,27% na alimentação para 4,51% no concentrado.

A diferença entre o tipo de coletor empregado pode ser observada na média de redução de SR (rSR) indo de uma média de rSR de 20% para coletor F-5530 para 40% de rSR utilizando o F-EDA (Figura 34-C). Novamente, com a bauxita nodular, houve maior desempenho do coletor F-EDA, embora alguns trabalhos da literatura abordem o F-5530 como o coletor mais seletivo para caulinita (Souza et al., 2015; Matiolo, et al., 2019)

A bauxita deslamada teve resultados mais satisfatórios de concentração em todas as condições testadas. Por exemplo, o concentrado do *cleaner 2* com o coletor F-EDA na dosagem de 50 g/t há uma melhora nos indicadores com a alteração da alimentação com ou sem lama. Por exemplo, os ensaios conduzidos à 50g/t com F-EDA e utilizando 600g/t de AMD com a alimentação sem deslamar (bauxita nodular SD) obteve 30,13% de rSR e 72,39% de recuperação mássica, que quando deslamada (bauxita nodular DE) gera um concentrado com 39,33% de rSR com 81,83% de recuperação em massa.

5.3 COMPARAÇÃO AS FLOTAÇÕES E CIRCUITO

A Tabela 25 mostra as condições/resultados mais promissores para a concentração de cada amostra de bauxita. Embora a amostra USFN10 apresentasse teor baixo de SR, os valores de porcentagem de redução de SR (rSR) foram > 20%. A amostra USFN10 foi importante para a seleção dos coletores mais adequados. O emprego do *blend*, com granulometria e teor de SR (alimentação) intermediários aos das amostras USFN10 e OFN26 foi importante para a evolução do desenvolvimento do esquema de reagentes mais adequado para a flotação. Os resultados de concentração do *blend* foram superiores àqueles obtidos com a amostra USFN10, principalmente em termos de redução de SR.

Os resultados mais satisfatórios de flotação foram obtidos com a amostra OFN26. Caso aplicada à amostra OFN26, a flotação poderia substituir as operações de ciclonagem secundária de superfinos em 10". A ciclonagem secundária causa concentração física porque a caulinita tende a se concentrar nos finos. O concentrado de superfinos na planta de Juruti é representado pelo USFN10, e o desempenho em termos de concentração está destacado na Tabela 25 (preenchimento em cinza). Os valores de SR e AA nos concentrados de flotação e ciclonagem são similares, e a principal diferença é que a recuperação mássica da flotação de 25,22% é aproximadamente o dobro da recuperação mássica da ciclonagem (13%), mesmo sendo proveniente de operação em batelada. A recuperação mássica da flotação pode aumentar com a introdução de recirculação de produtos em escala contínua. Assim, a principal vantagem da flotação em relação à ciclonagem seria a menor perda de massa.

Assim, o presente trabalho indicou que a flotação é tecnicamente promissora para o aumento do desempenho do processamento mineral da planta de Juruti com foco na redução do teor de SR de alimentação da planta metalúrgica. A pertinência econômica do emprego da flotação em combinação com a ciclonagem na planta industrial deve ser analisada por meio de um estudo que envolva ensaios em circuito fechado ou em escala piloto, para se dimensionar de forma mais adequada o ganho de recuperação mássica, além de uma análise de viabilidade.

A flotação também foi adequada para a remoção de SR e aumento de AA na bauxita nodular (Tabela 25). Os resultados mostram que os teores finais de SR e AA podem ser adequados às especificações do processo Bayer de SR < 5% e AA > 40%, representando a possibilidade de aproveitamento deste tipo de material que é considerado rejeito.

Tabela 25- Sumário dos melhores resultados obtidos e seus parâmetros experimentais.

Amostra	rSR (%)	aAA (%)	Rec. Mássica (%)	Teores inicial e final de SR (%)	Teores inicial e final de AA (%)	Condições
UFN26	23,16	4,57	95,06	2,26 - 1,74	45,53 - 47,61	F-EDA a 50g/t, AMD a 800g/t, e 22% de sólidos
OFN26	69,58	168,54	25,22	19,30 - 6,47	15,07 - 40,46	F-EDA a 200g/t, AMD a 400g/t, NO149 a 200g/t, e 8% de sólidos
OFN26*	80,15	234,4	13	22,17 - 4,45	12,18 - 40,73	Ciclonagem secundária
UNSFN10	21,27	5,27	85,42	1,75 - 1,38	49,52 - 52,13	F-EDA a 50g/t, AMD a 500g/t, e 22% de sólidos
Rejeito	21,99	100,71	27,8	23,14 - 18,05	8,50 - 17,06	F-EDA a 200g/t, AMD a 600g/t, NO149 a 200g/t, e 8% de sólidos
<i>Blend 1</i>	34,58	12,97	86,98	7,41 - 4,85	39,58 - 44,71	F-5530 a 50g/t, AMD a 800g/t, NO149 a 100g/t, e 12,5% de sólidos
Nodular	45,47	17,66	64	8,27 - 4,51	45,89 - 54,00	F-EDA a 100g/t, AMD a 600g/t, NO149 a 200g/t, e 22% de sólidos

Fonte: Do autor.

Dados fornecidos e extraídos do fluxo de processos da Alcoa para comparação.

6 CONCLUSÕES

Os coletores mais eficientes na redução de SR das amostras de bauxita foram o F-EDA (alquil eteramina) e o F-5530 (amidamina). O coletor F-EDA apresentou maior desempenho da flotação de amostras com maior quantidade de finos, principalmente da OFN26 e da bauxita nodular SD. As dosagens de coletor mais eficientes foram sempre as mais altas testadas (100 a 200 g/t).

Os depressores que conduziram a resultados de concentração mais satisfatórios são amido de milho (AMD) em pH > 9,0 na rota alcalina de flotação, além de amido de milho modificado (AMM) e ácido tânico (ACT) em pH < 6,0 na rota ácida. A dosagem de depressor, isoladamente, não influenciou a flotação de caulinita da

bauxita. O efeito da dosagem de depressor parece ser dependente da dosagem de coletor.

Os dispersantes de maior desempenho foram o NO149 (poliacrilato de sódio) na rota básica com o depressor AMD, e o M0220 (polímero quaternário de amônio) na rota ácida com o depressor AMM.

Em suma, os reagentes de flotação mais promissores para a remoção de SR da bauxita de Juruti são o coletor F-EDA (alquil eteramina), o depressor AMD (amido de milho), e o dispersante NO149 (poliacrilato de sódio).

A redução da porcentagem de sólidos aprimorou a flotação de bauxita com maior quantidade de finos e este efeito pode estar relacionado ao aumento da viscosidade com o aumento da porcentagem de sólidos.

O uso de dispersantes aprimora a flotação. A dispersão por ultrassom se mostrou eficiente na remoção de slime coating em ensaios de sedimentação. No entanto os reagentes utilizados como dispersantes químicos não obtiveram o mesmo efeito de sedimentação que o ultrassom, todavia foram mais promissores na flotação em polpas com menor percentual de sólidos. Esse efeito parece estar não apenas envolvido em dispersão química de fato, mas aprimorando a flotação por outros fenômenos que necessitam de análises químicas e de cargas de superfície para confirmação de sua natureza.

As etapas de limpeza *cleaner* foram essenciais para a obtenção de concentrados com valores mais baixos de SR e mais altos de AA.

A flotação foi mais eficiente para a redução do teor de SR e aumento do teor de AA da OFN26. O ensaio de maior desempenho empregou o coletor F-EDA a 200 g/t, o depressor AMD a 400 g/t, e o dispersante NO149 a 200 g/t, resultando em 69,58% de rSR e 168,45%, de aAA. O teor de SR reduziu de 19,02% para 6,37%. A vantagem da flotação em relação à ciclonagem para a OFN26 é a redução de perda de massa da operação.

Os ensaios de flotação em bancada e colunar não foram capazes de reduzir o teor de SR do rejeito, provavelmente devido à elevada quantidade de finos.

A flotação foi satisfatória na redução do teor de SR da bauxita nodular. A deslamagem não afetou, de forma relevante, o desempenho da flotação. O resultado mais satisfatório da flotação de bauxita nodular sem deslamar foi obtido com 100 g/t de F-EDA e 600 g/t de AMD (ensaio 164), resultando em 45,47% de rSR, 17,66% de aAA e recuperação mássica de 64,00%. O teor de SR reduziu de 8,27% na alimentação para 4,51% no concentrado.

A comparação entre a redução do teor de SR (rSR) causada pela concentração física da ciclonagem da planta de Juruti e a flotação do presente trabalho evidenciou que as duas técnicas apresentam a mesma eficiência de redução do teor de SR, e a flotação conduz a maior recuperação mássica. A decisão pelo emprego da flotação em combinação com a ciclonagem deve contar com estudos futuros de flotação em circuito fechado e análise de viabilidade econômica.

REFERÊNCIAS

ALEXANDRINO, J.S; LOPES, F.J.S; PEREIRA, M.J; FERREIRA, K.C; DINIZ, F.F; FERREIRA, T.E.D. A influência da granulometria na flotação de minério de ferro. In: ENTMME (Ed.). **Anais** do XXVII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa Belém-PA, 23 a 27 de outubro 2017. Belém, 2017. p. 1 – 8.

ARENARE, DS. **Caracterização de amostras de bauxita visando a aplicação de métodos de concentração gravítica**. Dissertação de mestrado, Universidade de São Paulo, 2008.

AVELAR, A. N. **A Influência da Mineralogia Na Etapa De Separação Da Lama Vermelha No Processo de Bayer**. Dissertação de mestrado, Universidade Federal de Ouro Preto, p. 113, 2011.

BANERJEE, P. K; MANKAR, A. U; KUMAR, V. Chapter 4 – **Beneficiation of bauxite ores**. Editor(s): Sripriya Rajendran, Ch. V.G.K. Murty, Mineral Processing, Elsevier, 2023, Pages 117-166, ISBN 9780128231494, <https://doi.org/10.1016/B978-0-12-823149-4.00014-4>.

BARBOSA, F. D. M; BERGERMAN, M. G; HORTA, D. G. Removal of iron-bearing minerals from gibbsitic. **Tecnol. Metal. Mater. Minerals**, São Paulo, v. 13, n. 1, p. 106-112, 2016.

BITTENCOURT, L.R., LIN, C.L., MILLER, J.D., Flotation recovery of high-purity gibbsite concentrates from a Brazilian bauxite ore. **Adv. Mater. -Appl. Miner. Metall. Process. Prin.**, 77–85, 1990.

BOGER, D; SCALES, P; SOFRA, F. **Rheological Concepts**. Australian Centre for Geomechanis. Chapter 3. P. 25-37, 2020.

CARVALHO, A.; BOULANGÉ, B.; MELFI, A. J.; LUCAS, Y. **Brazilian Bauxites**. n. Setembro, p. 321, 1997.

CHAVES, A. P; **A flotação no Brasil**. 3 ed . Oficina de textos. p. 1-212, 20, São Paulo, 2013.

CHEN, Y; TRUONG, V.N.T; BU, X; Xie, G. A review of effects and applications of ultrasound in mineral flotation. **Ultrasonics Sonochemistry**, Volume 60, 2020, 104739, ISSN 1350-4177, <https://doi.org/10.1016/j.ultsonch.2019.104739>.

CLARIANT, 2021. Disponível em:

<https://www.clariant.com/pt/Solutions/Products/2020/04/13/15/53/FLOTINOR-5530>.

FORBES, E; DAVEY, K.J; SMITH, L. Decoupling rheology and slime coatings effect on the natural flotability of chalcopyrite in a clay-rich flotation pulp. **Minerals Engineering**, Volume 56, 2014, Pages 136-144, ISSN 0892-6875, <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2013.11.012>.

FORBES, E; BRADSHAW, D.J; FRANKS, G.V. Temperature sensitive polymers as efficient and selective flotation collectors, **Minerals Engineering**, volume 24, issue 8, 2011, pages 772-777, ISSN 0892-6875. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2011.02.003>.

FORBES, E.; Sung, W.; SONSIE, R.; FRANKS, G.V. Flocculation/flotation of hematite fines with anionic temperature-responsive polymer acting as a selective flocculant and collector. **Minerals Engineering**, Volume 77, 2015, Pages 64-71, ISSN 0892-6875, <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.02.013>.

FAUTINO, L; FLILIPPOVA, I; FLILIPPOV L.; FILHO, L; LIMA, N.; SKIAR, A.; New perspectives in iron ore flotation: Use of collector reagents without depressants in reverse cationic flotation of quartz. **Minerals Engineering**, Volume 170, 2021, 107004, ISSN 0892-6875, <https://doi.org/10.1016/j.mineg.2021.107004>.

FILIPPOV, L.O; SILVA, K; PIÇARRA, A; LIMA, N; SANTOS, I; BICALHO, L; FILIPPOVA, I.V; PERES, A.E.C. Iron Ore Slimes Flotation Tests Using Column and Amidoamine Collector without Depressant. **Minerals** 2021, 11, 699. DOI <https://doi.org/10.3390/min11070699>.

FREITAS, A. S. **Flotação reversa de gibbsita do rejeito da planta de Mirai**, Trabalho de Conclusão de Curso, Universidade Federal de Alfenas, 2015, 38 p.

GIBSON, B; WONYEN, D. G; CHEHREH CHELGANI, S. A review of pretreatment of diasporic bauxite ores by flotation separation. **Minerals Engineering**, v. 114, n. July, p. 64–73, 2017. doi.org/10.1016/j.mineng.2017.09.009>.

GURPINAR, G.; SONMEZ, E.; BOZKURT, V.. Effect of ultrasonic treatment on flotation of calcite, barite and quartz. **Mineral Processing And Extractive Metallurgy**, [S.L.], v. 113, n. 2, p. 91-95, ago. 2004. Informa UK Limited. <http://dx.doi.org/10.1179/037195504225005796>.

HAN, Y; LIU, W; ZHOU, Z; CHEN, J. Interactions between kaolinite Al OH surface and sodium hexametaphosphate. **Applied Surface Science**, [S.L.], v. 387, p. 759-765, nov. 2016. Elsevier BV. <http://dx.doi.org/10.1016/j.apsusc.2016.07.002>.

HUANG C., WANG Y., Removal of aluminosilicates from diasporic bauxite by selective flocculation using sodium polyacrylate. **Separation And Purification Technology**, [S.L.], v. 59, n. 3, p. 299-303, mar. 2008. Elsevier BV. <http://dx.doi.org/10.1016/j.seppur.2007.06.022>

JIANG, Y. R.; ZHOU, L. Y.; ZHOU, X. H.; ZHAO, B. N. Novel Condensed Ring Carboxylic Hydroxamic Acid Studied in the Flotation Behavior of Diaspore and Aluminosilicates. **Separation Science And Technology**, [S.L.], v. 45, n. 16, p. 2475-2480, nov. 2010. Informa UK Limited. <http://dx.doi.org/10.1080/01496391003733526>.

JIANG, Y. R.; LI, W.; FENG, R. Preparation and performance of 4-alkyl-4,4-bis(hydroxycarbamoyl) carboxylic acid for flotation separation of diaspore against aluminosilicates. **Minerals Engineering**, [S.L.], v. 24, n. 14, p. 1571-1579, nov. 2011. Elsevier BV. <http://dx.doi.org/10.1016/j.mineng.2011.08.008>.

JIANG et al. Comparative studies of quaternary ammonium salts on the aggregation and dispersion behavior of kaolinite and quartz. **Minerals**, v.9, 473, p. 1-13, 2019.

LEAL, P. V.B. **Estudo de adsorção de eteramina em adsorventes naturais e sintéticos**. Dissertação de mestrado, Universidade Federal de Lavras, 2010.

LEAL FILHO. d. S. L; **A seletividade na separação de Apatita/Silicatos por flotação: subsídio para solução de problemas tipicamente brasileiros**. Universidade de São Paulo, São Paulo, 1999. p. 1-147.

LEAL FILHO, L. S; CHAVES, A.P; BRAGA, A. S. **Flotação**. CETEM – Centro de Tratamento de Minérios, Rio de Janeiro, 2010.

LI, H.; ZHANG, S.; JIANG, H.; HU, Y.; WANG, D. Selective depression of diasporite with waxy maize starch. **Minerals Engineering**, v. 23, n. 15, p. 1192–1197, 2010. doi.org/10.1016/j.mineng.2010.08.002>.

LI, Zhongmei; HUANG, Mengzhe; GUI, Weihua; JIANG, Zhong-Ping. Data-Driven Adaptive Optimal Control for Flotation Processes With Delayed Feedback and Disturbance. **IEEE Access**, [S.L.], v. 7, p. 163138-163149, 2019. Institute of Electrical and Electronics Engineers (IEEE). <http://dx.doi.org/10.1109/access.2019.2952396>

LIU, C; Wang, X; DU, S; LIANG, W; Synthesis of chitosan-based grafting magnetic flocculants for flocculation of kaolin suspensions. **Journal Of Environmental Sciences**, [S.L.], v. 139, p. 193-205, maio 2024. Elsevier BV. <http://dx.doi.org/10.1016/j.jes.2023.05.031>.

LEONG, YEE-Kwong - Controlling the rheology of iron ore slurries and tailings with surface chemistry for enhanced beneficiation performance and output, reduced pumping cost and safer tailings storage in dam. **Minerals Engineering**, 166, 2021.

LOPES, Gilmara Mendonça; LIMA, R. M. F. Iron ore direct flotation with sodium oleate. **REM: Revista Escola de Minas**, Ouro Preto, v. 62, n. 3, p. 323-329, set./2009. Disponível em: <https://www.scielo.br/j/rem/a/CwCYmZmhyGspn4vkPKzgRfv/?lang=pt&format=pdf>. Acesso em: 8 dez. 2021.

MARINO, S.; WANG, X.; LIN, C. L.; MILLER, J. D. Flotation of a Brazilian bauxite ore. Separation Technologies for Minerals, Coal, and Earth Resources, **Minerals** v. 11, p. 471–477, 2012.

MURHULA, E.; HASHAN, M.; OTSUKI, A. Effect of Solid Concentration and Particle Size on the Flotation Kinetics and Entrainment of Quartz and Hematite. **Metals** 2023, 13, 53. <https://doi.org/10.3390/met13010053>.

POSSA, M.V. A importância da reologia da polpa no beneficiamento de partículas finas por processos de ciclonagem e de moagem. In: **Anais** do XIX ENCONTRO

NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA ENTMME, Recife, Pernambuco, 2002, v.1 p-15-23.

REZENDE, F. M. D. **Concentração do rejeito de Mirai por flotação direta de gibbsita**. Trabalho de Conclusão de Curso, Universidade Federal de Alfenas, 2016, 35 p.

RODRIGUES, O. M. S.; PERES, A. E. C.; HENRIQUES A. B.; AMORIM B. G. Kaolinite removal from bauxite by flotation. **Mining**. v. 69, n. 3, p. 349–353, 2016. doi.org/10.1590/0370-44672014690093

ROCHA, G. M. **Flotação catiônica reversa de minério de ferro com amidamina**. Tese, Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, 2021.

ROCHA, G. M; CRUZ, M.V.M; LIMA, N. P; LIMA, R. M. F. Reverse cationic flotation of iron ore by amide-amine: bench studies. **Journal Of Materials Research And Technology**, [S.L.], v. 18, p. 223-230, maio 2022. Elsevier BV. <http://dx.doi.org/10.1016/j.jmrt.2022.02.039>.

LIU, Sanjun; QIN, Wenqing; PENG, Tiefeng; HU, Yuehua. Flotation mechanism of octylic hydroxamic acid on diaspore. **Chinese Journal Of Geochemistry**, [S.L.], v. 32, n. 2, p. 191-194, 19 abr. 2013. Springer Science and Business Media LLC. <http://dx.doi.org/10.1007/s11631-013-0621-7>.

SILVA, G.V.B; OLIVEIRA, G.J.R; HORTA, D.G. Flotação de bauxita nodular. In: **Anais do XXIX ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA**, 2022, Armação dos Búzios. Disponível em: <<https://proceedings.science/entmme-2022/trabalhos/flotacao-de-bauxita-nodular?lang=pt-br>>

SOUZA, H.S; TESTA, F.G; BRAGA, A.S; KWITKO-RIBEIRO, R; OLIVEIRA, A.H; LEAL FILHO, L.S. Desenvolvimento de uma rota de flotação como alternativa para concentração de minérios de manganês de Baixo teor. **Anais do XXV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa**, Poços de Caldas, 2015.

TOTOU, A. R; **Efeito da dispersão na deslamagem e flotação de polpas de minério hematíticos itabiríticos**. Universidade de Ouro Preto, Ouro Preto, fev. 2010.

WANG, Y.A; HUANG, C. B; HU, Y. H; HU, Y. M; LAN, Y. WANG. Beneficiation of diasporic-bauxite ore by selective flocculation with a polyacrylate flocculant. **Minerals Engineering**, [S.L.], v. 21, n. 9, p. 664-672, ago. 2008. Elsevier BV. <http://dx.doi.org/10.1016/j.mineng.2008.01.001>.

YUEHUA, Hu; WEI, Sun; HAIPU, Li; XU, Zhenghe. Role of macromolecules in kaolinite flotation. **Minerals Engineering**, [S.L.], v. 17, n. 9-10, p. 1017-1022, set. 2004. Elsevier BV. <http://dx.doi.org/10.1016/j.mineng.2004.04.012>.

APÊNDICE I

Tabela 26- Características do concentrado de flotação para avaliação de coletores.

Ensaio	Coletor	Recuperação mássica (%)	Teor de SR (%)	Teor de AA (%)	rSR (%)	Recuperação metalúrgica de AA (%)
1	F-5530	98,96	1,66	48,69	7,04	99,89
2	F-5530	97,23	1,52	52,2	11,93	99,04
3	F-5530	91,54	1,32	48,76	17,79	94,17
4	F-EDA	96,55	1,53	49,86	11,49	98,69
5	F-EDA	85,42	1,38	52,13	21,27	89,85
6	F-EDA	97,19	1,55	50,07	12,83	99,49
7	F-5530	97,87	1,4	50,48	11,47	99,67
8	F-EDA	97,13	1,56	50,48	8,63	98,97
9	F-5530	98,45	1,7	49,66	5,99	99,65
10	F-6012	94,83	1,7	50,4	12,75	98,51
11	F-K2C	98,15	1,85	50,06	5,53	99,43
12	F-22L	98,17	1,72	49,38	4,22	99,34
13	F-7100	95,35	1,55	49,85	10,33	98,43
14	F-7034	94,96	1,63	48,63	10,19	98,07
15	N-DUOC	98,77	1,75	49,92	2,65	99,56
16	N-ARMC	95,26	1,53	51,69	12,26	98,75
17	N-L811	95,59	1,46	51,28	9,61	98,43
18	N-L821	95,43	1,55	51,28	10,34	98,54
19	N-L936	96,8	1,85	49,45	10,55	99,26
20	B-L715	96,08	2,03	49,55	2,35	96,69
21	B-L8AS	94,78	2,14	48,02	3,99	96,97
22	F-EDA	95,31	1,61	52,03	21,4	99,33
23	F-EDA	95,06	1,74	47,61	23,16	99,39
24	F-EDA	94,84	1,7	50,26	13,73	98,85
25	N-L811	95,43	1,78	50,56	10,01	98,59
26	N-L811	96,13	2,04	49,74	7,28	98,74
27	NARMC	95,78	1,96	49,8	10,09	98,8
28	NARMC	96,05	1,76	50,22	9,99	98,83
29	F-EDA	96,25	1,84	49,87	8,5	98,78
30	F-6012	96,41	1,84	49,94	9,27	98,93
31	F-6012	95,31	1,52	51,25	12,43	98,61
32	F-7100	94,87	1,54	50,97	12,95	98,63
33	F-7100	95,88	1,78	50,97	8,8	98,82
34	N1521	94,38	1,77	49,85	7,14	96,66
35	F-5530	96,16	1,72	51,56	9,63	98,77
36	Min352	95,27	1,89	51,91	8,39	98,51
37	Min350	96,15	1,75	50,81	9,01	98,97

Ensaio	Coletor	Recuperação mássica (%)	Teor de SR (%)	Teor de AA (%)	rSR (%)	Recuperação metalúrgica de AA (%)
38	N1520	95,43	1,61	50,67	7,92	97,99
39	MDB	93,74	1,94	49,5	6,53	96,43
40	Min351	92,33	1,72	50,53	10,84	96,94

Fonte: Do autor.

Tabela 27- Características do concentrado de flotação para avaliação de depressores.

Ensaio	Depressor	Coletor	Recuperação mássica (%)	Teor de SR (%)	Teor de AA (%)	rSR (%)	Recuperação metalúrgica de AA (%)
41	AMM	F-EDA	97,68	1,71	49,76	6,29	98,67
42	AMM	F-7100	95,24	1,68	46,4	8,02	95,77
43	AMM	F-6012	96,04	1,66	50,03	8,25	97,21
44	AMM	N-L811	97,17	1,65	47,91	6,14	97,99
45	AMM	F-5530	94,63	1,7	49,83	6,39	95,59
46	AMM	F-5530	96,22	1,62	49,42	6,39	96,96
47	ACT	F-5530	94,43	1,56	45,1	10,32	95,83
48	ACT	F-EDA	96,54	1,59	48,8	8,05	97,77
49	ACT	N-L811	96,9	1,62	50,99	7,52	98,16
50	CMC	F-5530	70,67	1,8	48,39	-4,64	68,31
51	CMC	F-EDA	43,62	1,94	44,41	-11,27	40,1
52	HMF	F-EDA	57,14	2,17	43,18	-25,13	50,21
53	HMF	F-5530	69,77	1,69	46,54	4,28	67,96
54	HMF	N-L811	50,28	2,22	40,92	-28,71	42,39
55	HMF	F-6012	54,6	2,2	42,91	-20,66	47,62
56	HMF	F-7100	46,87	2,18	42,36	-26,79	40,11
57	CMC	F-7100	85,94	1,63	52,02	7,81	91,22
58	CMC	F-5530	96,49	1,68	48,8	2,7	96,73
59	CMC	F-6012	76,26	1,74	45,58	-0,73	74,3
60	CMC	F-5530	93,28	1,56	49,21	5,27	94,23
61	CMC	F-5530	96,91	1,73	48,87	1,89	97,08
62	CMC	N-L811	97,82	1,58	49,83	1,56	98,57
63	CMC	EDA	98,75	1,73	49,9	0,86	99,28
64	AMD	Gemini	99,63	1,71	48,87	0,31	99,68
65	GTX	F-5530	97,48	1,86	49,97	2,88	98,13
66	GTX	F-5530	96,3	1,64	49,21	7,31	97,81
67	GTX	F-EDA	88,29	1,58	50,58	9,91	91,63
68	GTX	N-L811	79,06	1,56	50,86	10,72	82,75
69	AMD	F-6012	98,27	2,04	48,19	2,76	98,7
70	AMD	F-7100	98,29	1,78	48,26	7,15	99,11

Ensaio	Depressor	Coletor	Recuperação mássica (%)	Teor de SR (%)	Teor de AA (%)	rSR (%)	Recuperação metalúrgica de AA (%)
71	AMD	N-L811	98,19	1,7	47,58	8,09	99,14
72	AMD	F-EDA	90,61	1,75	47,45	7,04	91,43
**10	AMD	F-5530	94,83	1,7	50,4	12,75	98,51
**13	NaOH*	F-5530	95,35	1,55	49,85	10,33	98,43
**17	AMD	F-7100	95,59	1,46	51,28	9,61	98,43
**24	AMD	F-6012	94,84	1,7	50,26	13,73	98,85
**35	AMD	F-5530	96,16	1,72	51,56	9,63	98,77

Fonte: Do autor. **ensaios anteriores utilizados nessa avaliação

Tabela 28- Características do concentrado de flotação para avaliação de dispersantes.

Ensaio	Recuperação mássica (%)	Teor de SR (%)	Teor de AA (%)	rSR (%)	Recuperação metalúrgica de AA (%)
90	94,23	5,88	40,65	11,76	97,64
91	92,86	6,20	40,38	10,82	96,45
92	91,19	5,81	40,31	16,51	96,17
93	92,51	6,65	40,11	13,43	97,21
94	93,57	6,09	40,72	13,69	98,13
95	94,02	6,41	40,18	9,36	97,36
96	93,44	7,32	40,25	9,08	97,14
97	93,12	6,57	39,98	10,41	96,99
98	92,02	5,80	41,13	14,06	96,10
99	95,37	6,00	39,98	11,00	98,55
100	94,02	5,88	40,79	11,31	97,66
101	91,86	6,78	39,84	12,37	96,71
102	95,42	6,27	40,79	10,68	98,73
103	92,30	6,60	40,99	15,33	97,45
104	90,55	6,49	41,46	17,28	96,59
105	91,46	6,03	41,60	17,34	96,98
106	85,26	5,80	42,95	19,74	92,02
107	84,10	4,97	43,70	24,22	91,53
108	89,13	5,80	42,14	17,76	95,17
109	87,74	5,01	43,15	23,03	94,60
110	89,18	6,10	41,53	17,56	95,49
111	90,03	6,00	42,07	17,21	96,01
112	88,15	5,63	42,21	19,83	95,05

Ensaio	Recuperação mássica (%)	Teor de SR (%)	Teor de AA (%)	rSR (%)	Recuperação metalúrgica de AA (%)
113	88,97	5,67	41,40	19,07	95,60
114	89,23	5,59	41,73	19,77	96,13
115	86,20	5,51	41,13	14,15	91,39
116	85,12	5,65	41,13	16,14	91,08
117	89,07	5,45	41,60	17,05	95,07
118	88,48	5,10	41,80	19,26	94,81
119	90,71	6,08	40,79	12,96	95,13
120	89,09	5,29	43,56	28,54	98,49
121	90,92	5,82	42,07	21,29	98,77
122	86,98	4,85	44,71	34,58	98,26
123	90,72	6,18	41,80	22,45	98,72

Fonte: Do autor.

Tabela 29- Características do concentrado de flotação com alimentação da amostra de OFN26.

Ensaio	Recuperação mássica (%)	Teor de SR (%)	Teor de AA (%)	rSR (%)	aAA (%)	Recuperação metalúrgica de AA (%)
124	60,65	14,61	21,82	25,36	42,25	86,27
125	53,57	13,67	25,20	31,91	57,65	84,46
126	47,65	13,79	25,20	33,57	75,10	83,44
127	43,76	11,58	29,42	43,33	90,26	83,26
128	55,65	14,62	23,06	28,25	51,30	84,20
129	54,96	14,27	22,17	26,13	49,07	81,92
130	45,14	12,35	29,35	38,41	87,89	84,81
131	43,73	12,01	27,97	39,45	84,24	80,57
132	56,56	14,57	21,82	26,26	47,80	83,60
133	24,90	7,15	39,63	66,28	159,19	64,53
134	40,33	12,76	29,35	39,99	91,40	77,20
135	55,80	13,58	25,20	30,32	54,17	86,03
136	25,22	6,47	40,46	69,58	168,45	67,71
137	38,59	11,19	31,35	47,69	102,25	78,05
138	46,47	12,59	27,14	37,09	78,05	82,73
139	24,87	6,37	41,29	68,89	170,62	67,31
140	43,50	13,76	27,41	29,05	85,13	80,53

Ensaio	Recuperação mássica (%)	Teor de SR (%)	Teor de AA (%)	rSR (%)	aAA (%)	Recuperação metalúrgica de AA (%)
141	47,03	13,36	29,42	32,66	79,26	84,30

Fonte: Do autor.

Tabela 30- Características do concentrado de flotação de bancada com amostra de rejeito.

Ensaio	Recuperação mássica (%)	Teor de SR (%)	Teor de AA (%)	rSR (%)	aAA (%)	Recuperação metalúrgica AA (%)
142	66,37	20,41	5,87	7,84	3,43	68,65
143	27,80	18,05	17,06	21,99	100,71	55,79
144	67,13	21,35	8,84	7,60	14,70	77,00
145	55,94	21,69	10,08	10,68	23,70	69,20
146	35,45	20,27	12,77	20,44	59,26	56,45
147	57,21	21,58	10,84	8,27	28,87	73,72
148	56,51	22,33	10,98	11,05	27,08	71,82
149	64,82	25,40	10,85	-1,10	20,72	78,25

Fonte: Do autor.

Tabela 31- Características do concentrado de flotação para ensaios conduzidos com a bauxita nodular.

Ensaio	Recuperação mássica (%)	Teor de SR (%)	Teor de AA (%)	rSR (%)	aAA (%)	Recuperação metalúrgica AA (%)
150	81,26	8,44	48,40	6,88	6,91	86,87
151	86,18	5,46	51,44	22,26	6,63	91,81
152	78,49	6,38	49,92	21,93	8,10	84,85
153	86,60	5,09	51,37	29,52	8,11	93,62
154	78,10	6,74	48,75	18,60	6,82	83,43
155	86,00	5,59	50,89	25,12	6,70	91,75
156	76,86	6,63	49,85	23,33	8,61	83,47
157	85,08	5,69	52,55	27,99	8,96	92,70
158	74,05	6,02	52,55	29,66	12,06	82,98
159	83,74	4,41	52,82	39,24	10,84	92,83
160	65,07	4,64	53,72	43,63	15,98	75,47
161	77,26	3,97	53,24	43,59	12,53	86,95

Ensaio	Recuperação mássica (%)	Teor de SR (%)	Teor de AA (%)	rSR (%)	aAA (%)	Recuperação metalúrgica AA (%)
162	72,39	5,87	51,93	30,13	12,16	81,19
163	81,83	4,34	51,44	39,33	11,45	91,20
164	64,00	4,51	54,00	45,47	17,66	75,31
165	77,55	4,34	52,48	41,77	12,62	87,33

Fonte: Do autor.