



UNIVERSIDADE FEDERAL DE CATALÃO (UFCAT)
CENTRO DE GESTÃO E NEGÓCIOS
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM GESTÃO
ORGANIZACIONAL

JACIANY MAYARA BATISTA SOARES

**PRODUÇÃO DE CONCENTRADO DE TERRAS
RARAS DO REJEITO DA FLOTAÇÃO DE NIÓBIO**

CATALÃO (GO)

2025

**UNIVERSIDADE FEDERAL DE CATALÃO****CENTRO DE GESTÃO E NEGÓCIOS**

Av. Dr. Lamartine Pinto de Avelar, número 1120, - Bairro Setor Universitário, Catalão/GO, CEP 75704-020
Telefone: - - <https://www.ufcat.edu.br>

TERMO DE CIÊNCIA E DE AUTORIZAÇÃO (TECA)**TERMO DE CIÊNCIA E DE AUTORIZAÇÃO (TECA) PARA DISPONIBILIZAR VERSÕES ELETRÔNICAS DE TESES E DISSERTAÇÕES NA BIBLIOTECA DIGITAL DE TESES E DISSERTAÇÕES DA UNIVERSIDADE FEDERAL DE CATALÃO (UFCAT)**

Na qualidade de titular dos direitos de autor, autorizo a Universidade Federal de Catalão (UFCAT) a disponibilizar, gratuitamente, por meio da Biblioteca Digital de Teses e Dissertações (BDTD/UFCAT), sem ressarcimento dos direitos autorais, de acordo com a Lei 9.610/98, o documento conforme permissões assinaladas abaixo, para fins de leitura, impressão e/ou download, a título de divulgação da produção científica brasileira, a partir desta data.

O autor é o único responsável pelo conteúdo de sua Tese ou Dissertação disponibilizada na BDTD/UFCAT. Ao enviar o trabalho final, o autor garante, expressamente, que o conteúdo é original e não viola direitos autorais ou outros direitos de terceiros. O orientador não assume qualquer responsabilidade sobre o conteúdo do trabalho.

1. Identificação do material bibliográfico

Dissertação ou Tese? **Dissertação**

2. Nome completo do autor: **Jaciany Mayara Batista Soares**

Nome completo do(a) orientador(a): **André Carlos Silva**

3. Título do trabalho

Título: **PRODUÇÃO DE CONCENTRADO DE TERRAS RARAS DO REJEITO DA FLOTAÇÃO DE NIÓBIO**

4. Informações de acesso ao documento (este campo deve ser preenchido pelo orientador)

Concorda com a liberação total do documento: [] SIM [] NÃO¹

[1] Neste caso o documento será embargado por até um ano a partir da data de defesa. Após esse período, a possível disponibilização ocorrerá apenas mediante:

- a) consulta ao(à) autor(a) e ao(à) orientador(a);
- b) novo Termo de Ciência e de Autorização (TECA) assinado e inserido no arquivo da tese ou dissertação.

O documento não será disponibilizado durante o período de embargo.

Casos de embargo:

- Solicitação de registro de patente;
- Submissão de artigo em revista científica;
- Publicação como capítulo de livro;
- Publicação da dissertação/tese em livro.

Obs.: Este termo deverá ser assinado no SEI pelo orientador e pelo autor



Documento assinado eletronicamente por **ANDRE CARLOS SILVA, Orientador(a)**, em 06/01/2025, às 14:46, 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 **Jaciany Mayara Batista Soares, Usuário Externo**, em 06/01/2025, às 15:17, 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.ufcat.edu.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orgao_acesso_externo=0, informando o código verificador **0149803** e o código CRC **2BC8BC0F**.

JACIANY MAYARA BATISTA SOARES

**PRODUÇÃO DE CONCENTRADO DE TERRAS
RARAS DO REJEITO DA FLOTAÇÃO DE NIÓBIO**

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Gestão Organizacional, do Centro de Gestão e Negócios, da Universidade Federal de Catalão (UFCAT), como requisito para obtenção do título de Mestra em Gestão Organizacional.

Área de concentração: Gestão Organizacional.

Linha de pesquisa: Inovação, Desenvolvimento e Tecnologia

Orientador: Prof. Dr. André Carlos Silva

Coorientadora: Profa. Dra. Elenice Maria Schons Silva

CATALÃO (GO)
2025

Ficha de identificação da obra elaborada pelo autor, através do Programa de Geração Automática do Sistema de Bibliotecas da UFCAT.

Soares, Jaciany Mayara Batista
PRODUÇÃO DE CONCENTRADO DE TERRAS RARAS DO
REJEITO DA FLOTAÇÃO DE NIÓBIO / Jaciany Mayara Batista
Soares. - 2025.
114, f.

Orientador: Prof. Dr. André Carlos Silva; co-orientadora Profa. Dra. Elenice Maria Schons Silva.

Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Catalão, Centro de Gestão e Negócios, Catalão, Programa de Pós-Graduação em Gestão Organizacional, Catalão, 2025.

1. Complexo Catalão I. 2. Rejeitos de flotação. 3. Óxidos de terras raras. 4. Amina. 5. Ácido graxo. I. Silva, André Carlos, orient. II. Título.

CDU 622



UNIVERSIDADE FEDERAL DE CATALÃO
Av. Dr. Lamartine Pinto de Avelar, número 1120, - Bairro Setor Universitário, Catalão/GO, CEP 75704-020
Telefone: - - <https://www.ufcat.edu.br>

ATA DE DEFESA DE DISSERTAÇÃO

Ata nº **016/2024** da sessão de Defesa de Dissertação de **Jaciany Mayara Batista Soares**, que confere o título de Mestre em Gestão Organizacional, na área de concentração em Gestão Organizacional.

Aos **dezenove** dias do mês de **dezembro** do ano de **dois mil e vinte e quatro**, a partir das **dezesesseis** horas, à distância, via webconferência, realizou-se a sessão pública de **Defesa** de Dissertação intitulada "**PRODUÇÃO DE CONCENTRADO DE TERRAS RARAS DO REJEITO DA FLOTAÇÃO DE NIÓBIO**". Os trabalhos foram instalados pelo (a) Orientador (a), **Professor Doutor André Carlos Silva** (PPGGO/UFCAT) com a participação dos demais membros da Banca Examinadora: **Professora Doutora Elenice Maria Schons Silva** (UFCAT), coorientadora; **Professor Doutor Franciulli da Silva Dantas de Araújo** (IFAP), membro titular externo ao programa e à UFCAT e **Professora Doutora Débora Nascimento Sousa** (IF Goiano/Campus Avançado Catalão), membro titular externo ao programa e à UFCAT. A participação de todos os membros da banca ocorreu via webconferência. Durante a arguição, os membros da banca **não** fizeram sugestão de alteração do título do trabalho. A Banca Examinadora reuniu-se em sessão secreta a fim de concluir o julgamento da Dissertação, tendo sido o (a) candidato (a) **aprovado (a)** pelos seus membros. Proclamados os resultados pelo (a) **Professor Doutor André Carlos Silva**, Presidente da Banca Examinadora, foram encerrados os trabalhos e, para constar, lavrou-se a presente ata que é assinada pelos Membros da Banca Examinadora, aos **dezenove** dias do mês de **dezembro** do ano de **dois mil e vinte e quatro**.



Documento assinado eletronicamente por **Franciulli da Silva Dantas de Araújo, Usuário Externo**, em 20/12/2024, às 14:51, 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 **ANDRE CARLOS SILVA, Orientador(a)**, em 23/12/2024, às 14:29, 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 **ELENICE MARIA SCHONS SILVA, Professor(a) do Magistério Superior**, em 23/12/2024, às 14:30, 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 **Débora Nascimento Sousa, Usuário Externo**, em 06/01/2025, às 12:49, 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.ufcat.edu.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orgao_acesso_externo=0, informando o código verificador **0146109** e o código CRC **D604C6E9**.

Aos meus pequenos amores, Felipe e Gael, cuja inocência e luz guiaram meus passos e iluminaram o meu caminho até este momento especial.

AGRADECIMENTOS

Agradeço primeiramente à minha fé em Deus, que me sustenta diariamente e me faz acreditar em dias melhores. Sem ela, não teria forças para chegar a este momento tão especial, e com ela, tenho certeza de que poderei enfrentar desafios ainda maiores.

Aos meus orientadores, Prof. Dr. André Carlos Silva e Profa. Dra. Elenice Maria Schons Silva, meu mais profundo agradecimento. Agradeço por acreditarem em mim mais do que eu mesma, e pelo incentivo constante, que foi essencial para que eu chegasse até aqui.

Aos colegas e amigos da equipe LaMPPMin, meu reconhecimento e gratidão. Em especial, ao MSc. Neilton Tapajós, que, mesmo em meio às suas inúmeras responsabilidades, sempre encontrou tempo para me apoiar e compartilhar seu conhecimento; ao Arthur Bergamini, por trazer ânimo nos momentos finais dos meus ensaios; ao MSc. Antônio de Pádua, pela parceria nos últimos dias de trabalho; e ao MSc. Luís Alberto, por seu incentivo, mesmo à distância. Agradeço ainda aos colegas de trabalho que, direta ou indiretamente, estão envolvidos em minha jornada: Itamar Fernandes, Rômulo Reis, Felipe Augusto, Isaac Newton, Elizael de Jesus, Guilherme Sousa, Joel Júnior, Marcella Lima, Marcella Kethlen, Nicolas Marinho, Rodrigo Iris, Johur Kawan, Pablo Diniz, Bruna Gomes, Poliana Felipe, Nayara Junqueira, Mônica Cavalcanti, Pâmella Victória, Luís Felipe, Geovanna Pires, Laryssa Vieira, Bruno Vinícius e Jordan Teixeira.

À banca de defesa, minha sincera gratidão por aceitarem o convite e por contribuírem significativamente para o aprimoramento deste trabalho. Ao Prof. Dr. Franciulli Araújo, por seu apoio contínuo, mesmo à distância, e à Profa. Dra. Débora Nascimento, por dividir comigo a experiência de ensino.

Aos meus pais, Sr. João Batista e Sra. Luzia Aparecida, que são minha maior inspiração de força e coragem. Às minhas irmãs, Jacielly Soares e Jaciara Soares, pelo carinho, respeito e apoio mútuo que sempre tivemos. Que suas famílias sejam sempre abençoadas.

Ao meu marido, Anderson Moraes, por sua paciência, por cuidar dos nossos pequenos e por segurar minha mão nos momentos mais difíceis. Aos meus filhos, Felipe Soares Guerra e Gael Soares Lima, meus grandes amores, minha fonte inesgotável de motivação e alegria. Tudo o que faço é por vocês. Vocês são a razão do meu esforço e dedicação.

Aos meus amigos pessoais, Simone Borges, Amanda Paranhos, Jéssica Fernanda, Felipe

de Sousa e a todos que compartilharam a graduação e pós-graduação comigo, minha gratidão pela amizade de vocês e por terem tornado esta jornada mais leve e significativa.

Agradeço também aos professores do Programa de Pós-Graduação em Gestão Organizacional, em especial ao Prof. Dr. Vagner Rosalem, ao Prof. Dr. Geraldo Sadoyama, à Profa. Dra. Adriana Sadoyama, ao Prof. Dr. Luiz Almeida e a todos que fazem parte deste programa, por seus ensinamentos e apoio durante minha formação.

Ao projeto INCT PATRIA e à instituição de fomento CNPq, agradeço pela bolsa que subsidiou minhas necessidades durante esta jornada. À empresa CMOC, em especial na pessoa da engenheira Laura Olegário, minha gratidão pela doação das amostras e pela disponibilidade das análises, assim como pelo apoio contínuo ao longo deste projeto.

Por fim, a todos que, de alguma forma, estiveram presentes em minha trajetória acadêmica e pessoal, direta ou indiretamente, minha mais profunda gratidão. Se não mencionei todos os nomes aqui, saibam que são igualmente importantes e especiais para mim.

“Mesmo quando tudo parece desabar, cabe a mim decidir entre rir ou chorar, ir ou ficar, desistir ou lutar; porque descobri, no caminho incerto da vida, que o mais importante é o decidir.”

(Cora Coralina)

RESUMO

Os elementos de terras raras (ETR) são essenciais para a economia mundial, devido às suas aplicações em produtos tecnológicos, seu papel na transição energética e contribuição para uma matriz mais sustentável. Atualmente, a China possui as maiores reservas e produção desses elementos, mas visando proteger seus recursos e promover o crescimento de sua indústria, tais elementos se consolidaram como insumos críticos e estratégicos, o que estimulou outros países, incluindo o Brasil, a intensificarem a busca por esses recursos. O Brasil, por sua vez, possui a terceira maior reserva mundial de ETR, com potencial estimado que supera os números conhecidos; porém, em 2023, contribuiu com apenas 0,02% da produção global, situação que o deixa vulnerável à crescente demanda. A pesquisa atual focou na concentração de minerais portadores de ETR presentes no rejeito de processamento do minério de nióbio da empresa CMOOC, proveniente do Complexo Alcalino-Carbonatítico Catalão I. Foram realizadas caracterizações físico-químicas da amostra e ensaios de flotação com a utilização de três coletores: uma amina (Flotigam EDA) e dois ácidos graxos (P e LB) e amido de milho (Stargill) como depressor. Os testes foram conduzidos sob diferentes dosagens de reagentes e condições de pH a fim de identificar os parâmetros mais eficazes para a concentração dos óxidos de terras raras (OTR). Os resultados indicaram que os ETR presentes nas amostras eram majoritariamente leves, com enriquecimento de CeO_2 , La_2O_3 e Nd_2O_3 . A caracterização das amostras por fluorescência de raios X (FRX) e análise de tamanho de partículas, apoiou a seleção da flotação como a técnica mais viável. Nos ensaios de flotação, o coletor EDA apresentou teores de 2,62%, com recuperação mássica de 56,46% e metalúrgica de 75,99%. Com o coletor P, obteve-se teor médio de 2,40%, com recuperação mássica de 60,28% e recuperação metalúrgica de 74,10%. Por fim, o coletor LB apresentou teores de OTR mais elevados, (2,78%), mas com recuperações mássicas e metalúrgicas em torno de 5%. Os resultados confirmaram que a flotação, com ajustes na dosagem de reagentes e pH, é uma rota promissora para a recuperação de minerais portadores de ETR de rejeitos, fornecendo uma solução sustentável e economicamente viável para utilizar rejeitos que atualmente são descartados.

Palavras-chave: Complexo Catalão I; Rejeitos de flotação; Óxidos de terras raras; Amina; Ácido graxo.

ABSTRACT

Rare earth elements (REEs) are essential for the global economy due to their applications in technological products, their role in the energy transition, and their contribution to a more sustainable energy matrix. Currently, China holds the largest reserves and production of these elements, but aiming to protect its resources and promote the growth of its industry, these elements have consolidated as critical and strategic inputs, stimulating other countries, including Brazil, to intensify the search for these resources. Brazil, on the other hand, has the world's third-largest REE reserve, with potential estimates exceeding known figures; however, in 2023, it contributed only 0.02% of global production, leaving it vulnerable to growing demand. The current research focused on the concentration of REE-bearing minerals present in the processing tailings of niobium ore from the CMOC company, originating from the Catalão I Alkaline-Carbonatite Complex. Physical-chemical characterizations of the sample and froth flotation tests were conducted using three collectors: an amine (Flotigam EDA) and two fatty acids (P and LB) with corn starch (Stargill) as a depressant. Tests were conducted under different reagent dosages and pH conditions to identify the most effective parameters for the concentration of rare earth oxides (REOs). The results indicated that the REEs present in the samples were mostly light, enriched with CeO_2 , La_2O_3 , and Nd_2O_3 . The characterization of the samples by X-ray fluorescence (XRF) and particle size analysis supported the selection of flotation as the most viable technique. In the flotation tests, the EDA collector yielded grades of 2.62%, with a mass recovery of 56.46% and a metallurgical recovery of 75.99%. The P collector yielded an average grade of 2.40%, with a mass recovery of 60.28% and a metallurgical recovery of 74.10%. Finally, the LB collector showed higher REO grades (2.78%), but with mass and metallurgical recoveries around 5%. The results confirmed that flotation, with adjustments in reagent dosages and pH, is a promising route for the recovery of REE-bearing minerals from tailings, providing a sustainable and economically viable solution for utilizing tailings that are currently discarded.

Keywords: Catalão I Complex; Froth flotation tailings; Rare earth oxides; Amine; Fatty acid.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 – Mapa de localização dos complexos Catalão I e II.	30
Figura 2 – Seção transversal de um concentrador Knelson.	34
Figura 3 – Fluxograma das principais etapas de separação magnética e gravítica aplicadas ao minério de Nechalacho.	37
Figura 4 – Perfil de intemperismo do Complexo Catalão I.	38
Figura 5 – Diagrama de blocos dos procedimentos adotados para a fração não magnética.	39
Figura 6 – Máquina de flotação (modelo Wemco).	44
Figura 7 – Circuito completo de flotação.	44
Figura 8 – Recuperação por flotação de bastnaesita e calcita na ausência e presença de XG em função do pH.	51
Figura 9 – Potenciais zeta dependentes do pH da (a) calcita e da (b) bastnaesita em diferentes soluções.	52
Figura 10 – Etapas dos experimentos de flotação em bancada.	53
Figura 11 – Fluxograma das principais etapas da metodologia.	55
Figura 12 – Fluxograma simplificado da planta <i>Tailings</i> – CMOC.	56
Figura 13 – Quarteamento e homogeneização em quarteador Jones.	57
Figura 14 – Peneirador suspenso empregado nos testes.	58
Figura 15 – Célula de flotação de bancada modelo Denver CDC.	59
Figura 16 – Fluxograma da flotação com coletor EDA.	62
Figura 17 – Fluxograma da flotação com os coletores P e LB.	63
Figura 18 – Análise granulométrica da alimentação realizada em triplicata.	65
Figura 19 – Composição média dos teores dos óxidos majoritários da amostra.	66
Figura 20 – Média dos elementos de terras raras presente nas amostras.	67
Figura 21 – Teor da alimentação da flotação <i>rougher</i> com coletor EDA.	69
Figura 22 – Teor da alimentação da flotação <i>rougher</i> com coletor P.	69
Figura 23 – Teor da alimentação da flotação <i>rougher</i> com coletor LB.	70
Figura 24 – Média dos teores dos principais OTR nas melhores condições experimentais.	71
Figura 25 – Teores dos OTR no flotado da etapa <i>cleaner</i> com coletor EDA.	72
Figura 26 – Teores dos OTR no afundado da etapa <i>cleaner</i> com coletor EDA.	73
Figura 27 – Gráficos de superfície para CeO_2 , La_2O_3 , Nd_2O_3 e Pr_6O_{11} com coletor EDA.	74
Figura 28 – Gráfico de superfície para OTR totais com coletor EDA.	74

Figura 29 – Gráficos da superfície de resposta para os contaminantes CaO, P ₂ O ₅ e SiO ₂ com coletor EDA.....	75
Figura 30 – Correlograma entre os teores de OTR e SiO ₂ no flotado <i>cleaner</i>	76
Figura 31 – Recuperação metalúrgica global dos principais OTR com coletor EDA.....	77
Figura 32 – Recuperação mássica e metalúrgica global dos OTR com coletor EDA.	78
Figura 33 – Recuperação mássica e metalúrgica global dos OTR totais com relação as dosagens de coletor e depressor.....	78
Figura 34 – Teores dos OTR no afundado <i>rougher</i> com coletor P.	80
Figura 35 – Teores dos OTR no flotado <i>rougher</i> com coletor P.....	81
Figura 36 – Gráficos de superfície para CeO ₂ , La ₂ O ₃ , Nd ₂ O ₃ e Pr ₆ O ₁₁ com coletor P.	82
Figura 37 – Gráficos de superfície e de contorno para OTR com coletor P.	83
Figura 38 – Gráficos da superfície de resposta para os contaminantes CaO, P ₂ O ₅ e SiO ₂ com coletor P.....	84
Figura 39 – Recuperação mássica e metalúrgica global dos OTR com coletor P.....	86
Figura 40 – Teores dos OTR no afundado com coletor LB.	88
Figura 41 – Teores dos OTR no flotado com coletor LB.....	89
Figura 42 – Gráficos de superfície para CeO ₂ , La ₂ O ₃ , Nd ₂ O ₃ e Pr ₆ O ₁₁ com coletor LB.	90
Figura 43 – Gráfico de superfície para os OTR totais com coletor LB.....	90
Figura 44 – Gráficos da superfície de resposta para os contaminantes CaO, P ₂ O ₅ e SiO ₂ com coletor LB.....	91
Figura 45 – Recuperações mássica e metalúrgica global dos OTR com coletor LB.....	92

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Reservas e produção mundial das terras raras para 2022 e 2023.	21
Tabela 2 – Nomes e fórmulas de alguns minerais contendo elementos de terras raras.....	23
Tabela 3 – Abertura das peneiras utilizadas para análise granulométrica.	58
Tabela 4 – Parâmetros operacionais adotados para os ensaios na célula de flotação.....	60
Tabela 5 – Reagentes utilizados nos ensaios.	60
Tabela 6 – Matriz de experimentos adotados nos ensaios.....	61
Tabela 7 – Proporção das dosagens de reagentes nas etapas de flotação com coletor EDA....	62
Tabela 8 – Dados dos peneiramentos realizados para a alimentação.	65
Tabela 09 – Soma dos óxidos de terras raras presente na amostra.....	68
Tabela 10 – ANOVA para os OTR totais com o coletor EDA.	71
Tabela 11 – ANOVA para os OTR totais com o coletor P.	79
Tabela 12 – ANOVA para o CaO com o coletor P.	83
Tabela 13 – ANOVA para o P ₂ O ₅ com o coletor P.....	85
Tabela 14 – ANOVA para o SiO ₂ com o coletor P.	85
Tabela 15 – ANOVA para os OTR totais com o coletor LB.....	87

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	16
2	OBJETIVOS	18
2.1	Objetivo geral	18
2.2	Objetivos específicos	18
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	19
3.1	Os elementos de terras raras	19
3.2	Reservas e produção de terras raras no Brasil e no mundo	20
3.3	Mineralogia dos minerais portadores de terras raras	22
3.3.1	Bastnaesita	23
3.3.2	Monazita.....	24
3.3.3	Xenotima.....	25
3.3.4	Argilominerais.....	25
3.3.5	Outros minerais portadores de terras raras	25
3.4	Geologia dos minerais portadores de terras raras	26
3.4.1	Complexo Alcalino-Carbonatítico Catalão I.....	29
3.4.2	A empresa CMOCC.....	31
3.5	Métodos físicos de concentração de terras raras	32
3.5.1	Separação gravítica	33
3.5.2	Separação magnética	35
3.5.3	Separação eletrostática	39
3.6	Flotação	40
3.6.1	Reagentes de flotação.....	45
3.6.1.1	<i>Coletores</i>	46
3.6.1.2	<i>Espumantes</i>	46
3.6.1.3	<i>Modificadores</i>	47
3.6.2	Flotação de minerais portadores de terras raras.....	49
4	METODOLOGIA	55
4.1	Obtenção e preparação da amostra	55
4.2	Análise granulométrica.....	57
4.3	Análise química	58
4.4	Ensaio de flotação	59
5	RESULTADOS E DISCUSSÕES	64
5.1	Análise granulométrica.....	64
5.2	Análise química	66
5.3	Ensaio de flotação	68
5.3.1	Flotação reversa - Coletor EDA	70
5.3.2	Flotação direta - Coletor P	78
5.3.3	Flotação direta - Coletor LB.....	87
6	CONSIDERAÇÕES FINAIS	93
	REFERÊNCIAS	94
	ANEXOS	100

1 INTRODUÇÃO

Os elementos de terras raras (ETR) compreendem os elementos do grupo dos lantanídeos na tabela periódica, além do escândio e do ítrio, que juntos formam os minerais de terras raras. Eles são essenciais no cenário econômico global e amplamente utilizados em produtos de alta tecnologia. Sua relevância no setor energético é notável, devido à aplicação em ímãs permanentes, usados, por exemplo, em turbinas eólicas que impulsionam aerogeradores. Eles também desempenham um papel crucial em veículos elétricos na fabricação de baterias que armazenam a eletricidade necessária para os sistemas automotivos.

Segundo o USGS (2024), a China possui a maior produção e detém as maiores reservas de terras raras do mundo. Em 2011, buscando proteger seus recursos e fomentar o crescimento de sua própria indústria, a China restringiu a exportação desses elementos, o que incentivou outros países, como o Brasil, a intensificarem suas pesquisas e exploração de terras raras. Embora o Brasil possua a terceira maior reserva medida de terras raras, com potencial estimado ainda superior, sua produção em 2023 foi de apenas 80 toneladas, o que representa uma participação global de apenas 0,02%. Isso é contraditório em relação ao tamanho de suas reservas, como relatado por Araújo (2024), que sugere que esses números podem ser significativamente maiores. Entretanto, a exploração de minerais de terras raras não é simples. Conforme Balaram (2019) explica, os ETR não são encontrados como metais nativos isolados, mas como parte de diversos minérios ou minerais acessórios. A dificuldade reside na separação desses elementos, tornando o processo de extração bastante complexo.

Os processos de extração dependem diretamente do tipo de depósito em que os minerais se encontram. A literatura aponta que os ETR podem ser encontrados em depósitos primários, como os ígneos, ou em depósitos secundários, como as argilas iônicas. Esses ambientes geológicos influenciam diretamente as técnicas de extração empregadas. Diversos métodos de concentração mineral são utilizados para os minerais portadores de ETR, baseados tanto em suas propriedades físicas, como densidade, magnetismo, condutividade elétrica, quanto pela capacidade de modificação superficial com reagentes químicos específicos. Entre os métodos mais comumente empregados estão: concentração gravítica, separação magnética e, menos frequentemente, a concentração eletrostática. No entanto, a flotação é considerada uma das técnicas mais promissoras para a exploração desses minerais, devido à sua versatilidade e capacidade de atender uma ampla faixa granulométrica.

Projetos importantes voltados para a exploração de terras raras têm surgido no Brasil, como o Projeto INCT-PATRIA (Processamento e Aplicações de Ímãs de Terras Raras para Indústria de Alta Tecnologia), que, segundo o CETEM (2020), visa construir uma base de apoio científico e tecnológico para o desenvolvimento da cadeia produtiva de terras raras no país. O projeto abrange desde a exploração mineral até a avaliação do ciclo de vida dos ímãs de ETR. Entre outros projetos em andamento, destacam-se o Projeto Pitinga, no Amazonas, e o Serra Verde, em Goiás. Araújo (2024), em sua tese pela Universidade Federal de Catalão, também participou de iniciativas nesse campo, colaborando com a *Technische Universität Clausthal* (TUC) e a CMOC International Brasil. O autor conduziu diversos ensaios de flotação com três diferentes minérios da região de Catalão/GO e de outros locais do estado, visando concentrar os minerais portadores de ETR.

Durante o processamento de fosfato e nióbio nas plantas de beneficiamento da CMOC (Catalão/GO), são gerados resíduos que contêm quantidades variáveis de terras raras, dependendo dos processos empregados. Esses resíduos, atualmente descartados em barragens, não possuem uma rota de beneficiamento definida, devido à ausência de resultados econômicos justificáveis para sua exploração. Assim, o objetivo desta pesquisa foi caracterizar e processar esses resíduos, buscando definir reagentes que possam recuperar os minerais portadores de terras raras e, assim, potencialmente gerar coprodutos valiosos.

2 OBJETIVOS

2.1 Objetivo geral

Concentrar minerais portadores de elementos de terras raras, a partir do rejeito do processamento do minério de nióbio, proveniente do Complexo Alcalino-Carbonatítico Catalão I.

2.2 Objetivos específicos

- Caracterizar físico-quimicamente as amostras de minério;
- Realizar ensaios de flotação em célula mecânica de bancada, com a utilização de diferentes reagentes e condições operacionais;
- Analisar estatisticamente a influência do pH, dosagens de coletores e depressores, nas recuperações mássica e metalúrgica do rejeito estudado.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1 Os elementos de terras raras

Os elementos de terras raras constituem um grupo de 17 elementos químicos, com números atômicos variando de 57 a 71 na série dos lantanídeos, além de incluir o ítrio e o escândio, que também são considerados ETR, pois tendem a ocorrer nos mesmos depósitos de minério que os lantanídeos e exibem propriedades químicas semelhantes (Balaram, 2019; Jung *et al.*, 2024).

Apesar do nome 'terras raras', esses elementos não são nem terras nem particularmente raros. Na verdade, são encontrados em quantidades significativas na crosta terrestre. No entanto, a dificuldade em explorá-los economicamente reside na sua distribuição dispersa e na complexidade dos processos necessários para sua extração e utilização (Gupta e Krishnamurthy, 1992; Jordens, Cheng e Waters, 2013).

Entre os mais de 250 minerais nos quais os ETR são componentes importantes em sua fórmula química e estrutura cristalina, apenas uma pequena fração é explorada comercialmente para a produção de óxidos de terras raras (OTR) (Dostal, 2017). Minerais como a bastnasita, monazita, xenotima e minerais argilosos de adsorção de íons estão entre os mais relevantes comercialmente (Jordens, Cheng e Waters, 2013; Jung *et al.*, 2024). A classificação dos ETR também influencia sua exploração comercial, uma vez que suas propriedades e comportamentos variam.

Os ETR são subdivididos em dois grupos: 'leves' (ETRL), do subgrupo do cério, que inclui os primeiros sete lantanídeos (lantânio a európio); 'pesados' (ETRP), do subgrupo do ítrio, que abrange os outros oito elementos (gadolínio a lutécio); e, em algumas classificações, os 'médios' (ETRM) (Gupta e Krishnamurthy, 1992). O ítrio (Y) apresenta um comportamento semelhante ao dos ETRP, especialmente próximo ao disprósio (Dy) e hólmio (Ho), o que geralmente resulta em sua inclusão no grupo dos ETR (Araújo, 2024).

Os depósitos contendo ETRP tendem a ter menor teor em comparação com os depósitos de ETRL. No entanto, os ETRP, com base no valor unitário, podem ser mais valiosos, tornando até mesmo depósitos de baixo teor economicamente viáveis para exploração (Dostal, 2017). Essas características tornam os ETRP especialmente atraentes em indústrias de alta tecnologia,

onde a demanda por esses elementos cresce rapidamente.

Devido a essa crescente demanda, os ETR tornaram-se indispensáveis em setores de alta tecnologia, como defesa militar, veículos elétricos e a fabricação de smartphones (Balaram, 2019). Esse aumento reflete seu status como produtos minerais estratégicos essenciais. Além disso, os ETR possuem propriedades magnéticas, fosforescentes e catalíticas, tornando-se cruciais para tecnologias que variam de telefones celulares a turbinas eólicas.

Essas propriedades excepcionais permitem que os ETR sejam utilizados de maneira independente, em combinação ou como aditivos em compostos químicos e ligas metálicas, dependendo da aplicação. Em alguns casos, são chamados de 'vitaminas' da tecnologia moderna, devido à sua capacidade de melhorar significativamente o desempenho de produtos finais com pequenas quantidades adicionadas (Golev *et al.*, 2014). As principais minas de terras raras, como Bayan Obo (China), Mountain Pass (EUA) e Mount Weld (Austrália Ocidental), desempenham um papel crucial no fornecimento global de ETR, fundamentais para uma ampla gama de aplicações modernas (Jung *et al.*, 2024).

3.2 Reservas e produção de terras raras no Brasil e no mundo

De acordo com o Projeto de Lei nº 2780 (2024), que institui a Política Nacional de Minerais Críticos e Estratégicos (PNMCE), o Brasil possui grandes reservas de várias *commodities* minerais, concentrando 94% das reservas mundiais de nióbio e sendo o maior produtor global desse recurso. O país também detém 26% das reservas mundiais de grafita, 17% de minério de ferro, 14% de manganês e 19% de terras raras. Esses dados ressaltam a importância estratégica dessas substâncias para o Brasil, tanto em termos econômicos quanto geopolíticos.

Com o aumento das demandas globais por sustentabilidade, os elementos de terras raras têm ganhado destaque, sendo indispensáveis para a produção de uma ampla gama de produtos tecnológicos. Esses minerais são fundamentais para viabilizar a transição energética e criar um futuro mais limpo e sustentável. Diante disso, a exploração e o estudo das reservas de terras raras tornaram-se prioridades para atender às necessidades humanas e impulsionar o desenvolvimento de tecnologias inovadoras. Conforme apontado por Mancheri *et al.* (2019), o crescimento na procura por ETR tem sido fortemente influenciado pelo setor de energias renováveis, que absorve aproximadamente 60% do consumo desses elementos. Esse cenário

tem levado muitos países a reconhecerem os ETR como recursos críticos ou estratégicos.

Atualmente, as reservas mundiais de ETR dos principais países, como China, Brasil, Vietnã, Rússia e Índia, concentram cerca de 130 milhões de toneladas (USGS, 2022). Esses recursos provêm principalmente de quatro ambientes geológicos: carbonatitos, depósitos ígneos alcalinos, depósitos de argila com adsorção de íons e depósitos de *placer* contendo monazita-xenotima. Na tabela 1 são apresentados os dados das reservas e da produção mundial de elementos de terras raras para os anos de 2022 e 2023.

Tabela 1 – Reservas e produção mundial das terras raras para 2022 e 2023.

País	Reservas (toneladas)	Produção (toneladas)	
		2022	2023
África do Sul	790.000	-	-
Austrália	105.700.000	18.000	18.000
Brasil	21.000.000	80	80
Canadá	830.000	-	-
China	44.000.000	210.000	240.000
Estados Unidos	1.800.000	42.000	43.000
Groenlândia	1.500.000	-	-
Índia	6.900.000	2.900	2.900
Madagascar	NA	960	960
Malásia	NA	80	80
Mianmar	NA	12.000	38.000
Rússia	10.000.000	2.600	2.600
Tailândia	4.500	7.100	7.100
Tanzânia	890.000	-	-
Vietnã	22.000.000	1.200	600
Total Mundial (aproximado)	110.000.000	300.000	350.000

Fonte: adaptada de USGS (2024). *NA e valores não preenchidos não foram fornecidos.

Os dados apresentados na tabela destacam a liderança da China, tanto em reservas quanto em produção global de ETR, o que gera uma significativa dependência mundial dos suprimentos chineses. Em contraste, embora Vietnã e Brasil ocupem o segundo e terceiro lugares em reservas globais, suas produções são muito mais modestas, com o Brasil compartilhando o 10º lugar com a Malásia em 2023. Um ponto de destaque é Mianmar, cuja produção de ETR mais que triplicou entre 2022 e 2023.

Araújo (2024) destaca que, embora o Brasil seja apontado como a terceira maior reserva mundial de ETR, o potencial do país é bem maior, o que ainda não se reflete em sua produção. Como observado, em 2023 a produção permaneceu estagnada em apenas 80 toneladas, o mesmo valor registrado no ano anterior e muito inferior às 500 toneladas produzidas em 2021. Essa produção modesta representou apenas 0,02% do total global de ETR, evidenciando a baixa participação do país no mercado dessa *commodity*. No entanto, espera-se que essa situação mude nos próximos anos com o início das operações da mineradora Serra Verde, em Goiás.

A produção global de ETR foi estimada em 350.000 toneladas equivalentes a óxidos de terras raras (OTR) em 2023. O Ministério da Indústria e Tecnologia da Informação da China aumentou as cotas de extração e separação de terras raras para 240.000 toneladas e 230.000 toneladas, respectivamente, também equivalentes a OTR. Nesse mesmo ano, a distribuição das cotas foi de 220.850 toneladas de terras raras leves e 19.150 toneladas provenientes de argilas iônicas (USGS, 2024).

A dependência global dos ETR chineses resultou em um aumento substancial nos preços em 2011, devido às restrições impostas pela China na produção e exportação. Essas restrições foram implementadas para promover padrões mais sustentáveis na indústria de terras raras, limitando as emissões (Zhou e Ge, 2021). No entanto, 2006 parece ter sido um ano de pico na produção mundial de terras raras, neste ano a China começou a proteger os seus recursos de terras raras e a limitar as suas exportações de terras raras, e a estabelecer uma meta máxima para a produção de terras raras (Wübbecke, 2013). Como resultado, o restante do mundo teve de reabrir ou investir em novas minas de terras raras para estabelecer uma cadeia de abastecimento de terras raras fora da China.

Nos últimos anos, as contribuições de outros países para a produção mundial começaram a aumentar, embora a China ainda detenha uma posição dominante na produção mundial de terras raras. Se o mundo quiser alcançar um rápido crescimento na produção de terras raras, serão necessários grandes esforços para aumentar o investimento, expandir as áreas de produção e remover várias restrições (Wang *et al.*, 2020a).

3.3 Mineralogia dos minerais portadores de terras raras

Nas pesquisas de Araújo (2024), foram sumarizados os principais minerais portadores de terras raras atualmente explorados comercialmente: bastnaesita, um carbonato que contém

Ce, La e Y; monazita, um fosfato que compreende Ce, La, Nd e Y; xenotima, também um fosfato, mas composto principalmente por Y; e loparita, um óxido de terras raras com predominância de Ce. Juntos, os três primeiros minerais representam fontes bastante relevantes, correspondendo a cerca de 95% das reservas mundiais (Gupta e Krishnamurthy, 2005). Além desses, as argilas iônicas, como caulinita, haloisita e muscovita, podem conter quantidades variáveis de ETR. Bastnaesita, monazita, loparita e apatita são as principais fontes de ETRL, enquanto xenotima e argilas iônicas estão associadas a uma maior proporção de ETRP (Dostal, 2017). Na Tabela 2, estão listados nomes e fórmulas químicas de alguns minerais portadores de ETR.

Tabela 2 – Nomes e fórmulas de alguns minerais contendo elementos de terras raras.

Mineral	Fórmula química
Alanita	$(Y, Ln, Ca)_2 (Al, Fe^{3+})_3 (SiO_4)_3 (OH)$
Apatita	$(Ca, Ln)_5 (PO_4)_3 (F, Cl, OH)$
Bastnaesita	$(Ln, Y)(CO_3)F$
Eudialita	$Na_4 (Ca, Ln)_2 (Fe^{2+}, Mn^{2+}, Y) ZrSi_8 O_{22} (OH, Cl)_2$
Fergusonita	$(Ln, Y)NbO_4$
Gitinsita	$CaZrSi_2O_7$
Limorita	$Y_2 (SiO_4)(CO_3)$
Kainosita	$Ca_2 (Y, Ln)_2 Si_4 O_{12} (CO_3) \cdot H_2 O$
Loparita	$(Ln, Na, Ca)(Ti, Nb)O_3$
Monazita	$(Ce, La, Nd, Th)PO_4$
Mosandrita	$(Na, Ca)_3 Ca_3 Ln(Ti, Nb, Zr)(Si_2 O_7)_2 (O, OH, F)_4$
Parisita	$Ca(Ln)_2 (CO_3)_3 F_2$
Pirocloro	$(Ca, Na, Ln)_2 Nb_2 O_6 (OH, F)$
Rincolita	$(Ca, Ln)_4 Na(Na, Ca)_2 Ti(Si_2 O_7)(O, F)_2$
Sinchisita	$Ca(Ln)(CO_3)_2 F$
Xenotima	YPO_4
Zirconita	$(Zr, Ln)SiO_4$

Fonte: adaptado de Dostal (2017). *Ln – lantanídeos

3.3.1 Bastnaesita

A bastnaesita é um mineral de fluorocarbonato de terras raras, com fórmula química $(Ln, Y)(CO_3)F$, sendo uma fonte significativa desses elementos, contendo aproximadamente 70% de OTR, principalmente Ce, La, Pr e Nd, que juntos correspondem por cerca de 97,95% do total de OTR (Gupta e Krishnamurthy, 2005). Os ETR predominantes são leves, com destaque para o cério, que geralmente representa cerca de 50% do total (Duan *et al.*, 2020). A

bastnaesita também contém traços de tório (Th), um elemento radioativo com teor variando entre 0 e 0,3% (Gui *et al.*, 2014).

O mineral ocorre em formas finamente divididas ou como fenocristais em carbonatitos, veios de quartzo e veios epitérmicos com fluorita (Gupta e Krishnamurthy, 2005), sendo encontrado na natureza associado a outros minerais como barita, calcita, hematita e silicatos (Cen *et al.*, 2021). Devido à sua susceptibilidade ao intemperismo, seus óxidos tendem a se dissolver e se recombinar com fosfatos disponíveis no ambiente (Krishnamurthy e Gupta, 2016).

Nas últimas décadas, a exploração dos depósitos de Mountain Pass, nos Estados Unidos, e de Bayan Obo, na China, consolidou a bastnaesita como a principal fonte mundial de ETR, respondendo por cerca de 70% da produção global desses elementos (Wang *et al.*, 2020a, 2020b). Além desses países, a bastnaesita foi encontrada em depósitos na Austrália (Brockman), Brasil (Poços de Caldas), Canadá (Lago Thor) e Burundi (Gupta e Krishnamurthy, 2005). Em Bayan Obo, a mineração iniciou em 1927 com a extração de minério de ferro, mas apenas décadas depois iniciou-se a exploração de ETR. Curiosamente, as terras raras extraídas hoje provêm dos rejeitos do processamento de minério de ferro dessa mina (Zhang e Edwards, 2012).

3.3.2 Monazita

A monazita é um mineral fosfatado de terras raras com fórmula química (Ce,La,Nd,Th)PO₄, contendo cerca de 70% de OTR. Em sua composição, predominam os elementos Ce, La, Pr e Nd, que variam entre 83,55% e 94,5% do total de óxidos de terras raras, dependendo do depósito. O Ce é o elemento mais abundante, o que torna a monazita semelhante à bastnaesita. No entanto, diferentemente da bastnaesita, a monazita contém quantidades significativas de Th, entre 4% e 12%, além de urânio (U), que pode chegar a 14%, e ítrio, com teores variáveis entre traços e até aproximadamente 5% (Gupta e Krishnamurthy, 2005).

A monazita é encontrada em várias regiões do mundo, principalmente em depósitos de *placer* e areias de praia, além de ser um dos componentes do depósito de Bayan Obo (Gupta e Krishnamurthy, 2005). Esse mineral é caracterizado por sua elevada resistência química ao intemperismo e alta densidade, fatores que favorecem sua associação com outros minerais pesados, como ilmenita, magnetita, rutilo e zircão, em ambientes de *placer* (Araújo, 2024).

3.3.3 Xenotima

A xenotima é um mineral fosfatado de ítrio, com fórmula química YPO_4 , contendo aproximadamente 67% de óxidos de terras raras, e menores teores de Ce, La, Pr e Nd em comparação à bastnaesita ou monazita (Gupta e Krishnamurthy, 2005). Esse mineral é comumente encontrado em depósitos próximos à monazita e, apesar de sua raridade, possui grande relevância por ser uma importante fonte de ETRP, juntamente com as argilas iônicas ricas em terras raras (Chi *et al.*, 2001). A xenotima costuma ser um subproduto do processamento da monazita, já que ambos passam por processos similares (Cheng *et al.*, 1994).

3.3.4 Argilominerais

O intemperismo de rochas primárias, especialmente graníticas, dá origem a argilas compostas por minerais aluminosilicatos, como caulinita, haloisita, moscovita e ilita, com teores de ETR variando entre 0,01% e 3% (Araújo, 2024). Essas argilas são uma importante fonte de minerais pesados, apresentando até 60% de óxidos de terras raras associados a elementos do grupo do ítrio. Devido às características dessas argilas, há pouca ou nenhuma necessidade de beneficiamento físico, permitindo que sejam diretamente processadas por métodos hidrometalúrgicos (Jordens, Cheng e Waters, 2013).

As substituições isomórficas de cátions, como Al^{3+} e Si^{4+} ou Mg^{2+} e Al^{3+} , nas estruturas cristalinas dessas argilas, geram um desequilíbrio de cargas, resultando em uma carga negativa permanente. Isso facilita a adsorção de íons lantanídeos provenientes de minerais de terras raras durante o processo de intemperismo, que é mais intenso em regiões tropicais e subtropicais (Moldoveanu e Papangelakis, 2016). Embora os teores de ETR em argilas iônicas possam variar, essas argilas são responsáveis por aproximadamente 35% da produção total de ETR na China e 80% da produção mundial de elementos de terras raras pesados (Wang *et al.*, 2015).

3.3.5 Outros minerais portadores de terras raras

Existem muitos outros minerais de terras raras, como apatita, branerita, gadolinita e loparita que já foram ou são exploradas atualmente (Araújo, 2024). Um desses é a alanita que é comumente encontrada como mineral acessório em rochas ígneas, como granitos, sienitos, dioritos e pegmatitos associados (Dushyantha, 2020). No entanto, raramente apresenta enriquecimento suficiente para constituir um minério de ETR. A euxenita, por sua vez, é um mineral óxido recorrente, frequentemente presente em pegmatitos graníticos, onde ocorre junto

a quartzo, feldspatos, ferrocolumbita, ferrotantalita e monazita (Long *et al.*, 2012).

3.4 Geologia dos minerais portadores de terras raras

Balaram (2019) argumenta que os elementos de terras raras não ocorrem como metais nativos individuais, como o ouro, cobre ou prata, devido à sua alta reatividade. Em vez disso, são encontrados abundantemente em minérios ou minerais acessórios, seja como constituintes secundários ou principais, reforçando a importância crítica de sua exploração. O autor destaca que esses elementos estão principalmente presentes em minerais como silicatos, carbonatos, óxidos e fosfatos, frequentemente associados a ambientes geológicos específicos, como bastnasita, monazita, loparita e argilas lateríticas de adsorção de íons. Esses minerais, em sua maioria, compõem a fração mais significativa dos ETR em uma rocha. Além disso, os ETR também podem ocorrer em menores quantidades em minerais máficos formadores de rochas, como anfibólios e biotita, onde substituem cátions maiores com raio e carga semelhantes (Dostal, 2017).

Laznicka (2010) relata que os maiores depósitos de ETR do mundo estão associados principalmente a carbonatitos ou suas formas alteradas. A identificação de possíveis depósitos e a determinação das concentrações e do enriquecimento relativo de ETR em carbonatitos, silicocarbonatitos, granitos peralcalinos e pegmatitos são fundamentais para a exploração mineral. Devido às suas características geoquímicas, os ETR são amplamente dispersos e raramente encontrados em quantidades significativas como minerais concentrados em depósitos de minério economicamente viáveis. Por isso, é incomum que esses elementos estejam presentes em concentrações suficientes para justificar a exploração econômica dos depósitos (Balaram, 2019).

Os depósitos de ETR existem principalmente em quatro ambientes geológicos: sistemas ígneos alcalinos, carbonatitos, depósitos de argila de absorção de íons e depósitos de *placer* contendo monazita. Diversos processos geológicos podem resultar no enriquecimento de elementos de terras raras em rochas e sedimentos específicos, classificados como primários, incluindo processos magmáticos e hidrotermais, ou secundários, associados ao intemperismo e transporte de sedimentos (Araújo, 2024).

Sowerbutts (2017) também classificou os depósitos economicamente importantes de ETR em quatro ambientes geológicos. No entanto, devido às quantidades significativas desses

elementos no carvão e nos sedimentos marinhos, Balaram (2019) propôs uma nova classificação em cinco categorias:

1. Rochas ígneas alcalinas: pegmatitos e carbonatitos;
2. Depósitos residuais;
3. *Placeres* de minerais pesados;
4. ETR no carvão;
5. ETR nos sedimentos da plataforma continental e fundo oceânico.

Dentro dos grupos primários ou secundários, os depósitos de ETR podem ser subdivididos com base em suas associações genéticas, mineralógicas e forma de ocorrência. Devido à grande variedade de ambientes geológicos em que os depósitos de ETR se encontram, classificá-los em diferentes categorias não é uma tarefa simples (Balaram, 2019).

Os depósitos ígneos alcalinos de ETR são rochas formadas pelo derretimento parcial de rochas profundas do manto, que posteriormente sobem e se resfriam na crosta terrestre. Além dos ETR, esses depósitos são enriquecidos em zircônio (Zr), nióbio (Nb), estrôncio (Sr), bário (Ba) e lítio (Li). À medida que o magma ascende, ele sofre mudanças químicas devido a uma complexa interação de fatores, como temperatura, pressão e a química das rochas circundantes (Balaram, 2019).

Para Zhou, Li e Chen (2017), os depósitos primários de terras raras estão geralmente associados a rochas ígneas alcalinas-peralcalinas e carbonatitos, enquanto os depósitos de IOCG também podem conter enriquecimentos de ETR e têm potencial para produzir esses elementos como subproduto, embora a recuperação de ETR nesse tipo de depósito seja bastante complexa. A erosão ou o intemperismo desses depósitos primários pode gerar depósitos secundários, como os de *placer* e os de adsorção de íons.

Embora os depósitos primários em rochas alcalinas geralmente apresentem baixo teor, eles podem ocorrer em grandes volumes e ser enriquecidos com ETRP, como observado em Lovozero, na Rússia (Zhou, Li e Chen, 2017). Esse potencial de enriquecimento tem despertado grande interesse tanto na indústria de exploração quanto na literatura geológica, sendo esses depósitos considerados um dos recursos economicamente mais importantes de ETRP e ítrio (Y) (Dostal, 2017).

Nesses complexos ígneos alcalinos, a mineralização é comumente composta por uma

variedade de minerais portadores de ETR, que podem exibir texturas de substituição complexas (Dostal, 2017). No entanto, apenas um número relativamente pequeno de minerais ETR pode ser explorado economicamente nesses depósitos, incluindo bastnasita, monazita, xenotima, sincilita, loparita, eudialita e parisita.

Atualmente, os depósitos de carbonatito são as principais fontes de produção global de elementos de terras raras. Entre os exemplos notáveis de depósitos associados a rochas ígneas alcalinas, destacam-se Mountain Pass (Califórnia), Mount Weld (Austrália), Ytterby (Suécia) e Bayan Obo (China). O depósito de Bayan Obo, o maior do mundo, é um carbonatito ígneo de alto teor, responsável por 80% da produção mundial de elementos de terras raras leves (Verplanck *et al.*, 2014). Esses depósitos, predominantemente ricos em ETRL, apresentam uma mineralogia complexa, resultado de processos magmáticos-hidrotermais (Araújo, 2024). Entre os principais minerais de ETR associados a esses depósitos estão os fluocarbonatos, como bastnaesita, parisita e sincilita, além de carbonatos hidratados, como ancilita, e fosfatos, como a monazita (Verplanck *et al.*, 2014). Embora esses depósitos, bem como os *placers*, sejam ricos em monazita, contêm apenas quantidades traço de ETRP, não sendo, portanto, fontes suficientes desse grupo mais valioso (Dostal, 2017). De acordo com Dostal (2017), a mineralização de ETR também pode ser encontrada em complexos alcalinos em camadas, depósitos graníticos e diques de estágios avançados, sendo raramente observada em depósitos vulcânicos e vulcanoclásticos traquíticos.

Os depósitos residuais, também chamados de secundários, formam-se a partir do intemperismo de rochas ígneas, pegmatitos e depósitos de óxido de ferro, cobre e ouro. O intemperismo intenso de intrusivos carbonatíticos e peralcalinos pode resultar em depósitos residuais concentrados de minerais de ETR. Exemplos incluem lateritas de ETR no sul da China, que se originaram do desgaste de granitos ricos em estanho (Balaram, 2019). Os minérios de adsorção de íons dessa categoria são conhecidos apenas na China. O Nordeste da Índia apresenta condições climáticas favoráveis ao desenvolvimento de perfis lateríticos espessos, tornando a região promissora para depósitos de ETR (Singh *et al.*, 2014).

A bauxita, principal minério de alumínio formado durante o intemperismo de rochas geradoras de aluminossilicato (Valeton, 1972), também é considerada uma fonte rica em ETR. O resíduo de bauxita, conhecido como lama vermelha, é um subproduto sólido gerado no processo Bayer para produção de alumínio. Tanto esses resíduos quanto alguns depósitos de bauxita são potenciais fontes de ETR (Vind *et al.*, 2018).

De acordo com Zhou, Li e Chen (2017), os depósitos secundários de *placer* contendo ETR geralmente se formam em rios, praias e ambientes marinhos rasos, com a produção atual concentrada na Índia e na Malásia. No entanto, os depósitos aluviais tendem a apresentar altos teores de elementos radioativos, como tório e urânio, o que tem desestimulado sua exploração devido a preocupações ambientais (Dostal, 2017). Por outro lado, os depósitos de adsorção de íons, localizados principalmente no sul da China, embora de baixa qualidade, são facilmente lavrados e apresentam elevados teores de ETRP, os mais valiosos (Zhou, Li e Chen, 2017).

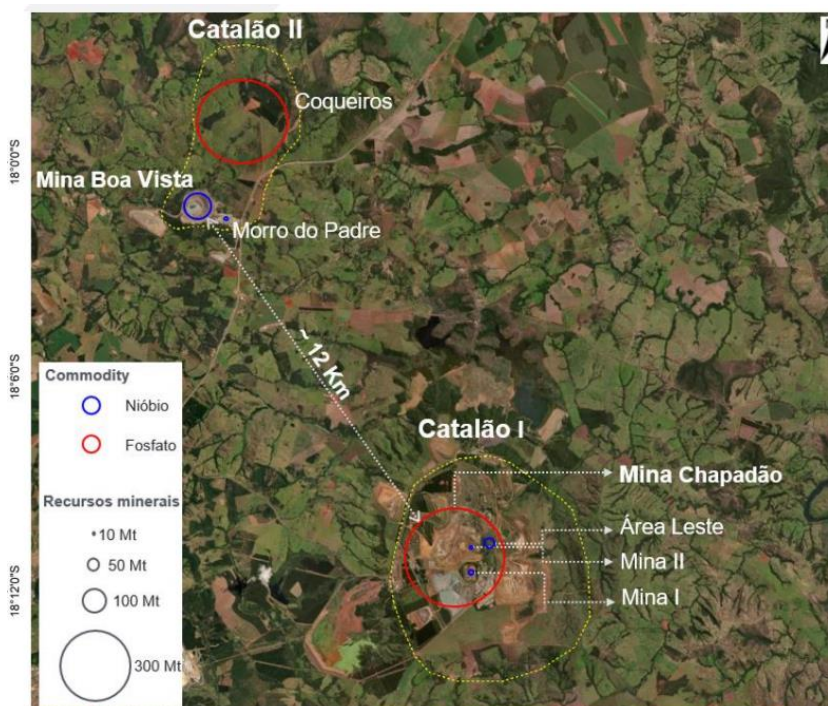
No Brasil, os depósitos de terras raras mais relevantes estão localizados em complexos carbonatíticos, especialmente associados a depósitos de fosfato, como os de Catalão, Araxá e Tapira. Dentre eles, o depósito de Catalão I, em Goiás, destaca-se como um dos mais importantes (Testa *et al.*, 2017). Outro depósito brasileiro que iniciou recentemente o processo de comissionamento em 2023 é o de Serra Verde, situado entre Goiás e Tocantins. Considerado um dos maiores depósitos de argila iônica do mundo, ele se forma em espessos saprólitos intemperizados, contendo argilas ricas em ETR na forma iônica. Essas argilas originam-se da lixiviação do granito Serra Dourada, a maior intrusão da Província Estanífera de Goiás (Mineração Serra Verde, 2024). Com cerca de 64 km de extensão no eixo norte-sul evariando entre 3,5 e 12 km de largura no eixo leste-oeste, esse depósito é um dos mais semelhantes aos encontrados no sul da China.

3.4.1 Complexo Alcalino-Carbonatítico Catalão I

O Complexo Alcalino-Carbonatítico Catalão I, situado no sudeste do estado de Goiás, está localizado entre as cidades de Catalão e Ouidor, próximo à divisa com o estado de Minas Gerais. Catalão é uma cidade estratégica, localizada entre Brasília e São Paulo, e a menos de 300 km da capital goiana, Goiânia. O acesso aos principais depósitos minerais da região se dá pela cidade de Catalão, que fica a cerca de 20 km dos depósitos minerais.

Esses dois complexos, Catalão I e II (Figura 1), contêm diversas mineralizações que incluem: nióbio, fosfato, terras raras, titânio, vermiculita e barita, assim como possui potencial para outros bens minerais como cobre, urânio, tório e magnetita (Palmieri, 2011). Atualmente, as empresas CMOC e MOSAIC Fertilizantes exploram principalmente nióbio e fosfato, realizando o beneficiamento desses recursos.

Figura 1 – Mapa de localização dos complexos Catalão I e II.



Fonte: Simexmin.org (2024).

De acordo com Ribeiro (2008), o Complexo Catalão I possui a forma de um platô elíptico, com eixo Norte-Sul de aproximadamente 6 km e eixo Leste-Oeste de cerca de 5,5 km. Seu núcleo é constituído por rochas ígneas, enquanto as rochas encaixantes metamórficas foram arqueadas em um domo devido à intrusão. No interior do domo, o intemperismo acentuado gerou uma espessa cobertura de solo, que pode chegar a 250 m. As reservas de ETR neste complexo estão divididas entre os depósitos Córrego do Garimpo e Lagoa Seca.

A geologia do Complexo Catalão I favorece a formação de uma diversidade mineral significativa, com destaque para um depósito de fosfato oxidado, onde nióbio e barita são subprodutos na Mina Chapadão (Palmieri, 2011). As principais litologias portadoras de ETR incluem carbonatitos dolomíticos e nelsonitos, sendo que os principais minerais portadores de ETR no depósito são monazita, apatita e pirocloro, com a monazita considerada o principal mineral portador de ETR (Ribeiro, 2008).

As rochas do Complexo Catalão I podem ser classificadas inicialmente em rochas primárias (magmáticas) e rochas metassomáticas (carbo-hidrotermais). As rochas magmáticas são agrupadas em três grandes séries: bebedourítica, foscorítica e carbonatítica. Além disso, há rochas resultantes de processos de transformação carbo-hidrotermal, que correspondem a

alterações na composição química das rochas devido à adição ou remoção de materiais, causadas pela ação de fluidos hidrotermais (Ribeiro, 2008).

Nos veios de origem carbo-hidrotermal, a monazita pode substituir minerais pré-existentes ou formar veios que cortam diferentes litotipos. Nas regiões de Córrego do Garimpo, Lagoa Seca Sul e Lagoa Seca Norte, é notável a presença de veios e diques associados à barita, monazita e, em alguns casos, apatita (Ribeiro, 2008).

Com base nessas classificações, Ribeiro (2008) concluiu que, do ponto de vista metalogenético, as rochas da série bebedourítica originaram uma jazida de titânio de alto teor e outra de fósforo de baixo teor. As rochas da série foscorítica, associadas à olivina da segunda fase de imiscibilidade, deram origem a uma jazida de fosfato de alto teor, enquanto as rochas da terceira fase de imiscibilidade resultaram em uma jazida de nióbio de alto teor.

3.4.2 A empresa CMOC

A China Molybdenum Co Ltda., representada no Brasil como CMOC International Brasil, é uma empresa chinesa fundada em 2006, que atua em diversos empreendimentos de mineração. Estabelecida na cidade de Catalão desde 2016, a empresa se dedica principalmente à exploração de nióbio e fosfato (Almeida, 2023).

O foco principal da CMOC é a extração de nióbio, cujas reservas estimadas ultrapassam 200 milhões de toneladas, tornando-a a segunda maior mineradora de nióbio do mundo. O Brasil, com essa participação, representa mais de 94% das reservas conhecidas globalmente e mais de 90% da produção mundial, juntamente com os estados de Minas Gerais, Amazonas e Rondônia (USGS, 2024).

O processamento mineral empregado pela CMOC para obtenção dos concentrados de fosfato e nióbio, além de seus coprodutos, ocorre em diversas etapas. Para alcançar esses insumos, a empresa opera com três plantas de beneficiamento:

- Planta 47 – Fosfatos;
- Planta 76 – Fosfatos;
- Planta *Tailings*.

De forma sucinta, nas plantas 47 e 76, o material passa por etapas de britagem, classificação e homogeneização. Em seguida, o processo continua com a moagem, separação

magnética, deslamagem do material, flotação de barita, flotação de apatita e, por fim, flotação dos finos. Após o aproveitamento de todos os minerais nessas duas plantas, os rejeitos resultantes são direcionados para a planta *Tailings*.

Na planta *Tailings*, o material passa por uma série de peneiras Derrick. O material retido nas peneiras segue para uma etapa de moagem, enquanto os passantes são submetidos à deslamagem, separação magnética, flotação de sílica e flotação de nióbio, com o material passando por várias etapas de limpeza e separação magnética. No final desse processo, é obtido um concentrado de nióbio, enquanto os rejeitos remanescentes são descartados. Esses rejeitos foram coletados pela empresa para a realização dos trabalhos com o objetivo recuperar minerais portadores de ETR através de flotação.

3.5 Métodos físicos de concentração de terras raras

A concentração de minerais portadores de terras raras sempre representou um grande desafio, devido às particularidades de cada depósito. Por isso, diversos pesquisadores têm se dedicado ao desenvolvimento de rotas de beneficiamento mineral capazes de atender a essas especificidades. Embora métodos de concentração aplicados isoladamente possam apresentar limitações em termos de eficiência, a combinação adequada desses processos tem demonstrado maior eficácia na separação seletiva dos minerais de terras raras.

Entre os métodos amplamente utilizados destacam-se os processos físicos, como a separação gravítica, magnética e eletrostática, além de métodos químicos, como a flotação. A aplicação desses métodos, seja de forma individual ou combinada, é ajustada para maximizar a seletividade e a eficiência na recuperação dos minerais de interesse. A flotação, em especial, pode ser bastante seletiva, e sua combinação com métodos físicos antes ou depois do processo aprimora a separação de minerais de ganga, como os óxidos de ferro, que podem ser contaminantes (Fuerstenau, 2005).

A ocorrência e distribuição dos minerais de terras raras, em muitos casos, resultam na sua recuperação como subprodutos ou coprodutos. Exceto pela bastnasita de Mountain Pass, onde o processo de beneficiamento físico é único (Khrisnaphy e Gupta, 2005), os métodos utilizados para concentrar minerais de terras raras geralmente seguem os mesmos procedimentos aplicados aos principais produtos do depósito.

3.5.1 Separação gravítica

O método de separação gravítica é o método de concentração mineral mais antigo, inicialmente aplicado de forma manual, onde a separação dependia de técnicas simples e do uso da gravidade natural, como em bateias ou mesas rudimentares. Com o tempo, o método evoluiu e, atualmente, é amplamente utilizado de maneira mecanizada através de uma variedade de equipamentos modernos, como concentradores centrífugos, mesas vibratórias, jiques e espirais concentradoras. Esses equipamentos utilizam os mesmos princípios básicos de separação por densidade, mas com tecnologia avançada que aumenta significativamente a eficiência e a capacidade de processamento, mantendo o método como uma alternativa ambientalmente amigável e economicamente viável. Alguns dos equipamentos gravíticos mais conhecidos são:

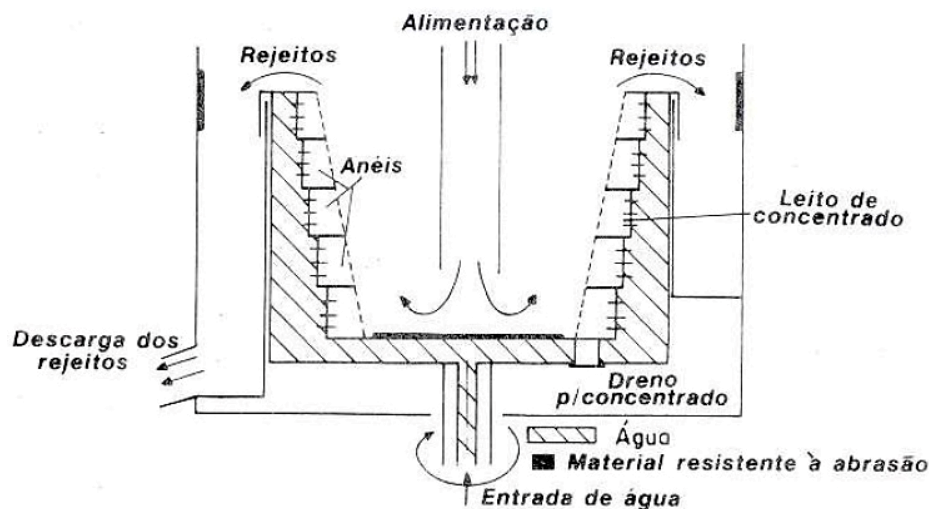
- Concentrador Knelson;
- Concentrador Falcon;
- Mesa vibratória;
- Jigue;
- Espirais concentradoras;
- Separador multigravítico Mozley (MGS).

Esses equipamentos podem utilizar tanto forças gravíticas, combinadas com vibração ou oscilação, quanto forças centrífugas, para concentrar minerais com granulometria muito fina. O concentrador centrífugo do tipo Knelson, por exemplo, é um dos equipamentos mais reconhecidos que utilizam a força centrífuga, tendo rapidamente alcançado ampla aceitação na indústria mineral. No entanto, uma de suas principais desvantagens é que opera em processo de batelada (Lins *et al.*, 1992). A Figura 2 ilustra o funcionamento básico desses concentradores.

Araújo (2024) destaca que, embora seja possível empregar apenas circuitos de operações gravíticas para o processamento de minerais portadores de ETR, a prática ideal envolve a combinação com outros métodos. Isso facilita a recuperação de minerais com diferentes características, enriquecendo a relação teor-recuperação. Essas separações baseadas na gravidade são promissoras devido às densidades relativamente altas dos minerais de terras raras, que podem chegar a até 7 g/cm³, enquanto os minerais de ganga, geralmente silicatos, possuem densidades em torno de 2,5 g/cm³ (Jordens *et al.*, 2016a). Esse método é amplamente utilizado em muitos minerais portadores de ETR nas operações chinesas, incluindo Bayan Obo, considerada a maior

mina de ETR do mundo. Nesse local, a concentração de bastnaesita e monazita inclui uma etapa de limpeza antes do processo de flotação (Chi *et al.*, 2001).

Figura 2 – Seção transversal de um concentrador Knelson.



Fonte: Lins *et al.* (1992).

Li e Yang (2014) realizaram estudos com amostras do depósito de Sichuan Mianning, na China, onde os principais minerais de terras raras presentes são a bastnaesita e a parisita, acompanhados de minerais associados como barita, calcita, quartzo e fluorita. Para a concentração desses minerais, uma das etapas envolveu o uso de mesas vibratórias, alimentadas com minério previamente cominuído, com 62% do material passante pela malha de 0,074 mm (200 #). Esse material foi, então, hidroclassificado em quatro frações granulométricas, que foram processadas separadamente nas mesas vibratórias. O processo de concentração resultou em três graus distintos de concentrado de bastnaesita, com teores de 30%, 50% e 60%, e uma recuperação global de 75%. A separação granulométrica e o uso das mesas vibratórias mostraram-se eficazes na obtenção de concentrados com teores variados, adequando-se às diferentes frações granulométricas.

Jordens *et al.* (2016a) investigaram amostras do depósito Nechalacho, no Canadá, onde foram empregados concentradores Knelson e Falcon em escala de laboratório, ambos equipamentos equipados com cestas ultrafinas, sem a utilização de coletores de concentrado e sem a entrada de água de fluidização. O objetivo do trabalho era explorar o comportamento dos produtos obtidos ao final do processo, empregando uma variedade de etapas de separação magnética e gravítica para produzir um concentrado de ETR de alta qualidade para etapas subsequentes, como a flotação. Os resultados indicaram que materiais grosseiros possuem

maiores concentrações de minerais portadores de terras raras pesados, como o zircão, e consequentemente maiores teores de ETRP. Assim, as concentrações gravíticas mostraram-se eficazes na concentração de minerais de ETR desse depósito. O concentrador Knelson, combinado com um separador de tambor magnético a úmido de baixa intensidade, foi capaz de separar grandes quantidades de rejeitos de minerais gangas, principalmente aqueles com características fortemente magnéticas contendo ferro.

Na segunda parte do trabalho, Jordens *et al.* (2016b) dedicaram-se à caracterização mineralógica dos produtos de separação, utilizando diversas ferramentas para observar os resultados da separação gravítica, além da caracterização das propriedades magnéticas dos diferentes planejamentos experimentais. Esses resultados fornecem informações cruciais para a melhor escolha dos processos de pré-concentração do minério. Os dados demonstraram que as técnicas gravíticas são eficazes, embora a recuperação seja comprometida à medida que o tamanho das partículas diminui. O concentrador Knelson foi mais seletivo em relação ao tamanho e à densidade específica das partículas, quando comparado ao concentrador Falcon. A rota estabelecida pelos autores, com o uso de concentradores gravíticos (nesse caso, o concentrador Knelson) e separação magnética de baixo campo, resultou em uma recuperação total de OTR de 11,75%, com teor de 7,50%, além de 10,69% de óxidos de ferro e 35,80% de silicatos.

Marion *et al.* (2018) também utilizaram amostras do depósito de Nechalacho, no Canadá, mas dessa vez empregando um concentrador espiral e um concentrador Knelson para a pré-concentração de zircão de altoteor, com uma alimentação mais grosseira, na faixa de $d_{80} = 97 \mu\text{m}$. Os resultados demonstraram que ambos os equipamentos foram eficazes para a pré-concentração do material, embora o concentrador espiral tenha se mostrado eficaz apenas para partículas menores que $150 \mu\text{m}$, enquanto o Knelson manteve sua eficiência em uma faixa mais ampla de tamanhos de partículas.

3.5.2 Separação magnética

A separação magnética é amplamente utilizada no processamento mineral para concentrar ou purificar diversas substâncias minerais. Esse método é especialmente aplicado em larga escala na concentração de minerais ferrosos, aproveitando as diferentes respostas ao campo magnético de cada espécie mineralógica. Além disso, é utilizado tanto no beneficiamento de minérios quanto na remoção de sucata (Sampaio *et al.*, 2018).

A resposta de um mineral a um campo magnético é determinada por sua susceptibilidade

magnética. Com base nessa propriedade, os minerais podem ser classificados em duas categorias principais: aqueles que são atraídos e aqueles que são repelidos pelo campo magnético. Os minerais que respondem ao campo são chamados de magnéticos, enquanto aqueles que são repelidos ou não apresentam resposta são conhecidos como diamagnéticos.

Entre os minerais magnéticos, existem dois subgrupos: os ferromagnéticos, como a magnetita, que são fortemente atraídos por campos magnéticos, e os paramagnéticos, como a hematita, que apresentam uma atração mais fraca. Em contraste, os minerais diamagnéticos possuem susceptibilidade magnética negativa, sendo repelidos pelo campo. Alguns exemplos comuns de minerais diamagnéticos incluem o quartzo, a calcita, a fluorita e a esfalerita (Sampaio *et al.*, 2018).

A separação magnética é uma técnica promissora no processamento de minerais de terras raras (ETR), já que muitos desses minerais apresentam características fortemente paramagnéticas (Ito *et al.*, 1991). Separadores magnéticos, como os de alta intensidade (HIMS) e de alto gradiente (HGMS), são amplamente utilizados para remover minerais ferromagnéticos, como a magnetita, e concentrar minerais paramagnéticos, como a monazita e a xenotima (Zhang e Edwards, 2012). Esses equipamentos operam tanto em ambiente seco quanto úmido, com destaque para o separador magnético de alta intensidade a úmido (WHIMS), muito empregado em processos úmidos.

Apesar de sua eficiência, a separação magnética pode apresentar limitações em granulometrias mais finas, abaixo de 100 μm , onde a flotação pode ser uma técnica mais adequada (Jordens *et al.*, 2016a). Nas operações de beneficiamento de ETR na China, por exemplo, a separação magnética é frequentemente usada para remover minerais de ganga contendo ferro antes da etapa de flotação, garantindo uma melhor concentração dos minerais de terras raras (Zhang e Edwards, 2012).

Na China, a separação magnética tem sido empregada nas plantas de beneficiamento de ETR como uma etapa preliminar para a remoção de minerais de ganga contendo ferro, antes da flotação dos minerais de terras raras (Zhang e Edwards, 2012).

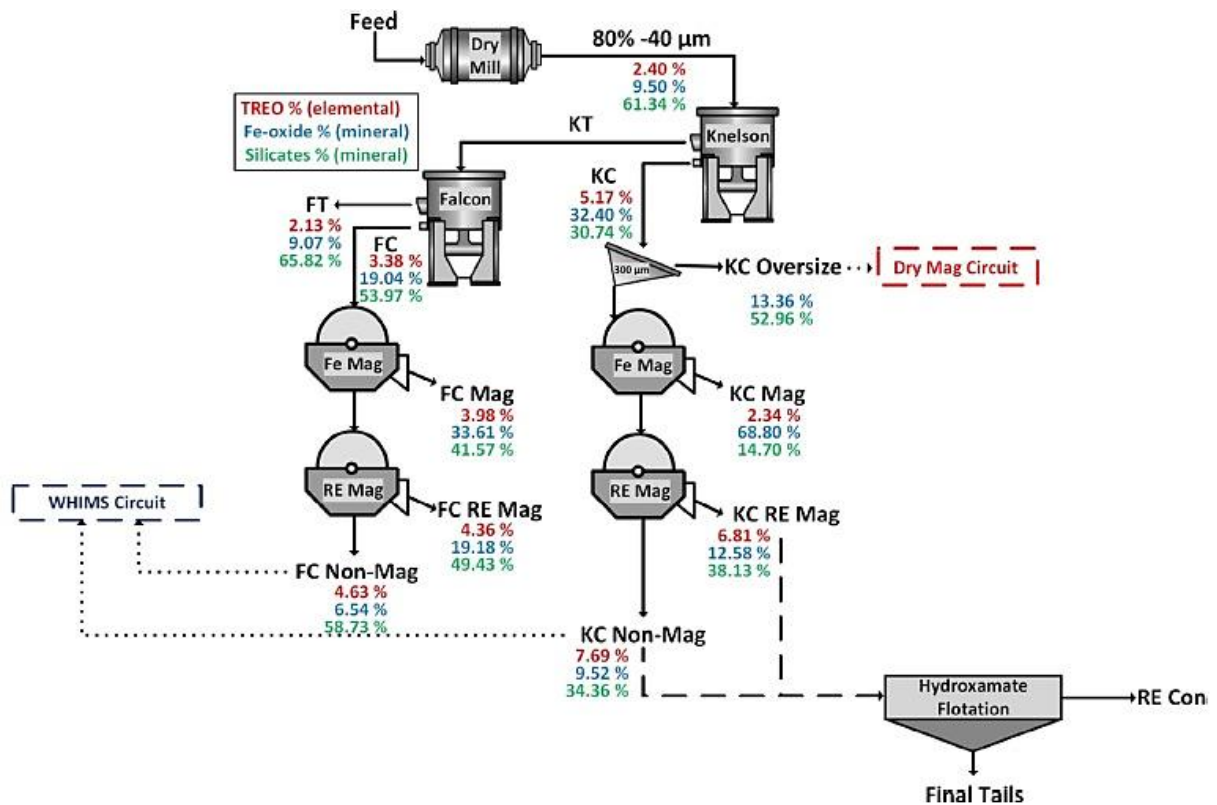
No depósito de Nechalacho, no Canadá, estudado por Jordens *et al.* (2016a, 2016b), além da separação gravítica, foram aplicados diversos métodos de separação magnética, tanto a seco quanto a úmido, com variações na intensidade dos campos magnéticos. Os ensaios foram realizados em escala de laboratório, utilizando três diferentes equipamentos de separação

magnética:

1. Um separador magnético permanente de tambor úmido de baixa intensidade.
2. Um separador magnético de tambor de rolo induzido de intensidade variável.
3. Um separador magnético WHIMS úmido de alta intensidade.

Para o primeiro equipamento, a alimentação consistia nos concentrados gravíticos obtidos separadamente dos concentradores Knelson e Falcon. O fluxograma desse processo, mostrado na Figura 3, ilustra que, inicialmente, foram removidos os minerais ferromagnéticos, seguidos pelos paramagnéticos, que foram então alimentados no separador de alta intensidade para processamento posterior.

Figura 3 – Fluxograma das principais etapas de separação magnética e gravítica aplicadas ao minério de Nechalacho.



Fonte: Jordens, et al. (2016a).

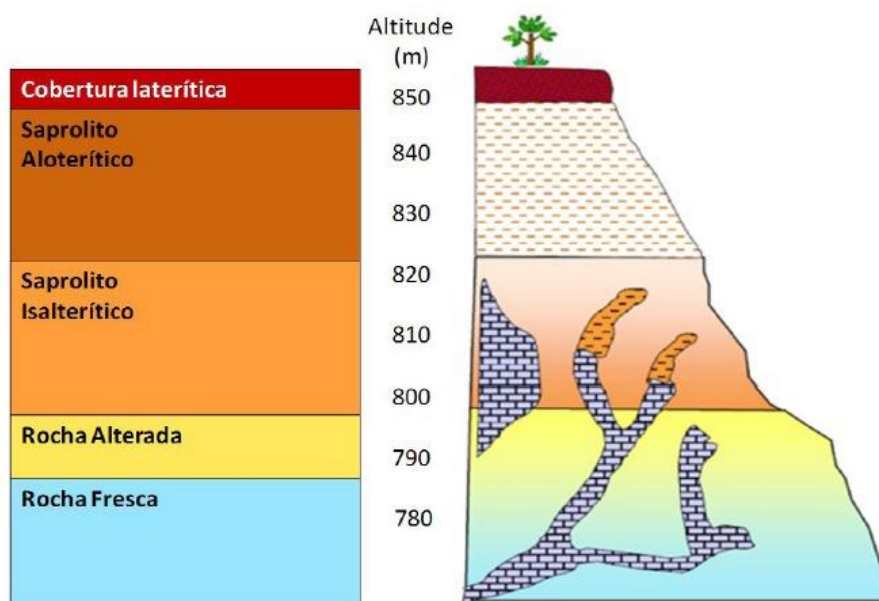
O segundo equipamento foi alimentado com a fração acima de 300 µm do concentrado do separador Knelson, enquanto o terceiro equipamento utilizou o produto não magnético resultante da separação magnética de intensidade média (tambor úmido), proveniente dos

concentrados de ambos os equipamentos, Knelson e Falcon.

Os resultados deste estudo indicaram que a fração mais adequada para a etapa subsequente de flotação foi o material não magnético obtido após a separação magnética de tambor úmido de baixa intensidade, especificamente do concentrado do Knelson. Essa fração apresentou uma recuperação total de óxidos de terras raras (OTR) de 11,75%, com teor de 7,50% de OTR.

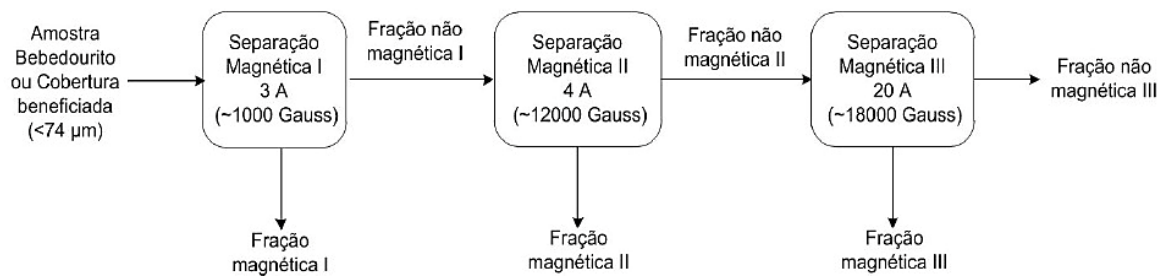
Testa *et al.* (2017) conduziram estudos com cinco amostras de diferentes litotipos do Complexo Catalão I, conforme mostrado na Figura 4. As amostras correspondentes aos litotipos foram: Foscorito (rocha fresca), Flogopito (rocha alterada), Bebedourito (saprolito isalterítico), Silexito (saprolito aloterítico) e Cobertura (cobertura laterítica). Após a preparação, as amostras dos litotipos Bebedourito e Cobertura, com granulometria inferior a 74 μm , foram selecionadas para os ensaios de separação magnética. O objetivo desses ensaios era remover possíveis minerais de ferro, a fim de enriquecer os teores de terras raras nas frações não magnéticas. Para a realização dos testes, foi utilizado um separador magnético tipo Placa Jones, conforme o procedimento ilustrado no diagrama da Figura 5.

Figura 4 – Perfil de intemperismo do Complexo Catalão I.



Fonte: Oliveira e Imbernon (1998) apud Testa *et al.* (2017).

Figura 5 – Diagrama de blocos dos procedimentos adotados para a fração não magnética.



Fonte: Testa *et al.* (2017).

Os resultados dos ensaios mostraram que a maior parte dos minerais portadores de terras raras presentes no depósito é composta por monazita. No entanto, devido à complexidade geológica do depósito, métodos convencionais de extração, como separação gravítica, magnética e flotação, mostraram-se inviáveis para a recuperação eficiente desses minerais. Os autores destacaram que a utilização de granulometrias mais finas, inferiores a 74 μm , apresentou melhores resultados, com teores de óxidos de terras raras (OTR) em torno de 5% e uma recuperação de 60%. Com base nesses resultados, os autores sugeriram o uso de rotas de lixiviação ácida ou alcalina para a extração dos minerais de terras raras.

3.5.3 Separação eletrostática

Sampaio *et al.* (2018) afirmaram que a separação eletrostática é um método de concentração de minérios baseado em propriedades como condutividade elétrica, susceptibilidade à aquisição de cargas elétricas superficiais, forma geométrica e densidade dos minerais. Para que a separação ocorra, dois fatores são essenciais:

1. As partículas precisam adquirir uma carga elétrica superficial ou sofrer polarização induzida, de modo a serem influenciadas pelo campo elétrico.
2. O campo elétrico deve ter intensidade suficiente para desviar as partículas carregadas enquanto elas se movem na região do campo.

Dessa forma, o processo de separação eletrostática envolve duas etapas principais: carregar eletricamente as partículas e realizar a separação propriamente dita.

Para que a separação seja bem-sucedida, é necessário que os minerais estejam liberados e individualizados, de modo que respondam de maneira diferente ao campo elétrico. Isso significa que alguns minerais devem ser capazes de adquirir carga elétrica e outros devem ser

repelidos pelo campo elétrico. Segundo Sampaio *et al.* (2018), existem três principais processos de eletrização de partículas utilizados como métodos de concentração:

- Eletrização por contato ou atrito;
- Eletrização por indução;
- Eletrização por bombeamento iônico.

Apesar das suas vantagens, as técnicas de separação eletrostática são utilizadas apenas quando outros métodos de separação são ineficientes. Isso ocorre porque esse método exige que o minério esteja completamente seco, o que pode ser um grande desafio. Em muitos casos, as etapas anteriores à concentração, como a cominuição, requerem a adição de água no processo. A necessidade de uma etapa de secagem completa do material antes da separação eletrostática torna o processo energeticamente dispendioso, impactando diretamente a viabilidade econômica da operação, especialmente em escala industrial (Jordens, Cheng e Waters, 2013).

No contexto do processamento de terras raras, a separação eletrostática pode ser aplicada em depósitos de areia pesada para a separação de minerais como monazita e xenotima de minerais de ganga com densidade específica e propriedades magnéticas semelhantes (Zhang e Edwards, 2012). O processo começa com uma separação magnética, na qual a xenotima, por ser mais fortemente paramagnética que a monazita, é separada desta. Na segunda etapa, realiza-se a separação eletrostática, na qual a xenotima é separada da ilmenita. Enquanto a xenotima não é condutora, a ilmenita é um mineral condutor, o que possibilita sua separação eficaz por meio de um campo elétrico (Gupta e Krishnamurthy, 1992).

3.6 Flotação

O crescimento acelerado da população e o aumento na demanda por produtos de alta tecnologia intensificaram a necessidade de recursos minerais, como metais, minerais industriais e agregados para a construção civil. Com o passar dos anos, os depósitos minerais explorados vêm apresentando teores cada vez mais baixos, o que reflete o esgotamento progressivo das reservas de maior qualidade. Esse declínio de teor exige a necessidade de aplicar técnicas de beneficiamento mais avançadas e eficientes, a fim de viabilizar economicamente a exploração e garantir que os minerais atendam às especificações técnicas da indústria.

Para que os minerais possam ser concentrados, é necessário que atendam a três

condições (Peres e Araújo, 2006):

- **Liberabilidade:** obtida por meio das etapas de cominuição, que envolve processos físicos, como britagem e moagem, e de classificação, que realizam separação por faixas granulométricas;
- **Diferenciabilidade:** propriedades distintivas dos minerais, como densidade, suscetibilidade magnética, cor e dureza, que permitem a separação com base no método de concentração adequado;
- **Separabilidade:** utilização de equipamentos que efetuam a concentração dos minerais, gerando dois produtos finais: o concentrado e o rejeito.

Para atender a essas exigências, a flotação se destaca como uma das técnicas mais versáteis e revolucionárias do processamento mineral. Ela permite a separação de diversos minerais em uma ampla faixa granulométrica, incluindo faixas mais finas, cuja separação muitas vezes não seria viável por meio de processos puramente físicos, além de possibilitar o processamento de minerais de baixo teor. De acordo com Wills e Finch (2015), a flotação é aplicada em operações de grande tonelagem de minérios e abrange uma vasta gama de diferentes minerais na indústria mineira, além da utilização dos processos em atendimento a outras demandas que não o tratamento de minérios. Por isso, a flotação se tornou um dos métodos mais amplamente utilizados na indústria mineral, devido à sua eficiência e ampla aplicabilidade.

A flotação é um processo que utiliza as diferenças nas características superficiais dos minerais para realizar a concentração. Essas características estão relacionadas à capacidade dos minerais de molhar ou não às suas superfícies. Silva (2018) destaca que a molhabilidade dos minerais está relacionada com a capacidade que um fluido possui de se manter em contato com uma superfície sólida, consequência das interações intermoleculares da relação sólido-líquido.

Chaves, Leal Filho e Braga (2018) explicam que o processo de flotação é uma separação realizada em uma suspensão aquosa, chamada de polpa, onde as partículas minerais seguem uma trajetória definida. Em determinado momento, as partículas que se desejam flotar desviam-se desse trajeto, aderindo-se às bolhas de gás, normalmente ar, e passam a se mover verticalmente até a superfície, onde são retidas e removidas na forma de espuma. Enquanto isso, partículas de outras espécies minerais continuam seu percurso descendente sem alteração. Portanto, essa diferença está diretamente relacionada à capacidade dos minerais de aderir ou não às bolhas.

A propriedade que certas partículas minerais têm de aderirem às bolhas de ar em uma suspensão aquosa é chamada de hidrofobicidade, caracterizada pela tendência dessas partículas de terem maior afinidade pela fase gasosa do que pela fase líquida. Conseqüentemente, quanto mais hidrofóbico for um mineral, maior será sua repelência à água e maior sua afinidade por substância apolares ou lipofílicas, como o ar atmosférico e substâncias graxas (Leja, 1982). Naturalmente, poucos minerais são hidrofóbicos, ou seja, possuem uma superfície de caráter não polar, como a molibdenita, o talco, o carvão, o enxofre e a grafita (Chaves, Leal Filho e Braga, 2018).

A grande maioria dos minerais possui caráter hidrofílico, isto é, apresenta superfície polar com mais afinidade superficial pela fase líquida do que pela fase gasosa. Assim, quanto mais hidrofílico for um mineral, maior será a molhabilidade de sua superfície pela água ou por outros líquidos apolares (Chaves, Leal Filho e Braga, 2018).

Segundo Baltar (2008), o processo de concentração e separação por meio da flotação ocorre em três etapas:

- **Colisão** entre as partículas minerais e as bolhas de ar, relacionadas às condições hidrodinâmicas do sistema;
- **Adesão** das partículas minerais às bolhas de ar, associadas ao ambiente químico predominantemente em um determinado sistema de flotação;
- **Transporte** dos agregados partícula-bolha em movimento ascendente até a superfície, onde são removidos do sistema. A eficiência desse transporte aumenta com a diminuição da turbulência, a hidrofobicidade da superfície mineral, o aumento do tamanho das bolhas e o aumento do tamanho das partículas. Para que o transporte seja eficaz, é fundamental que não ocorra ruptura dos agregados.

Silva (2018) relata que uma definição relevante se refere ao tipo de flotação com base no produto flotado. Se os minerais de interesse forem recuperados no flotado, o processo é denominado flotação direta. Por outro lado, se o rejeito for removido no flotado e os minerais de interesse permanecerem no afundado, o processo é chamado de flotação reversa.

Segundo Chaves, Leal Filho e Braga (2018) as principais operações unitárias diretamente envolvidas no processo de flotação de minérios são:

- Condicionamento;

- Dosagem e adição de reagentes;
- Flotação propriamente dita.

Algumas outras operações auxiliares são necessárias, tais como:

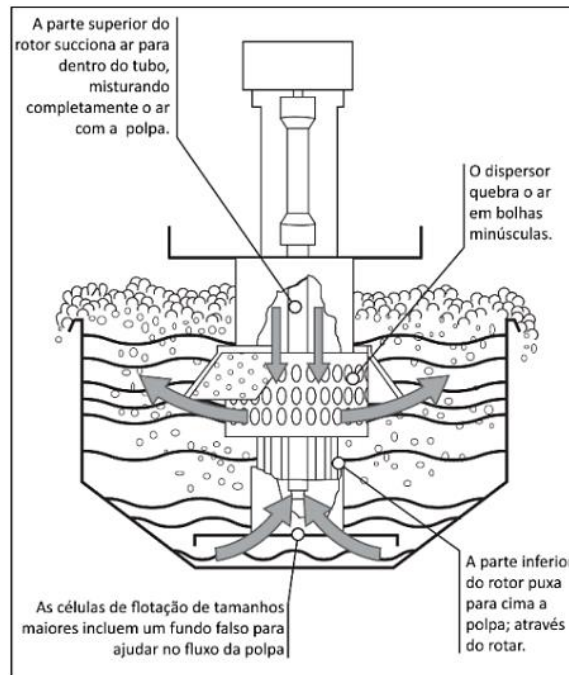
- Adensamento das polpas para condicionamento;
- Deslamagem;
- Transporte de polpas e espumas;
- Instrumentos e controle do processo.

Nas indústrias minerais existem diversos modelos de equipamentos que realizam o processo de flotação, as chamadas máquinas de flotação. Para realização do processo de concentração dos minerais cada unidade dessas máquinas é chamada de células de flotação, que realizam a separação de espécies minerais em determinada faixa granulométrica. Agora quando o material que se deseja flotar abrange uma faixa mais fina, o mais indicado seria as chamadas colunas de flotação.

A máquina de flotação (Figura 6) é instalada dentro da célula e esta é composta de um rotor no centro do equipamento, que realiza o movimento de rotação e tem como objetivo principal manter as partículas do minério em suspensão. Outra parte do equipamento imprescindível é o dispersor, que tem como função, realizar a quebra das bolhas de ar que é injetada dentro da célula através de algum equipamento que leva a vazão de ar para dentro da célula, esta vazão de ar tem a função de promover bolhas que farão com que partículas com caráter hidrofóbico sejam capazes de se prender nelas (Chaves, Leal Filho e Braga, 2018).

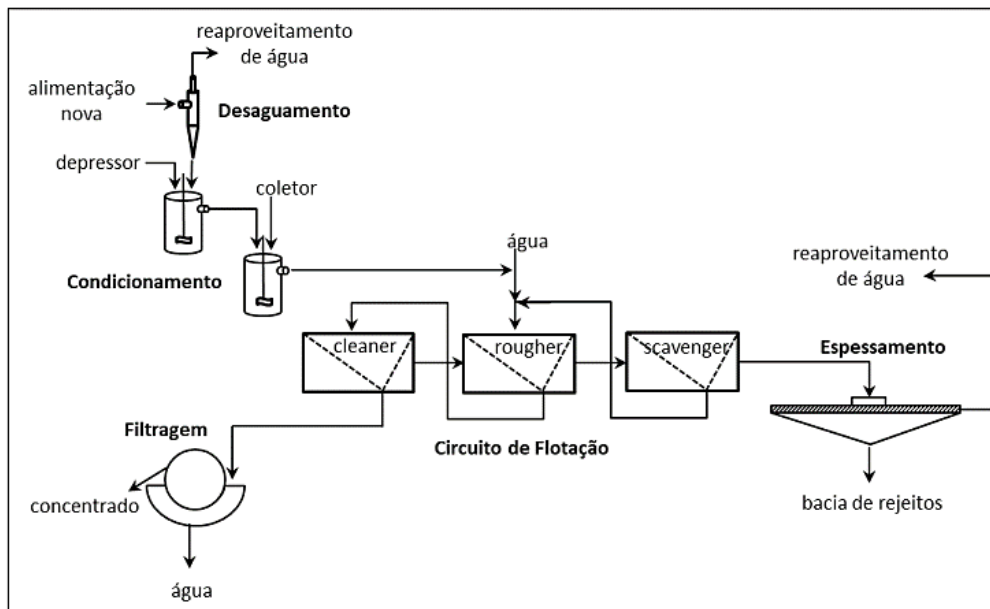
No processo de flotação, assim como muitos outros processos de beneficiamento de minérios, geralmente é realizado em circuito. Na Figura 7, é possível observar um exemplo de circuito de flotação que inclui todas as etapas necessárias para sua execução. O processo começa com a adição de reagentes nos tanques de condicionamento, onde são introduzidos depressores, coletores, espumantes (quando necessário), além de reguladores de pH, conforme tempos previamente definidos.

Figura 6 – Máquina de flotação (modelo Wemco).



Fonte: Chaves, Leal Filho e Braga (2018).

Figura 7 – Circuito completo de flotação.



Fonte: Chaves, Leal Filho e Braga (2018).

A primeira etapa do circuito de flotação é chamada de desbaste, ou *rougher*, onde se obtém um concentrado com teores relativamente baixos e rejeitos que ainda contêm minerais úteis. O concentrado da etapa *rougher* é encaminhado para uma segunda etapa de limpeza,

conhecida como *cleaner*, enquanto o rejeito passa por uma etapa chamada *scavenger*, com o objetivo de recuperar teores minerais que possam ter sido enviados ao rejeito inicial.

O resultado dessas etapas é um rejeito final com teor mineral baixo e um concentrado que reúne o rejeito da etapa *cleaner* e o concentrado da etapa *scavenger*, que é reprocessado na etapa *rougher* até que os produtos atinjam as especificações desejadas (Chaves, Leal Filho e Braga, 2018). Dependendo da complexidade do minério e da composição mineralógica da ganga, pode ser necessário realizar várias etapas adicionais de *cleaner* e *re-cleaner* até se obter um concentrado final adequado para as etapas subsequentes de beneficiamento.

3.6.1 Reagentes de flotação

Para o sucesso da flotação, é necessária a utilização de reagentes químicos que modifiquem a superfície dos minerais, promovendo uma seletividade entre as espécies presentes na polpa. Bulatovic (2007) afirma que o controle preciso na adição desses reagentes é a etapa mais crucial do processo de flotação.

Esses reagentes têm a função de alterar as características superficiais das partículas minerais, tornando parte delas hidrofóbicas (repelentes à água) e mantendo outras hidrofílicas (com afinidade por água). Para atingir essa seletividade, são utilizados três grupos principais de reagentes: coletores, modificadores e espumantes. Cada um desempenha um papel específico e essencial para a separação bem-sucedida dos minerais.

Complementando essa visão, Marion, Li e Waters (2020) explicam que a flotação é um processo de separação complexo, trifásico (sólido-líquido-ar), que explora as diferenças naturais ou causadas na molhabilidade das superfícies minerais. Para alcançar resultados superiores, é necessário adicionar surfactantes ao sistema de flotação. Esses surfactantes podem ser classificados em diferentes categorias, como coletores, espumantes e modificadores, que incluem depressores, ativadores, reguladores de pH e dispersantes.

Os coletores são responsáveis por aumentar a hidrofobicidade das partículas de interesse, promovendo sua adesão às bolhas de ar. Os modificadores, por sua vez, ajustam-se às condições do meio para que os coletores possam atuar de forma mais seletiva, tornando o processo mais eficiente. Por fim, os espumantes garantem a formação de uma espuma estável na superfície da polpa, essencial para a remoção dos minerais flotados. De acordo com Wills e Finch (2015), a combinação eficaz desses três grupos de reagentes é fundamental para melhorar o desempenho da flotação e garantir a seletividade do processo.

3.6.1.1 *Coletores*

A hidrofobicidade da maioria dos minerais pode ser estimulada por meio da utilização de reagentes chamados coletores, que se adsorvem na superfície dos minerais, alterando suas características e tornando-os hidrofóbicos. Esse processo facilita a formação da interface partícula- bolha (Silva, 2018), essencial para a eficácia da flotação. De acordo com Chaves, Leal Filho e Braga (2018), os coletores são surfactantes formados por uma estrutura característica que inclui uma parte de natureza polar (iônica) e outra de natureza molecular (não iônica). A função polar pode desempenhar diversas funções, enquanto a porção molecular consiste em uma cadeia orgânica de comprimento variável, que pode ser linear, ramificada ou cíclica. Esses coletores orgânicos podem ou não ser solúveis em água e são classificados como iônicos ou não iônicos, conforme sua natureza química.

Segundo Silva (2018), os coletores iônicos possuem estruturas químicas complexas, com uma molécula que contém um grupo de hidrocarboneto não polar, o que é repelente à água e se liga à superfície dos minerais, enquanto o grupo polar interage com a água. Por outro lado, os coletores não iônicos têm baixa solubilidade em água e modificam a superfície mineral tornando-a hidrofóbica por meio da adsorção, formando um filme fino.

Os coletores podem se diferenciados em consequência de sua carga iônica, sendo classificados como aniônicos ou catiônicos, de acordo com a carga elétrica do grupo polar, em decorrência da ionização da molécula (Chaves, Leal Filho e Braga, 2018).

Bulatovic (2007) propôs uma classificação geral dos coletores de flotação com base na carga iônica da parte da molécula que é adsorvida na superfície do mineral, conhecida como grupo solidofílico. Entre os coletores aniônicos, Baltar (2008) os subdivide-se em dois grupos principais, de acordo com sua função química: oxidríflicos e sulfidríflicos.

3.6.1.2 *Espumantes*

Os espumantes empregados na flotação são compostos orgânicos tensoativos heteropolares, não ionizáveis, contendo um grupo polar (OH, COOH, C=O, OSO₂ e SO₂OH) e uma cadeia hidrocarbônica, capazes de se adsorverem na interface água-ar. Sua principal função está ligada na redução da tensão superficial na interface água-ar e aumento da resistência das bolhas para que essas se tornem mais estáveis e dispersas na suspensão. O que proporciona aperfeiçoamento na coleta das partículas minerais hidrofobizadas (Bulatovic, 2007).

Os espumantes possuem uma estrutura semelhante à dos coletores, mas a principal diferença está no grupo polar. Nos coletores, o radical do grupo polar é quimicamente ativo e capaz de interagir eletricamente ou quimicamente com a superfície do mineral hidrofobizado. Já nos espumantes, o radical é liofílico, apresentando afinidade com a água. Dessa forma, enquanto os coletores migram para a interface sólido-gás, os espumantes se concentram na interface líquido-gás (Monte e Peres, 2004).

Muitos reagentes coletores utilizados na flotação também possuem propriedades espumantes, o que pode dispensar o uso de um reagente adicional. Um exemplo é o oleato, que, conforme mencionado por Silva (2018), atua como um poderoso espumante. As espumas geradas por esse reagente podem ser estáveis o suficiente para garantir que os agregados partícula-bolha sejam transportados de maneira eficaz para as etapas subsequentes do processo.

Baltar (2008) propôs que um bom reagente espumante deve atender aos seguintes critérios:

- Não possuir propriedades coletoras, ou seja, não deve ser adsorvido na superfície das partículas minerais;
- Formar bolhas estáveis que permitam o transporte adequado do agregado partícula-bolha, drenagem da água e o colapso das bolhas na descarga;
- Manter-se estável mesmo com variações de pH e na presença de sais dissolvidos;
- Apresentar baixo custo e ser amplamente disponível no mercado.

3.6.1.3 *Modificadores*

Os modificadores, também chamados de reguladores, são reagentes orgânicos ou inorgânicos que auxiliam na seletividade e recuperação durante o processo de flotação. Eles são classificados em depressores, ativadores, reguladores de pH e dispersantes. Segundo Monte e Peres (2004), suas principais funções incluem:

- Favorecer ou inibir a ação do coletor na superfície de um mineral;
- Regular o pH da polpa mineral;
- Dispersar as partículas na suspensão.

Tanto os reagentes depressores quanto os ativadores desempenham papéis cruciais na seletividade da flotação. Quando o coletor não possui afinidade com o mineral que se deseja

flotar, é necessário adicionar um ativador, que modifica a superfície mineral, melhorando a adsorção do coletor e otimizando o processo de flotação. Por outro lado, quando o coletor não é seletivo e adsorve em todos os minerais presentes na polpa, utiliza-se depressores para inibir a ação do coletor nas partículas que não se desejam flotar, tornando o processo mais seletivo e eficiente (Silva, 2018). Os depressores são, em sua maioria, sais metálicos que inibem a flotação de minerais específicos. Seu mecanismo de ação depende, essencialmente, do controle do potencial zeta da superfície mineral (Chaves, Leal Filho e Braga, 2018). Entre os principais depressores inorgânicos encontram-se o silicato de sódio, sulfeto de sódio, dicromato de sódio e cianeto de sódio. Já os depressores orgânicos podem ser naturais, como amido, dextrina, tanino, quebracho e ligninossulfonato, ou sintéticos, como a poliacrilamida (Chaves, Leal Filho e Braga, 2018; Araújo, 2024).

Embora os depressores orgânicos sejam considerados menos eficientes que os inorgânicos, sua biodegradabilidade e menor impacto ambiental aumentaram seu uso na indústria mineral. Baltar (2021) destaca que esses reagentes, por serem atóxicos, resistentes à oxidação e mais acessíveis, tem se tornado mais populares no mercado. Por outro lado, os ativadores, geralmente sais solúveis de metais, alteram a superfície dos minerais, formando compostos intermediários que facilitam a interação com o coletor. Os principais ativadores usados na flotação são sulfetos de sódio e sulfatos de cobre (Chaves, Leal Filho e Braga, 2018).

Os reguladores de pH influenciam diretamente a flotabilidade dos minerais, pois cada mineral, em combinação com o coletor adequado, prefere um intervalo de pH específico, determinado pelo potencial zeta da superfície mineral. Araújo (2024) explica que a flotação é aprimorada pela carga superficial das partículas, sendo que os reguladores de pH podem exercer múltiplas funções, como atuar também como dispersantes, depressores ou ativadores.

Por fim, os dispersantes são fundamentais em polpas minerais que contêm uma grande quantidade de partículas finas, que causam o fenômeno conhecido como *slime coating* — uma camada de finos que cobre as partículas minerais e inibe a ação dos reagentes. A adição de dispersantes promove a repulsão eletrostática entre as partículas, mantendo-as em suspensão e individualizadas para a separação. Exemplos de dispersantes incluem metassilicatos de sódio, metafosfato de sódio, poliacrilato de sódio e carboximetilcelulose (Chaves, Leal Filho e Braga, 2018).

3.6.2 Flotação de minerais portadores de terras raras

A flotação é amplamente utilizada na concentração de minerais de terras raras devido sua versatilidade em tratar uma variedade de minerais complexos e à sua capacidade de processamento de partículas de granulometria fina (Araújo, 2024). Essa técnica envolve interações entre três fases: sólidos (minerais), líquidos (água) e gases (ar), sendo essencial no beneficiamento de minérios de ETR, tanto de alto quanto de baixo teor.

Jordens, Cheng e Waters (2013) destacam a eficiência da flotação pela sua capacidade de operar em uma ampla faixa granulométrica, além de sua adaptabilidade às particularidades de cada depósito. Diversos estudos realizados ao redor do mundo confirmaram a flotação como a principal técnica de concentração de terras raras, evidenciando as condições específicas para sua aplicação em diferentes tipos de depósitos.

Zhang e Edwards (2012) apontam que o depósito de Bayan Obo, na China, trabalha com partículas minerais numa faixa granulométrica de 10 a 74 μm e possui uma mineralogia altamente complexa, o que tornaria a concentração desses minerais inviável sem o uso da flotação.

Abaka-Wood, Addai-Mensah e Skinner (2017) verificaram que a concentração do mineral monazita a partir de seus minerais de ganga foi amplamente explorada por diversos autores, incluindo Abeidu (1972); Cheng *et al.* (1993), Pavez e Peres (1993) Ren *et al.* (1997) Satur *et al.* (2016), Zhang *et al.* (2017). Ácidos graxos, como o ácido oleico ou oleato de sódio, e hidroxamatos são os coletores mais usados nesses processos, e muitos autores observaram que a seletividade da flotação melhorou com o uso de depressores, como silicato de sódio, amido, sulfeto de sódio, fluoreto de sódio e sulfato de lignina sódica. Esses depressores foram empregados em pesquisas realizadas por Abeidu (1972), Bulatovic (2007), Houot *et al.* (1991), Pol'kin *et al.* (1967), Satur *et al.* (2016), Xia *et al.*, (2015) e Zhang *et al.* (2017).

Em um de seus estudos, Abaka-Wood, Addai-Mensah e Skinner (2017) investigaram as características físico-químicas de três minerais — monazita, hematita e quartzo — com granulometrias de 125, 145 e 180 μm , respectivamente, usando ácido oleico (AO) como coletor e silicato de sódio e amido como depressores, além de HCl e cal para regular o pH da polpa. Foram testados três sistemas de minerais mistos com teores variados de monazita (0,8%, 10% e 33% em peso), mantendo uma proporção fixa de hematita e quartzo (1:1). Os ensaios, realizados em uma célula de microflotação, e as proporções do potencial zeta e ângulo de

contato mostraram que o AO adsorve quimicamente tanto na monazita quanto na hematita, enquanto a adsorção no quartzo ocorre devido a impurezas de Fe e Al. Os resultados indicaram a necessidade de depressores para melhorar a seletividade. Observou-se redução na recuperação de hematita e quartzo em comparação à monazita na presença de ambos os depressores. A amido mostrou ser mais eficaz em altas dosagens (4.000 g/t) para deprimir os minerais de ganga, enquanto o silicato de sódio teve maior impacto sobre hematita e quartzo em doses mais baixas. Em síntese, os depressores afetam mais a superfície do SiO₂ do que a do Fe₂O₃.

No trabalho de Chang *et al.* (2022), os autores testaram pela primeira vez o uso de ácido ftálico na flotação de amostras mistas de fluorita e terras raras (principalmente bastnaesita), retiradas do concentrado de fluorita do depósito de Bayan Obo, na China, com teores de 86,02% de fluorita e 5,72% de terras raras. Para evitar variações nas amostras, o minério de terras raras foi obtido de Shichuan, e o de fluorita, das minas de Wulitu, na Mongólia Interior. As amostras passaram por etapas de limpeza, britagem e moagem, resultando em granulometrias abaixo de 74 µm, com purezas de 96,57% para fluorita e 70,89% para bastnaesita.

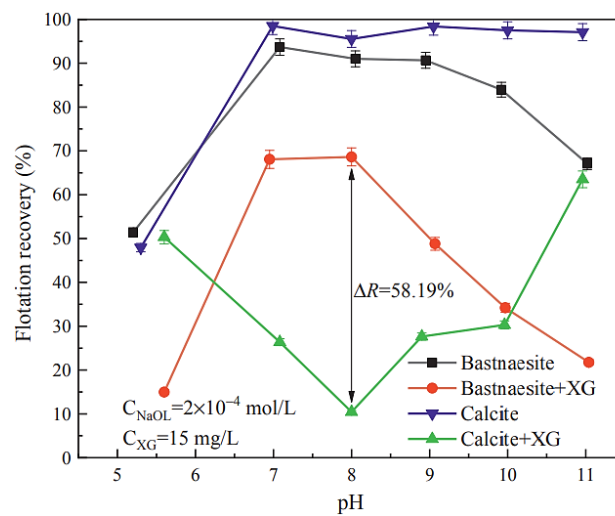
Nos ensaios de flotação, os pesquisadores utilizaram ácido sulfúrico como regulador de pH, vidro solúvel como depressor, ácido ftálico ou ácido oleico como coletores e óleo terpênico como espumante. A porcentagem de sólidos na polpa foi de 35%, a 40°C, e submetidas a três grupos de experimentos de flotação. Os resultados mostraram que o ácido ftálico foi mais eficaz do que o ácido oleico, alcançando uma recuperação de fluorita e terras raras na proporção de 3,9:1, comparada à proporção de 1,5:1 com o ácido oleico. Em circuito fechado, com uma etapa *rougher* e três etapas *cleaner*, obteve-se um concentrado de fluorita com teor de CaF₂ de 95,12% e uma recuperação de 84,05%. O estudo concluiu que o ácido ftálico é promissor como coletor tanto para fluorita quanto para terras raras, mas o controle do pH da polpa é um fator crucial a ser considerado.

O estudo de Wang *et al.* (2020b) investigaram amostras de terras raras provenientes da mina Maoniuping, localizada em Liangshan, Sichuan, China. As amostras, com granulometria de 74 µm, foram submetidas a experimentos de microflotação e análises por espectroscopia microcalorimétrica e fotoeletrônica de raio-X (XPS). HCl e NaOH foram usados para ajuste de pH, enquanto gomaxantana (XG) foi usada como depressor e oleato de sódio (NaOL) como coletor, com o objetivo de explorar as diferenças de adsorção do depressor nas superfícies de calcita e bastnaesita.

Os resultados dos experimentos revelaram que, na ausência de XG, as recuperações de

ambos os minerais foram aumentadas com o pH, atingindo mais de 90% em pH 7, o que indica que qualquer um dos minerais poderia ser coletado em condições fracamente alcalinas. No entanto, a adição de 15 mg/L de XG impactou significativamente a calcita, recuperando sua recuperação de 95,53% para 10,44%, enquanto a bastnaesita teve uma redução menor, de 91,00% para 68,63% em pH 8, resultando em uma diferença de recuperação de 58,19% entre os dois minerais (Figura 8).

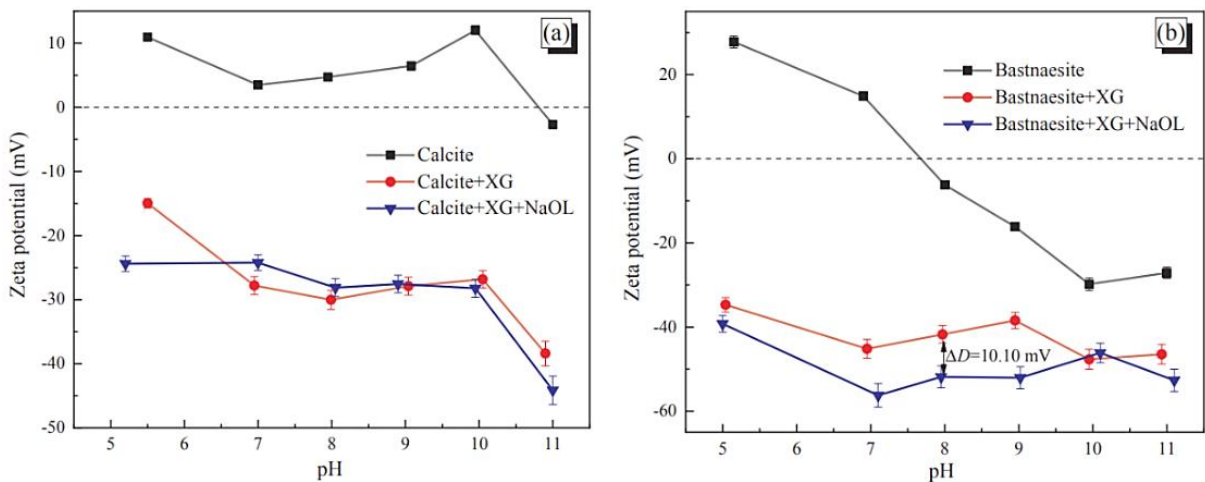
Figura 8 – Recuperação por flotação de bastnaesita e calcita na ausência e presença de XG em função do pH.



Fonte: Wang *et al.*, 2020b.

Através das medições do potencial zeta, conforme representado na Figura 9, foi observado que o pH no ponto isoelétrico estava em 10,7 para a calcita e 7,7 para a bastnaesita, na ausência de reagentes coletores e depressores. Com a adição de XG, os potenciais zeta de ambos os minerais diminuíram consideravelmente em todos os pHs testados. Quando o NaOL foi introduzido, o potencial zeta da bastnaesita sofreu uma diminuição ainda maior, enquanto o efeito sobre a calcita foi insignificante. Os autores concluíram que, mesmo na presença de 15 mg/L de XG em pH 8, o NaOL ainda poderia se adsorver à superfície da bastnaesita, indicando que o XG interagiu principalmente com os íons de Ca na superfície da calcita, inibindo sua flotação.

Figura 9 – Potenciais zeta dependentes do pH da (a) calcita e da (b) bastnaesita em diferentes soluções.

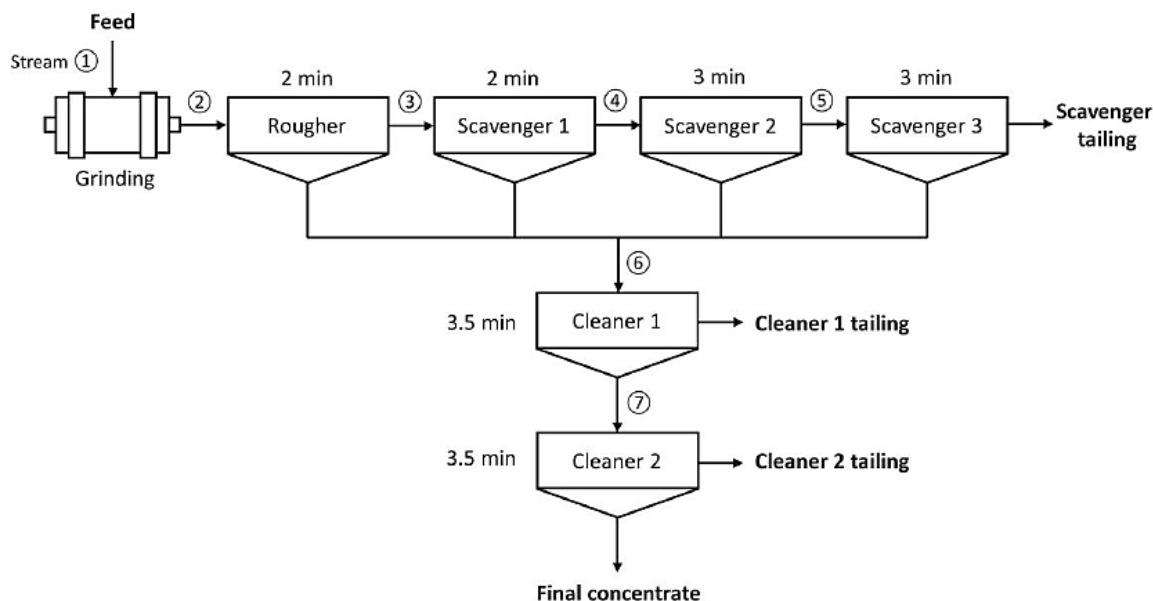


Fonte: Wang *et al.*, 2020b.

Jung *et al.* (2024) estudaram um minério contendo terras raras e ferro fornecidos por uma empresa australiana. O objetivo principal era avaliar a influência dos íons divalentes Ca^{2+} e Mg^{2+} na flotação, utilizando ácidos graxos como coletores e Na_2SiO_3 como depressor. As amostras foram previamente preparadas, e diversos ensaios foram realizados para avaliar a composição elementar dos minerais, o grau total de OTR e a mineralogia da alimentação. Os resultados indicaram que os minerais de terras raras dominantes na amostra pertenciam ao grupo da monazita, enquanto os minerais de ganga mais relevantes eram óxidos de ferro, como goethita e limonita. A análise dos graus de liberação da monazita mostrou que 75% da amostra estava bem liberada ou aceitável para ser concentrada.

No estudo supracitado, na etapa de moagem, foram utilizados Na_2SiO_3 como depressor e NaOH como regulador de pH. Nos ensaios de flotação, os reagentes empregados incluíram o coletor Sylfat FA2, diesel (como solubilizante dos ácidos graxos), HCl, NaOH, CaCl_2 , $\text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ e Na_2SiO_3 . A água utilizada nos experimentos era água de torneira, contendo 26,19 mg/L de Ca^{2+} e 11,33 mg/L de Mg^{2+} . As etapas de flotação em bancada (Figura 10) foram realizadas com água sintética, obtidas pela mistura de água de torneira com diferentes concentrações de CaCl_2 e MgCl_2 , mantendo-se o pH da polpa em 10, o mesmo valor utilizado na moagem da amostra.

Figura 10 – Etapas dos experimentos de flotação em bancada.



Fonte: Jung *et al.* (2024).

Os resultados indicaram que as recuperações de minerais de terras raras não foram afetadas por concentrações de íons divalentes inferiores a 100 mg/L. No entanto, as concentrações acima desse valor comprometeram a recuperação, especialmente nas etapas em que o teor de terras raras era mais elevado. Para os óxidos de ferro, as recuperações aumentaram, sobretudo nas fases em que os teores já eram mais altos. Os resultados também sugeriram que os íons Mg^{2+} prejudicaram mais o desempenho de flotação do que os íons de Ca^{2+} , possivelmente devido à maior afinidade de magnésio pelo Na_2SiO_3 .

Durante seu doutorado, Araújo (2024) investigou três diferentes amostras de minérios provenientes do estado de Goiás: uma amostra de minério de nióbio (denominada amostra CMOG) do Complexo Catalão II, uma amostra de minério de fosfato (denominada amostra MOSAIC) do Complexo Catalão I, e uma amostra de minério de nióbio da região de Iporá (denominada amostra Iporá). Essas amostras foram previamente preparadas, e os melhores resultados foram obtidos com diferentes sistemas de reagentes e condições específicas para cada uma delas.

O estudo utilizou cinco tipos de reagentes coletores: ácido salicilhidroxâmico (SHA, $C_7H_7NO_3$ com 99% de pureza), da classe dos hidroxamatos; o EPE MIN 233/20, o Flotisor 1682, um ácido fosfórico e Flotigam 7500, uma alquileteramina, os três fornecidos pela Clariant; e o óleo de polpa de macaúba (*Acrocomia aculeata*), um coletor verde experimental,

da classe dos ácidos graxos. Como depressores, foram utilizados amido de milho Stargill e dois tipos de silicato de sódio: um com relação $\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O}$ de 1:1 (módulo 1) e outro com relação $\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O}$ de 2,16:1 (módulo 2,16). O espumante utilizado foi o Flotanol-D25, e o controle de pH foi realizado com ácido clorídrico (HCl) e hidróxido de sódio (NaOH).

Para a amostra CMOC, os melhores resultados foram obtidos com o uso do coletor SHA na dosagem de 500 g/t e silicato de sódio (módulo 2,16) como depressor na dosagem de 250 g/t. Nessa condição, foram alcançados teores de 1,7% de OTR, uma recuperação metalúrgica de 42,9% e um fator de enriquecimento de 2,93 em pH 9.

Para a amostra MOSAIC, Araújo utilizou apenas o reagente SHA e o silicato de sódio (módulo 2,16), obtendo um teor de OTR de 0,67%, uma recuperação metalúrgica de 24,6% e um fator de enriquecimento de 1,18 vezes, com as dosagens de 500 g/t de coletor e 750 g/t de silicato de sódio.

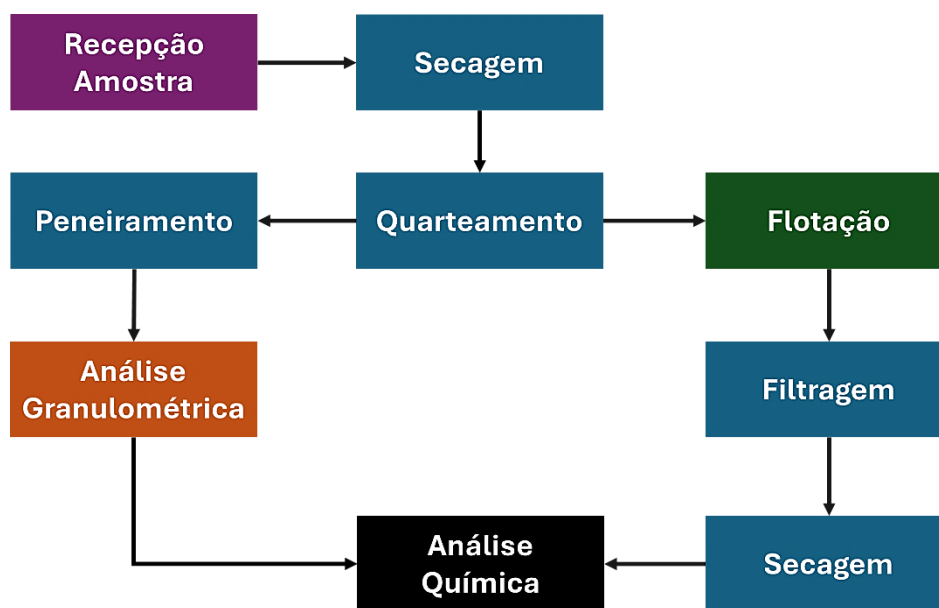
Por fim, para a amostra Iporá, o melhor desempenho foi alcançado com o óleo de polpa de macaúba como coletor, em conjunto com o amido de milho como depressor, nas dosagens de 500 g/t e 800 g/t, respectivamente. Os ensaios com esse sistema resultaram em um teor de OTR de 4,5%, recuperação metalúrgica de 63% e um fator de enriquecimento de 1,8 vezes em pH 8.

4 METODOLOGIA

A metodologia empregada descreve os recursos e processos adotados durante a pesquisa, sendo exibidas na forma de fluxograma (Figura 11). A maior parte das operações foram executadas nas dependências do Laboratório de Modelamento e Pesquisa em Processamento Mineral (LaMPPMin), vinculado à Universidade Federal de Catalão (UFCAT) ficando as etapas de coleta de amostra sob responsabilidade da CMOC e as análises químicas sob execução do laboratório da SGS. Para isso, foram realizadas duas etapas principais:

1. Preparação da amostra por meio de operações de secagem, homogeneização e quarteamento;
2. Ensaios de flotação em bancada com diferentes condições, seguindo um planejamento de experimentos.

Figura 11 – Fluxograma das principais etapas da metodologia.



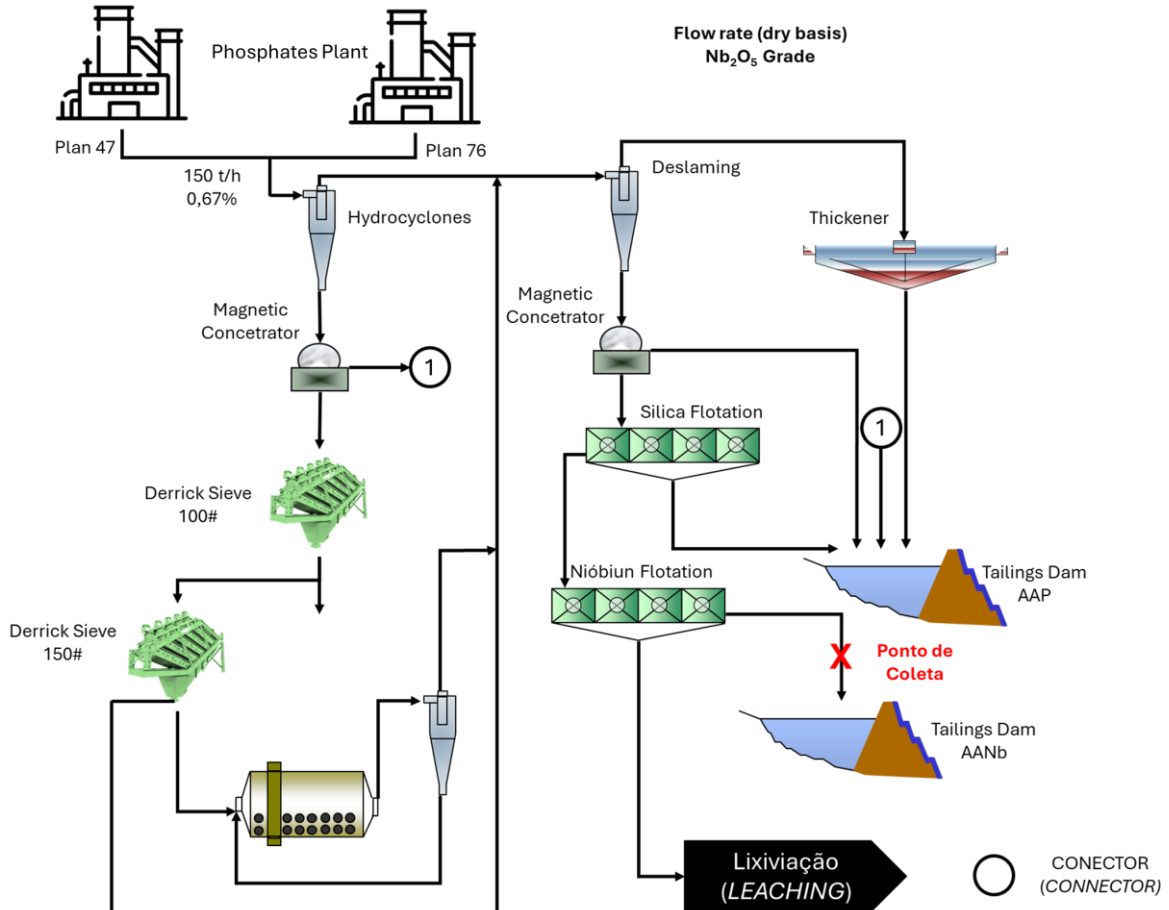
Fonte: autoria própria (2025).

4.1 Obtenção e preparação da amostra

A amostra utilizada na pesquisa provém do Complexo Alcalino-Carbonatítico Catalão I, sendo coletada após a etapa de concentração de nióbio na planta *Tailings*, da usina de beneficiamento de empresa CMOC. Trata-se de um material formado pelo rejeito da flotação,

que, normalmente, é encaminhado à barragem de rejeitos. No fluxograma simplificado na Figura 12, é indicado o ponto onde foi realizada a coleta dessa amostra. A amostra global, em forma de polpa, continha 400 kg distribuídos em 16 baldes com uma massa aproximada de 25 kg cada, que foram encaminhados ao LaMPPMin.

Figura 12 – Fluxograma simplificado da planta *Tailings* – CMOC.



Fonte: adaptado de Silva (2024).

A amostra recebida na forma de polpa foi transferida para bandejas de alumínio, identificadas e secas em estufas modelo SP-100/480-A, da SPLabor, a 90 °C por 24 horas. Após a secagem, as alíquotas foram recompostas nos respectivos baldes e pesadas, obtendo-se uma massa seca de 377 kg. Dessa massa, 227 kg foram reservados como arquivo para usos futuros, sem passar pelo processo de homogeneização, enquanto os outros 150 kg foram submetidos à homogeneização e quarteamento em quarteador do tipo Jones. A metodologia empregada foi descrita por Oliveira e Aquino (2007) e está ilustrada na Figura 13. O quarteamento prosseguiu até que fossem obtidas alíquotas com massa de aproximadamente 780 g.

Figura 13 – Quarteamento e homogeneização em quarteador Jones.



Fonte: autoria própria (2025).

4.2 Análise granulométrica

A distribuição granulométrica da amostra da alimentação foi determinada por peneiramento a úmido, utilizando-se uma série de nove peneiras com aberturas especificadas na Tabela 3. Nessa etapa, foram feitos três peneiramentos com alíquotas de aproximadamente 800 g. Inicialmente, o material foi empalpado com 400 mL de água e 20 mL de silicato de sódio (Na_2SiO_3) visando a dispersão das partículas para maior eficiência no processo. As peneiras foram montadas em um peneirador suspenso da marca Brastorno, conforme apresentado na Figura 14. A polpa foi adicionada gradualmente, enquanto a água era introduzida, e o tempo de peneiramento foi ajustado para 15 minutos para cada peneiramento.

Finalizado o peneiramento, as peneiras utilizadas foram removidas do peneirador, o material retido em cada malha descarregado em recipientes metálicos e encaminhados para secagem em estufa a 100° C por 24 horas. Posteriormente, as alíquotas foram pesadas e os valores obtidos lançados em planilha eletrônica, sendo usadas para geração das curvas de distribuição granulométricas.

Tabela 3 – Abertura das peneiras utilizadas para análise granulométrica.

Série Tyler (#)	Malha (μm)
45	355
80	180
100	150
140	106
170	90
200	75
270	53
325	45
400	38

Fonte: autoria própria (2025).

Figura 14 – Peneirador suspenso empregado nos testes.



Fonte: autoria própria (2025).

4.3 Análise química

As composições químicas das amostras foram determinadas por meio da técnica de fluorescência de raios X (FRX), que identificou a composição e a concentração dos elementos presentes nas amostras, realizando a análise dos óxidos totais. As análises foram realizadas no laboratório da SGS Geosol, localizado em Goiânia (GO). Essas análises foram realizadas nos

produtos obtidos do processo de flotação, o qual foi possível determinar a composição das alimentações.

4.4 Ensaios de flotação

Os ensaios de flotação foram realizados no LaMPPMin, utilizando-se uma célula mecânica do tipo Denver, marca CDC, com capacidade de 2,0 L (Figura 15), seguindo os parâmetros operacionais descritos na Tabela 4. Os percentuais de sólidos durante o condicionamento e a flotação, assim como o tempo de condicionamento dos ácidos graxos (P e LB), foram definidos com base em sugestões da empresa e nos valores utilizados por Araújo (2024) em sua tese. No entanto, vale destacar que os tempos aplicados por Araújo se referiam a outros tipos de ácidos graxos. Já o tempo de condicionamento da amina (EDA) foi fixado em 1,5 minuto, dado que esse coletor é amplamente utilizado e seu tempo já é consolidado na prática.

Figura 15 – Célula de flotação de bancada modelo Denver CDC.



Fonte: autoria própria (2025).

O tempo de flotação dos ensaios foi ajustado para 4 minutos, devido à necessidade de um período maior para a realização da flotação. Nos ensaios preliminares de Araújo (2024), a espuma se esgotou após 90 segundos com alguns reagentes específicos. No presente estudo, utilizando outros reagentes, optou-se por um tempo de flotação mais longo.

Tabela 4 – Parâmetros operacionais adotados para os ensaios na célula de flotação.

Parâmetro	Valor
% Sólidos no condicionamento	55
% Sólidos na flotação	46
Velocidade do impelidor no condicionamento (rpm)	1.400
Velocidade do impelidor na flotação (rpm)	1.200
Vazão de ar (L/min)	4,0
Tempo de condicionamento do depressor (min)	5
Tempo de condicionamento do coletor (min)	5 e 1,5
Tempo de flotação (min)	4

Fonte: autoria própria (2025).

Foram utilizados nos ensaios, três coletores, um depressor, além de reguladores de pH, todos preparados conforme instruções dos fabricantes. A seleção dos reagentes foi baseada em ensaios realizados previamente. A Tabela 5 apresenta os reagentes utilizados e suas respectivas especificações.

Tabela 5 – Reagentes utilizados nos ensaios.

Reagente	Composição/Origem	Fornecedor/Marca
Depressor	Amido de milho	CMOC/Stargill™
Coletor	Amina Flotigam EDA	Clariant
	Ácidos graxos (P e LB), origem chinesa	CMOC
Regulador de pH	Ácido fluossilícico (H ₂ SiF ₆)	CMOC
	Ácido clorídrico (HCl)	Synth
	Hidróxido de sódio (NaOH)	Synth

Fonte: autoria própria (2025).

O depressor de amido de milho já é utilizado pela empresa CMOC em seus processos de flotação. Para os ensaios, o depressor foi preparado com 5,0 g de amido de milho, 5,0 mL de NaOH a 50% e 20 mL de água destilada. Essa suspensão foi agitada em agitador magnético por cerca de cinco minutos ou até completa gelatinização do amido. Após o processo, a solução foi transferida para um balão de 100 mL e completada até o menisco, obtendo-se uma concentração de 5%.

Quanto ao coletor Flotigam EDA, que também é utilizado pela CMOC para flotação de silicatos, o processo de preparação foi apenas diluição, pois este óleo já vem saponificado. Utilizou-se 5,0 g do óleo com 20 mL de água destilada, agitando-se por cerca de cinco minutos. Ao final, obteve-se 100 mL de solução com 5% de concentração.

Os coletores P e LB, fornecidos pela CMOC, possuem composição não divulgada por estarem em fase de teste. A metodologia de preparo, fornecida pela empresa, consistiu em aquecer 100 mL de água destilada a 60°C, adicionar 5,0 g do produto (P ou LB) e agitar até a completa diluição. Em seguida, a solução foi transferida para um balão volumétrico de 100 mL e completada até o menisco, resultando em uma concentração final de 5%.

Quanto aos reguladores de pH, o ácido fluossilícico (H₂SiF₆) foi utilizado como recebido da CMOC. O ácido clorídrico (HCl) foi diluído para 10% de concentração e empregado apenas nos ensaios iniciais com EDA. O hidróxido de sódio (NaOH) foi preparado em solução a 10% para ajustar o pH quando necessário.

Os primeiros ensaios foram realizados com o coletor Flotigam EDA em três dosagens distintas, juntamente com o depressor de amido de milho Stargill, também em três dosagens diferentes, mantendo o pH fixo em 9,5, conforme utilizado na CMOC. Todos os ensaios foram realizados em triplicata, totalizando 30 testes (Anexo A). Os valores das dosagens estão dispostos na Tabela 6.

Tabela 6 – Matriz de experimentos adotados nos ensaios.

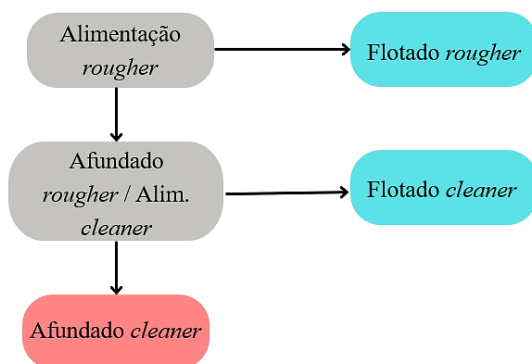
Coletor	Dosagens (g/t)	Depressor	Dosagens (g/t)	pH
EDA	600	Amido Stargill	0	9,5
	900		700	
	1200		1400	
P	500		0	3
	1000		700	4
	1500		1400	5
			6	
LB	500		0	3
	1000			4
	1500	5		
		6		

Fonte: autoria própria (2025).

Para os ensaios com o coletor EDA, realizados em triplicata, foram conduzidas duas etapas de flotação: *rougher* e *cleaner*, conforme descrito no fluxograma da Figura 16. Após a

primeira etapa de flotação (*rougher*), o produto do afundado *rougher* foi utilizado como alimentação para a segunda etapa (*cleaner*), resultando em dois produtos: flotado *cleaner* e afundado *cleaner*. Os produtos obtidos em ambas as etapas foram somados, pesados e analisados quimicamente. As proporções de reagentes utilizadas em cada etapa estão apresentadas na Tabela 7.

Figura 16 – Fluxograma da flotação com coletor EDA.



Fonte: autoria própria (2025).

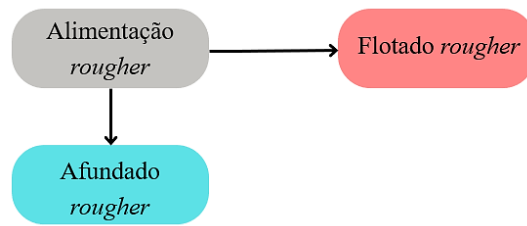
Tabela 7 – Proporção das dosagens de reagentes nas etapas de flotação com coletor EDA.

Etapa	Coletor	Depressor	pH
<i>Rougher</i>	60%	50%	9,5
<i>Cleaner</i>	40%	50%	9,5

Fonte: autoria própria (2025).

Na segunda e terceira etapa, foram realizados testes utilizando-se os coletores P e LB, com três dosagens distintas para cada coletor (Anexo B e Anexo C). O depressor foi usado apenas nos ensaios com o coletor P, nas mesmas dosagens dos testes com EDA. O pH variou entre 3, 4, 5 e 6 para ambos os coletores. As dosagens testadas estão descritas na Tabela 5. Esses ensaios foram realizados em duplicata e consistiram apenas na etapa *rougher*, como apresentado no fluxograma da Figura 17, com o objetivo de verificar a atuação dos coletores na superfície dos minerais. Assim como nos ensaios com EDA, os concentrados foram somados, pesados e analisados quimicamente.

Figura 17 – Fluxograma da flotação com os coletores P e LB.



Fonte: autoria própria (2025).

5 RESULTADOS E DISCUSSÕES

Os resultados obtidos a partir das análises da amostra de rejeito proveniente do Complexo Catalão I, gerado no processo industrial da empresa CMOC, são apresentados a seguir. Esses incluem dados de caracterização física, obtidos por análise granulométrica por peneiramento, e química, por fluorescência de raios X (FRX). Além disso, são apresentados os resultados dos ensaios de flotação em célula mecânica de bancada, realizados com diferentes condições experimentais. A influência de variáveis como pH, as dosagens de coletores e as dosagens do depressor utilizado foi avaliada com base nas recuperações mássica e metalúrgica, com foco na concentração de minerais portadores de elementos de terras raras.

5.1 Análise granulométrica

A Tabela 8 apresenta os resultados médios das análises granulométricas realizadas com as amostras de alimentação utilizadas nos ensaios de flotação. Esses dados incluem as quantidades de massa retida simples, retida acumulada e passante acumulada, sendo fundamentais para avaliar a distribuição granulométrica do material.

A partir dos dados da tabela, observa-se que aproximadamente 40% do material está concentrado na faixa granulométrica entre 53 μm e 38 μm , enquanto cerca de 25% do material passou na peneira de menor abertura (38 μm). Essa distribuição reforça a predominância de partículas finas na alimentação, o que era esperado devido às etapas de cominuição realizadas anteriormente.

Na sequência, a Figura 18 apresenta o gráfico das curvas de distribuição granulométrica das mesmas amostras, que foram analisadas em triplicata. Observa-se que as amostras apresentam consistência e representatividade, já que os pontos se distribuem de forma próxima no gráfico, garantindo a uniformidade da alimentação e, conseqüentemente, a confiabilidade dos resultados obtidos nos ensaios de flotação.

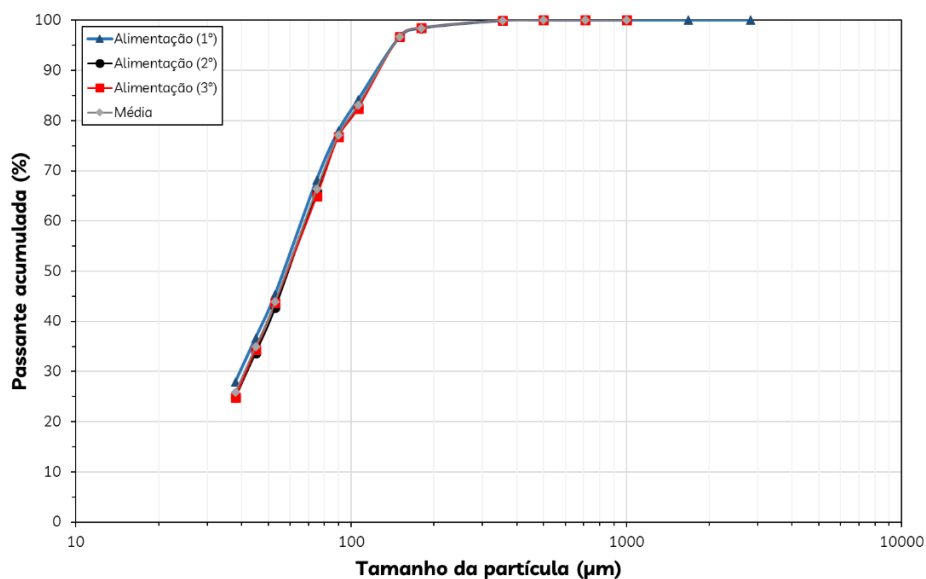
Com base nesses resultados, é possível concluir que a alimentação foi adequadamente caracterizada em termos granulométricos, sendo compatível com os objetivos do estudo e com as condições requeridas para os ensaios de flotação.

Tabela 8 – Dados dos peneiramentos realizados para a alimentação.

Série Tyler (#)	Malha (μm)	Massa (g)	Retida simples (%)	Retida acumulada (%)	Passante acumulada (%)
45	355	0,629	0,079	0,079	99,921
80	180	12,110	1,517	1,596	98,404
100	150	13,877	1,738	3,334	96,666
140	106	109,850	13,760	17,094	82,906
170	90	47,831	5,991	23,085	76,915
200	75	87,438	10,953	34,038	65,962
270	53	180,792	22,646	56,684	43,316
325	45	72,592	9,093	65,777	34,228
400	38	73,192	9,168	74,945	25,055
TOTAL:		598,311	75,202		
Alimentação (g)		798,333			
Lama (g)		200,022			

Fonte: autoria própria (2025).

Figura 18 – Análise granulométrica da alimentação realizada em triplicata.

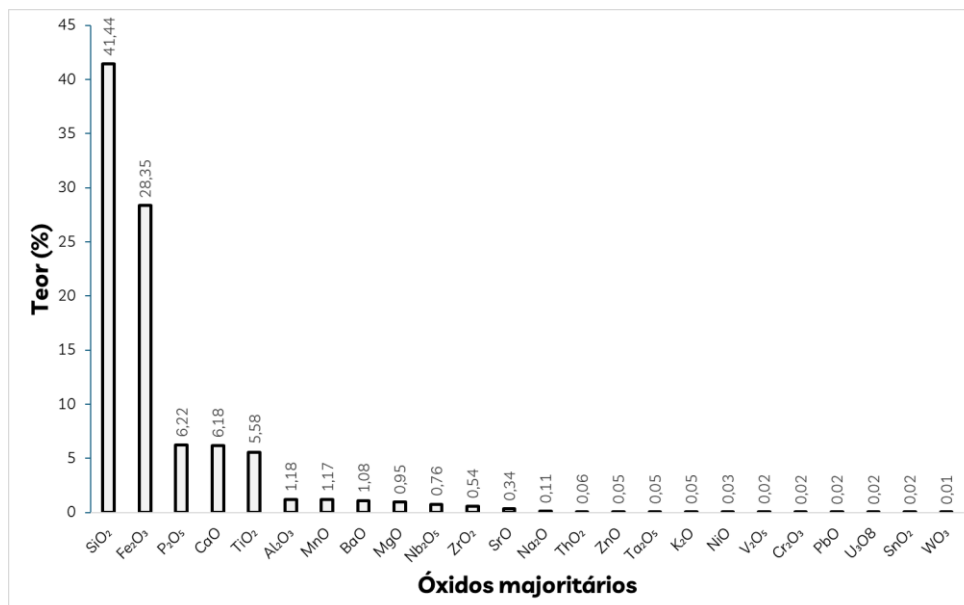


Fonte: autoria própria (2025).

5.2 Análise química

A composição química da amostra global foi determinada por FRX. Os resultados gerais, apresentados na Figura 19, indicaram que a amostra é composta por pouco mais de 40% de SiO₂; 28,35% de Fe₂O₃ e aproximadamente 6% de P₂O₅ e CaO. Esses valores sugerem uma composição condizente com os processos de formação geológica do depósito mineral, destacando a relevância de minerais fosfatados, como a monazita, que é frequentemente associada a ETR. Contudo, a identificação precisa dos minerais portadores de ETR requer análises complementares, como difração de raios X (DRX) ou espectrometria de massas com plasma indutivamente acoplado (ICP-MS).

Figura 19 – Composição média dos teores dos óxidos majoritários da amostra.



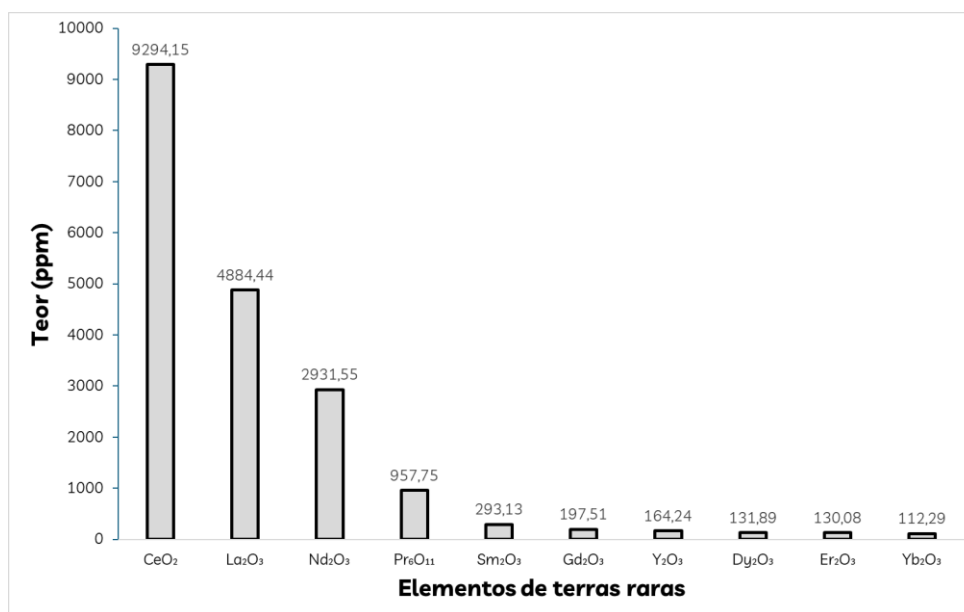
Fonte: autoria própria (2025).

Com relação aos óxidos de terras raras, os resultados dessa mesma análise foram organizados na Figura 20, que destaca os teores de dez elementos químicos específicos. Entre os óxidos de terras raras presentes, sobressaem-se o Ce, com 9294,15 ppm, o La, com 4884,44 ppm, o Nd, com 2931,55 ppm e o Pr, com 957,75 ppm. Esses elementos são classificados como terras raras leves (ETRL), uma característica típica de depósitos minerais desse tipo.

Ao comparar os teores obtidos com os valores relatados por Araújo (2024) para amostras do Complexo Alcalino-Carbonatítico Catalão I, verifica-se um aumento nos teores dos elementos avaliados. Os valores reportados pelo autor foram: 2278,50 ppm para Ce, 1490,30

ppm para La, 931,23 ppm para Nd e 279,97 ppm para Pr. Em relação aos resultados da presente análise, os incrementos observados foram de aproximadamente 307,9 pontos percentuais para Ce, 227,8 pontos percentuais para La, 214,7 pontos percentuais para Nd e 242,3 pontos percentuais para Pr.

Figura 20 – Média dos elementos de terras raras presente nas amostras.



Fonte: autoria própria (2025).

Esses resultados são apresentados de forma mais abrangente na Tabela 9, que reúne o somatório dos óxidos de terras raras, separados por terras raras leves e terras raras pesadas, além de incluir o ítrio. A análise reforça a predominância dos elementos de terras raras leves, com 1,91% de OTR total na amostra, representando um aumento de 1,35 pontos percentuais em relação aos valores analisados por Araújo (2024), que reportou 0,56% e 0,58% de OTR para o Complexo Catalão I e Catalão II, respectivamente. Essa diferença pode ser atribuída às distintas condições de amostragem e aos diferentes contextos de processamento mineral. Enquanto os valores analisados por Araújo (2024) referem-se a amostras provenientes de etapas realizadas em plantas de beneficiamento distintas — Catalão I, processado pela MOSAIC Fertilizantes, e Catalão II, processado pela planta BVFR dentro da CMOC —, os resultados deste estudo refletem a análise de amostras coletadas na planta *Tailings*, que recebe material previamente alimentado pelas plantas 47 e 76. Essas diferenças nas etapas e locais de processamento influenciam diretamente as características das amostras e, conseqüentemente, os teores dos óxidos de terras raras observados.

Tabela 09 – Soma dos óxidos de terras raras presente na amostra.

AMOSTRA	Σ OTRL (ppm)	Σ OTRL +Y (ppm)	Σ OTRP (ppm)	Σ OTRP +Y (ppm)	Σ OTR (%)
Catalão I	18.361,02	18.525,26	571,77	736,01	1,91
Catalão I (Araújo, 2024)	5.201,63	5.623,18	224,99	421,55	0,56
Catalão II (Araújo, 2024)	5.586,59	5.839,17	145,89	252,58	0,58

Fonte: autoria própria (2025).

No Anexo G, são apresentados todos os elementos identificados na amostra, com suas respectivas médias, desvios-padrão e coeficientes de variação. Os dados indicam boa homogeneidade da amostra, visto que aproximadamente 80% dos coeficientes de variação são inferiores a 10%.

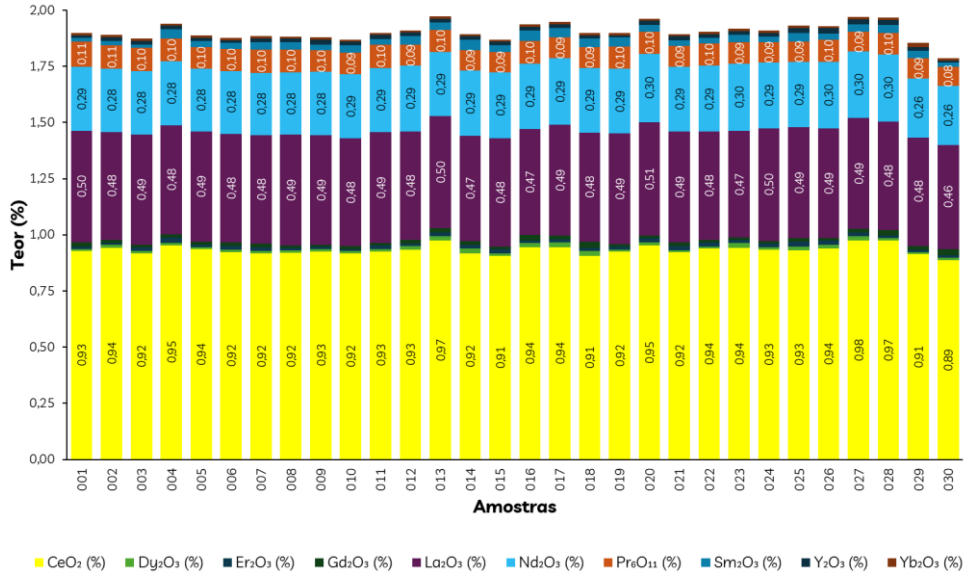
5.3 Ensaios de flotação

Os resultados da concentração dos óxidos de terras raras foram obtidos a partir de ensaios de flotação realizados separadamente com diferentes reagentes e condições experimentais. Para os ensaios com o coletor amina EDA, foram conduzidas etapas *rougher* e *cleaner*, sendo que os maiores teores de óxidos de terras raras, em comparação com a alimentação, foram encontrados no produto afundado da etapa *cleaner*, mostrando o desempenho do EDA em concentrar os minerais de terras raras nessa fração. Em outro conjunto de ensaios, utilizando o coletor ácido graxo P, realizado apenas a etapa *rougher*, o produto flotado apresentou teores um pouco mais elevados de óxidos de terras raras com relação à alimentação. Da mesma forma, nos ensaios com o coletor ácido graxo LB, também limitados à etapa *rougher*, o produto flotado demonstrou concentrações maiores de óxidos de terras raras quando comparadas à alimentação.

Nas figuras 21, 22 e 23, são apresentados os gráficos com os resultados das análises químicas para a fração alimentação das amostras utilizadas nos testes de flotação com reagentes amina EDA, ácido graxo P e LB. Nestes, é possível observar que os teores dos OTRL (Ce, La, Nd e Pr) apresentam percentuais regulares evidenciando que o preparo das amostras, foi bem executado. Os valores para estes óxidos variaram de 0,91 a 0,98% para Ce; 0,48 a 50% para La;

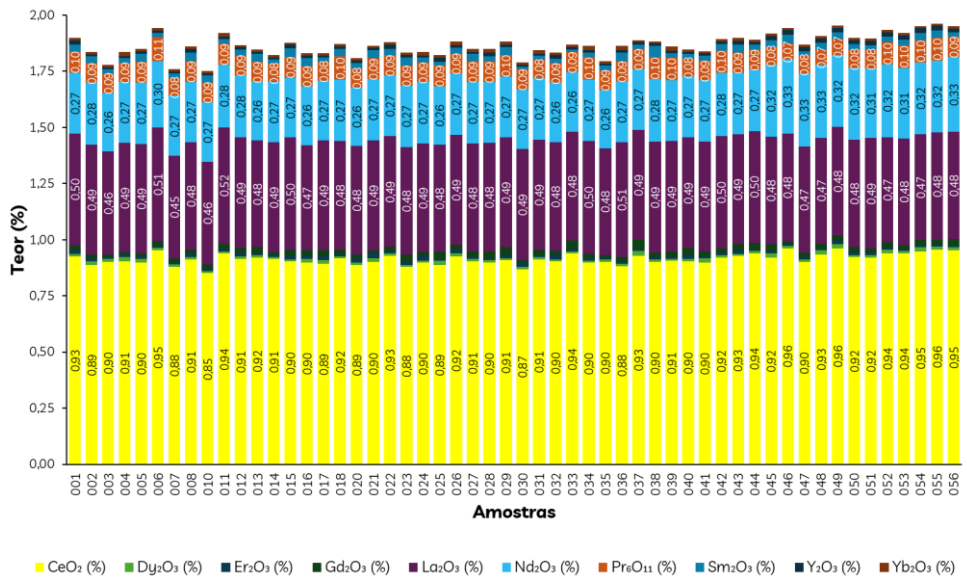
0,28 a 0,34% para Nd; e de 0,09 a 0,11% para Pr.

Figura 21 – Teor da alimentação da flotação *rougher* com coletor EDA.



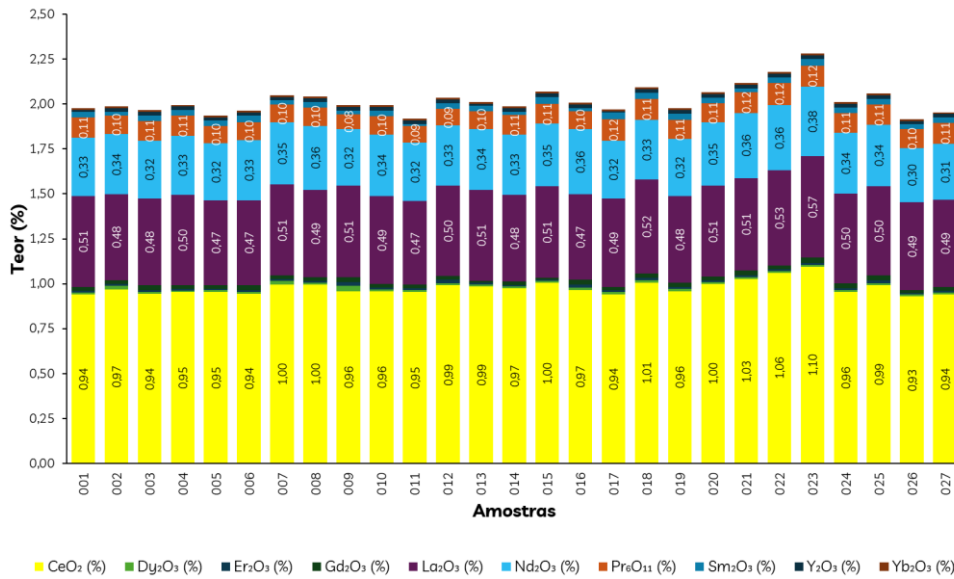
Fonte: autoria própria (2025).

Figura 22 – Teor da alimentação da flotação *rougher* com coletor P.



Fonte: autoria própria (2025).

Figura 23 – Teor da alimentação da flotação *rougher* com coletor LB.



Fonte: autoria própria (2025).

5.3.1 Flotação reversa - Coletor EDA

Conforme ilustrado anteriormente na Figura 16, os ensaios com o coletor EDA seguiram as etapas de flotação *rougher* e *cleaner*. Os resultados obtidos para o flotado *rougher*, que indicam os teores relativos às amostras, estão detalhados no Anexo H. De modo geral, esses resultados refletem os ensaios realizados em triplicata sob diferentes combinações de condições operacionais, como a variação na dosagem do coletor amina EDA e do depressor amido de milho Stargill, permitindo avaliar o comportamento da flotação em resposta a essas variáveis.

Na Análise de Variância (ANOVA) demonstrada na Tabela 10, o modelo apresentou um valor de F de 7,26, com um p-valor de 0,0003, indicando que o modelo é estatisticamente significativo. Entre os fatores avaliados, observou-se que tanto a dosagem do coletor (A, $p = 0,0031$) quanto a dosagem do depressor (B, $p = 0,0009$) são variáveis significativas. Além disso, a interação entre ambos (AB, $p = 0,0284$) e a dosagem duplicada do depressor (B², $p = 0,0218$) também apresentaram significância.

Por outro lado, a dosagem duplicada do coletor (A², $p = 0,5830$) não foi significativa, indicando que essa variável não impacta de forma relevante os resultados. Esses achados destacam que os principais fatores que influenciaram o desempenho dos ensaios estão relacionados à dosagem do coletor, à dosagem do depressor e à interação entre eles.

Tabela 10 – ANOVA para os OTR totais com o coletor EDA.

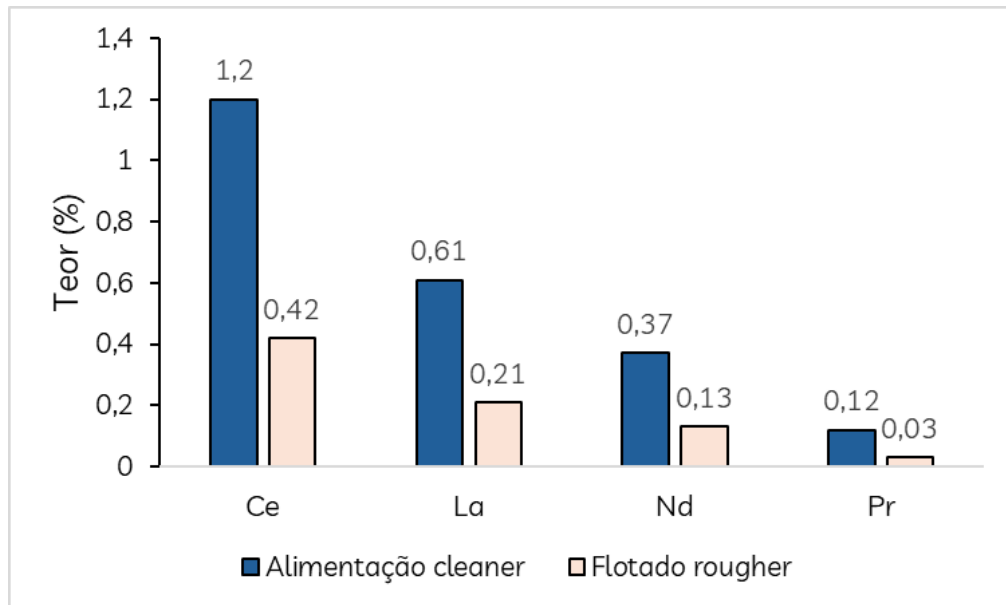
Source	Sum of Squares	df	Mean Square	F-value	p-value	
Model	0,3954	5	0,0791	7,26	0,0003	significant
A-Dos. Coletor	0,1193	1	0,1193	10,95	0,0031	
B-Dos. Depressor	0,1599	1	0,1599	14,68	0,0009	
AB	0,0596	1	0,0596	5,47	0,0284	
A ²	0,0034	1	0,0034	0,3102	0,5830	
B ²	0,0659	1	0,0659	6,05	0,0218	

Fonte: autoria própria (2025).

Na etapa *rougher*, o objetivo consistiu em aumentar a quantidade de impurezas no flotado, de modo a enriquecer o teor dos óxidos presentes no afundado. Este afundado *rougher* foi utilizado como alimentação para a etapa *cleaner*, cujos resultados de teores estão igualmente apresentados no Anexo I.

Na Figura 24 são comparados os teores médios obtidos dos testes em triplicata para os principais OTR nas amostras da alimentação *cleaner* (afundado *rougher*) e do flotado *rougher*. Essa análise considerou melhores condições experimentais, com dosagens máximas de coletor e depressor (1.200 g/t e 1.400 g/t, respectivamente).

Figura 24 – Média dos teores dos principais OTR nas melhores condições experimentais.



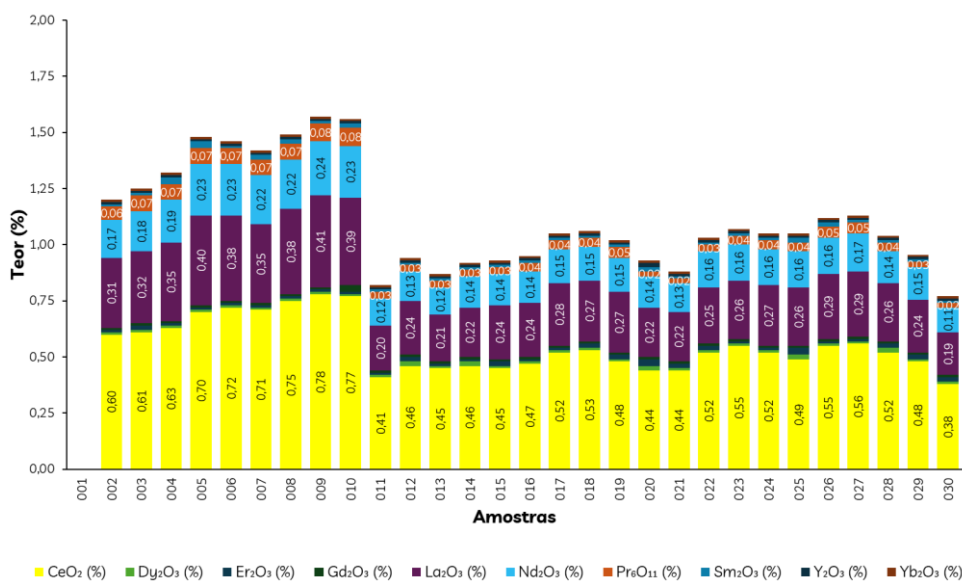
Fonte: autoria própria (2025).

Os resultados revelaram um aumento nos teores dos principais OTR na alimentação *cleaner* (afundado *rougher*) em relação ao flotado *rougher*. Os percentuais médios observados

foram: 1,20% para Ce (contra 0,42% no flotado *rougher*), 0,61% para La (contra 0,21%), 0,37% para Nd (contra 0,13%) e 0,12% para Pr (contra 0,03%). Esses dados indicam que todos os teores dos óxidos analisados foram enriquecidos durante a flotação *rougher*, demonstrando a interferência dos reagentes nessa etapa de concentração.

Na etapa *cleaner*, os teores de OTR reduziram no produto flotado, conforme Figura 25, principalmente a partir do teste 011. Esse comportamento se deve ao aumento da seletividade do coletor com a superfície dos minerais silicatados, promovido pela adição do amido Stargill, que atuou como depressor dos minerais portadores de ETR. Até o teste 010, os ensaios foram realizados sem a utilização de depressor. Com a mudança, os teores médios de OTR no flotado *cleaner* reduziram de 1,42% (teste 002 ao 010) para 0,98% (teste 011 ao 030), representando uma redução de quase 31%, indicando que os teores de OTR passaram a ser direcionados para fração afundado.

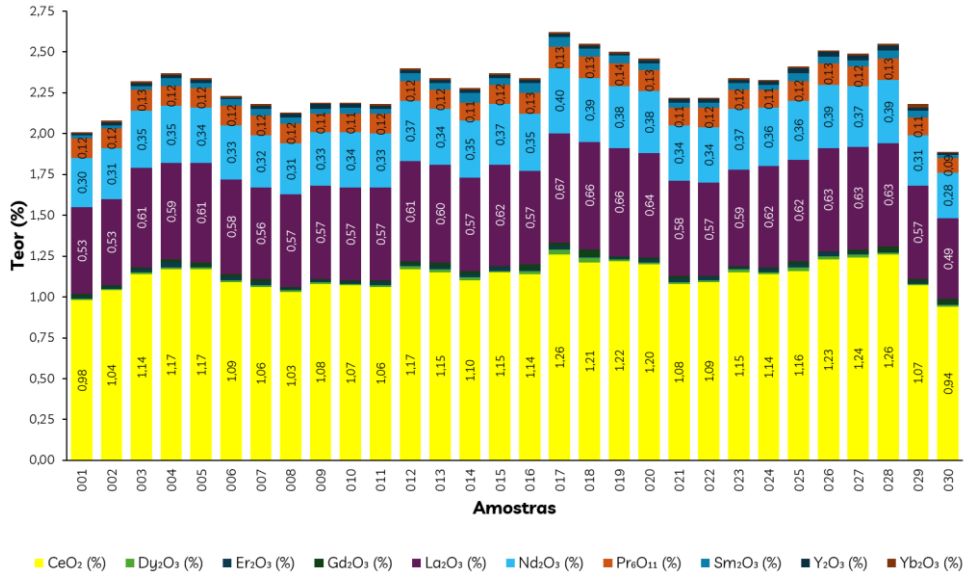
Figura 25 – Teores dos OTR no flotado da etapa *cleaner* com coletor EDA.



Fonte: autoria própria (2025).

Por outro lado, observou-se aumento nos teores no produto afundado *cleaner*, conforme Figura 26. Os ensaios 017, 018 e 019, realizados com 1.200 g/t de coletor e 700 g/t de depressor, e os ensaios 026, 027 e 028, com 1.200 g/t de coletor e 1.400 g/t de depressor, foram avaliados como os resultados com médias mais expressivas, com de teores de 2,56% e 2,52%, respectivamente. Esses resultados sugerem que a dosagem máxima do reagente depressor nem sempre foi necessária para aumentar os teores.

Figura 26 – Teores dos OTR no afundado da etapa *cleaner* com coletor EDA.

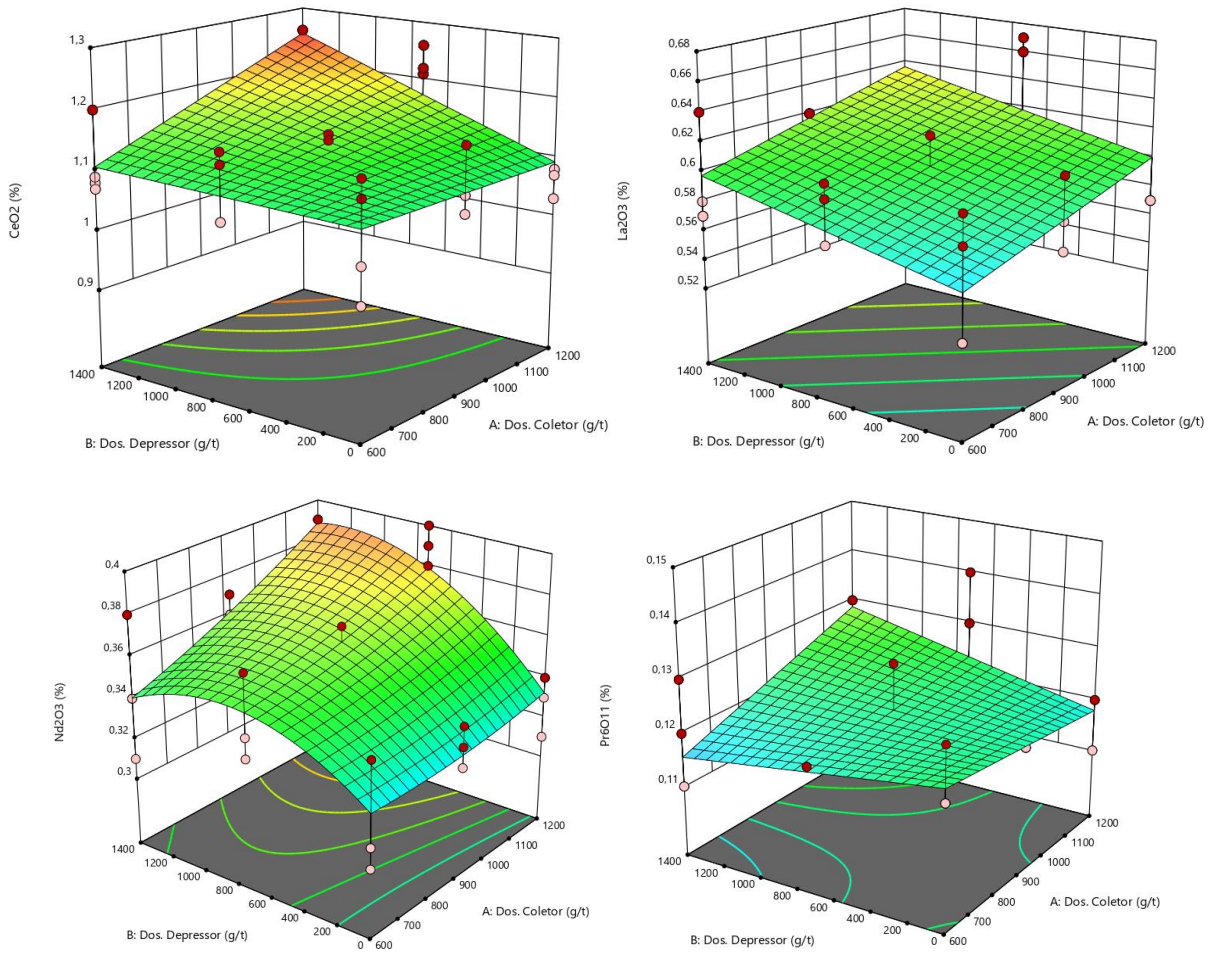


Fonte: autoria própria (2025).

Para demonstrar o comportamento dos principais óxidos de terras raras (CeO₂, La₂O₃, Nd₂O₃ e Pr₆O₁₁), gráficos de superfície foram apresentados na Figura 27. Esses gráficos mostram como cada óxido reage às variáveis dosagem de coletor e depressor. De maneira geral, a dosagem de 1.200 g/t de coletor foi ideal para todos os óxidos, enquanto a dosagem de depressor variou, sendo mais indicada entre as dosagens de 700 g/t a 1.400 g/t, o que pode ser um indicativo de que esses elementos podem estar presentes em diferentes fases minerais, influenciando sua resposta às condições do processo.

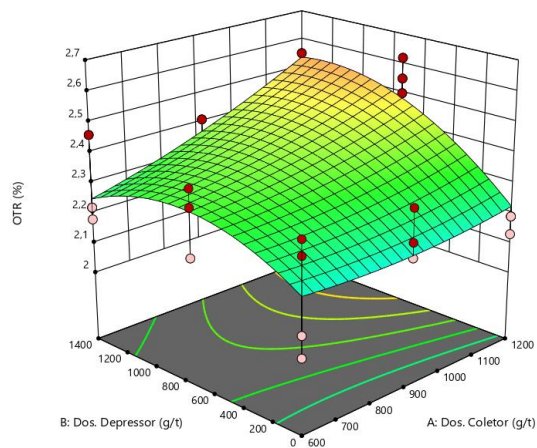
A análise da superfície de resposta para os OTR totais (Figura 28) indicou que a combinação de 1.200 g/t de coletor e 700 g/t de depressor apresentou os maiores teores encontrados para esta bateria de ensaios, atingindo aproximadamente 2,60%. Araújo (2024), ao trabalhar com amostras do mesmo depósito, mas coletadas em outra planta de beneficiamento, obteve um teor de 0,67% e enriquecimento de 1,18 utilizando 750 g/t de silicato de sódio como depressor e 500 g/t de ácido hidroxâmico (SHA) como coletor. Os gráficos de superfície de resposta detalhados de outros OTR individuais (Sm, Dy, Er, Gd, Y e Yb) estão disponíveis no Anexo J.

Figura 27 – Gráficos de superfície para CeO_2 , La_2O_3 , Nd_2O_3 e Pr_6O_{11} com coletor EDA.



Fonte: autoria própria (2025).

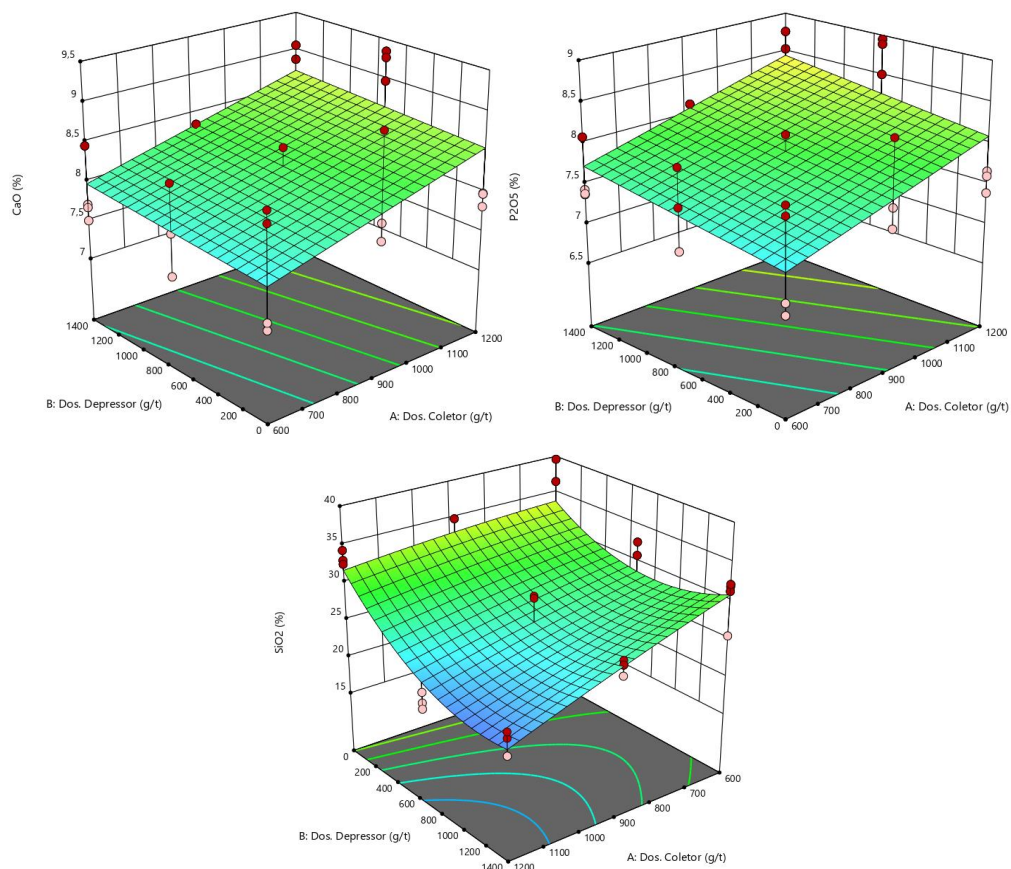
Figura 28 – Gráfico de superfície para OTR totais com coletor EDA.



Fonte: autoria própria (2025).

Também foi avaliado o comportamento dos contaminantes CaO, P₂O₅ e SiO₂ (Figura 29). Verificou-se que dosagens mais altas de coletor favoreceram a flotabilidade desses óxidos. No entanto, para o depressor, as dosagens ótimas variaram: dosagens intermediárias foram eficazes para CaO, ausência de depressor foi preferível para P₂O₅, e dosagens baixas a intermediárias foram mais adequadas para SiO₂.

Figura 29 – Gráficos da superfície de resposta para os contaminantes CaO, P₂O₅ e SiO₂ com coletor EDA.

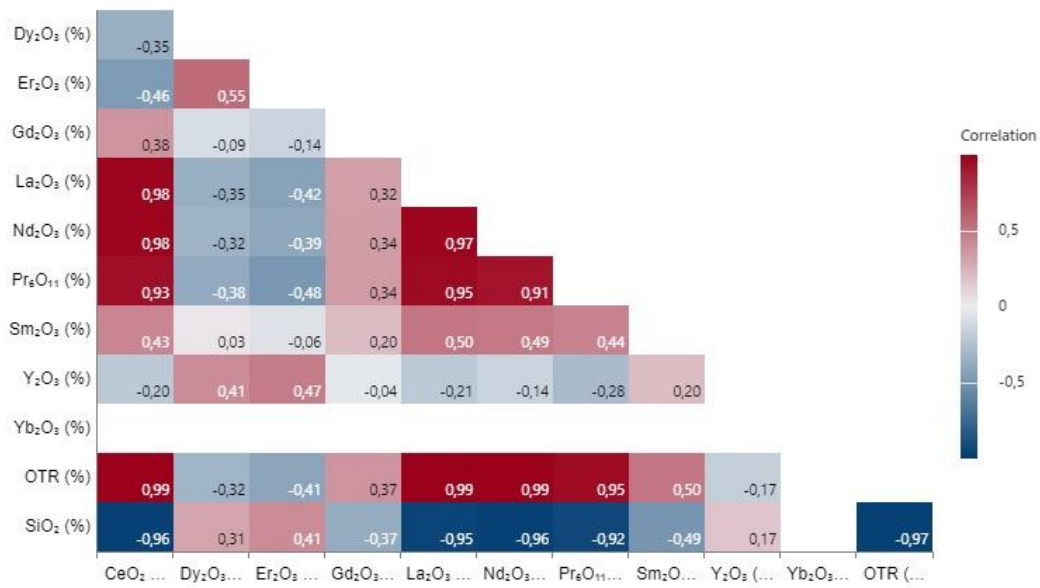


Fonte: autoria própria (2025).

A análise do correlograma referente ao produto do flotado *cleaner* demonstrou relações importantes entre os principais óxidos de terras raras e o principal contaminante SiO₂ (Figura 30). Observou-se que os óxidos CeO₂, La₂O₃, Nd₂O₃ e Pr₆O₁₁ apresentaram correlações positivas fortes entre si, com valores próximos de 0,95 a 0,99, apontando que esses elementos têm se concentrado conjuntamente em um mineral específico. Por outro lado, observou-se correlação negativa significativa entre os teores de SiO₂ e os OTR, com destaque para o CeO₂ (-0,96) e os teores totais de OTR (-0,97), evidenciando que a presença de SiO₂ está diretamente

relacionada à redução dos teores de OTR. Esse comportamento reforça o papel do SiO₂ como principal contaminante, prejudicando a recuperação dos óxidos de interesse. Já os óxidos Dy₂O₃, Er₂O₃ e Y₂O₃ apresentaram correlações mais fracas ou moderadas com os demais óxidos de terras raras, destacando o comportamento isolado desses elementos em relação ao restante dos OTR. Esses resultados sugerem que, no flotado *cleaner*, a remoção do SiO₂ é crucial para aumentar a recuperação do OTR, principalmente devido à alta correlação entre os óxidos principais.

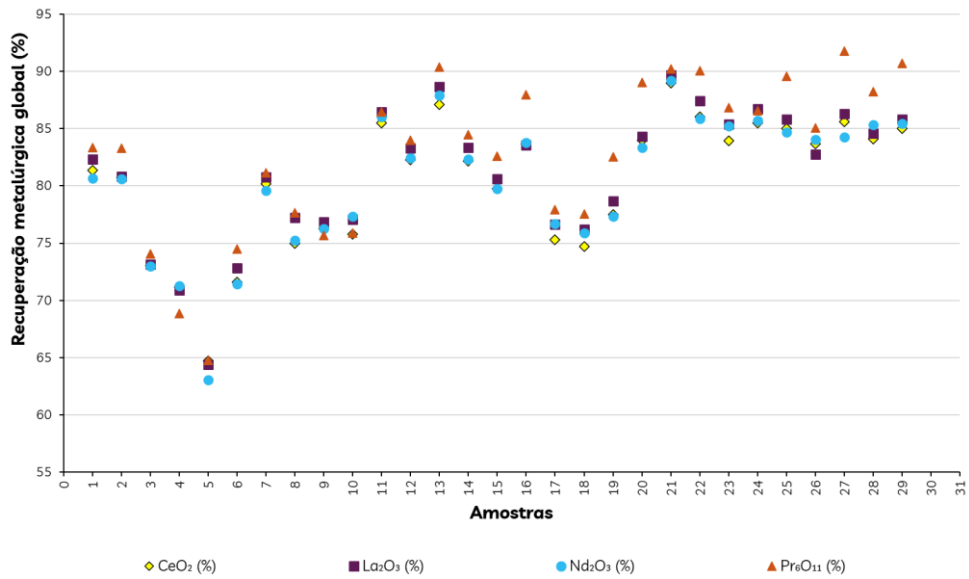
Figura 30 – Correlograma entre os teores de OTR e SiO₂ no flotado *cleaner*.



Fonte: autoria própria (2025).

As recuperações metalúrgicas globais dos quatro OTR mais abundantes são apresentadas na Figura 31. As recuperações variaram entre 55% e 95%, dependendo das condições experimentais. Na amostra 21, dosagens de 600 g/t de coletor e 1.400 g/t de depressor proporcionaram recuperações de 89,00% para CeO₂, 89,68% para La₂O₃, 89,22% para Nd₂O₃ e 90,21% para Pr₆O₁₁. Mas para Pr₆O₁₁, a recuperação máxima (91,79%) foi obtida na amostra 27, com dosagens máximas de coletor e depressor (1.200 g/t e 1.400 g/t, respectivamente). Esses resultados indicam a importância do ajuste de dosagens para otimizar a recuperação de cada elemento.

Figura 31 – Recuperação metalúrgica global dos principais OTR com coletor EDA.

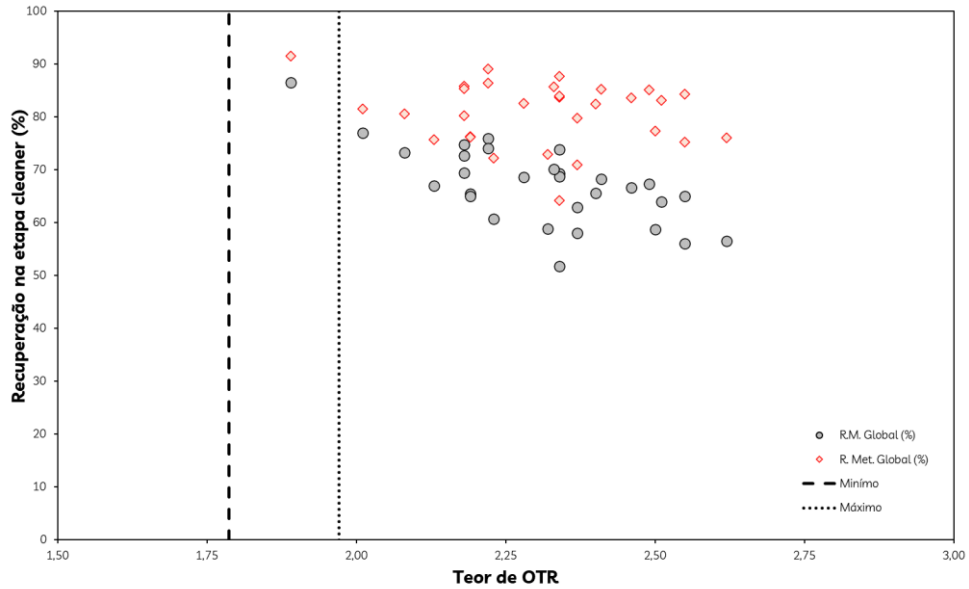


Fonte: autoria própria (2025).

Na Figura 32, são analisadas as recuperações mássicas e metalúrgicas globais. Observa-se que as mesmas variaram de 30% a 75% para recuperação mássica e de 55% a 95% para recuperação metalúrgica. Apesar de uma recuperação mássica mais alta não garantir uma recuperação metalúrgica igualmente elevada, a otimização das dosagens pode equilibrar ambas para maior eficiência no processo. Entre os resultados, o ensaio que apresentou o melhor teor de OTR foi o ensaio 017 nas condições de 1.200 g/t de coletor com 700 g/t de depressor, alcançando um teor de 2,62%, com recuperação mássica global de 56,46% e recuperação metalúrgica global de 75,99%.

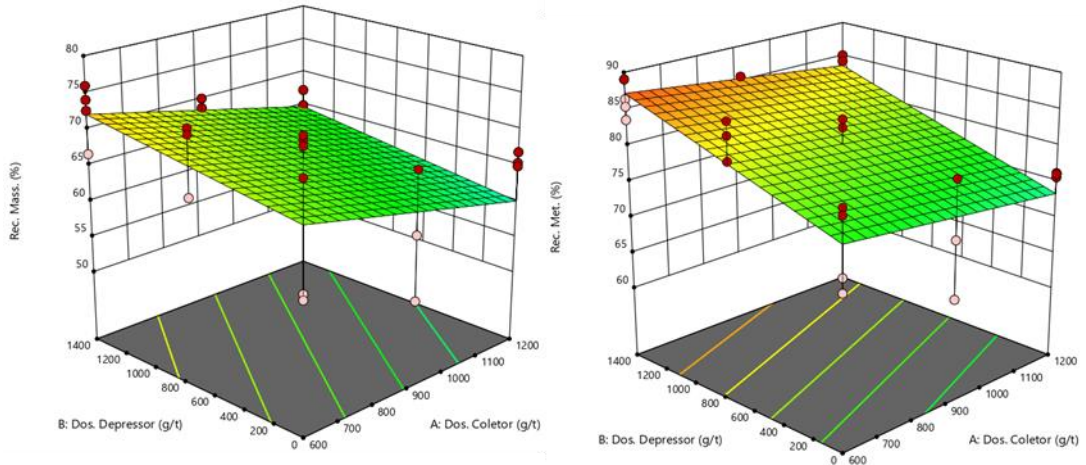
A Figura 33 mostrou que a recuperação metalúrgica alcança valores máximos com dosagens altas de coletor e moderadas a altas de depressor (variando entre 55% e 95%). A recuperação mássica, por sua vez, atinge 60%-78%, dependendo das condições específicas. Esses dados reforçaram a importância de ajustar as dosagens para maximizar a eficiência global do processo.

Figura 32 – Recuperação mássica e metalúrgica global dos OTR com coletor EDA.



Fonte: autoria própria (2025).

Figura 33 – Recuperação mássica e metalúrgica global dos OTR totais com relação as dosagens de coletor e depressor.



Fonte: autoria própria (2025).

5.3.2 Flotação direta - Coletor P

Segundo Jordens *et al.* (2013), os mecanismos de ação dos ácidos graxos na superfície dos minerais portadores de ETR ocorrem por interações de natureza química. Nos ensaios realizados com o coletor P, observou-se que os teores no produto flotado foram significativamente maiores em comparação ao produto afundado. Assim como nos ensaios com o coletor LB, foi realizado apenas a etapa *rougher*, conforme apresentado anteriormente na

Figura 17, com os testes conduzidos em duplicata por razões práticas e pela disponibilidade de tempo experimental, diferentemente do planejamento mais amplo empregado nos ensaios com o coletor EDA.

Na ANOVA apresentada na Tabela 11, observou-se que o modelo geral apresentou um valor de F de 2,07 e um p-valor de 0,0750, indicando que, como um todo, o modelo não foi estatisticamente significativo.

Tabela 11 – ANOVA para os OTR totais com o coletor P.

Source	Sum of Squares	df	Mean Square	F-value	p-value	
Model	0,6629	6	0,1105	2,07	0,0750	not significant
A-Dos. Coletor	0,0362	1	0,0362	0,6783	0,4143	
B-Dos. Depressor	0,0003	1	0,0003	0,0060	0,9386	
C-pH	0,1597	1	0,1597	2,99	0,0903	
AB	0,0992	1	0,0992	1,86	0,1794	
AC	0,2673	1	0,2673	5,01	0,0301	
BC	0,0672	1	0,0672	1,26	0,2677	

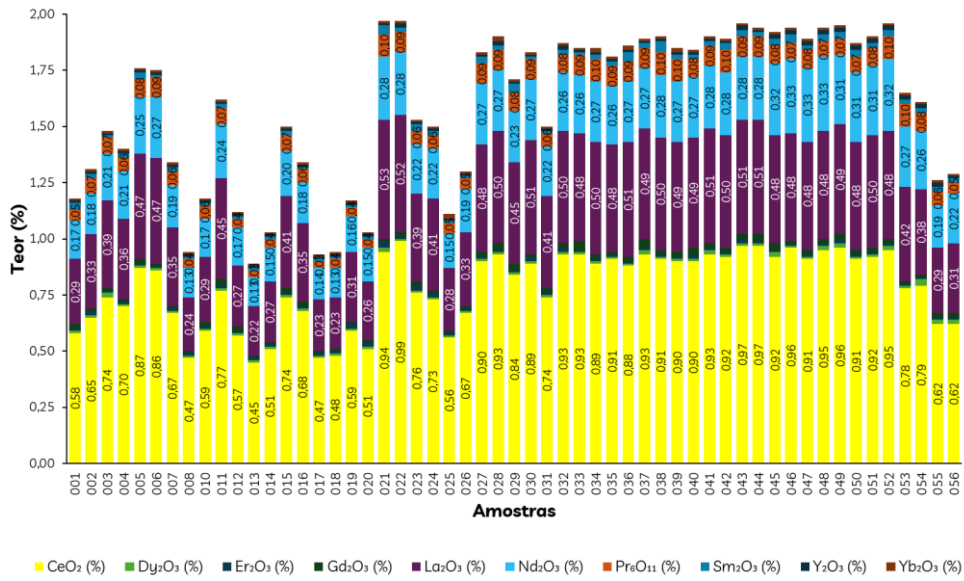
Fonte: autoria própria (2025).

Entre os fatores avaliados, a interação entre a dosagem do coletor e o pH (AC) foi a única variável significativa, com um p-valor de 0,0301. Os demais fatores, como a dosagem do coletor (A, $p = 0,4143$), do depressor (B, $p = 0,9386$), o pH isolado (C, $p = 0,0903$), e as interações AB ($p = 0,1794$) e BC ($p = 0,2677$), não apresentaram significância estatística.

Assim, os resultados destacam que apenas a interação entre a dosagem do coletor e a variação do pH teve influência relevante nos ensaios realizados, sendo esse o principal efeito significativo identificado.

Os ensaios com o reagente P foram realizados de maneira aleatória, o que limita a análise visual dos gráficos. No entanto, ao avaliar o produto afundado (Figura 34), observou-se que os teores do OTR variaram conforme as alterações nas condições dos ensaios, como as dosagens de coletor, depressor e o pH. Um aspecto relevante é que, ao analisar os ensaios 032 a 052, notou-se certa estabilidade nos teores, mesmo com variações nas dosagens. Isso pode ser atribuído ao fato de que, com exceção dos ensaios 032, 051 e 052 (realizados em pH 5), todos os outros foram feitos em pH 4, o que pode ter contribuído para a estabilização dos resultados, em comparação aos ensaios realizados com pH 3, 5 e 6.

Figura 34 – Teores dos OTR no afundado *rougher* com coletor P.

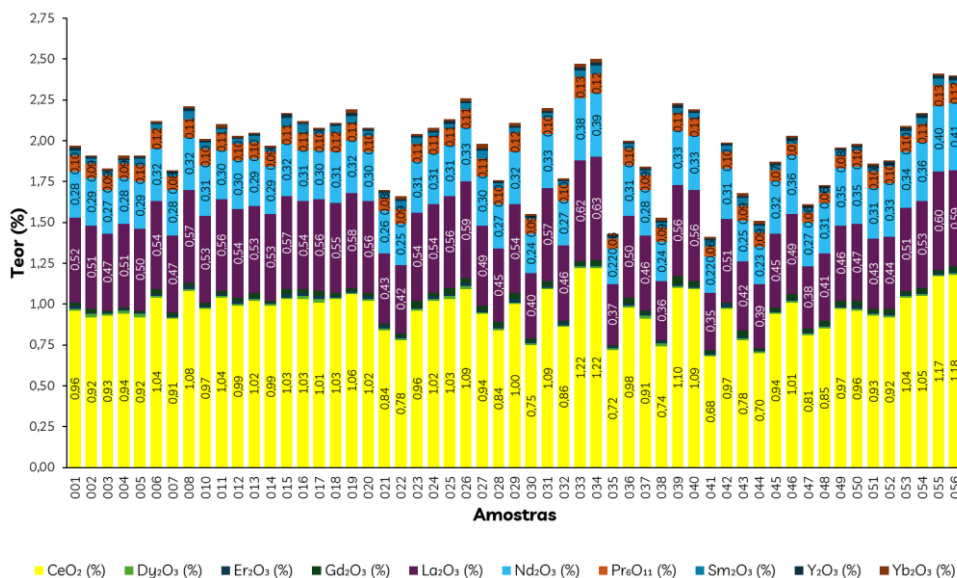


Fonte: autoria própria (2025).

Os ensaios com os teores mais elevados no produto afundado (Figura 34) foram realizados nas duplicatas 021 e 022, nas condições de 500 g/t de coletor e 700 g/t de depressor em pH 5, com uma média de 1,97%. Este valor foi superior ao do produto flotado (Figura 35), que apresentou uma média de 1,68%. No entanto, quando o pH foi ajustado para 4, mantendo-se as mesmas dosagens (duplicatas 033 e 034), o teor médio dos OTR totais foi de aproximadamente 2,49%, representando um aumento de cerca de 25% em relação ao teor da alimentação e 32,50% em comparação ao pH 5. Sendo estes os resultados que obtiveram os teores mais elevados na bateria de ensaios.

O segundo melhor teor encontrado para o produto flotado ocorreu nas duplicatas 055 e 056, com 1.500 g/t e ausência de depressor (0 g/t) no pH 5, demonstrando a variabilidade dos teores em função das condições estabelecidas. A compreensão desses valores é essencial para, posteriormente, analisar as recuperações mássica e metalúrgica.

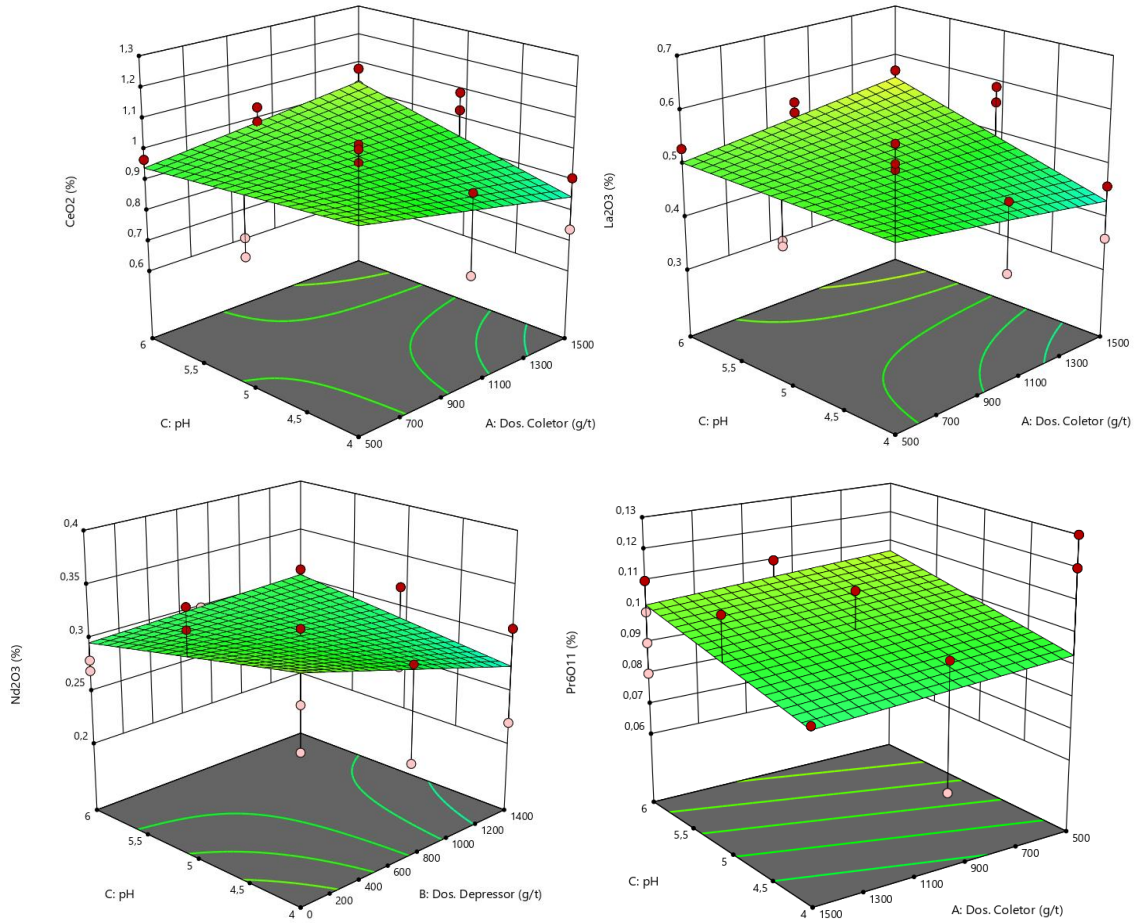
Figura 35 – Teores dos OTR no flotado rougher com coletor P.



Fonte: autoria própria (2025).

A Figura 36 apresenta os gráficos de superfície que ilustram a influência das variáveis pH, dosagem de coletor e dosagem de depressor sobre os principais óxidos (CeO₂, La₂O₃, Nd₂O₃ e Pr₆O₁₁). Para o CeO₂, as variáveis mais significativas foram a dosagem do coletor e o pH, que juntas influenciaram diretamente o comportamento do óxido na flotação. De forma semelhante, para o óxido de lantânio La₂O₃, o pH e a dosagem do coletor também se mostraram fatores significativos. No caso do óxido de neodímio Nd₂O₃, a dosagem do depressor, associada ao pH, apresentou maior influência, destacando-se como os fatores determinantes para o seu comportamento no processo. Já para o óxido de praseodímio Pr₆O₁₁, apenas o pH foi identificado como variável significativa na flotação, sem influência relevante das dosagens do coletor ou do depressor. Esses resultados evidenciam a resposta diferenciada de cada óxido às condições científicas. Os gráficos de superfície para outros óxidos de terras raras, como Sm, Dy, Gd, Er, Y e Yb, estão disponíveis no Anexo K.

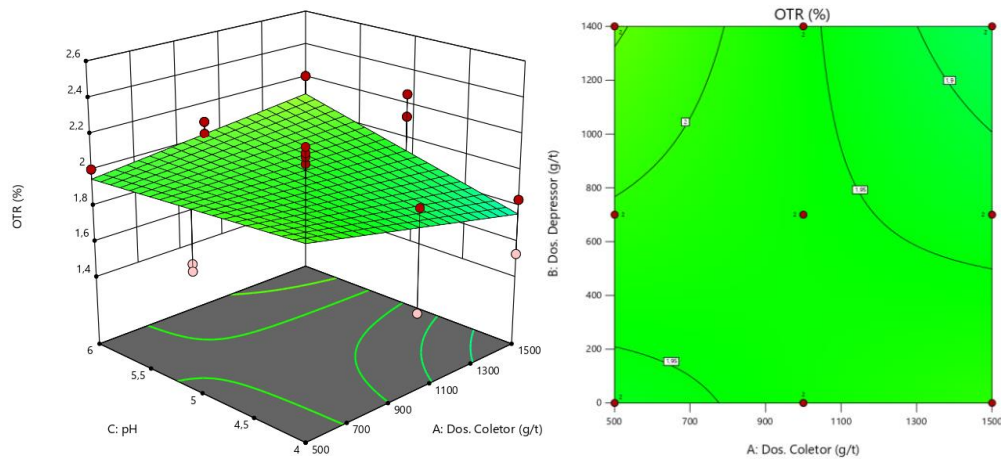
Figura 36 – Gráficos de superfície para CeO_2 , La_2O_3 , Nd_2O_3 e Pr_6O_{11} com coletor P.



Fonte: autoria própria (2025).

A Figura 37 apresenta dois gráficos que ilustram os resultados do modelo estatístico para o OTR totais. O gráfico à esquerda é a superfície de resposta, que mostra a interação entre a dosagem do coletor (A) e o pH (C), evidenciando um aumento nos OTR em regiões de pH mais elevado e maiores concentrações de coletor. Já o gráfico à direita, de contorno, reforça essa tendência, mostrando que as maiores respostas (OTR superiores a 2,4%) ocorrem na combinação de dosagens elevadas do coletor com pH acima de 5. A dosagem do depressor (B), por sua vez, apresenta menor influência sobre os resultados, com pequenas variações observadas na resposta, conforme indicado pela ANOVA (Tabela 11).

Figura 37 – Gráficos de superfície e de contorno para OTR com coletor P.



Fonte: autoria própria (2025).

A Figura 38 apresenta os gráficos de superfície de resposta que avaliam o comportamento dos três principais contaminantes da amostra de OTR: CaO, P₂O₅ e SiO₂, em função das variáveis dosagem do coletor (A), dosagem do depressor (B) e pH (C). Os gráficos foram construídos com base nos fatores mais significativos identificados pela ANOVA para cada contaminante (Tabela 12, 13 e 14), evidenciando como essas variáveis e suas interações afetam diretamente as respostas.

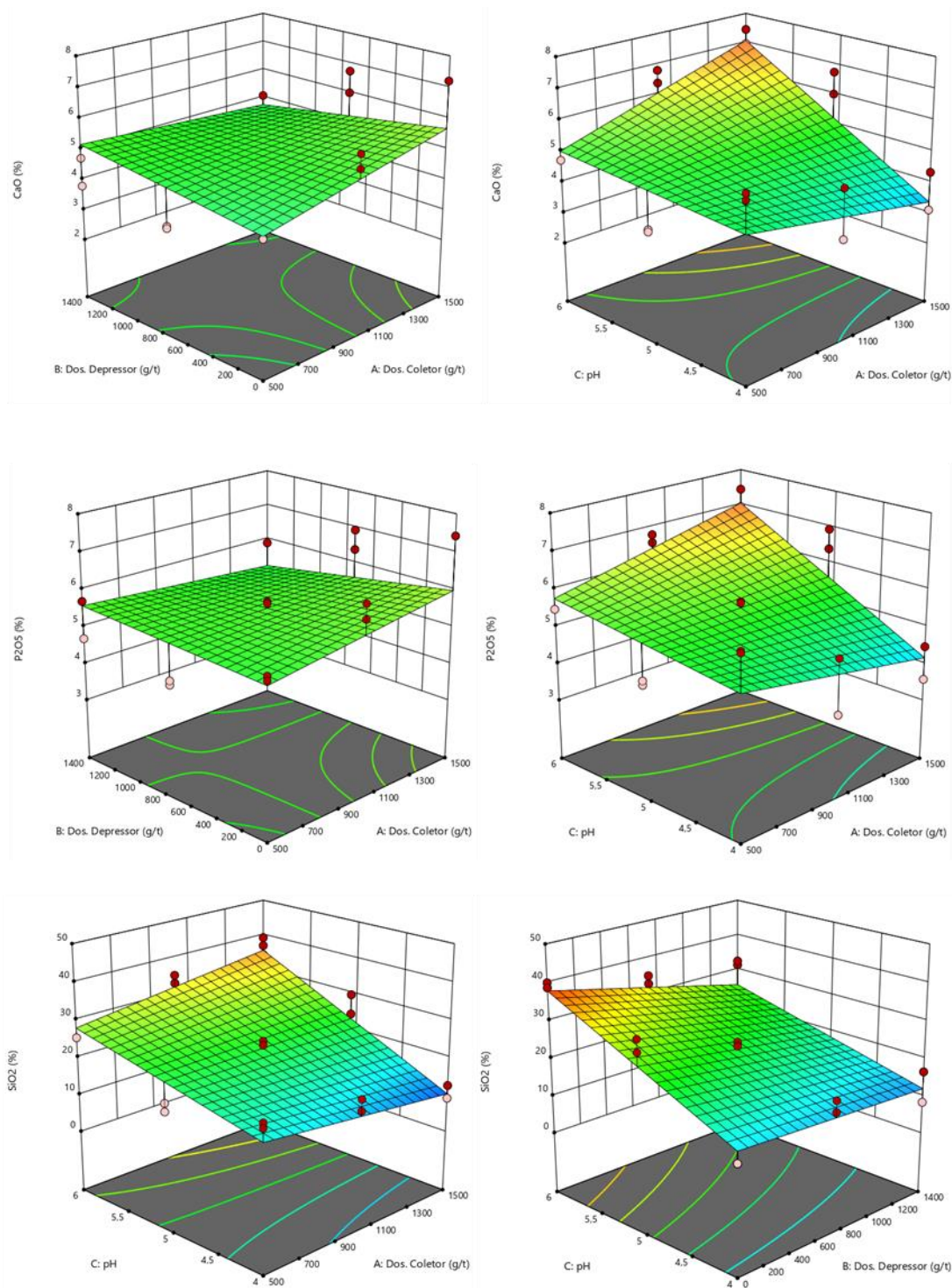
Para o CaO, a ANOVA (Tabela 12) mostrou que os fatores significativos são o pH (C) e as interações AB (dosagem do coletor × dosagem do depressor) e AC (dosagem do coletor × pH). Os gráficos revelaram que o teor de CaO aumenta com a elevação do pH e apresenta maior variação quando há interação entre pH e dosagens intermediárias de coletor. Além disso, a interação AB indica que, em certas combinações de coletor e depressor, há um comportamento distinto na recuperação deste contaminante.

Tabela 12 – ANOVA para o CaO com o coletor P.

Source	Sum of Squares	df	Mean Square	F-value	p-value	
Model	68,25	6	11,37	15,70	< 0.0001	significant
A-Dos. Coletor	1,57	1	1,57	2,17	0,1473	
B-Dos. Depressor	0,0812	1	0,0812	0,1121	0,7393	
C-pH	39,14	1	39,14	54,00	< 0.0001	
AB	4,04	1	4,04	5,58	0,0224	
AC	16,22	1	16,22	22,38	< 0.0001	
BC	0,0057	1	0,0057	0,0079	0,9297	

Fonte: autoria própria (2025).

Figura 38 – Gráficos da superfície de resposta para os contaminantes CaO, P₂O₅ e SiO₂ com coletor P.



Fonte: autoria própria (2025).

No caso do P₂O₅, os fatores mais significativos pela ANOVA (Tabela 13) foram o pH (C) e a interação AC (dosagem do coletor × pH). Observou-se nos gráficos que o teor de P₂O₅

aumenta com o aumento da dosagem do coletor e em pH mais elevados, indicando que a combinação dessas variáveis favorece a recuperação deste contaminante. A interação AC reforça que a resposta de P_2O_5 é mais sensível ao ajuste simultâneo de pH e coletor.

Tabela 13 – ANOVA para o P_2O_5 com o coletor P.

Source	Sum of Squares	df	Mean Square	F-value	p-value	
Model	42,78	6	7,13	15,41	< 0.0001	significant
A-Dos. Coletor	0,2626	1	0,2626	0,5676	0,4550	
B-Dos. Depressor	0,4865	1	0,4865	1,05	0,3104	
C-pH	28,52	1	28,52	61,65	< 0.0001	
AB	1,64	1	1,64	3,55	0,0659	
AC	7,46	1	7,46	16,13	0,0002	
BC	0,5521	1	0,5521	1,19	0,2803	

Fonte: autoria própria (2025).

Para o SiO_2 , a ANOVA (Tabela 14) identificou a dosagem do depressor (B), o pH (C) e as interações AC (dosagem do coletor \times pH) e BC (dosagem do depressor \times pH) como fatores significativos. Os gráficos mostraram que o teor de SiO_2 aumenta principalmente com o aumento do pH e com maiores dosagens de coletor. Fuerstenau *et al.* (2007) destacam que a seletividade na flotação pode ser reduzida em condições de pH elevado e altas dosagens de coletor, devido à adsorção inespecífica, o que está de acordo com os resultados observados. As interações AC e BC indicam que a resposta de SiO_2 é fortemente influenciada por ajustes simultâneos entre pH e variações de dosagem. Meyers e Quinn (1980) apontam que a interação entre ácidos graxos e silicatos pode ser mediada por pontes de hidrogênio ou por forças de van der Waals, especialmente em sistemas com pH modificado, o que pode explicar parte do comportamento observado. A influência da dosagem do depressor também é relevante, embora secundária.

Tabela 14 – ANOVA para o SiO_2 com o coletor P.

Source	Sum of Squares	df	Mean Square	F-value	p-value	
Model	4249,41	6	708,23	44,36	< 0.0001	significant
A-Dos. Coletor	2,90	1	2,90	0,1819	0,6717	
B-Dos. Depressor	507,99	1	507,99	31,82	< 0.0001	
C-pH	3049,71	1	3049,71	191,00	< 0.0001	
AB	4,37	1	4,37	0,2738	0,6032	
AC	299,84	1	299,84	18,78	< 0.0001	
BC	129,27	1	129,27	8,10	0,0066	

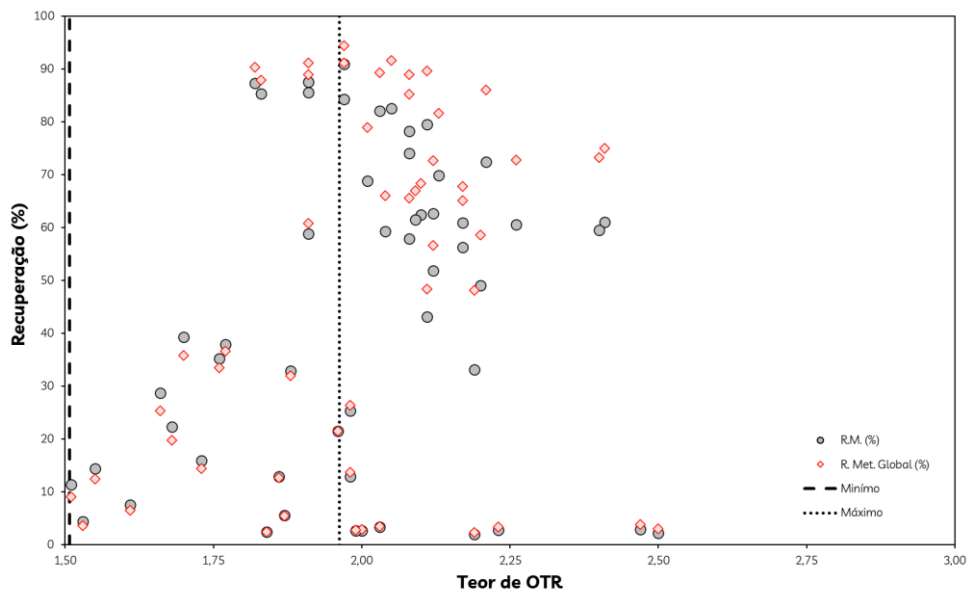
Fonte: autoria própria (2025).

De forma geral, os resultados evidenciaram que a dosagem do coletor (A) e o pH (C) são os principais fatores que controlam a recuperação dos contaminantes, especialmente CaO e P₂O₅. Para o SiO₂, além do pH e do coletor, a dosagem do depressor (B) também desempenha um papel importante. Wills e Napier-Munn (2006) destacam que o controle de pH e a dosagem de reagentes são essenciais para evitar a recuperação indesejada de minerais de ganga, como o SiO₂, corroborando com a necessidade de ajustes simultâneos desses parâmetros.

A Figura 39 apresenta a relação entre o teor dos OTR totais e as recuperações mássica e metalúrgica globais, com a utilização do coletor P. A distribuição dos dados revela que, à medida que o teor de OTR aumenta, há uma tendência de elevação na recuperação metalúrgica, com vários pontos concentrados acima de 80% de recuperação. Em contrapartida, a recuperação mássica demonstra maior dispersão, especialmente para teores abaixo de 2,0%, demonstrando maior variabilidade nesse intervalo. Cada par de pontos no gráfico representa um ensaio realizado, com pares próximos geralmente correspondendo a duplicatas.

Os resultados com o maior teor médio de OTR foram obtidos nos ensaios 033 e 034, alcançando 2,49%, nas condições de 500 g/t de coletor e 700 g/t de depressor em pH 4. No entanto, as recuperações mássicas e metalúrgica associada a esses ensaios são próximas de 3,0%. Por outro lado, o segundo maior teor médio de OTR foi aplicado nos ensaios 055 e 056, com 2,40%. Nesses ensaios, a recuperação mássica atingiu 60,28%, e a recuperação metalúrgica atingiu 74,10%, sob as condições de 1.500 g/t de coletor, ausência de depressor (0 g/t) e pH 5.

Figura 39 – Recuperação mássica e metalúrgica global dos OTR com coletor P.



Fonte: autoria própria (2025).

5.3.3 Flotação direta - Coletor LB

Assim como o coletor P, o coletor LB demonstrou resultados de teores maiores para os produtos flotados com relação ao produto afundado. Nesses ensaios, assim como com o P, foi realizada apenas etapa *rougher*, com ensaios feitos em duplicata, conforme visto anteriormente na Figura 17. Mas diferente dos ensaios com EDA e com o P, não foi utilizado reagente depressor nestes ensaios, pois desejou-se avaliar apenas a influência da dosagem com relação ao pH neste dado momento.

Na ANOVA apresentada na Tabela 15, o modelo geral demonstrou ser estatisticamente significativo, com um valor de F de 19,90 e um p-valor inferior a 0,0001. Isso indica que, coletivamente, os fatores incluídos no modelo têm um impacto relevante na recuperação de OTR quando se utiliza o coletor LB.

Tabela 15 – ANOVA para os OTR totais com o coletor LB.

Source	Sum of Squares	df	Mean Square	F-value	p-value	
Model	2,18	2	1,09	19,90	< 0.0001	significant
A-Dos. coletor	0,2627	1	0,2627	4,80	0,0399	
B-pH	1,92	1	1,92	35,01	< 0.0001	

Fonte: autoria própria (2025).

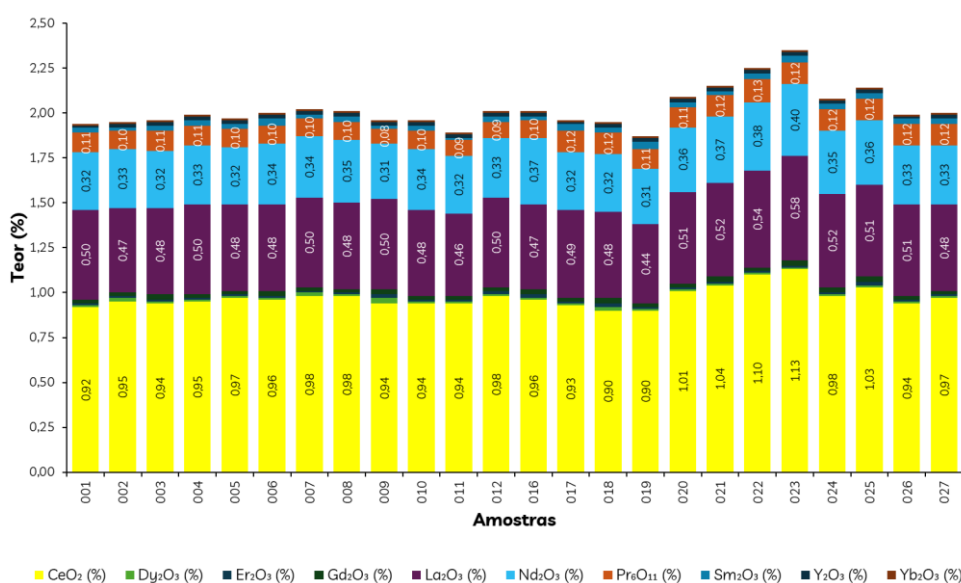
Entre os fatores individuais avaliados, tanto a dosagem do coletor (A) quanto o pH (B) foram identificados como significativos. Especificamente, a dosagem do coletor apresentou um F-value de 4,80 e um p-valor de 0,0399, indicando que variações na dosagem do coletor influenciam significativamente a recuperação de OTR. Por outro lado, o pH mostrou um F-value de 35,01 e um p-valor inferior a 0,0001, ressaltando que o pH tem um efeito ainda mais pronunciado sobre a recuperação de OTR no processo de flotação com o coletor LB.

Esses resultados sugerem que, para otimizar a recuperação de OTR utilizando o coletor LB, é crucial ajustar tanto a dosagem do coletor quanto o pH do sistema. A significância estatística de ambos os fatores reforça a necessidade de monitoramento e controle rigoroso dessas variáveis durante o processo, visando maximizar a eficiência da flotação e garantir a qualidade desejada dos resultados.

Nas análises dos produtos afundados e flotados, representados respectivamente nas Figuras 40 e 41, observaram-se comportamentos distintos em relação aos teores dos OTR. No produto afundado (Figura 40), os teores do OTR foram considerados mais uniformes entre os

ensaios, mesmo com as alterações das condições experimentais. Os valores totais variaram entre 1,95% e 2,35%, demonstrando uma distribuição relativamente um pouco mais estável quando comparados com o produto flotado. O óxido de Ce destacou-se como o componente principal, com teores variando de 0,92% a 1,13%, seguido pelo Nd, com teores entre 0,31% e 0,39%. O La também apresentou teores consideráveis, situando-se na faixa de 0,45% a 0,51%, representando uma importante contribuição para os OTR totais. Os demais elementos, como Pr, Sm, e Dy, tiveram participações menores e variações pouco expressivas.

Figura 40 – Teores dos OTR no afundado com coletor LB.



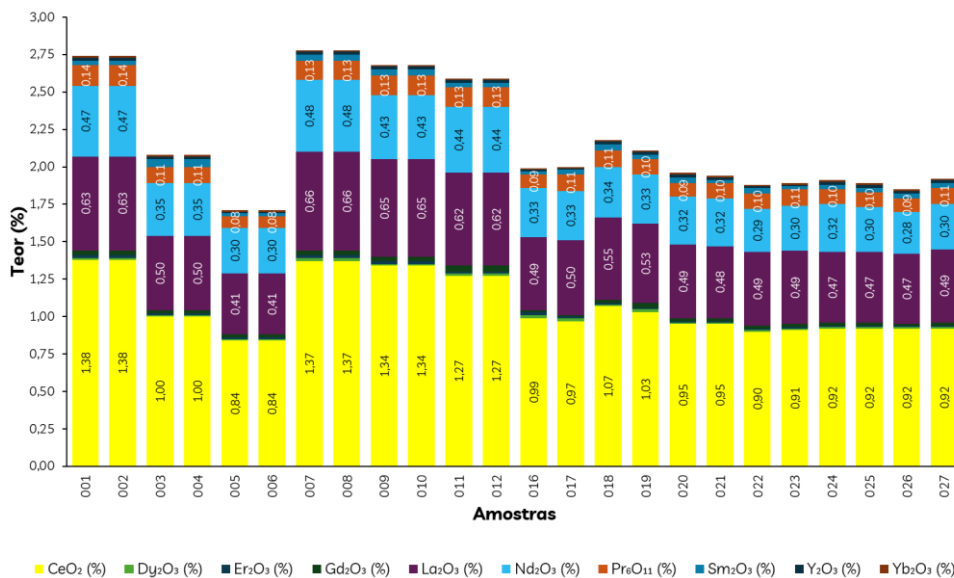
Fonte: autoria própria (2025).

Já no produto flotado (Figura 41), os teores de OTR apresentaram variações mais significativas, com valores totais situando-se entre 1,71% e 2,78%. Nesse caso, também foi observada uma maior concentração, principalmente de OTR de Ce, La e Nd, em comparação com o produto afundado. Os teores de Ce variaram entre 1,27% e 1,38%, os de La oscilaram entre 0,84% e 1,00%, enquanto os de Nd ficaram entre 0,32% e 0,48%.

Um aspecto importante estudado foi que os teores mais elevados de OTR foram obtidos em pH 3. Nos ensaios realizados com 500 g/t (ensaios 007 e 008), 1.000 g/t (ensaios 009 e 010) e 1.500 g/t (ensaios 011 e 012), os teores de OTR foram de 2,78%; 2,68% e 2,59%; respectivamente. Esses resultados indicaram que, com o aumento na dosagem de coletor, houve um declínio no teor de OTR. Outro ensaio com teor elevado foi realizado nas duplicatas 002 e 003, que, utilizando 500 g/t de coletor em pH 4, alcançaram um teor de OTR de 2,74%.

Esse comportamento pode ser atribuído à menor seletividade do processo de flotação em condições de excesso de coletor, conforme descrito por Wills e Finch (2015). Nessas condições, ocorre a saturação das superfícies dos minerais de interesse, juntamente com a adsorção não seletiva do coletor em partículas de ganga, o que promove a flotação de minerais indesejados e reduz a eficiência do concentrado. O excesso de coletor também intensifica a formação de espuma, dificultando a separação eficiente dos minerais e contribuindo para a diluição do teor no produto final. Assim, os resultados reforçam a importância de otimização da dosagem do coletor para preservar a seletividade do processo e favorecer o enriquecimento em OTR.

Figura 41 – Teores dos OTR no flotado com coletor LB.

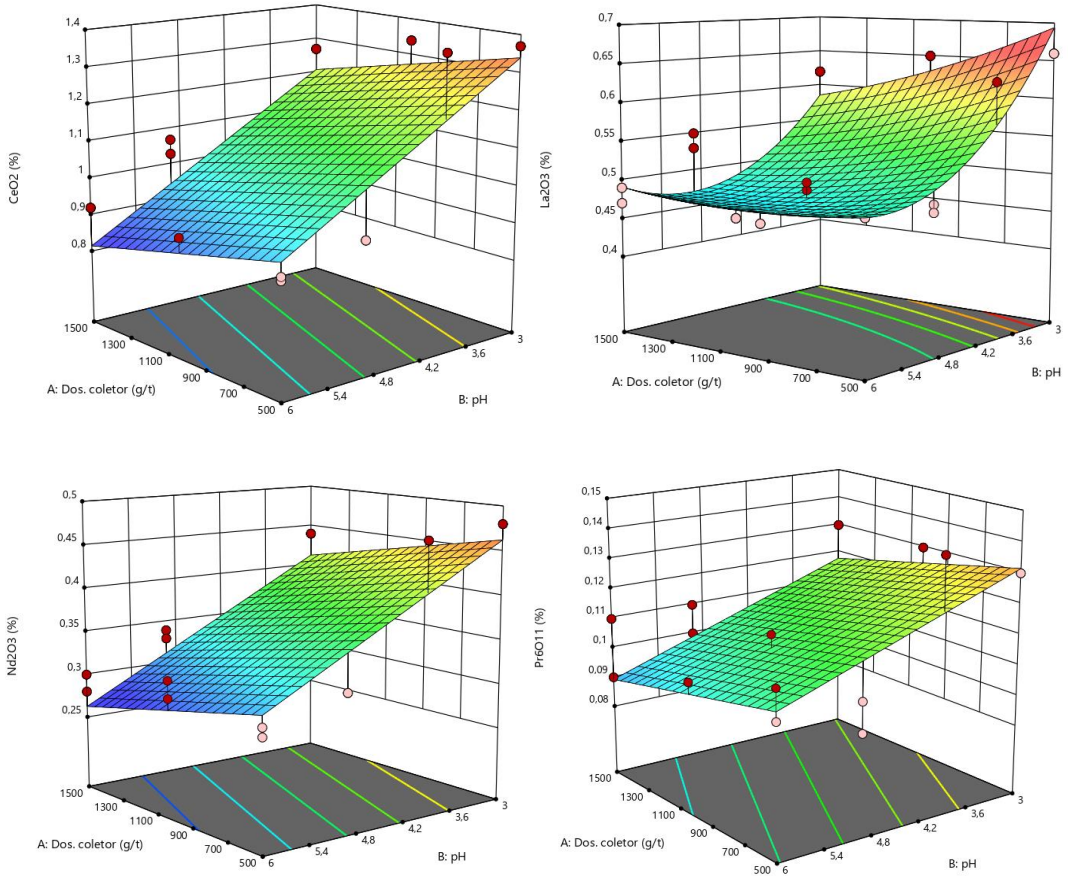


Fonte: autoria própria (2025).

Na Figura 42, são apresentados gráficos de superfície para os principais óxidos (CeO₂, La₂O₃, Nd₂O₃ e Pr₆O₁₁). Esses gráficos avaliam a influência da variação do pH e da dosagem do coletor sobre os teores de cada óxido. Os gráficos de superfície para outros óxidos de terras raras, como Sm, Dy, Gd, Er, Y e Yb, estão disponíveis no Anexo L.

Nesses ensaios observou-se que, ao analisar cada óxido de terras raras individualmente, esses possuem uma tendência de serem mais influenciados pelo pH do que pela dosagem do coletor, que demonstrou ter pouca influência sobre os resultados. Os melhores valores foram obtidos em pH próximo de 3, conforme evidenciado anteriormente pela ANOVA.

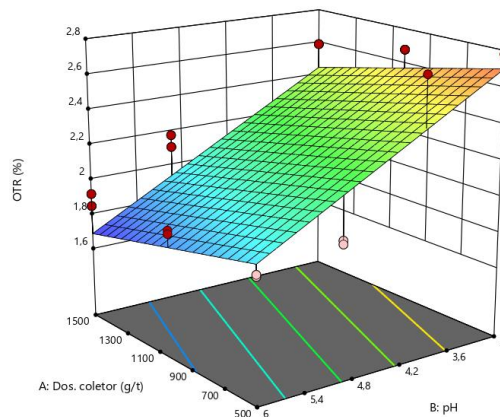
Figura 42 – Gráficos de superfície para CeO₂, La₂O₃, Nd₂O₃ e Pr₆O₁₁ com coletor LB.



Fonte: autoria própria (2025).

A Figura 43 reforça essa análise ao apresentar os resultados dos OTR totais, evidenciando a mesma tendência: quanto menor o valor do pH, maior é o teor da amostra, com pouca influência das dosagens do coletor sobre os resultados.

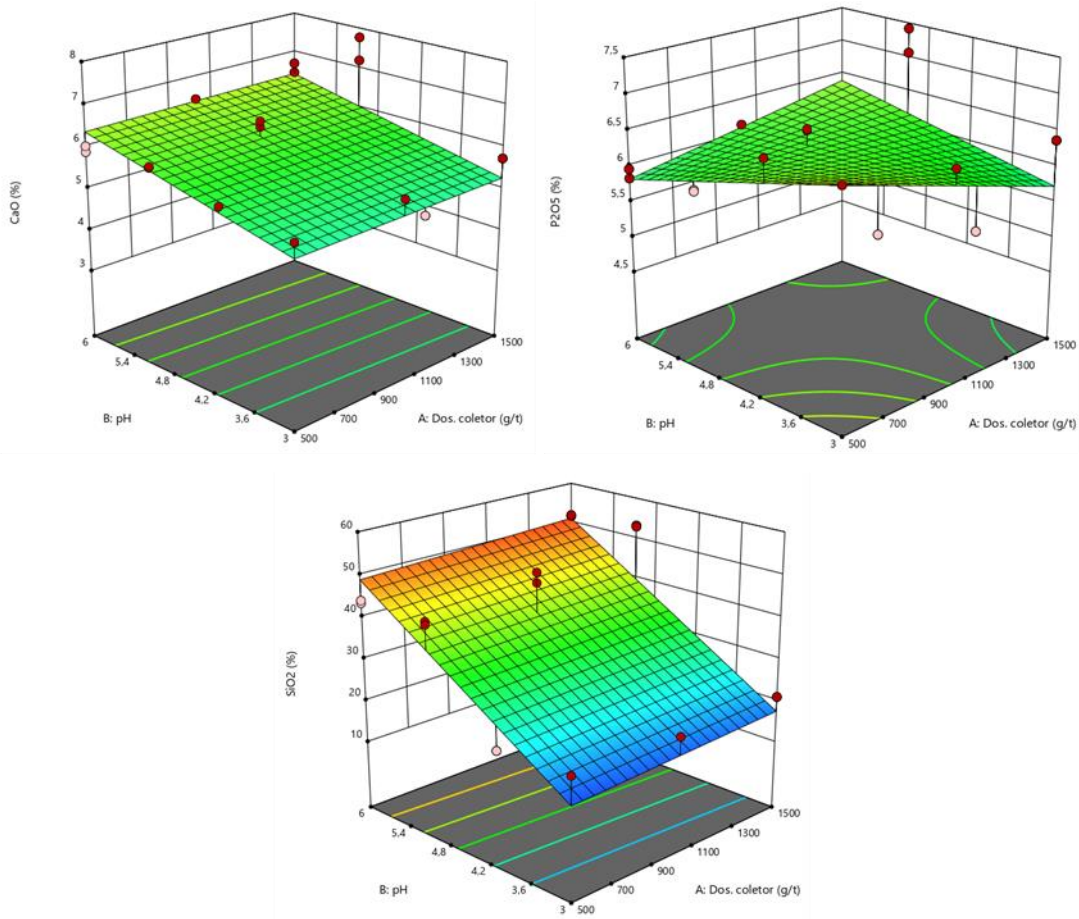
Figura 43 – Gráfico de superfície para os OTR totais com coletor LB.



Fonte: autoria própria (2025).

Com relação aos principais contaminantes (CaO , P_2O_5 e SiO_2), apresentados na Figura 44, observou-se que o CaO não apresenta resultados significativos na presença do coletor, porém tem seu desempenho melhorado em condições de pH mais elevado. Em relação ao P_2O_5 , foi avaliado que este não sofre influência nem da dosagem do coletor nem do próprio coletor, sendo um óxido que demonstra baixa resposta a essas condições experimentais. Por sua vez, o SiO_2 apresentou um comportamento semelhante ao CaO , porém mostrou-se mais sensível às variações de pH, com melhores resultados em pH mais elevado. Esses resultados demonstram que, para a separação dos OTR dos contaminantes utilizando esse coletor ou coletores semelhantes, o pH se apresenta como o fator chave para a eficiência do processo de concentração.

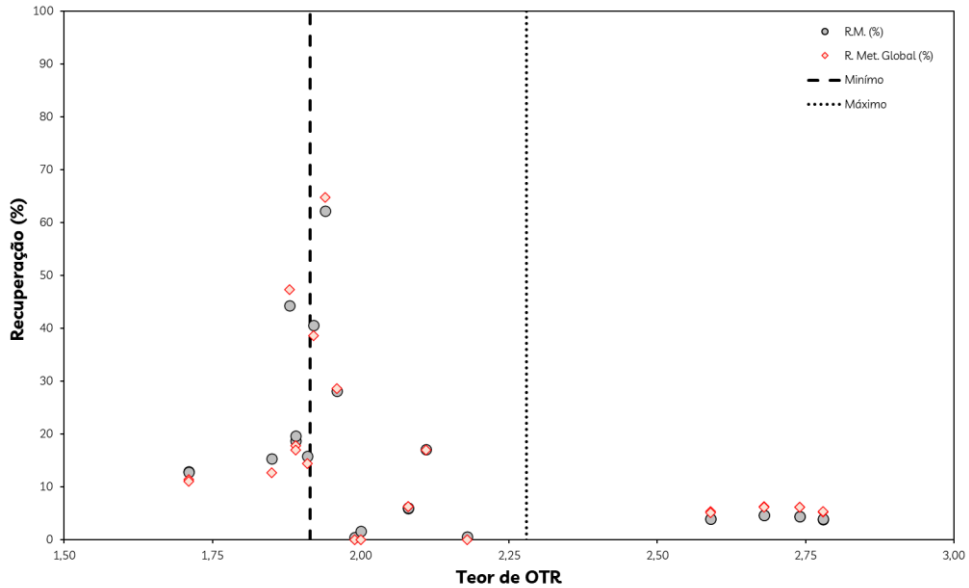
Figura 44 – Gráficos da superfície de resposta para os contaminantes CaO , P_2O_5 e SiO_2 com coletor LB.



Fonte: autoria própria (2025).

A Figura 45 apresenta a relação entre o teor de OTR e as recuperações mássica e metalúrgica globais utilizando o coletor LB. Observa-se que a maior concentração de pontos está localizada abaixo ou entre os valores mínimo e máximo do teor da alimentação, refletindo a predominância de resultados com teores inferiores ou similares ao material alimentado.

Figura 45 – Recuperações mássica e metalúrgica global dos OTR com coletor LB.



Fonte: autoria própria (2025).

Os maiores teores médios de OTR foram obtidos nos ensaios das duplicatas 007 e 008, alcançando 2,78% nas condições de 500 g/t de coletor em pH 3. No entanto, as recuperações mássica e metalúrgica associadas a esses ensaios foram de 3,92% e 5,33%, respectivamente. Resultados semelhantes foram obtidos com 1.000 e 1.500 g/t no mesmo pH, assim como no ensaio com 500 g/t em pH 4. Isso indica que os valores de recuperações associados aos teores mais elevados foram baixos.

6 CONSIDERAÇÕES FINAIS

A realização deste trabalho demonstrou que a técnica de flotação apresenta potencial promissor para projetos voltados à recuperação de elementos de terras raras no depósito do Complexo Alcalino-Carbonatítico Catalão I. O estudo avaliou a recuperação de OTR a partir de rejeitos gerados no processamento de nióbio pela empresa CMOC, utilizando a técnica de flotação em diferentes condições operacionais.

Os resultados indicaram que os OTR responderam positivamente ao processo, com destaque para os óxidos leves, como cério, lantânio e neodímio, que foram enriquecidos em algumas combinações de ensaios. Observou-se que há mais de um mineral portador de terras raras no depósito, possivelmente das classes dos fosfatos e carbonatos, o que contribuiu para o aumento dos teores em diversos ensaios.

Os ensaios realizados com o coletor EDA demonstraram seletividade na flotação. Um ensaio em especial, nas condições de 1.200 g/t de coletor com 700 g/t de depressor, obteve recuperação mássica global de 56,46% e recuperação metalúrgica global de 75,99%; com teor de 2,62%. No entanto, percebeu-se que os contaminantes, como o SiO₂, interferiram, evidenciando a necessidade de otimização do processo para minimizar a ganga associada.

Com o coletor P, a flotação apresentou resultados igualmente promissores. Nos ensaios com teor médio de 2,40%, 1.500 g/t de coletor, ausência de depressor (0 g/t) e pH 5, alcançou-se recuperação mássica de 60,28% e recuperação metalúrgica de 74,10%. Pôde-se concluir que o coletor P demonstrou sensibilidade às variações de pH, sendo que, com o pH 4, houve uma concentração mais expressiva desses óxidos, indicando que o ajuste das condições de pH pode potencializar a eficiência deste coletor.

O coletor LB, por sua vez, apresentou resultados mais elevados com relação ao teor de OTR, especialmente quando o pH foi ajustado para 3, alcançando 2,78%; no entanto, em relação às recuperações mássicas e metalúrgicas, os resultados já não se mostraram tão favoráveis, sendo ambas próximas de 5%.

Conclui-se que a escolha do coletor e a otimização das condições de flotação, especialmente o ajuste do pH, são fatores fundamentais à recuperação dos OTR e redução da presença de contaminantes. Os resultados obtidos fornecem suporte para o desenvolvimento de rotas de processamento, contribuindo para o aproveitamento econômico dos rejeitos.

REFERÊNCIAS

Abaka-Wood, G. B.; Addai-Mensah, J.; Skinner, W. **Selective flotation of rare earth oxides from hematite and quartz mixtures using oleic acid as a collector.** International Journal of Mineral Processing. Volume 169, 2017, Pages 60-69, ISSN 0301-7516, <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2017.10.002>.

Abeidu, A. M. **The separation of monazite from zircon by flotation.** Journal of the Less Common Metals. Volume 29, Issue 2, 1972, Pages 113-119, ISSN 0022-5088, [https://doi.org/10.1016/0022-5088\(72\)90181-6](https://doi.org/10.1016/0022-5088(72)90181-6).

Almeida, W. M. **Avaliação da Eficiência Técnica de um Novo Coletor na Flotação de Nióbio a partir de Amostras de Rejeito** / Warley Mariano de Almeida. - 2023. 127, f.: il. Orientador: Prof. Dr. Elenice Maria Schons Silva. Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação) - Universidade Federal de Catalão, Faculdade de Engenharia, Engenharia de Minas, Catalão, 2023.

Araújo, F. S. D. **Flotação de minerais portadores de terras raras de depósitos de Goiás / Franciulli da Silva Dantas de Araújo.** - 2024.127, CXXVII f. Orientador: Prof. Dr. André Carlos Silva; co-orientadora Profa. Dra. Elenice Maria Schons Silva. Tese (Doutorado) - Universidade Federal de Catalão, Instituto de Física, Catalão, Programa de Pós-Graduação em Ciências Exatas e Tecnológicas, Catalão, 2024.

Balaram, V. **Rare earth elements: A review of applications, occurrence, exploration, analysis, recycling, and environmental impact.** Geoscience Frontiers, 10, n. 4, p. 1285-1303, 2019.

Baltar, C. A. M. **Flotação: uma nova abordagem.** Recife – PE: Editora UFPE, 2021. 537 p. 978-65-86732-03-0.

Baltar, C. A. M. **Flotação no Tratamento de Minérios.** Recife: Departamento de Engenharia de Minas/UFPE, 2008.

Bulatovic, S. M. **Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice – flotation of sulfide ores.** Elsevier, Amsterdam, first edition, 2007.

Cen, P., Bian X., Liu, Z., Gu, M., Wu, W., Li, B. Extraction of rare earths from bastnaesite concentrates: **A critical review and perspective for the future. Minerals Engineering.** Volume 171. 2021, 107081, ISSN 0892-6875, <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107081>.

CETEM. INCT PATRIA - **Processamento e Aplicações de Ímãs de Terras-Raras para Indústria de Alta Tecnologia (2020).** Disponível em: <https://www.cetem.gov.br/antigo/projetos-financiados-por-agencias-e-ou-recursos-publicos/item/2460-inct-patria>. Acesso em: 18 de out. 2024

Chang, S. *et al.* **Mechanism of phthalic acid collector in flotation separation of fluorite and rare earth,** Journal of Rare Earths, Volume 40, Issue 1, 2022, Pages 118-126, ISSN 1002-0721, <https://doi.org/10.1016/j.jre.2020.11.002>.

Chaves, A. P.; Leal Filho L. S.; Braga, P. F. A. Flotação. In: **Tratamento de minérios**. 6.ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2018. Cap.10, p.405-459, 2018.

Cheng, T. W., Holtham, P., Tran, T. **Froth flotation of monazite and xenotime**. *Miner. Eng.* 6 (4), 341–351, 1993.

Cheng *et al.* **The surface properties and flotation behaviour of xenotime**. *Minerals Engineering*. Volume 7, Issue 9, 1994. Pages 1085-1098, ISSN 0892-6875, [https://doi.org/10.1016/0892-6875\(94\)90001-9](https://doi.org/10.1016/0892-6875(94)90001-9).

Chi, Ruan *et al.* Beneficiation of rare earth ore in china. In: **Light Metals 2001 as held at the 130 th TMS Annual Meeting**. 2001. p. 1159-1165.

Dostal, J. **Rare Earth Element Deposits of Alkaline Igneous Rocks**. *Resources*, MDPI, vol. 6(3), pages 1-12, July. 2017. Disponível em: <<https://ideas.repec.org/a/gam/jresou/v6y2017i3p34-d105858.html>>. Acesso em 20 set. 2024.

Duan *et al.* **Preparation of a novel bis hydroxamic collector and its impact on bastnaesite flotation**. *Minerals Engineering*. Volume 156, 2020, 106496, ISSN 0892-6875, <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106496.2020>.

Dushyantha, N.; Batapola, N.; Ilankoon, I. M. S. K.; Rohitha, S. *et al.* The story of rare earth elements (REEs): **Occurrences, global distribution, genesis, geology, mineralogy and global production**. *Ore Geology Reviews*, n. 122, p. 17, 2020.

Fuerstenau, M. C. **Chelating agents as flotation collectors**. In: Young, C.A., Kellar, J.J., Free, M.L. (Eds.), *Innovations in Natural Resource Processing: Proceedings of the Jan D. Miller Symposium*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration, Salt Lake City, USA, pp. 33–56, 2005.

Fuerstenau, M.C.; Jameson, G.J.; Yoon, R.H. **Froth Flotation: A Century of Innovation**. Littleton: SME, 2007.

Golev, A.; Scott, M.; Erskine, p. D.; Ali, S. H. *et al.* Rare earths supply chains: Current status, constraints and opportunities. **Resources Policy**, 41, p. 52-59, 2014.

Gupta, C. K., e Krishnamurthy, N. **Extractive metallurgy of rare earths**. *International Materials Reviews*, 37(1), 197–248. <https://doi.org/10.1179/imr.1992.37.1.197>, 1992.

Gupta, C.K., Krishnamurthy, N. **Extractive Metallurgy of Rare Earths**. CRC Press, Boca Raton, Florida, 2005.

Houot, R., Cuif, J.-P., Mottot, Y., Samama, J.-C. **Recovery of rare earth minerals, with emphasis on flotation process**. *Materials Science Forum*. Trans. Tech. Publ. 301–324, 1991.

Ito, S., Yotsumoto, H., Sakamoto, H. **Magnetic separation of monazite and xenotime**. In: Siribumrungsukha, B., Arrykul, S., Sanguansai, P., Pungrassami, T., Sikong, L., Kooptarnond, K. (Eds.), *Proceedings of the International Conference on Rare Earth Minerals and Minerals for Electronic Uses*. Prince Songkla University, Hat Yai, THA, pp. 279–299, 1991.

Jordens, A.; Cheng, Y. P.; Waters, K. E. A review of the beneficiation of rare earth element bearing minerals. **Minerals Engineering**, Volume 41, p. 97-114, 2013. ISSN 0892-6875, <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.10.017>.

Jordens, A.; Marion, C.; Langlois, R.; Grammatikopoulos, T. *et al.* Beneficiation of the Nechalacho rare earth deposit. Part 1: **Gravity and magnetic separation**. *Minerals Engineering*, 99, p. 111-122, 2016a.

Jordens, A.; Marion, C.; Langlois, R.; Grammatikopoulos, T. *et al.* Beneficiation of the Nechalacho rare earth deposit. Part 2: **Characterisation of products from gravity and magnetic separation**. *Minerals Engineering*, 99, p. 96-110, 2016b.

Jung, *et al.* **Rheological properties of rare earth minerals flotation pulp in the presence of anions**. *Journal of Rare Earths*. Volume 42, Issue 11, 2024, Pages 2172-2182, ISSN 1002 0721, <https://doi.org/10.1016/j.jre.2023.10.006>.

Krishnamurthy, N.; Gupta, C. K. **Extractive metallurgy of rare earths**. Second ed. Boca Raton, FL: CRC Press, 2016. 839 p.

Laznicka, P. **Giant deposits: industry, economics, politics**. In: *Giant Metallic Deposits*. Springer, Berlin, Heidelberg, pp. 703-724, 2010.

Leja, J. **Surface Chemistry of Froth Flotation**. Plenum Press. New York, 1982.

Li, L. Z.; Yang, X. China's rare earth deposit and beneficiation techniques. *In: European Rare Earth Resources Conference*, Milos – Grécia. 2014.

Lins, F. A. F.; Costa, L. S. N.; Delgado O. C.; Gutierrez, J. M. A. **Concentrador centrífugo: revisão e aplicações potenciais**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 1992.

Long, K. R., Van Gosen, B. S., Foley, N.K., Cordier, D. **The Principal Rare Earth Elements Deposits of the United States: A Summary of Domestic Deposits and a Global Perspective**. In: Sinding-Larsen, R., Wellmer, FW. (eds) *Non-Renewable Resource Issues*. International Year of Planet Earth. Springer, Dordrecht. https://doi.org/10.1007/978-90-481-8679-2_7, 2012.

Mancheri, N. A.; Sprecher, B.; Bailey, G.; Ge, J. *et al.* **Effect of Chinese policies on rare earth supply chain resilience**. *Resources, Conservation and Recycling*, 142, p. 101-112, 2019.

Marion, C.; Grammatikopoulos, T.; Rudinsky, S.; Langlios, R. *et al.* **A mineralogical investigation into the pre-concentration of the Nechalacho deposit by gravity separation**. *Minerals Engineering*, 121, p. 1-13, 2018.

Marion, C.; Li, R.; Waters, K. E. **A review of reagents applied to rare-earth mineral flotation**. *Adv Colloid Interface Sci*, 279, p. 102142, May 2020.

Meyers, P. A.; Quinn, J. G. **Factors affecting the association of fatty acids with mineral particles in sea water**. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, v. 44, n. 5, p. 783-787, 1980.

Mineração Serra Verde. **Histórico de Exploração.** Disponível em: <https://svpm.com.br/br/historico/> Acesso em: 04 set. 2024.

Monte, M. B. D. M., Peres, A. E. C. **Química de superfície na flotação.** In: Tratamento de Minérios, 4ª ed., pp.339-407, 2004.

Moldoveanu, G. A.; Papangelakis, V. G. **An overview of rare-earth recovery by ionexchange leaching from ion-adsorption clays of various origins.** Mineralogical Magazine, 80, n. 1, p. 14, 2016.

Oliveira, S. M. B., Imbernon, R. A. L. **Weathering and REE concentration in Catalão I carbonatitic complex.** Central Brazil. Journal of South Amer. Earth Sci., n. 11 (4): p. 379-388, 1998.

Oliveira, M. L. M. D.; Aquino, J. A. D. Amostragem. In: Sampaio, J. A.; França, S. C. A.; Braga, P. F. A., (Ed.). **Tratamento de minérios: práticas laboratoriais** Rio de Janeiro: CETEM - MCT, 2007.

Palmieri, M. **Modelo geológico e avaliação de recursos minerais do depósito de nióbio Morro do Padre, Complexo alcalino-carbonatítico Catalão II, GO.** Orientador: BROD, J. A. 2011. 126 f. Dissertação (Mestrado) - Instituto de Geociências, Universidade Federal de Brasília, Brasília.

Pavez, O., Peres, A. E. C. **Effect of sodium metasilicate and sodium sulphide on the floatability of monazite-zircon-rutile with oleate and hydroxamates.** Miner. Eng. 6 (1), 69–78, 1993.

Peres, A. E. C. Araujo, A. C. **A flotação como operação unitária no tratamento de minérios.** In: Flotação: o estado da arte no Brasil. Arthur Pinto Chaves, editor. São Paulo: Signus Editora, pp. 01-30, 2006.

Pol'kin, S. I., Ilie, P., Solnyshkin, V.I., Zakharov, A.E. **Selective desorption of sodium oleate from pyrochlore, zircon and monazite by sodium sulfide.** In: Plaksin, I.N. (Ed.), Flotation Properties of Rare Metal Minerals. Primary Sources, New York, USA, pp. 46–56, 1967.

Projeto de Lei – 2780/2024. **Política Nacional de Minerais Críticos e Estratégicos (PNMCE).** Disponível em: https://www.camara.leg.br/proposicoesWeb/prop_mostrarintegra?codteor=2450892&filename=PL%202780/2024. Acesso em 08 de ago. 2024.

Ren, J., Lu, S., Song, S., Niu, J. **A new collector for rare earth mineral flotation.** Miner. Eng. 10 (12), 1395–1404, 1997.

Ribeiro, C. C. **Geologia, geometalurgia, controles e gênese dos depósitos de fósforo, terras raras e titânio do complexo carbonatítico Catalão I, GO.** Orientador: Gaspar, J. C. e Brod, J. A. 2008. 473 f. Tese (Doutorado) - Instituto de Geociências, Universidade Federal de Brasília, Brasília – DF.

Sampaio, J. A. *et al.* Separação magnética e eletrostática. In: **Tratamento de minérios.** 6.ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2018. Cap.8, p.341-379.

Silva, A. C. **Produção de ETR a partir do rejeito da produção de Nb na NIOBRAS/CMOC.** UFCAT, 2024.

Silva, E. M. S. **Utilização de amido de sorgo como depressor na flotação de minérios** [manuscrito] / Elenice Maria Schons Silva. 2018. 325 f., enc.: il. Orientador: Antônio Eduardo Clark Peres. Co-orientador: Tobias Elwert. Tese (doutorado) - Universidade Federal de Minas Gerais, Escola de Engenharia.

Satur, J.V., *et al.* **Flotation of rare earth minerals from silicate–hematite ore using tall oil fatty acid collector.** *Miner. Eng.* 89, 52–62, 2016.

SIMEXMIN, **Depósitos minerais de fosfato da CMOC Brasil (2024).** Disponível em: <https://simexmin.org.br/2024ing/wp-content/uploads/2024/06/21-17h20-Depositos-minerais-de-fosfato-da-CMOC-Fabrizio-Costa.pdf> Acesso em: 15 de out. 2024.

Singh, H., Sadiq, M., Sharma, B.B. **Exploration for rare earth elements in North East India.** *Current Science* 107 (2), 178e180, 2014.

Testa, F. G., Avelar, A. N., Silva, R. G., Souza, C. C. **Caracterização Mineralógica e Alternativa para Beneficiamento de Litotipos Mineralizados em Terras Raras do Complexo Alcalino de Catalão.** *Tecnologia Em Metalurgia Materiais e Mineração*, 14 (1) 2017. <https://doi.org/10.4322/2176-1523.1064>.

USGS. U.S. Geological Survey, Mineral Commodity Summaries, January 2024. By Chad A. Friedline, **NIOBIUM (COLUMBIUM).** Disponível em: <https://pubs.usgs.gov/periodicals/mcs2024/mcs2024-niobium.pdf>. Acesso em 10 out. 2024.

USGS. U.S. Geological Survey, Mineral Commodity Summaries, August 2022. By Gambogi, J. **RARE EARTHS.** Disponível em: <https://pubs.usgs.gov/myb/vol1/2018/myb1-2018-rare-earths.pdf>. Acesso em 10 out. 2024.

USGS. U.S. Geological Survey, Mineral Commodity Summaries, January 2024. By Cordier, D. J. **RARE EARTHS.** Disponível em: <https://pubs.usgs.gov/periodicals/mcs2024/mcs2024-rare-earths.pdf>. Acesso em 10 out. 2024.

Valeton, I. **Bauxites.** Elsevier, Amsterdam, 226 pp., 1972.

Verplanck, P. L., Van Gosen, B. S., Seal I.I., R. R. McCafferty, A. E. TI. **A deposit model for carbonatite and peralkaline intrusion-related rare earth element deposits.** 2014 DOI 10.3133/sir20105070J USGS Publications Warehouse <https://pubs.usgs.gov/publication/sir20105070J>

Vind, J.; Malfliet, A.; Blanpain, B.; Tsakiridis, P.E.; Tkaczyk, A.H.; Vassiliadou, V.; Papias, D. **Rare Earth Element Phases in Bauxite Residue.** *Minerals* 2018, 8, 77. <https://doi.org/10.3390/min8020077>

Wang, J.; Guo, M.; Liu, M.; Wei, X. **Long-term outlook for global rare earth production.** *Resources Policy*, 65, 2020a.

Wang, J.; Zu, P.; Yi, S.; Cao, Z. **Preconcentration of Iron, Rare Earth, and Fluorite from Bayan Obo Ore Using Superconducting Magnetic Separation**. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 38, n. 2, p. 701-712, 2020b.

Wang, K. Y., Mao, Q., Ma, Y.G., Zhou, J.X. **Secondary reaction texture in the Bayan Obo carbonatite**. *Acta Petrol. Sin.* 36, 2674–2678 (in Chinese with English abstract) [http://refhub.elsevier.com/S1367-9120\(18\)30507-8/h0285](http://refhub.elsevier.com/S1367-9120(18)30507-8/h0285), 2015.

Wills, B. A.; Finch, J. A. **Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery**. 8^a ed. Oxford: Butterworth-Heinemann, 2015.

Wills, B. A.; Napier-Munn, T. **Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery**. 7^a ed. Oxford: Elsevier, 2006.

Wübbecke, J. Rare earth elements in China: **Policies and narratives of reinventing an industry**. *Resources Policy*. Volume 38, Issue 3, 2013, Pages 384-394, ISSN 0301-4207, <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2013.05.005>.

Xia, L., Hart, B., Douglas, K. **The role of citric acid in the flotation separation of rare earth from the silicates**. *Miner. Eng.* 74, 123–129, 2015.

Zhang, W., Honaker, R., Groppo, J. Flotation of monazite in the presence of calcite part I: **Calcium ion effects on the adsorption of hydroxamic acid**. *Miner. Eng.* 100, 40–48, 2017.

Zhang, J., Edwards, C. **A review of rare earth mineral processing technology**. In: 44th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors. CIM, Ottawa, pp. 79–102, 2012.

Zhou, B.; LI, Z.; Chen, C. **Global Potential of Rare Earth Resources and Rare Earth Demand from Clean Technologies**. *Minerals*, 7, n. 11, 2017.

Zhou, L.; Ge, J. **Estimating the environmental cost of mixed rare earth production with willingness to pay: A case study in Baotou, China**. *The Extractive Industries and Society*, n. 8, p. 15, 2021.

ANEXOS

ANEXO A – Planejamento de ensaios realizados com coletor EDA.

Teste	Coletor	Dos. Coletor (g/t)	Depressor	Dos. Depressor (g/t)	pH
001	EDA	600	Stargill	0	9,5
002	EDA	600	Stargill	0	9,5
003	EDA	600	Stargill	0	9,5
004	EDA	600	Stargill	0	9,5
005	EDA	900	Stargill	0	9,5
006	EDA	900	Stargill	0	9,5
007	EDA	900	Stargill	0	9,5
008	EDA	1200	Stargill	0	9,5
009	EDA	1200	Stargill	0	9,5
010	EDA	1200	Stargill	0	9,5
011	EDA	600	Stargill	700	9,5
012	EDA	600	Stargill	700	9,5
013	EDA	600	Stargill	700	9,5
014	EDA	900	Stargill	700	9,5
015	EDA	900	Stargill	700	9,5
016	EDA	900	Stargill	700	9,5
017	EDA	1200	Stargill	700	9,5
018	EDA	1200	Stargill	700	9,5
019	EDA	1200	Stargill	700	9,5
020	EDA	600	Stargill	1400	9,5
021	EDA	600	Stargill	1400	9,5
022	EDA	600	Stargill	1400	9,5
023	EDA	900	Stargill	1400	9,5
024	EDA	900	Stargill	1400	9,5
025	EDA	900	Stargill	1400	9,5
026	EDA	1200	Stargill	1400	9,5
027	EDA	1200	Stargill	1400	9,5
028	EDA	1200	Stargill	1400	9,5
029	EDA	600	Stargill	1400	9,5
030	EDA	600	Stargill	700	9,5

ANEXO B – Planejamento de ensaios realizados com coletor P.

Teste	Coletor	Dos. Coletor (g/t)	Depressor	Dos. Depressor (g/t)	pH
001	P	1500	Stargill	0	6
002	P	1500	Stargill	0	6
003	P	1000	Stargill	0	6
004	P	1000	Stargill	0	6
005	P	500	Stargill	0	6
006	P	500	Stargill	0	6
007	P	1500	Stargill	700	6
008	P	1500	Stargill	700	6
010	P	500	Stargill	700	6
011	P	1000	Stargill	700	6
012	P	1000	Stargill	700	6
013	P	1500	Stargill	700	6
014	P	1500	Stargill	700	6
015	P	500	Stargill	1400	6
016	P	500	Stargill	1400	6
017	P	1000	Stargill	1400	6
018	P	1000	Stargill	1400	6
019	P	1500	Stargill	1400	6
020	P	1500	Stargill	1400	6
021	P	500	Stargill	700	5
022	P	500	Stargill	700	5
023	P	1000	Stargill	700	5
024	P	1000	Stargill	700	5
025	P	1500	Stargill	700	5
026	P	1500	Stargill	700	5
027	P	500	Stargill	1400	5
028	P	500	Stargill	1400	5
029	P	1000	Stargill	1400	5
030	P	1000	Stargill	1400	5
031	P	1500	Stargill	1400	5
032	P	1500	Stargill	1400	5
033	P	500	Stargill	700	4
034	P	500	Stargill	700	4
035	P	1000	Stargill	700	4
036	P	1000	Stargill	700	4
037	P	1500	Stargill	700	4
038	P	1500	Stargill	700	4
039	P	500	Stargill	1400	4
040	P	500	Stargill	1400	4
041	P	1000	Stargill	1400	4
042	P	1000	Stargill	1400	4
043	P	1500	Stargill	1400	4
044	P	1500	Stargill	1400	4
045	P	500	Stargill	0	4

046	P	500	Stargill	0	4
047	P	1000	Stargill	0	4
048	P	1000	Stargill	0	4
049	P	1500	Stargill	0	4
050	P	1500	Stargill	0	4
051	P	500	Stargill	0	5
052	P	500	Stargill	0	5
053	P	1000	Stargill	0	5
054	P	1000	Stargill	0	5
055	P	1500	Stargill	0	5
056	P	1500	Stargill	0	5

ANEXO C – Planejamento de ensaios realizados com coletor LB.

Teste	Coletor	Dos. Coletor (g/t)	Depressor	Dos. Depressor (g/t)	pH
001	LB	500	Stargill	0	4
002	LB	500	Stargill	0	4
003	LB	1000	Stargill	0	4
004	LB	1000	Stargill	0	4
005	LB	1500	Stargill	0	4
006	LB	1500	Stargill	0	4
007	LB	500	Stargill	0	3
008	LB	500	Stargill	0	3
009	LB	1000	Stargill	0	3
010	LB	1000	Stargill	0	3
011	LB	1500	Stargill	0	3
012	LB	1500	Stargill	0	3
016	LB	1000	Stargill	0	5
017	LB	1000	Stargill	0	5
018	LB	1500	Stargill	0	5
019	LB	1500	Stargill	0	5
020	LB	500	Stargill	0	5
021	LB	500	Stargill	0	5
022	LB	500	Stargill	0	6
023	LB	500	Stargill	0	6
024	LB	1000	Stargill	0	6
025	LB	1000	Stargill	0	6
026	LB	1500	Stargill	0	6
027	LB	1500	Stargill	0	6

ANEXO D – 1º Peneiramento da alimentação.

Série Tyler (#)	Malha (µm)	Massa (g)	Retida simples (%)	Retida acumulada (%)	Passante acumulada (%)
45	355	0,658	0,081	0,081	99,919
80	180	12,196	1,496	1,577	98,423
100	150	14,749	1,810	3,387	96,613
140	106	101,744	12,484	15,871	84,129
170	90	50,263	6,167	22,038	77,962
200	75	79,858	9,799	31,837	68,163
270	53	185,715	22,787	54,624	45,376
325	45	70,973	8,708	63,332	36,668
400	38	71,407	8,762	72,094	27,906
TOTAL:		587,563	72,094		
Alimentação (g)		815,000			
Lama (g)		227,437			

ANEXO E – 2º Peneiramento da alimentação.

Série Tyler (#)	Malha (µm)	Massa (g)	Retida simples (%)	Retida acumulada (%)	Passante acumulada (%)
45	355	0,628	0,072	0,072	99,928
80	180	11,706	0,378	0,449	99,551
100	150	13,568	2,716	3,165	96,835
140	106	114,315	8,929	12,094	87,906
170	90	44,821	12,881	24,975	75,025
200	75	94,203	8,206	33,182	66,818
270	53	168,700	1,650	34,832	65,168
325	45	73,996	19,281	54,113	45,887
400	38	75,915	8,605	62,718	37,282
TOTAL:		597,852	62,718		
Alimentação (g)		795,000			
Lama (g)		197,148			

ANEXO F – 3º Peneiramento da alimentação.

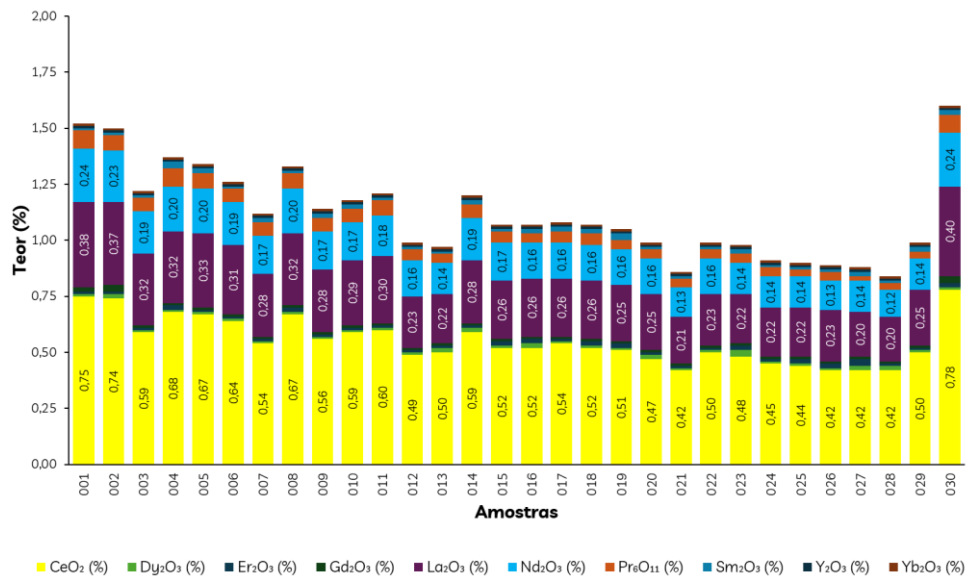
Série Tyler (#)	Malha (µm)	Massa (g)	Retida simples (%)	Retida acumulada (%)	Passante acumulada (%)
45	355	0,602	0,079	0,079	99,921
80	180	12,428	1,472	1,551	98,449
100	150	13,314	1,707	3,258	96,742
140	106	113,490	14,379	17,637	82,363
170	90	48,410	5,638	23,275	76,725
200	75	88,254	11,849	35,125	64,875
270	53	187,961	21,220	56,345	43,655
325	45	72,807	9,308	65,652	34,348
400	38	72,253	9,549	75,202	24,798
TOTAL:		609,519	75,202		
Alimentação (g)		785,000			
Lama (g)		175,481			

ANEXO G – Óxidos presentes na amostra de cabeça com média, desvio padrão e coeficiente de variação.

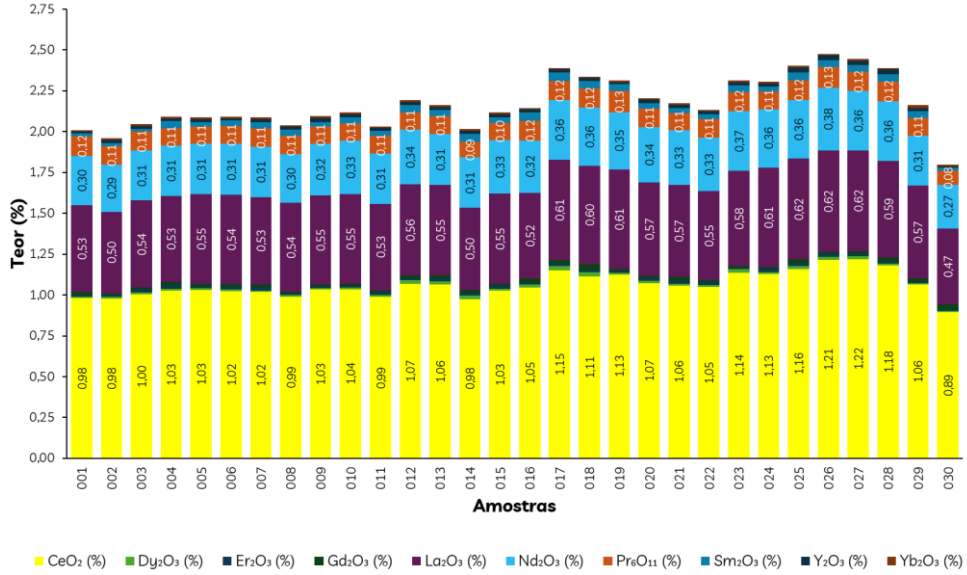
Óxidos (%)	Média	Desvio padrão	Coeficiente de variação
Al₂O₃	1,20	0,106	8,85
BaO	1,09	0,076	7,01
CaO	6,14	0,216	3,52
CeO₂	0,94	0,028	2,96
Cr₂O₃	0,02	0,004	20,42
Dy₂O₃	0,01	0,001	5,01
Er₂O₃	0,01	0,001	10,84
Fe₂O₃	28,57	1,321	4,62
Gd₂O₃	0,02	0,003	15,32
K₂O	0,05	0,001	1,10
La₂O₃	0,49	0,006	1,20
MgO	0,93	0,021	2,24
MnO	1,21	0,166	13,70
Na₂O	0,11	0,008	7,76
Nb₂O₅	0,77	0,026	3,35
Nd₂O₃	0,30	0,025	8,36
NiO	0,04	0,001	3,64
P₂O₅	6,23	0,061	0,98
PbO	0,02	0,001	4,07
Pr₆O₁₁	0,10	0,007	7,14
SiO₂	41,25	1,780	4,31

Sm₂O₃	0,03	0,002	6,39
SnO₂	0,01	0,003	19,04
SrO	0,34	0,008	2,25
Ta₂O₅	0,05	0,000	0,54
ThO₂	0,06	0,001	2,00
TiO₂	5,55	0,062	1,12
U₃O₈	0,02	0,001	3,31
V₂O₅	0,03	0,012	45,93
WO₃	0,01	0,001	9,55
Y₂O₃	0,02	0,002	13,97
Yb₂O₃	0,01	0,001	6,64
ZnO	0,05	0,004	7,08
ZrO₂	0,55	0,020	3,73
LOI	4,09	0,180	4,40
SOMA	100,31	0,082	0,08
OTR	1,93	0,067	3,49

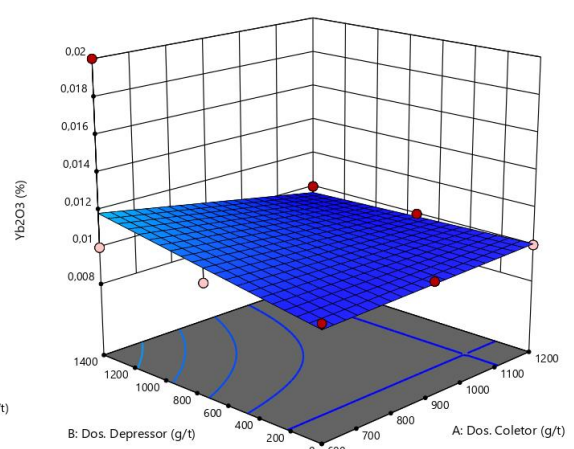
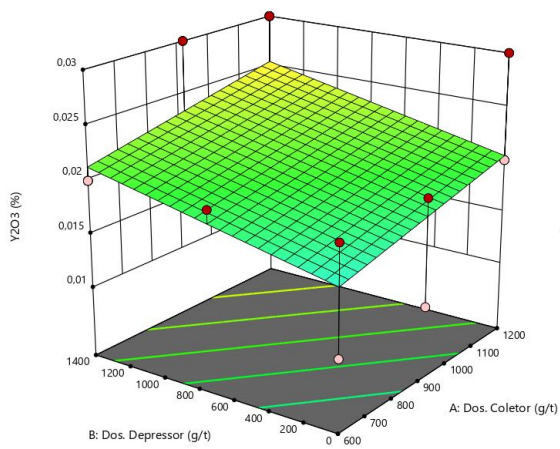
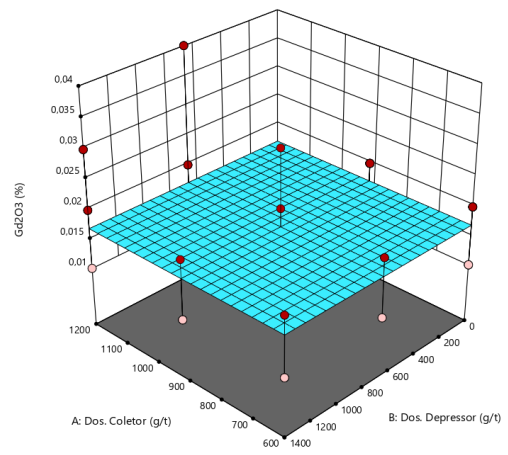
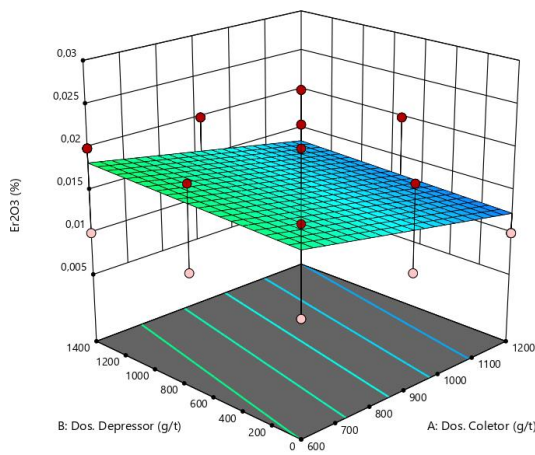
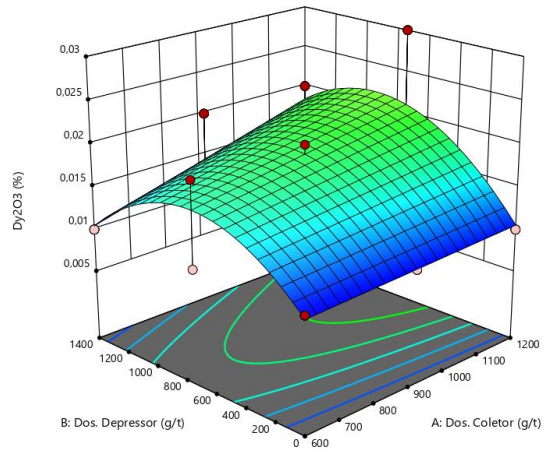
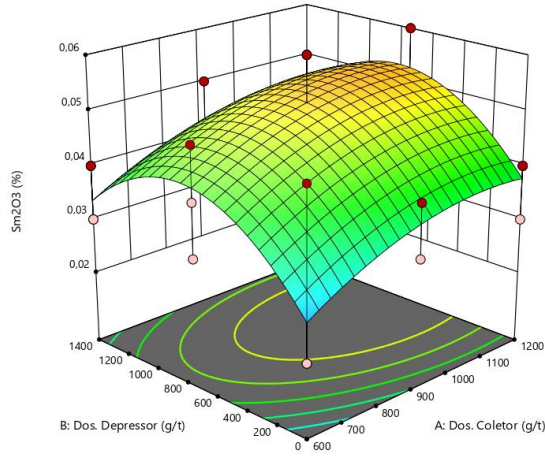
ANEXO H – Teor do flotado *rougher* com coletor EDA.



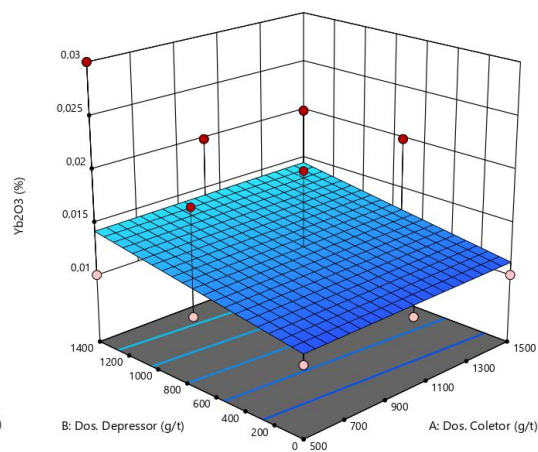
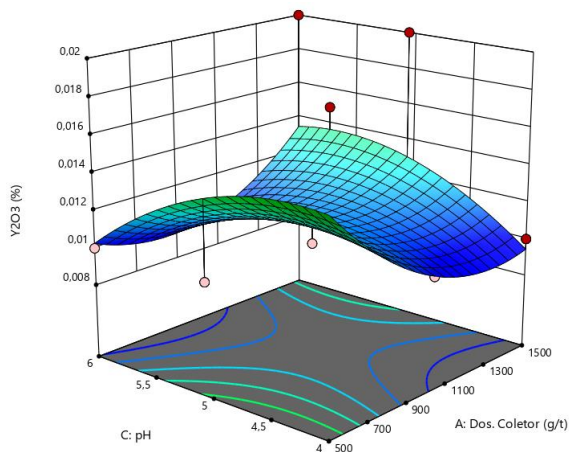
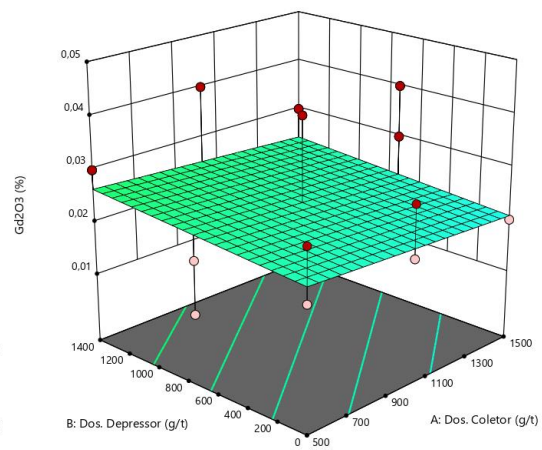
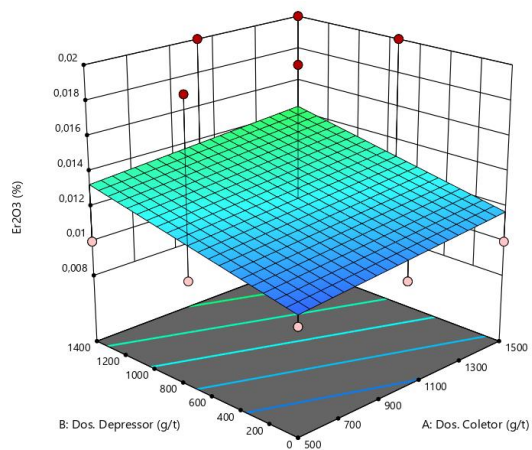
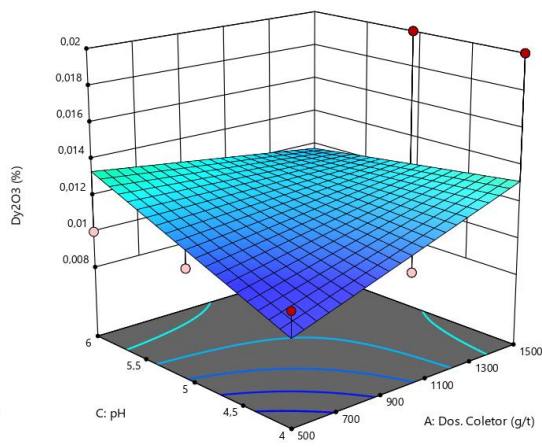
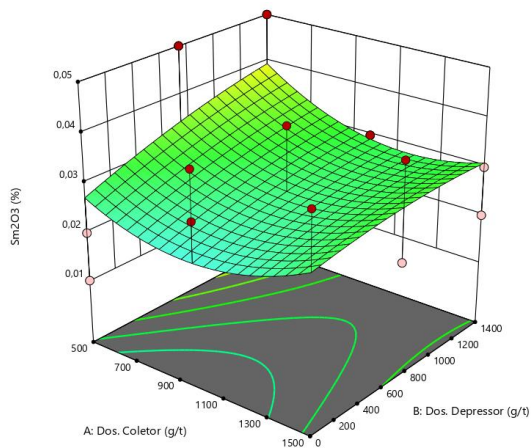
ANEXO I – Teor da alimentação (afundado *rougher*) da flotação *cleaner* com coletor EDA.



ANEXO J – Gráficos de superfície para os teores dos óxidos de Sm, Dy, Er, Gd, Y e Yb em relação as dosagens do coletor EDA e do depressor.



ANEXO K – Gráficos de superfície para os teores dos óxidos de Sm, Dy, Er, Gd, Y e Yb em relação as dosagens do coletor P com dosagem do depressor ou pH (Dy e Y).



ANEXO L – Gráficos de superfície para os teores dos óxidos de Sm, Dy, Er e Gd em relação as dosagens do coletor LB com o pH.

