CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS

UNIDADE ARAXÁ

MARIA LAURA DE OLIVEIRA

PROCESSO DE CONCENTRAÇÃO MINERAL APLICADO À OBTENÇÃO DE UM CONCENTRADO FOSFÁTICO DE BAIXO TEOR

ARAXÁ – MG

2026

MARIA LAURA DE OLIVEIRA

PROCESSO DE CONCENTRAÇÃO MINERAL APLICADO À OBTENÇÃO DE UM CONCENTRADO FOSFÁTICO DE BAIXO TEOR

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado ao Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais - Unidade Araxá como parte integrante dos pré-requisitos para obtenção do título de bacharel em Engenharia de Minas.

Orientador: Prof. Drª. Michelly dos Santos Oliveira

ARAXÁ - MG

2026

Oliveira, Maria Laura de.
O48p Processo de concentração mineral aplicado à obtenção de um concentrado fosfático de baixo teor / Maria Laura de Oliveira. – 2026.
67 f. : il.

Orientadora: Profa. Dra. Michelly dos Santos Oliveira.

Trabalho de conclusão de curso (Graduação) – Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais. *Campus* Araxá. Engenharia de Minas, Departamento de Minas e Construção Civil, Araxá, 2026.
Bibliografia.

1. Beneficiamento de minério. 2. Flotação. 3. Separação magnética. I. Oliveira, Michelly dos Santos. II. Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais. III. Título.

CDU 622.7

Ficha elaborada pela Biblioteca – *Campus* Araxá – CEFET-MG
Bibliotecária: Márcia Martins da Silva CRB-6/2578

MARIA LAURA DE OLIVEIRA

PROCESSO DE CONCENTRAÇÃO MINERAL APLICADO À OBTENÇÃO DE UM CONCENTRADO FOSFÁTICO DE BAIXO TEOR

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado ao Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais - Unidade Araxá como parte integrante dos pré-requisitos para obtenção do título de bacharel em Engenharia de Minas.

Data da defesa: 15 de Junho de 2026.

gov.br Documento assinado digitalmente
MICHELLY DOS SANTOS OLIVEIRA
Data: 22/06/2026 19:43:54-0300
Verifique em https://validar.iti.gov.br

Presidente e Orientador: Drª Michelly dos Santos Oliveira

Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – CEFET/MG – Unidade Araxá

André Luiz Prado Parreira
Engenheiro de Minas - 383.754-D
CEFET Minas Gerais

Membro Titular: André Luiz Prado Parreira

gov.br Documento assinado digitalmente
FABIO DE SAO JOSE
Data: 29/06/2026 06:04:45-0300
Verifique em https://validar.iti.gov.br

Membro Titular: Fábio de São José

gov.br Documento assinado digitalmente
RAFAEL DE SOUZA RODRIGUES
Data: 26/06/2026 10:27:20-0300
Verifique em https://validar.iti.gov.br

Membro Titular: Rafael de Souza Rodrigues

RESUMO

Este trabalho teve como objetivo avaliar a concentração de um minério fosfático de baixo teor, visando à obtenção de um concentrado com teor mínimo de 20% de P_2O_5 e recuperação mássica superior a 12%. A amostra foi caracterizada por análises granulométrica, mineralógica e química. A etapa de concentração foi realizada por meio de flotação em célula mecânica combinada com separação magnética, sendo investigado os efeitos de variáveis operacionais como pH, dosagem de coletor, dosagem de depressor e a posição da separação magnética no circuito de beneficiamento. Os resultados da caracterização indicaram composição mineralógica heterogênea, elevada fração de finos e limitações no grau de liberação. A flotação apresentou alta recuperação mássica de forma isolada, porém houve redução quando associada à separação magnética, especialmente quando aplicada após a flotação. Observou-se baixa seletividade da separação magnética e limitações na recuperação de P_2O_5, atribuídas à presença de partículas mistas. A análise estatística indicou a separação magnética como o fator de maior influência no processo. Conclui-se que o desempenho global é condicionado pelas características mineralógicas da amostra, sendo necessária a otimização da etapa de cominuição para aumento do grau de liberação e melhoria da eficiência do processo.

Palavras-chave: minério fosfático; separação magnética; flotação; célula mecânica; baixo teor.

ABSTRACT

This study aimed to evaluate the concentration of a low-grade phosphate ore, targeting the production of a concentrate with a minimum of 20% P_2O_5 and mass recovery above 12%. The sample was characterized through granulometric, mineralogical, and chemical analyses. The concentration stage was carried out using mechanical cell flotation combined with magnetic separation, investigating the effects of operational variables such as pH, collector dosage, depressant dosage, and the position of magnetic separation within the beneficiation circuit. Characterization results indicated a heterogeneous mineralogical composition, high fine particle content, and limitations in particle liberation. Flotation alone showed high mass recovery; however, recovery decreased when associated with magnetic separation, particularly when applied after flotation. Low selectivity of magnetic separation and limitations in P_2O_5 recovery were observed, attributed to the presence of mixed particles. Statistical analysis identified magnetic separation as the most influential factor in the process. It is concluded that the overall performance is strongly dependent on the mineralogical characteristics of the sample, highlighting the need for optimization of the comminution stage to improve liberation degree and process efficiency.

Keywords: phosphate ore; magnetic separation; flotation; mechanical cell; low grade.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 – Célula de flotação – Modelo Galigher.....18
Figura 2 – Ácidos graxos e seus sabões, a esquerda o ácido graxo e a direita o sal de ácido graxo.....22
Figura 3 – Estrutura de Amilose e Amilopectina.....24
Figura 4 - Fluxograma de preparação de amostra para etapas subsequentes de concentração.....29
Figura 5: Equipamento de flotação utilizado no estudo.....34
Figura 6 - Fluxograma do cenário 1.....38
Figura 7 - Fluxograma do cenário 2.....39
Figura 8 - Difratograma qualitativo da amostra.....43
Figura 9 - a) Imagem de MEV da amostra com indicação dos pontos de análise (P1 e P2); (b) espectro EDS do ponto P1; (c) espectro EDS do ponto P2.....44
Figura 10 - Gráfico de Pareto dos efeitos principais para P_2O_5.....53
Figura 11 - Gráfico de efeitos principais para P_2O_5.....54
Figura 12 - Gráfico de interações entre os fatores para P_2O_5.....56
Figura 13 - Gráfico de Pareto de efeitos padronizados: recuperação metalúrgica.....58
Figura 14 - Gráfico de Pareto dos efeitos padronizados para recuperação metalúrgica.....59
Figura 15 - gráfico de interações para recuperação metalúrgica.....60

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Características da apatita. 14
Tabela 2 - Principais fontes de rocha fosfática. 15
Tabela 3 – Aproveitamento de Nutrientes por tipo de fertilizantes (%). 16
Tabela 4 – Malhas de peneiras selecionadas para a análise granulométrica. 30
Tabela 5 - Fatores e níveis do planejamento experimental na etapa de flotação. 35
Tabela 6 - Escopo do cronograma de experimentos realizado. 36
Tabela 7 - Distribuição granulométrica da amostra tal qual. 42
Tabela 8 - Quantificação de material magnético em triplicata. 42
Tabela 9: pH inicial da polpa e consumo de solução de NaOH a 10% para ajuste do pH de ensaio. 45
Tabela 10 - Recuperação mássica da etapa da flotação. 46
Tabela 11 - Recuperação mássica do conjunto flotação e separação magnética. 47
Tabela 12 - Recuperação metalúrgica da etapa de concentração. 49
Tabela 13 - Perda metalúrgica nas frações de rejeito, magnético e total. 51
Tabela 14 - Teores de Fe_2O_3 e P_2O_5 na fração magnética e alimentação. 52
Tabela 15 - Tabela de análise de variância (ANOVA) para P_2O_5. 54
Tabela 16 - Resumo do modelo estatístico para P_2O_5 56
Tabela 17 - Coeficientes codificados do modelo para P_2O_5. 57
Tabela 18 - Sumário do modelo para recuperação metalúrgica. 57
Tabela 19 - Análise de Variância para recuperação metalúrgica. 57
Tabela 20 - Coeficientes codificados do modelo para recuperação metalúrgica. 59

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO 11

2. REFERENCIAL TEÓRICO 13

2.1 MINÉRIO FOSFÁTICO 13

2.1.1. Apatita 13

2.1.2. Depósitos e Reservas 14

2.1.3. Fertilizantes organominerais 15

2.2. FLOTAÇÃO 17

2.2.1. Flotação em célula 17

2.2.2. Flotação em coluna 19

2.2.3. Flotação de minério fosfático 19

2.3. REAGENTES 21

2.3.1. Coletor 21

2.3.2. Espumante 22

2.3.3. Depressor 23

2.4 SEPARAÇÃO MAGNÉTICA 24

3. MATERIAIS E MÉTODOS 27

3.1 MATERIAIS 27

3.2 PREPAÇÃO DA AMOSTRA 27

3.3 CARACTERIZAÇÃO DA AMOSTRA 30

3.3.1 Densidade dos Grãos (Picnometria) 30

3.3.2 Presença de material magnético 30

3.3.3 Análise Granulométrica 30

3.3.4 Análise Mineralógica 31

3.3.5 Análise química para teores de fósforo (P_2O_5), cálcio (CaO) e ferro (Fe_2O_3) via úmida 31

3.5 PREPARO DE REAGENTES 32

3.6. FLOTAÇÃO 33

3.7 SEPARAÇÃO MAGNÉTICA 35

3.8 PLANEJAMENTO EXPERIMENTAL 35

4. RESULTADOS E DISCUSSÃO 41

4.1 CARACTERIZAÇÃO DA AMOSTRA 41
4.2 AVALIAÇÃO DE DESEMPENHO DOS ENSAIOS.....45
4.3 ANÁLISE ESTATÍSTICA.....53
5 CONCLUSÃO.....61
6. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS 63
REFERÊNCIAIS BIBLIOGRÁFICAS.....63

1. INTRODUÇÃO

O crescimento do setor agrícola é exponencial e, segundo o Instituto Brasileiro de Geografia e Estatística, no ano de 2023, a expansão do setor registrou novas marcas (INSTITUTO BRASILEIRO DE GEOGRAFIA E ESTATÍSTICA, 2024). Conforme o Ministério da Agricultura e Pecuária, a projeção de crescimento da produção de grãos deverá ser de 27% na próxima década, até 2033/2034 (MINISTÉRIO DA AGRICULTURA E PECUÁRIA, 2024). O consumo de insumos agrícolas acompanhará essa ampliação, em especial os fertilizantes. De acordo com o Conselho Nacional de Fertilizantes (CONFERT), 87% dos fertilizantes utilizados na agricultura são importados. Para diminuir a dependência externa e dar maior competitividade à produção brasileira, o Plano Nacional de Fertilizantes foi revisado, adicionando diretrizes e metas que estimulam o aumento da produção de fertilizantes químicos e organominerais (BRASIL MINERAL, 2023).

O fósforo é um elemento caracterizado como matéria-prima de origem mineral indispensável para o setor da agricultura, também denominado agromineral (RODRIGUES *et al*., 2010). Os minerais de fósforo mais comumente encontrados são os fosfatos do grupo da apatita, que podem ser utilizados diretamente ou, preferencialmente, após processo de concentração, na fabricação de fertilizantes comerciais. Com o aumento da demanda por esses minerais, jazidas com teores cada vez mais baixos se tornam viáveis, como ocorre em Cajati (SP) (LOUREIRO, MONTE, NASCIMENTO; 2005). No entanto, a complexidade da composição mineralógica do minério pode representar um desafio às etapas de concentração. Dessa forma, o desenvolvimento de pesquisas laboratoriais que viabilizem a concentração do mineral, assegurando um melhor aproveitamento dos recursos, é essencial para subsidiar etapas posteriores em planta piloto e industrial.

Os fertilizantes organominerais são compostos por uma fração orgânica, proveniente da decomposição de resíduos vegetais, e uma fração mineral, formada por compostos químicos inorgânicos (YARA BRASIL, 2022). No Brasil, os fertilizantes fosfatados se destacam no segmento de organominerais. Seu uso eleva a disponibilidade de fósforo para as plantas, uma vez que reduz a fixação do nutriente por óxidos de ferro e alumínio. Além disso, contribuem para a melhoria da qualidade

do solo ao atuar como condicionadores da matéria orgânica (ZONTA; STAFANATO; PEREIRA, 2021).

Em estudos laboratoriais recentes, foi caracterizado, por meio da técnica de fluorescência de raios X, um mineral fosfático de baixo teor proveniente de kamafugitos, com potencial aplicação na produção de fertilizantes organominerais. Entretanto, para viabilizar sua utilização industrial, torna-se necessário submetê-lo a processos de concentração, de modo a adequar o teor de P_2O_5 do produto final às especificações exigidas pelo mercado.

A concentração de minérios fosfáticos é comumente realizada por flotação, técnica que se baseia na modificação das propriedades superficiais dos minerais de interesse para promover sua separação dos minerais ganga. Nesse contexto, a flotação ocorre em meio aniônico, com o uso de ácidos carboxílicos de diferentes comprimentos de cadeia e grau de saturação (BARROS, 2009). O processo pode ser conduzido em células mecânicas ou em colunas, sendo a célula amplamente utilizada na separação de partículas de granulometria média. Essa configuração produz bolhas maiores, favorecendo a recuperação de partículas mais grossas e limitando a recuperação de partículas finas (AQUINO, OLIVEIRA, FERNANDES; 2010).

Diante do exposto, este trabalho tem como objetivo geral analisar o processo de concentração de um material fosfático por flotação em célula mecânica, visando à obtenção de um concentrado com teor mínimo de 20% de P_2O_5 e recuperação mássica mínima de 12%. O teor de 20% de P_2O_5 foi adotado com base em critérios técnicos e econômicos estabelecidos pela empresa fornecedora da amostra, sendo considerado o limite mínimo para o aproveitamento na produção de fertilizantes organominerais.

Como objetivos específicos, busca-se:

- Caracterizar a amostra mineralógica, física e quimicamente;
- Comparar a influência da separação magnética aplicada previamente e após a flotação;
- Analisar os resultamos obtidos em termos de teor de P_2O_5 e recuperação metalúrgica.

2. REFERENCIAL TEÓRICO

O referencial teórico deste estudo foi organizado em três seções principais. A primeira aborda os conceitos fundamentais relacionados ao minério, sua aplicação e importância. A segunda seção foca nos principais procedimentos operacionais relacionados a flotação de minérios fosfáticos. Por fim, a terceira seção explora as variáveis operacionais. A organização visa fornecer uma base sólida e crítica, orientando a análise e discussão dos resultados da pesquisa.

2.1 MINÉRIO FOSFÁTICO

No Brasil, a produção de alimentos depende fortemente do uso de fertilizantes fosfatados, devido à baixa concentração de macronutrientes, como o fósforo, nos solos. Esse elemento é essencial para o desenvolvimento das plantas e, consequentemente, para a agricultura. Como o fósforo não é encontrado em sua forma nativa na natureza, os minerais fosfatados, especialmente os fosfatos de cálcio do grupo da apatita, são amplamente utilizados na fabricação de insumos agrícolas (LOUREIRO; MONTE; NASCIMENTO, 2005; MINISTÉRIO DE MINAS E ENERGIA, 2024).

2.1.1. Apatita

Existem diversos minerais portadores de fósforo, entretanto os minerais do grupo da apatita são os de maior relevância. A apatita ($Ca_5(PO_4)_3(F, Cl, OH)$) é um fosfato de cálcio que pode ser encontrado em diversas rochas ígneas como um mineral acessório (SEÇÃO DE MATERIAIS DIDÁTICOS DO INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS -USP, 2024). Seu teor de P_2O_5 varia de 5 a 15%, podendo ser aplicado diretamente ou após beneficiamento na fabricação de fertilizantes (LOUREIRO; MONTE; NASCIMENTO, 2005). A sua principal aplicação na indústria de fertilizantes é na fabricação de ácido fosfórico, aplicado na manufatura de insumos agrícolas (UHLEIN; MARQUES; UHLEIN, 2018). A Tabela 1 apresenta as principais características da apatita.

Tabela 1 - Características da apatita.

Sistema Cristalino	**Cor**	**Hábitos**	**Clivagem**
Hexagonal bipiramidal	Incolor, branco, amarelo, marrom, cinza, rosa, violeta, azul, verde, verde-mar, verde-azulado. Zonado.	Cristais hexagonais tabulares ou prismáticos. Maciço, granular, acicular, estalactítico, terroso, botroidal.	(0001) má, (10-10) má..
Tenacidade			
Quebradiça			
Maclas	**Fratura**	**Dureza Mohs**	**Partição**
Raras, de contato	Conchoidal e irregular	5	não
Traço	**Brilho**	**Diafaneidade**	**Densidade (g/cm³)**
Branco	Vítreo e subresinoso	Transparente	3,1 – 3,25

Fonte: UFRGS, 2021.

As características morfológicas, químicas e físicas da apatita influenciam seu comportamento durante a concentração e o beneficiamento dos minérios. Há associação com diversos minerais, não havendo uma paragênese diagnóstica. Além disso, a apatita nos maciços apresenta diferentes hábitos e variações composicionais, gerando uma grande heterogeneidade, alavancando complicações no beneficiamento (TOLEDO; PEREIRA, 2001).

2.1.2. Depósitos e Reservas

Os depósitos de fosfato podem ser de três tipos: ígneos, sedimentares e biogenéticos, sendo os dois primeiros os mais importantes. No Brasil, 80% dos depósitos fosfáticos são de origem ígnea, associados principalmente com rochas carbonatíticas e minerais micáceos, possuindo baixo teor de P_2O_5 (SOUZA, 2001).

Em termos mundiais, o teor de P_2O_5 encontrado em rochas fosfáticas é de 17%. Através de pesquisas, foi constatado que o teor de fosfato em apatitas de origem ígnea é inferior ao de origem sedimentar, o que justifica os baixos teores de P_2O_5 nas rochas encontradas no Brasil em relação à média mundial (SOUZA, 2001; UHLEIN; MARQUES; UHLEIN, 2018).

No ano de 2024, as reservas mundiais de rochas fosfáticas foram estimadas em 74 bilhões de toneladas. As principais reservas de rochas fosfáticas estão

localizadas no Hemisfério Norte, com 70% delas no Marrocos. A distribuição das reservas mundiais de rochas fosfática é apresentada na Tabela 2 (INSTITUTO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO, 2024).

Tabela 2 - Principais fontes de rocha fosfática.

Reservas*	15 P Fósforo	Produção
746 Gt (rocha)		**220 Mt (rocha)**
(1) Marrocos = 70%		(1) China = 41%
(2) China = 5,1%		(2) Marrocos = 16%
(3) Egito = 3,8%		(3) EUA = 9,1%
(4) Tunísia = 3,4%		(4) Rússia = 6,4%
(5) Rússia = 3,2%		(5) Jordânia = 5,5%
(7) Brasil = 2,2%		**(6) Brasil = 2,4%**
Outros = 12%		Outros = 20%

*Recursos=300 Gt

Fonte: Instituto Brasileiro de Mineração, 2024.

No Brasil, as principais reservas estão localizadas nos estados de Minas Gerais, Goiás e São Paulo, que juntas somam 87,8%, as demais reservas estão distribuídas nos outros estados. O município de Tapira (MG) detém 32,6% das reservas de rocha fosfática do país (SOUZA; FONSECA, 2009).

2.1.3. Fertilizantes organominerais

Cerca de 58% dos solos brasileiros são caracterizados por baixos teores de nutrientes disponíveis, além de serem ácidos, sendo necessário que a fertilidade do solo seja induzida. No geral, são ausentes de fósforo, sendo indispensável uma adubação com fertilizantes (EMBRAPA, 2022).

Os fertilizantes são classificados conforme sua natureza e composição, podendo ser minerais, orgânicos e organominerais. Os fertilizantes minerais são constituídos por compostos minerais naturais ou sintéticos destinado ao fornecimento de nutrientes às plantas. Os fertilizantes orgânicos são compostos por matérias de origem orgânica, vegetal ou animal, produzidos por meio de processo físico, químico, físico-químico ou bioquímico. Já os fertilizantes organominerais resultam de uma combinação de fertilizantes minerais e orgânicos, associando características de ambas as fontes (ZONTA; STEFANATO; PEREIRA, 2021).

Os fertilizantes organominerais possuem como vantagem a liberação gradual de nutrientes, o que reduz a necessidade de aplicações frequentes. Além disso, ajudam a melhorar a estrutura do solo, diante da adição de matéria orgânica, e são sustentáveis, já que a parte orgânica pode ser composta por algum resíduo da indústria (NASCIMENTO, 2018). O aproveitamento de nutrientes pela planta também é maior quando o fertilizante é do tipo organomineral, como apresenta a Tabela 3 (LAFORET, 2013).

Tabela 3 – Aproveitamento de Nutrientes por tipo de fertilizantes (%).

Fertilizante	**N**	**P**	**K**
Mineral	50	20-50	60
Organomineral	70	>50	80
Perdas	Volatização e Lixiviação	Precipitação/Fixação	Lixiviação

Fonte: Laforet, 2013.

Os fertilizantes organominerais promovem uma melhora na qualidade do solo através de aumento na capacidade de retenção de água, aumento da atividade microbiana no solo, melhora na agregação e estrutura do solo, deixando-o menos compacto. e aumento da capacidade de troca catiônica (PESSOA, 2020). O aumento da capacidade de troca catiônica está relacionado com o maior tempo de permanência de nutrientes no solo.

Os fertilizantes organominerais fosfatados têm grande relevância no setor agrícola por sua eficiência em disponibilizar fósforo para as plantas. De acordo com a literatura, os ânions orgânicos desse fertilizante podem competir pelos sítios de adsorção de fósforo no solo, reduzindo momentaneamente a fixação desse nutriente. Como consequência, uma maior quantidade de fósforo fica disponível no solo e pode ser absorvido pelas plantas (BENITES et al., 2012).

Em 2017, o teor médio de P_2O_5 do minério run of mine (ROM) foi de aproximadamente 10%, sendo que cerca de 97% desse material foi submetido a processos de beneficiamento, gerando concentrados com teores em torno de 35% de P_2O_5, destinados predominantemente à produção de fertilizantes fosfatados (FONSECA, 2018). Nesse contexto, os fertilizantes organominerais possibilitam o aproveitamento de minerais fosfáticos de baixo teor, uma vez que apresentam

exigências menos restritivas quanto ao teor de P_2O_5, ampliando o potencial de utilização de concentrados com teores intermediários.

2.2. FLOTAÇÃO

O processo de flotação consiste na separação do mineral de interesse da ganga, baseado no princípio da molhabilidade superficial, que pode ser natural ou induzida por reagentes químicos (BALTAR, 2021). Esse procedimento utiliza uma polpa em suspensão, na qual os minerais hidrofóbicos aderem às bolhas de ar e ascendem, enquanto os minerais hidrofílicos permanecem dispersos no meio líquido (PERES; ARAÚJO, 2006).

A separação ocorre em um sistema trifásico, envolvendo as fases sólida, líquida e gasosa, com interfaces bem definidas (CHAVES; LEAL FILHO; BRAGA, 2010). O gás, geralmente ar atmosférico, é composto por moléculas apolares, enquanto o líquido, formado principalmente por água, reagentes e íons dissolvidos, apresenta características polares (BALTAR, 2021). A fase sólida, constituída pelos minerais, pode ser naturalmente polar ou, mais raramente, apolar. Minerais hidrofílicos ou polares, que apresentam elevada molhabilidade, requerem a ação de reagentes químicos e a formação de uma espuma estável para que sejam efetivamente transportados pelo fluxo de ar (CHAVES; LEAL FILHO; BRAGA, 2010).

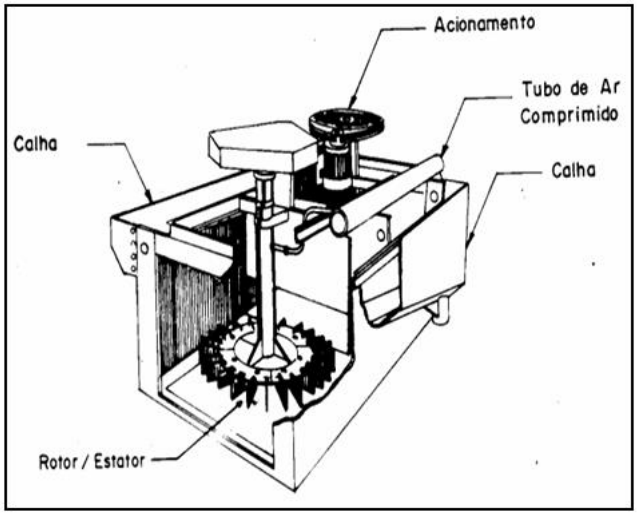
A eficiência do processo de flotação está associada às etapas de colisão, adesão e transporte das partículas, que dependem das propriedades físico-químicas da superfície mineral, do tamanho de partícula e das condições hidrodinâmicas do sistema. Nesse contexto, a granulometria do material é um fator determinante, uma vez que partículas finas apresentam menor probabilidade de colisão com as bolhas e maior tendência ao arraste hidráulico, comprometendo a eficiência do processo (BALTAR, 2021).

2.2.1. Flotação em célula

A célula de flotação é um equipamento composto por um tanque (célula) associado a um sistema mecânico de flotação. No interior do tanque são inseridos a polpa mineral e os reagentes, os quais desempenham papel fundamental na modificação das características superficiais das partículas, tornando-as hidrofóbicas ou hidrofílicas, conforme o objetivo da separação mineral (CHAVES, 2006).

O sistema de flotação é constituído por um rotor posicionado na parte inferior da célula, acoplado a um eixo ligado a um mecanismo de acionamento. A principal função do rotor é promover a agitação da polpa, mantendo-a homogênea e em suspensão. Além disso, o ar comprimido é introduzido pelo tubo do rotor, gerando bolhas responsáveis pela coleta das partículas minerais. O estator exerce função essencial nesse processo, sendo responsável por fragmentar bolhas de grande diâmetro em um elevado número de pequenas bolhas, aumentando a área de contato disponível (CHAVES; LEAL FILHO; BARROS, 2010).

Figura 1 – Célula de flotação – Modelo Galigher.



Fonte: Chaves; Leal Filho; Barros, 2010.

Esses componentes são cruciais para a eficiência da flotação, uma vez que influenciam diretamente os mecanismos de colisão entre partículas e bolhas, bem como a adesão entre elas (CHAVES; LEAL FILHO; BARROS, 2010).

Em escala de bancada, a célula de flotação constitui um equipamento indispensável para a realização de testes laboratoriais, permitindo a definição de parâmetros operacionais e rotas de processo que podem ser posteriormente utilizados em escala industrial (CHAVES; LEAL FILHO; BRAGA, 2010).

O processo de flotação em célula apresenta limitações, especialmente no tratamento de partículas muito finas. Essas partículas possuem menor probabilidade de colisão e adesão às bolhas de ar, o que compromete a eficiência do processo e a taxa de recuperação mineral (KARAKASHEV et al., 2022).

2.2.2. Flotação em coluna

A flotação em coluna é um processo diferenciado que utiliza um equipamento vertical e cilíndrico, permitindo maior eficiência e seletividade em relação aos métodos convencionais. Esse processo consiste em três zonas principais: a zona de alimentação, a zona de coleta e a zona de limpeza (CHAVES; LEAL FILHO; BRAGA, 2010).

Na zona de alimentação, o minério é introduzido juntamente com o fluxo de ar, promovendo o contato inicial entre as partículas minerais e as bolhas de ar. A zona de coleta é responsável pela ascensão das partículas hidrofóbicas aderidas às bolhas, enquanto as hidrofílicas permanecem na fase líquida. Já a zona de limpeza, localizada na parte superior da coluna, utiliza um fluxo descendente de água de lavagem para remover impurezas, aumentando a pureza do concentrado final (CHAVES; LEAL FILHO; BRAGA, 2010).

Uma das principais vantagens da flotação em coluna é sua capacidade de lidar eficientemente com partículas finas, que frequentemente apresentam desafios em processos de flotação convencionais. A longa residência do material e a ampla área de contato na coluna favorecem a recuperação de partículas menores, garantindo melhor aproveitamento do minério de interesse (CHAVES; LEAL FILHO; BRAGA, 2010). Além disso, o uso de água de lavagem na zona de espuma reduz o arraste de partículas hidrofílicas indesejadas, resultando em produtos de maior pureza (WILLS; NAPPIER-MUNN, 2006).

A coluna de flotação permite uma separação mais eficiente, promovendo a adesão seletiva das partículas de interesse às bolhas de ar ascendentes, enquanto as demais permanecem em suspensão na fase líquida.

A flotação em coluna se destaca como uma tecnologia essencial no processamento mineral, oferecendo alta eficiência e seletividade.

2.2.3. Flotação de minério fosfático

A flotação é um dos métodos mais amplamente utilizados na concentração de minérios fosfáticos, devido à sua elevada eficiência na separação dos minerais de interesse da ganga, garantindo teores adequados para o uso industrial (BARROS, 2006). Nos minérios brasileiros de fosfato, a apatita constitui o principal mineral de

interesse, enquanto a ganga é, em geral, composta por calcita, magnetita, micas e argilas (CHAVES; LEAL FILHO; BRAGA, 2010).

No Brasil, o processo de flotação de minérios fosfáticos teve início na década de 1960, a partir dos estudos conduzidos pelo professor Paulo Abib Andery e sua equipe no Instituto Politécnico da Universidade de São Paulo (USP). Esses trabalhos resultaram no desenvolvimento pioneiro da flotação aplicada à jazida de Jacupiranga, localizada no estado de São Paulo. O processo desenvolvido baseava-se na utilização de ácido graxo como coletor da apatita e amido como depressor de diversos minerais de ganga, representando um marco tecnológico na concentração de fosfatos no país (ALVES; CHAVES, 2006; GUIMARÃES; PERES, 2003; BARROS, 2006).

O circuito de beneficiamento do minério fosfático deve prever a liberação do mineral-minério, geralmente o passante em malha de 65 # da série Tyler (250 μm), a eliminação de materiais magnéticos através da separação magnética e flotação da apatita (CHAVES; LEAL FILHO; BRAGA, 2010). Estudos realizados com o rejeito do processo final de flotação de uma planta de beneficiamento de fosfato, apontaram que cerca de 65% do P_2O_5 contido está em fração superior a 150 μm (SÁ; MATIOLO, 2020). Isso demonstra a importância de uma boa redução granulométrica visando a liberação mineral.

A resposta ao processo de concentração varia significativamente conforme as particularidades de cada depósito mineral. Depósitos mais complexos, compostos por minerais de ganga de difícil separação, apresentam maiores desafios técnicos e operacionais, exigindo estratégias específicas para otimizar o rendimento do processo (BARROS, 2006).

O mesmo acontece para minérios de baixo teor, uma vez que a maior proporção de minerais de ganga reduz a seletividade da flotação. A presença de minerais carbonáticos e silicáticos associados à apatita pode comprometer a seletividade da flotação devido às semelhanças entre suas propriedades superficiais. Além disso, a presença de partículas finas e minerais argilosos pode comprometer a eficiência da adsorção dos reagentes e favorecer fenômenos como *slime coating*, dificultando a recuperação do mineral de interesse (LOPES, 2013; BARROS, 2006).

2.3. REAGENTES

Nesse contexto, os reagentes de flotação são substâncias químicas adicionadas à polpa mineral com o objetivo de modificar as propriedades físico-químicas das partículas, especialmente a hidrofobicidade, além de contribuir para a estabilidade do sistema de flotação (WILLS; NAPPIER-MUNN, 2006). Esses reagentes desempenham diferentes funções no processo, sendo selecionados de acordo com as características específicas de cada minério e das fases minerais presentes (BALTAR, 2021).

O pH é uma variável fundamental no processo de flotação, pois influencia a carga superficial dos minerais e a ionização dos reagentes. No caso da flotação de fosfatos com coletores aniônicos, o aumento do pH favorece a formação de espécies ionizadas, aumentando a hidrofobicidade da apatita e, consequentemente, a recuperação. No entanto, valores elevados de pH podem reduzir a seletividade do processo, favorecendo a flotação de minerais mistos e ganga (BALTAR, 2021; CHAVES; LEAL FILHO; BRAGA, 2010).

2.3.1. Coletor

A maioria dos minerais é naturalmente hidrofílico, sendo necessário impor a hidrofobicidade para que a flotação aconteça. Os coletores são reagentes que, através de adsorção das partículas, alteram a característica natural do mineral para torna-lo hidrofóbico. Esse processo reduz a estabilidade da lâmina hidratada que separa a superfície mineral de uma bolha de ar a um nível que permite a aderência da partícula à bolha (WILLS; NAPPIER-MUNN, 2006).

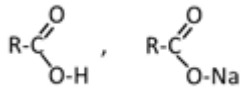
O coletor tem função de hidrofobizar seletivamente o mineral que se deseja flotar. Como um surfactante, os coletores são moléculas heteropolares, possuem parte polar e apolar. A parte polar, adsorve na superfície mineral, sendo responsável pela seletividade e pela intensidade da ligação com a superfície mineral. A parte apolar mantém as moléculas de água afastadas da superfície mineral e interage com as bolhas de ar, possibilitando a adesão (BALTAR, 2021).

Os coletores são distinguidos em função da sua carga iônica, podendo ser aniônicos ou catiônicos, conforme a carga elétrica do grupo polar, resultante da ionização da molécula. A flotação de minérios fosfáticos aplica ácidos graxos. A origem desse ácido são os óleos naturais, *como tail oil*, óleo de mamona e outros. Esses

óleos são uma mistura de ácidos graxos, por isso, a depender da seletividade desejada, sua aplicação pode ser problemática (CHAVES; LEAL FILHO; BRAGA, 2010).

Ácidos graxos são coletores que são saponificados, esse processo também é conhecido como hidrólise alcalina. Essa reação ocorre entre óleos e álcalis, sob pressão e aquecimento moderado, originando ácidos graxos na forma de sabões, sais alcalinos. A mistura de sais de ácido graxo compõe o coletor aniônico (OLIVEIRA; LUZ; FERREIRA, 2006).

Figura 2 – Ácidos graxos e seus sabões, a esquerda o ácido graxo e a direita o sal de ácido graxo.



Fonte: Chaves; Leal Filho; Braga, 2010.

A dosagem do coletor influencia diretamente a recuperação e a seletividade da flotação. Em geral, dosagens mais elevadas aumentam a recuperação mássica devido à maior probabilidade de hidrofobização de partículas mistas, porém esse mesmo efeito reduz o teor do concentrado. Por outro lado, dosagens mais baixas favorecem a obtenção de concentrados mais ricos, porém com menor recuperação mássica (BALTAR, 2021; WILLS; NAPIER-MUNN, 2006).

2.3.2. Espumante

As bolhas, no processo de flotação, são o meio de transporte dos minerais hidrofóbicos, o seu tamanho e estabilidade são importantes para a eficiência do processo. A relação entre o tamanho das bolhas e a granulometria do material é direta, para que as partículas possam aderir à bolha com eficiência. Além disso, o tamanho das bolhas também está associado com sua estabilidade. O fenômeno de coalescência ocorre quando bolhas se unem, aumentando seu diâmetro e diminuindo estabilidade. Para controlar esses parâmetros, é utilizado o espumante (TAO, 2005).

O espumante atua na modificação das propriedades da interface líquido-gás, promovendo a redução da tensão superficial e inibindo a coalescência das bolhas, o que favorece a adesão de partículas hidrofóbicas às bolhas de ar (VERAS; BALTAR; PAULO, 2009). Como consequência, há a formação de bolhas menores e mais

estáveis, aumentando a eficiência das colisões bolha-partícula, condição que também depende de uma adequada dispersão do ar no sistema, obtida por meio de intensa agitação (BALTAR, 2021).

Como requisitos de qualidade para um bom espumante, os mesmos devem apresentar as seguintes características (BALTAR, 2021):

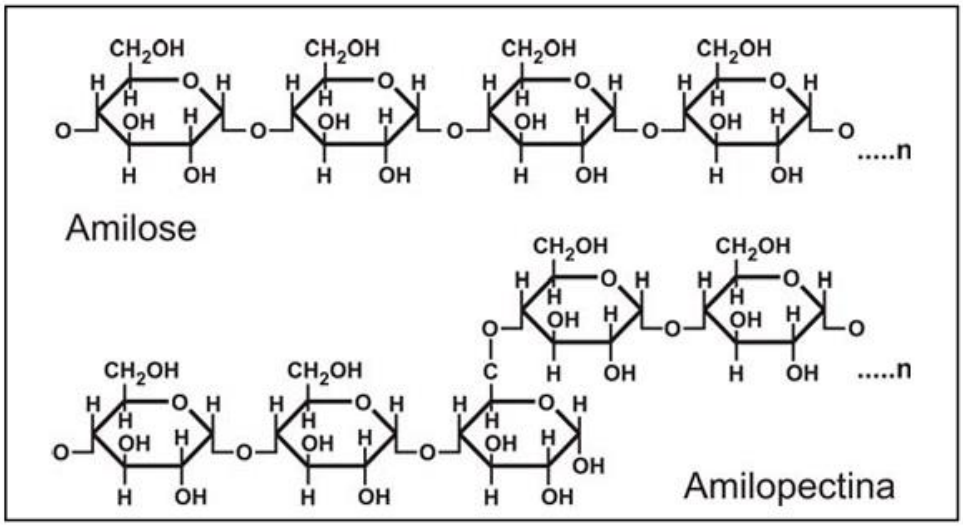
- Não ter propriedades coletoras, isto é, não adsorver na superfície do mineral;
- Formar bolhas estáveis, permitindo o transporte de partículas minerais e a drenagem da água;
- Formar bolhas estáveis durante o transporte do mineral até a superfície, mas que colapsem na descarga;
- Insensível à variação de pH e a presença de sais dissolvidos;
- Ter baixo custo e disponibilidade no mercado.

2.3.3. Depressor

Os depressores são reagentes que reprimem certas espécies minerais de maneira seletiva, potenciando seu caráter hidrofílico e inibindo a ação de coletores sobre essas superfícies. Assim, a eficiência do processo de concentração é elevada (CHAVES; LEAL FILHO; Braga, 2010).

No Brasil, o amido é o depressor de ganga mais aplicado na flotação de fosfatos de origem ígnea. É constituído principalmente por moléculas de amilose e amilopectina, ilustradas na Figura 3. Devido ao alto peso molecular, a amilose e amilopectina são as principais responsáveis pelo efeito depressor do amido. Além disso, essas moléculas são extremamente hidrofílicas, devido à grande presença de grupos OH (NUNES E PERES, 2011).

Figura 3 – Estrutura de Amilose e Amilopectina.



Fonte: Nunes; Peres, 2011.

Os amidos utilizados como depressores na flotação podem ser obtidos de diferentes fontes vegetais, apresentando características físico-químicas distintas em função de sua origem botânica. Essas diferenças estão relacionadas principalmente às proporções de amilose e amilopectina presentes em sua composição, influenciando sua capacidade de adsorção na superfície mineral e, consequentemente, sua eficiência como reagente depressor. Entre as principais fontes vegetais destacam-se milho, mandioca, trigo, arroz e batata (CARNEIRO, 2018).

2.4 SEPARAÇÃO MAGNÉTICA

A separação magnética consiste em um processo físico de concentração baseado nas diferenças de susceptibilidade magnética entre os minerais que compõem a amostra. Minerais ferromagnéticos e paramagnéticos podem ser separados de minerais diamagnéticos por campos magnéticos de diferentes intensidades. Em minérios fosfáticos ígneos, a separação magnética é uma etapa relevante, já que a associação com minerais como magnetita, goethita e biotita é comum (SAMPAIO; LUZ; FRANÇA, 2010; SIMÕES, 2023).

A etapa de separação magnética pode resultar em perda de partículas mistas contendo apatita associada à ganga ferruginosa, reduzindo recuperação mássica. Assim, avaliar a posição da separação magnética em relação à flotação torna-se relevante em termos de recuperação e seletividade (SIMÕES, 2023).

Estudos como o de Simões et al. (2019) investigaram o impacto da etapa de separação magnética de alto campo no beneficiamento de minério fosfático, aplicada previamente à flotação. O objetivo principal foi reduzir a interferência dos filossilicatos no processo. Para isso, foram testadas três intensidades de campo magnético: 12.000, 15.000 e 18.000 Gauss (SIMÕES et al., 2019).

Os rejeitos magnéticos obtidos nas intensidades de 12.000 e 15.000 Gauss apresentaram predominantemente apatita com impregnações de óxidos de ferro. Por outro lado, no rejeito produzido a 18.000 Gauss, observou-se uma presença significativa de grãos de apatita livre, indicando maior arraste de material útil (SIMÕES et al., 2019).

Apesar dessa perda de massa valiosa no rejeito, os resultados da etapa subsequente de flotação foram considerados satisfatórios, sugerindo uma remoção eficiente dos filossilicatos. Como consequência, verificou-se um aumento na recuperação global do processo. No entanto, os autores ressaltam a necessidade de considerar o impacto da perda de massa útil associada à incorporação de uma etapa unitária adicional no fluxograma de beneficiamento (SIMÕES et al., 2019).

No estudo de Simões (2023), a separação magnética de alto campo foi aplicada em dois cenários distintos: antes e após a etapa de flotação. Os resultados obtidos permitiram comparar o concentrado gerado apenas pela flotação com aqueles produzidos a partir da integração da separação magnética, tanto em etapa prévia quanto posterior (SIMÕES, 2023).

Observou-se que os teores de P_2O_5 se mantiveram semelhantes entre os diferentes concentrados analisados. No entanto, nos casos em que a separação magnética de alto campo foi empregada, verificou-se uma redução significativa nos teores de Fe_2O_3 (SIMÕES, 2023).

De acordo com o autor, do ponto de vista do processamento químico subsequente, concentrados com menores teores de ferro apresentam melhor desempenho, o que reforça a importância dessa etapa de pré-concentração. Dessa forma, a incorporação da separação magnética de alto campo contribui para a melhoria da qualidade do concentrado final, mesmo sem ganhos expressivos no teor de P_2O_5 (SIMÕES, 2023).

Dessa forma, os fatores abordados neste referencial teórico fornecem base para análise das variáveis operacionais investigadas neste trabalho, especialmente no que se refere à influência da granulometria, dos reagentes e das condições químicas no desempenho da flotação.

3. MATERIAIS E MÉTODOS

Este trabalho foi desenvolvido no Laboratório de Tratamento de Minérios do Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, campus Araxá.

3.1 MATERIAIS

O presente estudo teve como base um material fornecido por uma empresa do setor de pesquisa mineral, sendo integralmente proveniente de área de autorização de pesquisa da região de Presidente Olegário (Minas Gerais). A amostra analisada é relacionada a kamafugitos e é composta por três intervalos distintos do mesmo domínio geológico. As alíquotas recebidas não possuíam massa equivalente e a massa total de todas as alíquotas é de aproximadamente 47 kg de material.

Para os ensaios de flotação, foram utilizados o reagente AGEM B como coletor e fécula de mandioca como depressor. Para o preparo dos reagentes, empregaram-se hidróxido de sódio (NaOH) a 50% em massa e água destilada.

3.2 PREPAÇÃO DA AMOSTRA

A etapa inicial da preparação da amostra consistiu na homogeneização das três alíquotas recebidas, com o objetivo de obtenção de uma amostra composta, utilizando os métodos de tombamento em lona e formação de pilha alongada. A partir dessa amostra, foi retirada uma alíquota representativa do material tal qual para a realização da análise granulométrica.

Após a homogeneização, o material foi submetido a escalpe em malha de 2 mm, sendo o material retido encaminhado para britagem em britador de rolos. O produto gerado na britagem, operando na menor abertura do equipamento (2 mm), foi então homogeneizado juntamente com o material passante no escalpe.

Na sequência, foi realizado peneiramento primário em malha de 65 # (250 µm). O material retido nessa etapa foi encaminhado para moagem primária em moinho de jarros. Após a moagem, todo o produto foi submetido a peneiramento secundário na mesma malha. O material retido nesse peneiramento foi direcionado para etapa de remoagem também em moinho de jarros, e o produto obtido foi submetido a peneiramento terciário, também em malha de 65 # (250 µm).

A malha de 65# foi escolhida através de referências bibliográficas que afirmam que, em geral, depósitos de minérios fosfáticos apresentam liberação adequada a

partir dessa malha (CHAVES; LEAL FILHO; BRAGA, 2010). É importante ressaltar que cada depósito possui suas particularidades que vão interferir no grau de liberação do mineral minério e que essa malha pode não ser representativa para a amostra em estudo.

O material retido no peneiramento terciário foi denominado rejeito grosso e devidamente arquivado. Os materiais passantes nos peneiramentos primário, secundário e terciário foram reunidos e homogeneizados por meio do método de pilha alongada. A partir dessa amostra, foram retiradas alíquotas destinadas às análises de densidade, suscetibilidade magnética (para fins de caracterização), bem como às caracterizações mineralógica e análise química para teores de fósforo (P_2O_5), cálcio (CaO) e ferro (Fe_2O_3) via úmida.

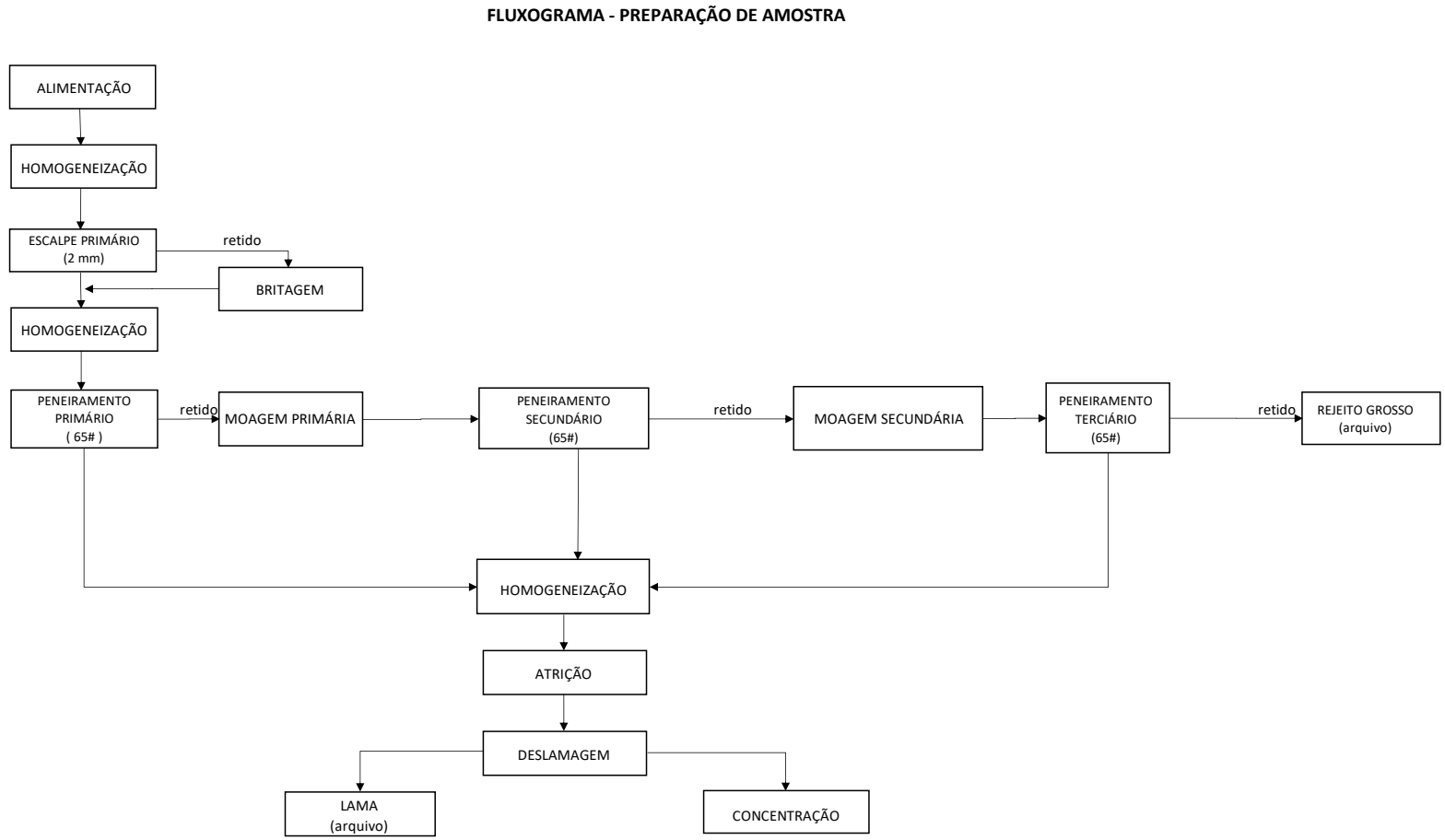
Todas as etapas de cominuição e peneiramento realizadas até esta fase foram conduzidas a seco, sendo os peneiramentos executados manualmente. A opção pela cominuição a seco deveu-se à limitação de infraestrutura laboratorial, especialmente à disponibilidade reduzida de espaço em estufas para a secagem do material. A alimentação das etapas de moagem foi composta por aproximadamente 2 kg de amostra e 5,2 kg de corpos moedores, sendo adotado um tempo de moagem de 25 minutos

A amostra homogeneizada foi, então, submetida à etapa de atrição combinada com deslamagem, utilizando percentual de sólidos de 25% em massa. Durante a atrição, o material foi agitado por 5 minutos, seguido de repouso por 3 minutos, procedendo-se, em seguida, à deslamagem por sifonamento. Esse procedimento foi repetido por quatro ciclos consecutivos.

Ao término dessa etapa, foi retirada uma alíquota para determinação do teor do material deslamado. Após a conclusão dessas etapas, a amostra foi considerada adequada para os ensaios de concentração por flotação e separação magnética.

Os passos adotados para a preparação da amostra estão descritos no fluxograma da Figura 4.

Figura 4 - Fluxograma de preparação de amostra para etapas subsequentes de concentração.



Fonte: Autoria própria, 2026.

3.3 CARACTERIZAÇÃO DA AMOSTRA

3.3.1 Densidade dos Grãos (Picnometria)

A densidade real das partículas foi determinada por meio de picnometria a gás, utilizando equipamento automatizado com controle de temperatura e pressão. O sistema opera com erro máximo de 0,05%, conferindo precisão adequada para os cálculos de balanço de massa e dimensionamento de processos. O equipamento utilizado foi o Analisador de Densidade Real, da marca ACP Instruments.

3.3.2 Presença de material magnético

A presença de material magnético na amostra foi avaliada por meio de testes conduzidos em baixo e alto campo magnético, correspondentes a 900 e 10.000 Gauss, respectivamente. Em função da granulometria fina da amostra, os ensaios de detecção e quantificação do material magnético foram realizados em meio aquoso, de modo a facilitar a separação entre as frações. Além disso, focando na aplicação dessa etapa nos testes, as alíquotas utilizadas na separação magnética passaram pelo processo de deslamagem antes da quantificação do percentual de material magnético.

Os testes foram executados em triplicata, permitindo a determinação do percentual de minerais magnéticos presentes na amostra a partir da média dos valores obtidos. A massa inicial utilizada em cada ensaio foi mantida constante, com valor de 100 g, com uma porcentagem de sólidos de 40%. Todos os procedimentos foram realizados de forma manual.

3.3.3 Análise Granulométrica

A análise granulométrica foi realizada exclusivamente como etapa de caracterização inicial da amostra, com o objetivo de subsidiar a definição dos próximos passos experimentais.

Tabela 4 – Malhas de peneiras selecionadas para a análise granulométrica.

Peneiras aplicadas	
Malha (#)	Abertura (μm)
16	1000
35	425
60	250

100	150
200	75
325	45
400	38

Fonte: Autoria própria, 2026.

Após a primeira etapa de homogeneização, uma alíquota foi retirada antes da etapa de escalpe para a análise granulométrica. A distribuição granulométrica foi determinada por peneiramento a úmido, utilizando sete malhas, com abertura mínima de 400 # (38 μm), conforme apresentado na Tabela 4. A massa de alimentação empregada em cada ensaio foi de aproximadamente 300 g.

3.3.4 Análise Mineralógica

A caracterização mineralógica da amostra foi realizada por difratometria de raios X (DRX) e microscopia eletrônica de varredura (MEV). As análises de DRX foram conduzidas em um difratômetro modelo D8 ADVANCE, da marca Bruker. A identificação das fases minerais foi realizada pelo laboratório responsável, com base nos difratogramas obtidos.

A microscopia eletrônica de varredura (MEV) foi utilizada como técnica complementar à difratometria de raios X, com o objetivo de avaliar os aspectos morfológicos da apatita e suas associações. Associada ao MEV, foi realizada a análise por espectroscopia de energia dispersiva de raios X (EDS), com a finalidade de identificar e quantificar os elementos químicos presentes na amostra. Essa técnica foi aplicada de duas formas: em área e pontual. A análise em área permitiu estimar a composição média dos elementos em regiões selecionadas, enquanto a análise pontual possibilitou a identificação dos elementos em pontos específicos da amostra.

3.3.5 Análise química para teores de fósforo (P_2O_5), cálcio (CaO) e ferro (Fe_2O_3) via úmida

Como principais constituintes da apatita, o fósforo e o cálcio foram analisados individualmente. Para ambas as determinações, o laboratório responsável pela análise aplicou métodos descritos no Manual de Métodos Analíticos Oficiais para Fertilizantes e Corretivos, desenvolvido pelo Ministério da Agricultura, Pecuária e Abastecimento (MAPA, 2017).

A determinação do fósforo total foi realizada pelo método gravimétrico do quimociac, que consiste na solubilização do fósforo da amostra por meio de extração fortemente ácida, seguida da precipitação do fosfato, o qual é filtrado, seco e pesado para quantificação.

A determinação do cálcio foi realizada pelo método volumétrico do permanganato de potássio, que consiste na solubilização do cálcio em meio ácido, seguida da precipitação com oxalato de amônio, separação e dissolução do precipitado formado e posterior titulação do oxalato de cálcio com solução padronizada de permanganato de potássio.

Para determinar o teor de ferro, o laboratório responsável realizou a digestão ácida das amostras, com o objetivo de promover a solubilização dos constituintes e possibilitar a quantificação do ferro nas formas de íons Fe^{2+} e Fe^{3+}.

De acordo com o Manual de Métodos Analíticos Oficiais para Fertilizantes e Corretivos, os resultados analíticos devem ser expressos em termos de teor de ferro elementar (%Fe). Entretanto, o laboratório responsável disponibilizou os resultados já convertidos para a forma de óxido de ferro (III) (%Fe_2O_3). Essa conversão baseia-se em uma relação estequiométrica entre o ferro metálico e o óxido de ferro, sendo representada pela Equação 1:

$$Fe_2O_3 = Fe * 1{,}4297 \ (1)$$

O fator de conversão 1,4297 é obtido a partir da razão entre as massas molares do óxido de ferro (Fe_2O_3) e do ferro (Fe), permitindo a adequada expressão dos resultados na forma de óxido.

3.5 PREPARO DE REAGENTES

O coletor foi preparado em solução com concentração de 5%. Para o preparo, foram utilizados 10 g de coletor, 3 g de soda a 50% de concentração(m/m) e 187 g de água destilada, dos quais 167 g correspondem à água de diluição (RJMG, 2024).

Para preparação do coletor, inicialmente foi adicionado o coletor em um béquer de 300 mL juntamente com 20 g de água destilada. A mistura foi submetida à agitação magnética por 3 minutos, visando sua completa homogeneização. Em seguida, adicionou-se a solução de soda, mantendo-se a agitação por mais 3 minutos.

Posteriormente, foi adicionada a água de diluição, e a mistura permaneceu sob agitação por mais 10 minutos para completar o preparo do reagente (RJMG, 2024).

A agitação durante o preparo foi realizada em agitador magnético modelo C-MAG HS 7, da marca IKA. A velocidade de agitação foi mantida em aproximadamente 1,5 da escala do equipamento, que varia de 1 a 6, correspondente a uma faixa de rotação entre 100 e 1500 rpm.

O depressor foi preparado em solução com concentração de 2%(m/m). Para o preparo, foram utilizados 7 g de fécula de mandioca, 2 g de soda a 50% de concentração e 291 g de água destilada, dos quais 246 g correspondem à água de diluição (RJMG, 2024).

Para o preparo do depressor, inicialmente, foram adicionados 46 g de água destilada e a fécula de mandioca em um béquer de 500 mL. A mistura foi submetida à agitação mecânica por 3 minutos. Em seguida, adicionou-se a solução de soda, mantendo-se a agitação por mais 3 minutos. Por fim, foi adicionada a água de diluição, e a mistura permaneceu sob agitação por mais 10 minutos para completa homogeneização (RJMG, 2024).

A agitação foi realizada em agitador mecânico modelo RW 20 digital, da marca IKA. A rotação aplicada foi de 320 rpm.

3.6. FLOTAÇÃO

A flotação foi a principal etapa de concentração da amostra. Nela, foi utilizado o AGEM B para coletar o mineral de interesse, fécula de mandioca para deprimir a ganga e soda com concentração de 10% para corrigir o pH.

O equipamento de flotação utilizado foi uma célula de flotação da marca CDC, modelo CFB-1000, representado na Figura 5.

Figura 5: Equipamento de flotação utilizado no estudo.



Fonte: Autoria própria, 2026.

A etapa de flotação consistiu em uma combinação entre as fases de condicionamento e flotação propriamente dita. O condicionamento foi realizado com polpa contendo 50% de sólidos em massa, enquanto a flotação foi conduzida com polpa a 33% de sólidos em massa.

Para cada ensaio, foram utilizados 371 g de amostra e 371 g de água para a etapa de condicionamento. Para o início da flotação, foram adicionados 371 g de água de diluição.

Inicialmente, a amostra e a água foram adicionadas à cuba de condicionamento, sendo a polpa homogeneizada por 1 minuto. Em seguida, foi adicionado o depressor, sendo condicionado por 5 minutos. Posteriormente, foi adicionado o coletor, também condicionado por 5 minutos. O pH foi acompanhado durante toda a etapa de condicionamento, seu ajuste operacional se deu durante a adição do coletor, com solução de hidróxido de sódio (NaOH) em concentração de 10% em massa.

A rotação do equipamento foi de 1200 rpm durante o condicionamento e 1000 rpm durante a flotação. A vazão de ar utilizada foi de 4 l/min de ar. O tempo de flotação não foi previamente fixado, sendo o processo conduzido até a exaustão da espuma. Foi realizada apenas a etapa *rougher*.

3.7 SEPARAÇÃO MAGNÉTICA

A etapa de separação magnética foi realizada em condições de baixo e alto campo, de forma análoga à metodologia empregada na etapa de caracterização da amostra. O procedimento foi conduzido em via úmida, com utilização de água de lavagem, com o objetivo de minimizar o efeito de arraste de partículas, o qual ainda foi observado mesmo nessas condições.

Por ocorrer em meio úmido, foi necessário realizar o desaguamento da amostra após a separação através do método de sifonamento. A amostra ficou em repouso por 30 minutos e, em seguida, foi sifonada.

A aplicação sequencial do baixo e alto campo teve como objetivo aumentar a seletividade do processo, promovendo inicialmente a remoção dos minerais fortemente magnéticos, seguida da separação das frações fracamente magnéticas.

De maneira sequencial, foi aplicado o baixo campo (900 Gauss), seguido pelo alto campo (10.000 Gauss).

A escolha da ordem de aplicação da separação magnética em relação à flotação constitui uma das variáveis investigadas no planejamento experimental, sendo avaliado o efeito da realização dessa etapa antes ou após a flotação.

3.8 PLANEJAMENTO EXPERIMENTAL

O planejamento experimental foi elaborado com quatro fatores em dois níveis. Dentre os fatores analisados, três estão relacionados à etapa de flotação (pH, dosagem de coletor e dosagem de depressor) e um à etapa de separação magnética (alocação da etapa em diferentes posições no processo).

Nessa etapa, os fatores variaram conforme a Tabela 5.

Tabela 5 - Fatores e níveis do planejamento experimental na etapa de flotação.

Flotação: fatores e níveis			
	-1	**0**	**1**
Coletor (g/t)	500	750	1000
Depressor (g/t)	500	650	800
pH	8	9	10

Fonte: Autoria própria, 2026.

Para estimar o erro experimental, foram realizados pontos centrais em triplicata.

O número de ensaios foi determinado por meio da relação $N = 2^k + n_c$, em que N corresponde ao número total de experimentos, k ao número de fatores e n_c ao número de pontos centrais. Considerando quatro fatores e três pontos centrais realizados em triplicata, obteve-se um total de 22 ensaios.

A Tabela 6 apresenta a matriz do planejamento experimental com os fatores analisados, seus níveis e a forma como variaram em cada um dos testes.

Tabela 6 - Escopo do cronograma de experimentos realizado.

Cronograma de Experimento				
N°	**Dosagem de Coletor (g/ton)**	**Dosagem de Depressor (g/ton)**	**pH**	**Separação Magnética**
1	-1	-1	-1	Antes
2	1	-1	-1	Antes
3	-1	1	-1	Antes
4	1	1	-1	Antes
5	0	0	0	Antes
6	-1	-1	1	Antes
7	1	-1	1	Antes
8	-1	1	1	Antes
9	1	1	1	Antes
10	0	0	0	Antes
11	0	0	0	Antes
12	0	0	0	Depois
13	-1	-1	-1	Depois
14	1	-1	-1	Depois
15	-1	1	-1	Depois
16	1	1	-1	Depois
17	0	0	0	Depois
18	-1	-1	1	Depois
19	1	-1	1	Depois
20	-1	1	1	Depois
21	1	1	1	Depois
22	0	0	0	Depois

Fonte: Autoria própria, 2026.

Todos os produtos de concentrado e rejeito, bem como a alimentação representativa de cada ensaio, foram submetidos à análise química para determinação dos teores de fósforo (P_2O_5) e cálcio (CaO). Adicionalmente, os rejeitos magnéticos foram analisados quanto ao teor de ferro (Fe). Nas amostras em que a

separação magnética precedeu a flotação, uma única alíquota representativa do rejeito magnético foi utilizada para representar os ensaios de 1 a 11. Nos demais ensaios, os respectivos produtos magnéticos foram analisados individualmente. Os métodos analíticos empregados estão descritos no subtópico 3.3.5 Análise Química.

Alinhado aos objetivos gerais do trabalho, os fatores analisados visam alcançar um concentrado com teor mínimo de 20% de P_2O_5 e recuperação mássica mínima de 12%, valores definidos de acordo com requisitos de mercado para fertilizantes organominerais. Os dados experimentais foram analisados por meio do software MiniTab, permitindo a avaliação estatística dos efeitos principais e das interações entre os fatores do planejamento experimental. Também foram analisados fatores como recuperação mássica (equação 2), recuperação metalúrgica (equação 3) e enriquecimento (equação 4).

$$M = \frac{C}{A}\ x100 \qquad (2)$$

$$R_m = \frac{Cc}{Aa}\ x100 \qquad (3)$$

$$S = \frac{c}{a} \qquad (4)$$

Onde: M é a recuperação mássica;

R_m é a recuperação metalúrgica;

S é a razão de enriquecimento;

A é a massa da alimentação;

a é o teor de P_2O_5 da alimentação;

Aa é a massa útil da alimentação;

C é a massa do concentrado;

c é o teor de P_2O_5 no concentrado;

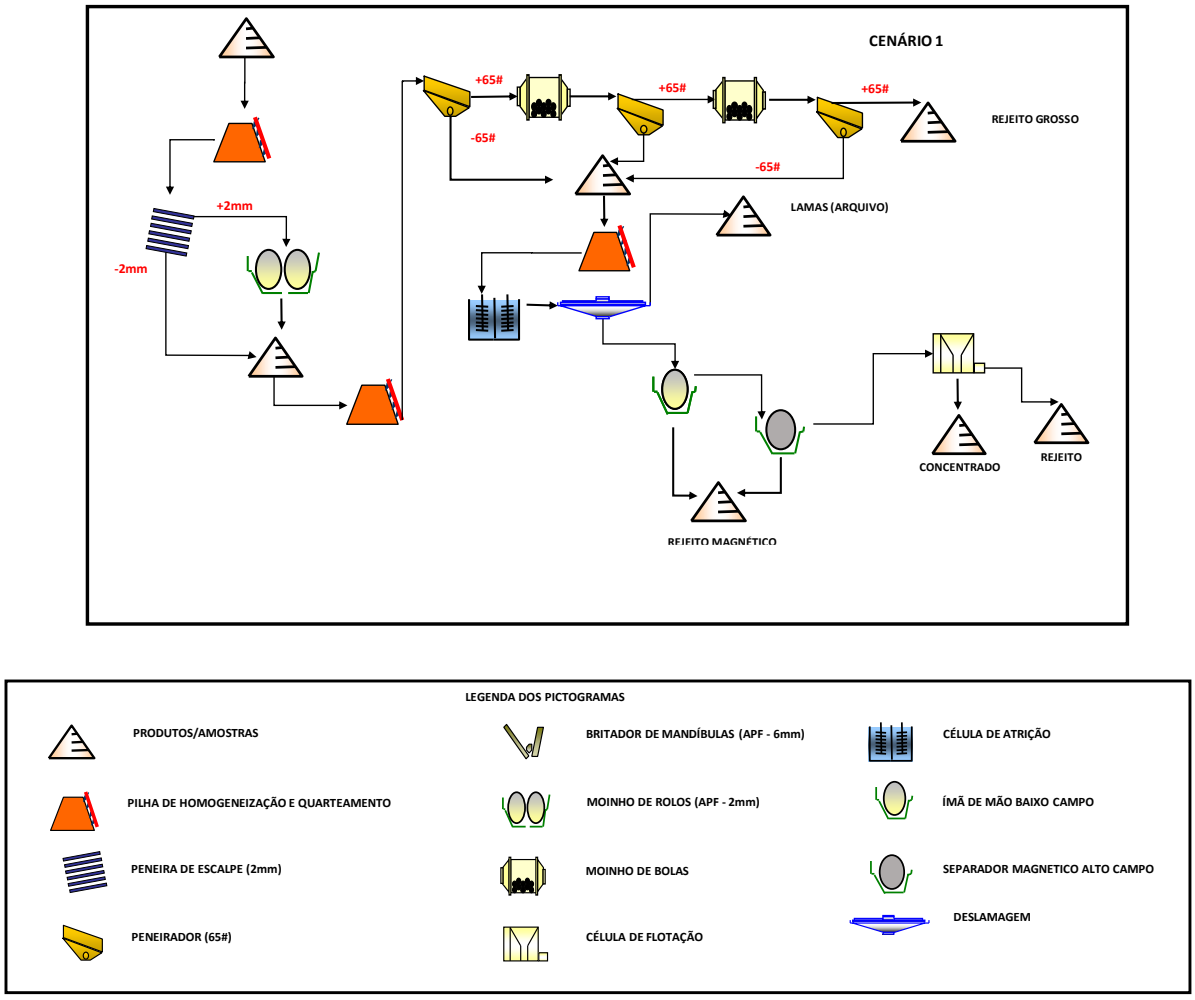
Cc é a massa útil no concentrado.

A recuperação mássica foi avaliada apenas nas etapas de flotação e na combinação entre flotação e separação magnética. Nas condições em que a

separação magnética foi realizada previamente à etapa de flotação (cenário 1), não foi possível determinar diretamente a perda de massa, uma vez que houve necessidade de estimativa da alimentação do material por balanço de massa.

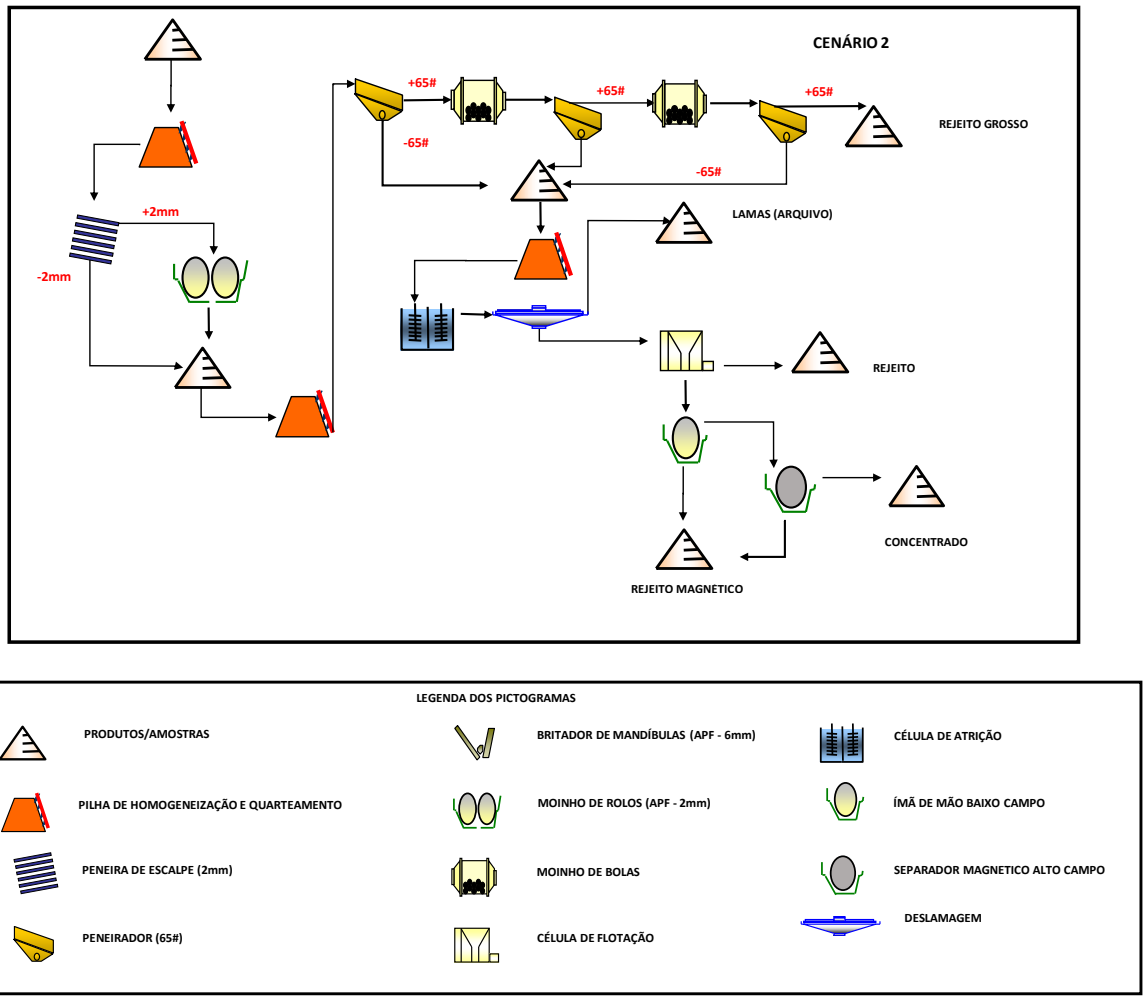
Para essa estimativa, considerou-se que o teor do material deslamado (alimentação do cenário 2), correspondia ao teor da alimentação da separação magnética. Essa premissa foi adotada pelo fato de que todo o material foi previamente homogeneizado e submetido ao mesmo processo de deslamagem, garantindo representatividade composicional.

Figura 6 - Fluxograma do cenário 1.



Fonte: Autoria própria, 2026.

Figura 7 - Fluxograma do cenário 2.



Fonte: Autoria própria, 2026.

A partir dessas considerações, foram aplicadas as equações de balanço de massa e de balanço metalúrgico, apresentadas, respectivamente, nas Equações 5 e 6.

$$A = C + R \ (5)$$

$$Aa = Cc + Rr \ (6)$$

Onde: A é a massa da alimentação;

a é o teor de P_2O_5 da alimentação;

R é a massa de rejeito;

r é o teor de P_2O_5 no rejeito;

C é a massa do concentrado;

c é o teor de P_2O_5 no concentrado.

Cabe salientar que a metodologia adotada para estimativa das massas baseia-se em premissas de representatividade e equivalência entre fluxos de massas, as quais, apesar de tecnicamente justificáveis, constituem simplificações do processo real. Nesse sentido, possíveis variações composicionais e perdas não quantificadas ao longo das etapas podem impactar a exatidão dos balanços realizados, devendo os resultados ser analisados sob a perspectiva de aproximação metodológica.

4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Neste tópico, são expostos os resultados obtidos no desenvolvimento da pesquisa, sendo posteriormente discutidos à luz do referencial teórico, a fim de compreender suas implicações e relevância para o tema investigado.

4.1 CARACTERIZAÇÃO DA AMOSTRA

A partir dos métodos aplicados, foi possível determinar a densidade, a distribuição granulométrica, o percentual de material magnético, bem como a composição química e mineralógica da amostra estudada.

O ensaio realizado no analisador de densidade real indicou que a amostra apresenta densidade de 2,73 g/cm³, com um desvio 0,004%. Considerando que a densidade teórica da apatita é de aproximadamente 3,2 g/cm³, o valor obtido sugere a presença significativa de minerais com densidade inferior na composição do material, evidenciando que a amostra não é constituída predominantemente por apatita (UFRGS, 2021).

A análise granulométrica do material (Tabela 7) revela que cerca de 57,04% da amostra corresponde à fração passante na malha 400 # (38 μm) indicando elevada proporção de partículas finas. Essa elevada presença de partículas finas na polpa afeta negativamente o processo de flotação, reduzindo a seletividade e a recuperação metalúrgica devido ao recobrimento de partículas mais grossas e ao aumento do consumo de reagentes, conforme observado por Cunha et al. (2025). Esse comportamento está associado ao fenômeno de *slime coating*, que dificulta a atuação dos reagentes e prejudica a interação partícula-bolha (CUNHA et al., 2025). Diante disso, foi realizada uma etapa de deslamagem na amostra.

Observa-se que apenas 17,13% do material encontra-se retido até a malha 65 # (250 μm), evidenciando a baixa participação de partículas mais grossas na amostra. Esse comportamento reforça a predominância de material fino na composição amostral.

A análise química da amostra indicou teores de 3,73% de P_2O_5, 3,69% de CaO e 11,0% de Fe_2O_3, evidenciando um material com baixo conteúdo fosfático e elevada concentração de óxidos de ferro.

Tabela 7 - Distribuição granulométrica da amostra tal qual.

Malha (#)	Malha (µm)	Massa Retida (g)	% Retido Simples	% Retido Acumulado	% Passante
16	1000	2,98	1,97%	1,97%	98,03%
35	425	13,57	8,95%	10,92%	89,08%
60	250	9,42	6,21%	17,13%	82,87%
100	150	9,15	6,04%	23,17%	76,83%
200	75	15,78	10,41%	33,58%	66,42%
325	45	10,61	7,00%	40,58%	59,42%
400	38	3,61	2,38%	42,96%	57,04%
-400		86,47	57,04%	100,00%	0,00%
Massa Total		151,59			

Fonte: Autoria própria, 2026.

Por meio dos ensaios realizados para detecção da fração magnética, verificou-se que, em média, 23,75% da amostra é atraída pelo ímã de alto campo aplicado, conforme apresentado na Tabela 8. O baixo desvio padrão obtido (0,69%) indica boa reprodutibilidade dos resultados experimentais e confiabilidade nas medições realizadas.

Tabela 8 - Quantificação de material magnético em triplicata.

	Alimentação (g)	**Magnético (g)**	**Magnético (%)**
1	100	23,8	23,80%
2	100	22,89	22,89%
3	100	24,57	24,57%
Média		23,75%	
Desvio Padrão		0,69%	

Fonte: Autoria própria, 2026.

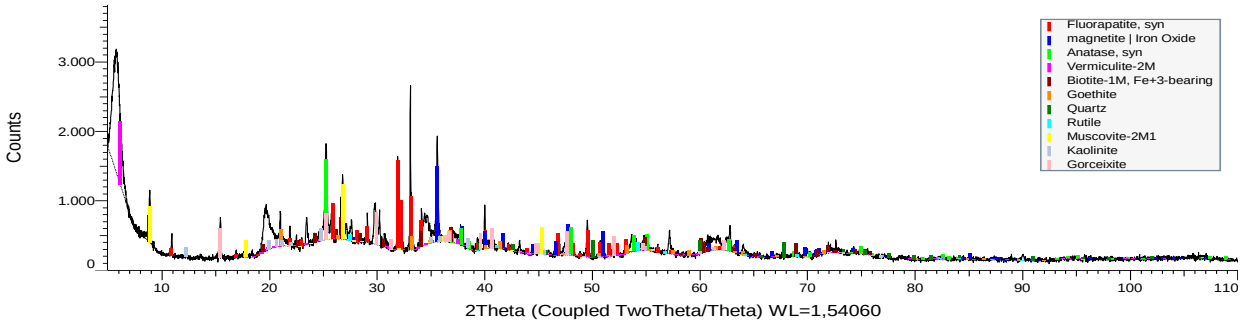
A presença dessa fração magnética evidencia a ocorrência significativa de minerais portadores de ferro na amostra, os quais são, em geral, associados à ganga. Esses minerais são indesejáveis, uma vez que não contribuem para o teor de P_2O_5 e podem impactar negativamente as etapas subsequentes de concentração, sobretudo a flotação, devido ao consumo indevido de reagentes e à redução da seletividade do processo.

Dessa forma, a aplicação de uma etapa de separação magnética mostra-se relevante no contexto do beneficiamento, visando à remoção dessas impurezas e ao aumento da eficiência global do processo. Nesse contexto, a posição da separação magnética em relação à etapa de flotação foi considerada uma variável relevante no planejamento experimental, sendo avaliado o efeito de sua aplicação antes ou após a

flotação, com o objetivo de identificar a configuração mais eficiente em termos de qualidade do concentrado (SIMÕES; BORGES; PIRES; OLIVEIRA, 2025).

A Figura 8 apresenta o resultado da difratometria de raios X. Devido a uma sobremoagem da amostra, que pode ter contribuído para a formação de uma região com menor definição de picos, não foi possível realizar uma análise quantitativa do material, apenas qualitativa.

Figura 8 - Difratograma qualitativo da amostra.



Icon	DB Compound Name	Formula	a	b	c
	Fluorapatite, syn	Ca5(PO4)3F	9,36900 Å		6,88390 Å
	magnetite | Iron Oxide	Fe3O4	2,55332 Å	9,00870 Å	9,12054 Å
	Anatase, syn	TiO2	3,78450 Å		9,51430 Å
	Vermiculite-2M	Mg3.41(Al1.14Si2.86O10)(OH)2(H2O)3.72	5,34900 Å	9,25500 Å	28,89000 Å
	Biotite-1M, Fe+3-bearing	K(Mg,Fe+2)3(Si3Al)O10(OH)2	5,33500 Å	9,23900 Å	10,17200 Å
	Goethite	Fe2O3·H2O	4,59790 Å	9,95100 Å	3,01780 Å
	Quartz	SiO2	4,91239 Å		5,40385 Å
	Rutile	TiO2	4,59400 Å		2,95900 Å
	Muscovite-2M1	KAl2(Si,Al)4O10(OH)2	5,19880 Å	9,02660 Å	20,10580 Å
	Kaolinite	Al2Si2O5(OH)4	5,14000 Å	8,93000 Å	7,37000 Å
	Gorceixite	BaAl3(PO4)(PO3OH)(OH)6	7,02000 Å		16,87000 Å

Fonte: Autoria própria, 2026.

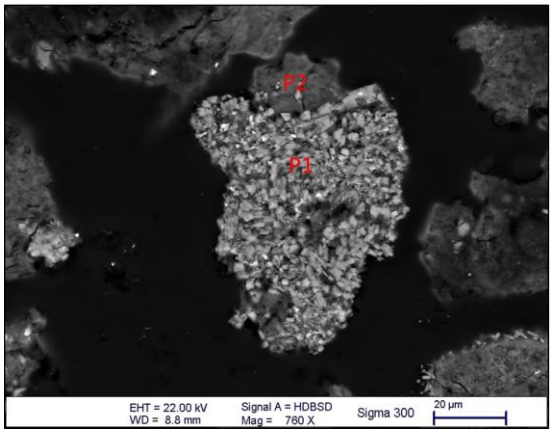
A análise por difração de raios X permitiu a identificação das principais fases minerais presentes na amostra. Observa-se a presença de fluorapatita, confirmando a ocorrência do mineral de interesse, embora seus picos não se apresentem como predominantes no difratograma, indicando que a apatita não constitui a principal fase do material.

Além disso, foram identificados minerais de ganga, como quartzo e minerais argilosos, incluindo caulinita, muscovita e vermiculita, evidenciando que a amostra apresenta composição mineralógica heterogênea. A presença dessas fases pode estar associada ao elevado teor de partículas finas observado previamente na análise granulométrica. Também foram identificados minerais contendo ferro, como

magnetita, goethita e biotita, confirmando a presença de uma fração magnética na amostra.

A análise por microscopia eletrônica de varredura (MEV), associada à espectroscopia de energia dispersiva (EDS), permitiu avaliar a morfologia e a composição química da amostra. A imagem obtida está apresentada na Figura 9.

Figura 9 - a) Imagem de MEV da amostra com indicação dos pontos de análise (P1 e P2); (b) espectro EDS do ponto P1; (c) espectro EDS do ponto P2.



P1	Mass[%]	Atom [%]
Al	1,55	2,13
Si	4,09	5,38
Fe	2,61	1,73
P	25,65	30,65
Ca	61,10	56,42
Mg	0,54	0,82
Sr	1,72	0,73
S	0,06	0,07
Ti	2,68	2,07

P2	Mass[%]	Atom [%]
Al	7,09	8,59
Si	43,41	50,63
K	9,15	7,65
Fe	25,29	14,80
Mg	11,77	15,83
Ca	1,51	1,23
Mn	0,39	0,23
P	0,24	0,25
S	0,22	0,22
Ti	0,83	0,56

(a) **(b)** **(c)**

Fonte: Autoria própria, 2026.

Observa-se que a amostra apresenta partículas finas aglomeradas, com morfologia irregular e distribuição heterogênea, indicando a presença de diferentes fases minerais.

Foram definidos dois pontos de análise (P1 e P2), posicionados em regiões com características visuais distintas. No ponto P1, os resultados de EDS indicaram predominância de cálcio (61,10%) e fósforo (25,65%), o que sugere a presença de minerais ricos nesses elementos, possivelmente fosfatos de cálcio.

Já no ponto P2, observou-se uma composição significativamente diferente, com altos teores de silício (43,41%) e ferro (25,29%), além da presença de potássio e magnésio. Essa composição é típica de minerais silicatados e possivelmente de fases associadas ao ferro.

As diferenças entre os pontos analisados indicam que a amostra apresenta heterogeneidade composicional, com a presença de pelo menos duas fases distintas:

uma rica em cálcio e fósforo e outra composta principalmente por silicatos e ferro. Esse comportamento está associado à ocorrência de partículas mistas, resultantes de diferentes graus de liberação mineral, sendo consistente com o descrito por Simões (2019), que destaca a complexidade mineralógica e a presença de associações entre apatita e minerais de ganga em minérios fosfáticos (SIMÕES, 2019).

4.2 AVALIAÇÃO DE DESEMPENHO DOS ENSAIOS

Durante a preparação da amostra, cerca de 6,8% do material não atendeu à especificação de 65 # (250 µm), indicada na literatura como adequada para liberação em minérios fosfáticos. Essa fração, denominada como rejeito grosso, foi separada e arquivada.

Na etapa de deslamagem, observou-se uma redução significativa de massa, da ordem de 48,92% em relação à massa alimentada nessa etapa. Considerando também a remoção prévia do rejeito grosso durante a preparação da amostra, a massa remanescente destinada às etapas de concentração correspondeu a cerca de 47,61% da alimentação inicial. Em termos absolutos, a massa foi reduzida de aproximadamente 47 kg para 22 kg.

O pH da polpa no início da etapa de ajuste, ou seja, imediatamente antes da adição de hidróxido de sódio (NaOH), bem como o volume de solução de NaOH a 10% consumido para atingir o pH estabelecido para cada ensaio, estão apresentados na Tabela 9.

Tabela 9: pH inicial da polpa e consumo de solução de NaOH a 10% para ajuste do pH de ensaio.

Ensaio	pH do Teste	pH Inicial	Consumo de soda (ml)
1	8	6,67	1,60
2	8	6,61	3,00
3	8	6,70	1,30
4	8	6,66	1,70
5	9	6,63	3,00
6	10	6,58	6,00
7	10	6,60	5,50
8	10	6,59	5,50
9	10	6,57	6,00
10	9	6,58	5,50
11	9	6,56	5,60
12	9	6,72	1,00

13	8	6,71	1,00
14	8	6,73	1,00
15	8	6,71	0,75
16	8	6,68	1,00
17	9	6,64	2,50
18	10	6,60	5,00
19	10	6,62	4,50
20	10	6,59	5,00
21	10	6,61	5,20
22	9	6,69	1,20

Fonte: Autoria própria, 2026.

Os ensaios apresentaram valores de pH inicial bastante próximos, variando de 6,56 a 6,73, indicando uniformidade das condições experimentais. Além disso, observou-se aumento do consumo de NaOH com a elevação do pH de teste, sendo os maiores consumos registrados para os ensaios conduzidos em pH 10, conforme esperado.

A recuperação mássica obtida apenas na etapa de flotação é apresentada Tabela 10, enquanto a Tabela 11 expõem a recuperação mássica do conjunto flotação e separação magnética.

No caso do Cenário 1, em que a separação magnética foi realizada previamente à flotação, os valores de alimentação foram estimados conforme os critérios descritos na metodologia. Destaca-se que a alimentação da etapa de flotação é sempre constante em 371 gramas, independente do material já ter passado por separação magnética ou não.

Tabela 10 - Recuperação mássica da etapa da flotação.

Recuperação mássica: Flotação				
Ensaio	**Alimentação (g)**	**Concentrado (g)**	**Rejeito (g)**	**Recuperação Mássica (%)**
1	371,00	96,58	272,74	26,03%
2	371,00	169,31	198,59	45,64%
3	371,00	106,95	261,41	28,83%
4	371,00	198,31	167,55	53,45%
5	371,00	125,46	222,32	33,82%
6	371,00	135,31	221,88	36,47%
7	371,00	184,36	169,32	49,69%
8	371,00	138,91	220,35	37,44%
9	371,00	171,97	188,13	46,35%

10	371,00	120,08	239,05	32,37%
11	371,00	121,88	240,17	32,85%
12	371,00	88,17	244,35	23,77%
13	371,00	85,67	247,60	23,09%
14	371,00	71,01	262,86	19,14%
15	371,00	101,92	238,04	27,47%
16	371,00	113,44	231,19	30,58%
17	371,00	144,38	188,10	38,92%
18	371,00	77,70	239,87	20,94%
19	371,00	126,17	197,91	34,01%
20	371,00	65,97	244,94	17,78%
21	371,00	72,87	264,72	19,64%
22	371,00	129,13	202,41	34,81%

Fonte: Autoria própria, 2026.

Tabela 11 - Recuperação mássica do conjunto flotação e separação magnética.

Recuperação mássica: Separação Magnética e Flotação					
Ensaio	**Alimentação (g)**	**Concentrado (g)**	**Rejeito (g)**	**Magnético (g)**	**Recuperação Mássica (%)**
1	550,00	96,58	272,74	180,68	17,56%
2	550,00	169,31	198,59	182,10	30,78%
3	550,00	106,95	261,41	181,64	19,45%
4	550,00	198,31	167,55	184,14	36,06%
5	550,00	125,46	222,32	202,22	22,81%
6	550,00	135,31	221,88	192,81	24,60%
7	550,00	184,36	169,32	196,32	33,52%
8	550,00	138,91	220,35	190,74	25,26%
9	550,00	171,97	188,13	189,90	31,27%
10	550,00	120,08	239,05	190,87	21,83%
11	550,00	121,88	240,17	187,95	22,16%
12	371,00	36,40	244,35	51,77	9,81%
13	371,00	32,22	247,60	53,45	8,68%
14	371,00	27,73	262,86	43,28	7,47%
15	371,00	44,37	238,04	57,55	11,96%
16	371,00	44,32	231,19	69,12	11,95%
17	371,00	53,30	188,10	91,08	14,37%
18	371,00	35,45	239,87	42,25	9,56%
19	371,00	53,37	197,91	72,80	14,39%
20	371,00	27,05	244,94	38,92	7,29%
21	371,00	50,85	264,72	22,02	13,71%
22	371,00	76,17	202,41	52,96	20,53%

Nota 1: Nos ensaios de 12 a 22, a separação magnética foi realizada após a flotação.

Fonte: Autoria própria, 2026.

De modo geral, observa-se que a recuperação mássica da etapa de flotação, quando analisada de forma isolada, apresentou valores superiores ao objetivo estabelecido em todos os ensaios realizados. Esse comportamento indica que a flotação foi eficiente na recuperação de massa, promovendo elevada recuperação do material alimentado.

Entretanto, ao considerar o conjunto das etapas de flotação e separação magnética, verifica-se uma redução nos valores de recuperação mássica. Observa-se ainda que os ensaios que incluíram a separação magnética após a flotação apresentaram maior frequência de não atendimento ao objetivo de recuperação estabelecido.

Esse comportamento pode ser associado à remoção adicional de material durante a etapa de separação magnética, na qual parte do material previamente recuperado na flotação pode ser descartada como rejeito magnético. Esse efeito ocorre principalmente devido à presença de partículas mistas, que, por apresentarem composição intermediária, não são seletivamente recuperadas em nenhuma das etapas. Dessa forma, tais partículas tendem, em geral, a acompanhar a última interação de separação à qual foram submetidas. Assim, embora a flotação apresente elevada recuperação mássica, a etapa subsequente de separação magnética tende a reduzir a recuperação mássica dos processos combinados.

Do ponto de vista da recuperação metalúrgica, a Tabela 12 apresenta os resultados obtidos nos diferentes ensaios. Observa-se que as maiores recuperações metalúrgicas estão associadas aos testes em que a separação magnética foi realizada previamente à flotação, enquanto os maiores teores no concentrado foram obtidos nos ensaios em que a separação magnética ocorreu após a flotação.

Esse comportamento evidencia uma troca entre recuperação e teor, indicando que condições que favorecem maior recuperação nem sempre resultam em maior qualidade do concentrado. Ao analisar conjuntamente os dados de recuperação mássica e metalúrgica, verifica-se que os ensaios com separação magnética anterior à flotação apresentam elevado aproveitamento de massa e mineral-minério, porém com menor teor.

Nesse contexto, a aplicação de uma etapa adicional de limpeza (*cleaner*) nesses concentrados mostra-se pertinente, pois poderia promover a remoção de impurezas remanescentes e o consequente aumento do teor, possibilitando o alcance do objetivo de 20%.

Adicionalmente, observa-se que o Teste 2 apresentou recuperação metalúrgica superior a 100%, o que não é fisicamente plausível. Esse resultado sugere a ocorrência de erro analítico, possivelmente associado à determinação dos teores, devendo ser interpretado com cautela.

Tabela 12 - Recuperação metalúrgica da etapa de concentração.

Recuperação metalúrgica: flotação e separação magnética						
Ensaio	**Alimentação (g)**	**P_2O5 Alimentação (%)**	**Concentrado (g)**	**P_2O_5 Concentrado (%)**	**Recuperação Metalúrgica (%)**	**Enriquecimento**
1	550,70	4,33%	96,58	12,40%	50,22%	2,86
2	550,70	4,33%	169,31	14,10%	100,11%	3,26
3	550,70	4,33%	106,95	11,10%	49,79%	2,56
4	550,70	4,33%	198,31	7,48%	62,21%	1,73
5	550,70	4,33%	125,46	11,31%	59,51%	2,61
6	550,70	4,33%	135,31	8,52%	48,35%	1,97
7	550,70	4,33%	184,36	8,52%	65,87%	1,97
8	550,70	4,33%	138,91	9,56%	55,69%	2,21
9	550,70	4,33%	171,97	8,38%	60,44%	1,94
10	550,70	4,33%	120,08	10,80%	54,39%	2,49
11	550,70	4,33%	121,88	12,30%	62,87%	2,84
12	371,00	4,33%	36,40	15,90%	36,03%	3,67
13	371,00	4,33%	32,22	15,60%	31,29%	3,60
14	371,00	4,33%	27,73	16,30%	28,14%	3,76
15	371,00	4,33%	44,37	14,50%	40,05%	3,35
16	371,00	4,33%	44,32	14,30%	39,45%	3,30
17	371,00	4,33%	53,30	11,30%	37,49%	2,61
18	371,00	4,33%	35,45	15,50%	34,20%	3,58
19	371,00	4,33%	53,37	12,10%	40,20%	2,79
20	371,00	4,33%	27,05	15,30%	25,76%	3,53
21	371,00	4,33%	50,85	14,70%	46,53%	3,39
22	371,00	4,33%	76,17	10,70%	50,73%	2,47

Fonte: Autoria própria, 2026.

O fator de enriquecimento foi superior a 1 em todos os ensaios, variando entre 1,73 e 3,76, indicando a ocorrência de concentração do mineral de interesse na fração analisada.

Na Tabela 13 é apresentada a perda metalúrgica do processo, a qual indica uma perda parcial do material de interesse ao longo desse fluxo. Por outro lado, ao se analisar a fração magnética, Tabela 14, observa-se que os teores obtidos são equivalentes ou até superiores aos da alimentação. Conforme observado por Simões (2019), o aumento da intensidade do campo magnético favorece a remoção de partículas mistas. Nesse contexto, a aplicação da separação magnética pode levar à retirada de frações contendo apatita associada a minerais magnéticos, especialmente em condições de liberação insuficiente, resultando em perdas de P_2O_5 para o rejeito magnético (SIMÕES et al., 2019).

Correlacionando esses resultados com as informações apresentadas por Chaves, Leal Filho e Barros (2010), conclui-se que a faixa granulométrica adotada, embora recomendada na literatura para minérios fosfáticos, não se mostrou adequada para o material em estudo. Dessa forma, indica-se a realização de estudos adicionais para definição de uma faixa granulométrica mais apropriada, que favoreça a liberação das fases minerais e, consequentemente, aumente a eficiência das etapas de concentração.

Tabela 13 - Perda metalúrgica nas frações de rejeito, magnético e total.

Ensaio	Massa Útil Alimentação (g)	Massa Útil Rejeito (g)	Massa Útil Magnético (g)	Perda Metalúrgica no Rejeito (%)	Perda Metalúrgica no Magnético (%)	Perda Metalúrgica Global (%)
1	23,82	2,65	6,67	11,11%	28,00%	39,10%
2	23,82	1,41	6,72	5,92%	28,22%	34,14%
3	23,82	2,54	6,70	10,65%	28,14%	38,79%
4	23,82	1,12	6,79	4,71%	28,53%	33,25%
5	23,82	3,42	7,46	14,38%	31,33%	45,71%
6	23,82	3,62	7,11	15,19%	29,87%	45,06%
7	23,82	1,90	7,24	7,96%	30,42%	38,38%
8	23,82	2,97	7,04	12,49%	29,55%	42,05%
9	23,82	2,37	7,01	9,95%	29,42%	39,38%
10	23,82	3,27	7,04	13,75%	29,57%	43,33%
11	23,82	3,46	6,94	14,52%	29,12%	43,64%
12	16,06	4,69	2,26	29,20%	14,10%	43,30%
13	16,06	4,33	2,12	26,97%	13,18%	40,15%
14	16,06	4,86	1,98	30,27%	12,34%	42,61%
15	16,06	4,57	2,59	28,45%	16,12%	44,57%
16	16,06	4,12	3,20	25,62%	19,92%	45,54%
17	16,06	2,54	3,75	15,81%	23,36%	39,17%
18	16,06	4,22	2,32	26,28%	14,41%	40,69%
19	16,06	2,81	3,23	17,49%	20,12%	37,62%
20	16,06	4,41	2,36	27,45%	14,71%	42,15%
21	16,06	4,98	0,90	30,98%	5,62%	36,60%
22	16,06	2,65	1,89	16,51%	11,77%	28,28%

Fonte: Autoria própria, 2026.

Os dados da Tabela 14, apresentam os teores de óxido de ferro (III) nas frações magnéticas, observa-se que os valores variam entre aproximadamente 10,50% e 14,00%, sendo, na maioria dos casos, inferiores ao teor da alimentação (14,60%). Essa comparação indica que não houve enriquecimento significativo do ferro na fração magnética, evidenciando que a separação magnética não foi efetiva na concentração desse elemento.

Tabela 14 - Teores de Fe_2O_3 e P_2O_5 na fração magnética e alimentação.

Amostra	P_2O_5 Total (%)	Fe_2O_3 (%)
Alimentação	4,33	14,60
Magnético-1 a 11	3,69	12,80
Magnético-12	4,38	12,40
Magnético-13	3,96	10,52
Magnético-14	4,58	11,90
Magnético-15	4,50	10,50
Magnético-16	4,63	11,32
Magnético-17	4,12	13,80
Magnético-18	5,48	11,90
Magnético-19	4,44	14,00
Magnético-20	6,07	10,90
Magnético-21	4,10	12,60
Magnético-22	3,57	12,55

Fonte: Autoria própria, 2026.

Além disso, a proximidade entre os teores da fração magnética e da alimentação sugere que o ferro permanece distribuído entre fluxos do processo, em vez de ser direcionado seletivamente para a fração magnética. Esse comportamento pode ser explicado pelo grau de liberação inadequado, o que dificulta a atuação da separação magnética ou pela granulometria fina do material, já que as forças superficiais podem superar a força do campo magnético em granulometrias em partículas muito pequenas.

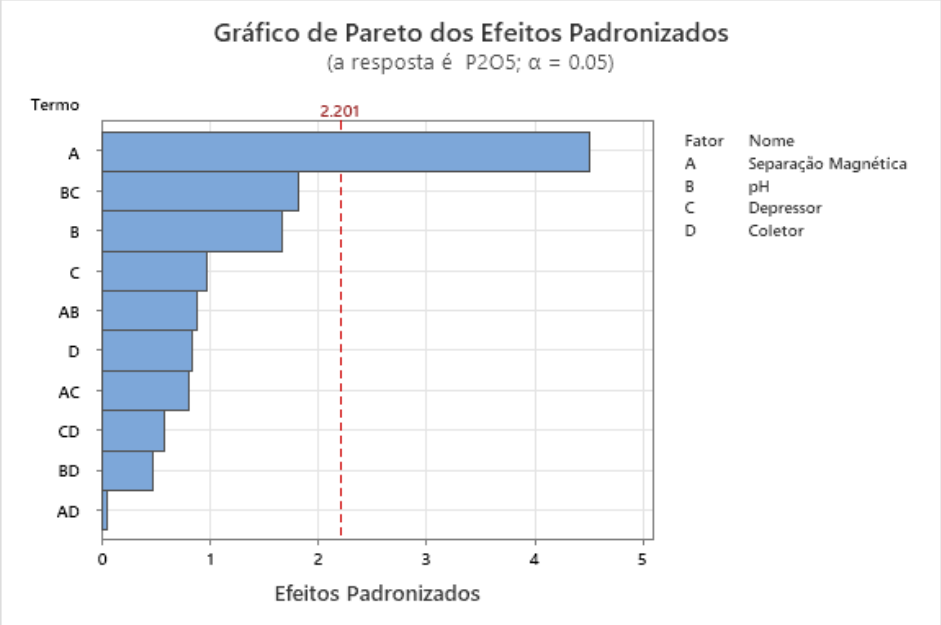
Dessa forma, a ausência de aumento expressivo no teor de Fe_2O_3 nessa fração reforça a necessidade de ajustes no preparo do minério ou nas condições operacionais do processo, de modo a favorecer a liberação das fases minerais e melhorar a eficiência da separação.

4.3 ANÁLISE ESTATÍSTICA

Os resultados apresentados nesta seção foram obtidos com o auxílio do *software* estatístico Minitab, por meio da aplicação de ferramentas como análise de variância (ANOVA), gráfico de Pareto dos efeitos padronizados, gráficos de efeitos principais, análise de interações e estimação dos coeficientes do modelo.

A análise inicial por meio do gráfico de Pareto dos efeitos principais, Figura 10, evidencia que a separação magnética é o fator de maior impacto no processo, influenciando diretamente o teor de P_2O_5. O pH aparece como segundo fator em magnitude, porém sem significância estatística, indicando influência secundária. Já o coletor e o depressor apresentam baixa contribuição dentro das condições avaliadas, sugerindo que suas variações não promovem mudanças relevantes no desempenho do sistema nessa faixa operacional. As interações apresentam baixa relevância, indicando que os fatores atuam, em grande parte, de forma independente.

Figura 10 - Gráfico de Pareto dos efeitos principais para P_2O_5.



Fonte: Autoria própria, 2026.

A análise de variância, Tabela 15, reforça esse resultado, mostrando que a separação magnética é o único fator com influência estatisticamente comprovada, enquanto os demais não apresentam impacto significativo. A ausência de falta de ajuste indica que o modelo representa adequadamente os dados experimentais.

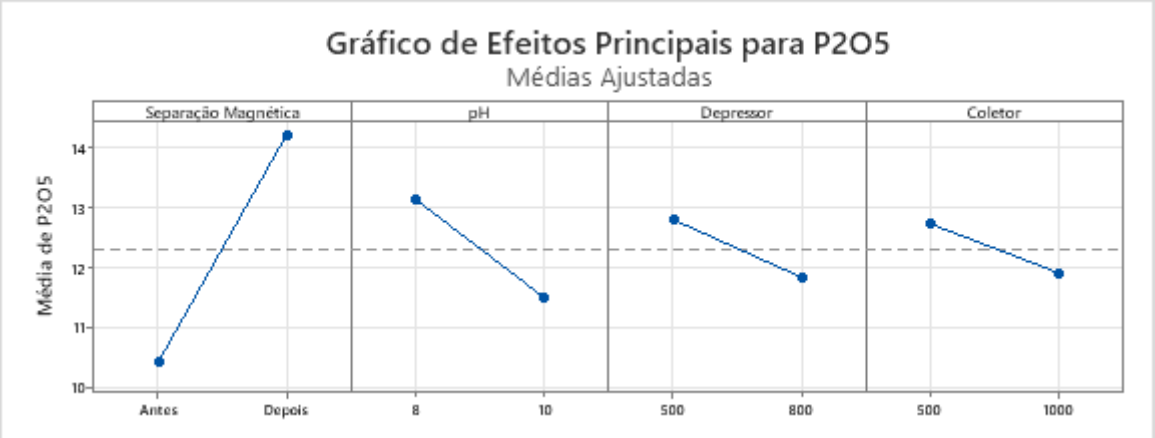
Tabela 15 - Tabela de análise de variância (ANOVA) para P_2O_5.

Análise de Variância					
Fonte	GL	SQ (Aj.)	QM (Aj.)	Valor F	Valor P
Modelo	10	117,083	11,7083	3,01	0,042
Linear	4	96,492	24,1229	6,20	0,007
Separação Magnética	1	79,154	79,1542	20,34	0,001
pH	1	10,890	10,8900	2,80	0,123
Depressor	1	3,725	3,7249	0,96	0,349
Coletor	1	2,722	2,7225	0,70	0,421
Erro	11	42,810	3,8918		
Falta de Ajuste	7	25,460	3,6371	0,84	0,608
Erro puro	4	17,350	4,3375		
Total	21	159,893			

Fonte: Autoria própria, 2026.

O gráfico de efeitos principais, Figura 11, mostra que a alteração da separação magnética promove aumento expressivo no teor de P_2O_5, evidenciando seu papel direto na concentração do mineral de interesse. O pH, embora não significativo, apresenta tendência de redução do teor com o aumento do nível, sugerindo possível impacto na seletividade do processo. O depressor e o coletor também apresentam tendência de redução, o que pode indicar para o depressor condições de dosagem acima do ideal.

Figura 11 - Gráfico de efeitos principais para P_2O_5.



Fonte: Autoria própria, 2026.

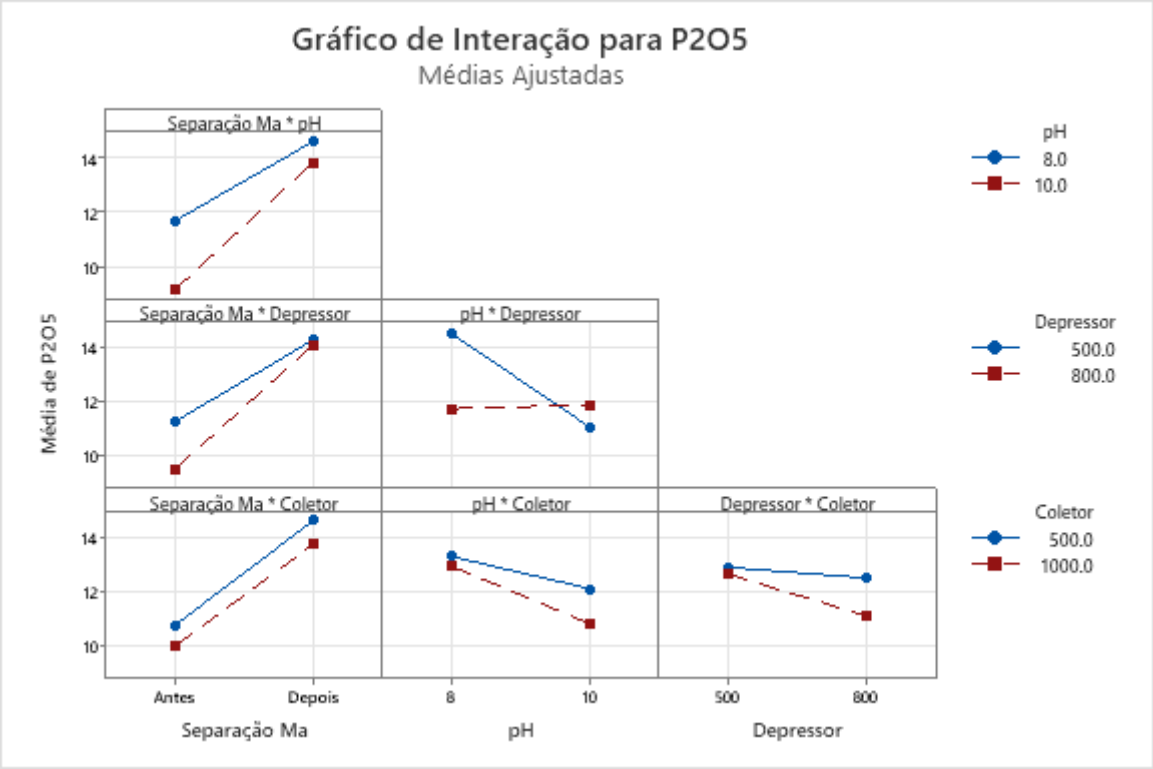
A separação magnética apresenta efeito positivo expressivo, elevando significativamente o teor de P_2O_5. O pH, embora não significativo, apresenta comportamento consistente com o observado no Pareto, sendo o segundo fator de

maior influência relativa, com tendência de redução do teor de P_2O_5 com o aumento de seu nível, sugerindo que sua otimização pode contribuir para melhorias. Os fatores depressor e coletor também apresentam tendência de redução, porém com menor intensidade.

A análise das interações entre os fatores, Figura 12, indica que o teor de P_2O_5 é pouco influenciado por efeitos combinados, uma vez que as linhas apresentam comportamento majoritariamente paralelo. Esse resultado mostra que o sistema é controlado principalmente pelos efeitos individuais, com destaque para a separação magnética, que promove aumento consistente no teor independentemente das demais variáveis.

Observa-se ainda que o aumento da dosagem de depressor está associado à redução do teor de P_2O_5, sugerindo perda de seletividade do processo, possivelmente em decorrência da depressão parcial da apatita. As interações envolvendo pH e coletor apresentam pouca variação, reforçando sua baixa influência dentro da faixa estudada. Do ponto de vista operacional, esses resultados indicam que a qualidade do concentrado está diretamente relacionada à eficiência da etapa de separação magnética, enquanto o controle do depressor deve ser realizado com cautela para evitar prejuízos ao teor, sendo os demais fatores secundários nas condições avaliadas

Figura 12 - Gráfico de interações entre os fatores para P_2O_5.



Fonte: Autoria própria, 2026.

A avaliação do modelo, Tabela 16, indica capacidade moderada de explicação e baixa capacidade preditiva, sugerindo que o sistema pode ser influenciado por outras variáveis operacionais não contempladas no estudo, como características mineralógicas ou condições de processo não controladas.

Tabela 16 - Resumo do modelo estatístico para P_2O_5.

S	R2	R2 (aj)	R2 (pred)
1,97277	73,23%	48,89%	2,18%

Fonte: Autoria própria, 2026.

Por fim, os coeficientes do modelo, Tabela 17, reforçam o papel dominante da separação magnética no aumento do teor de P_2O_5, evidenciando que o processo é governado principalmente pela eficiência dessa etapa, responsável pela qualidade do material alimentado às fases subsequentes. O efeito negativo do depressor na faixa estudada indica que seu excesso pode reduzir o desempenho, possivelmente devido à depressão parcial da apatita, exigindo ajuste criterioso dessa variável. O pH, embora não significativo, apresenta tendência de influência sobre o sistema, enquanto o coletor mostra efeito limitado nas condições avaliadas. De forma geral, a baixa relevância das interações sugere um sistema pouco sensível a efeitos combinados,

de modo que a otimização deve se concentrar no controle dos fatores individuais, especialmente da separação magnética.

Tabela 17 - Coeficientes codificados do modelo para P_2O_5.

Termo	Efeito	Coeficiente	EP de Coeficiente	Valor T	Valor P	VIF
Constante		12,303	0,421	29,25	0,000	
Separação Magnética	3,794	1,897	0,421	4,51	0,001	1,00
pH	-1,650	-0,825	0,493	-1,67	0,123	1,00
Depressor	-0,965	-0,483	0,493	-0,98	0,349	1,00
Coletor	-0,825	-0,412	0,493	-0,84	0,421	1,00

Fonte: Autoria própria, 2026.

Ao analisar a influência das variáveis em relação a recuperação metalúrgica, a análise conjunta dos resultados indica que o modelo apresentou significância estatística e capacidade moderada de explicação da variabilidade da recuperação metalúrgica, sem desempenho preditivo, conforme apresentado na Tabela 18. Entre os fatores avaliados, a separação magnética e o coletor foram os únicos que apresentaram efeito significativo, como evidenciado na Tabela 19, enquanto pH e depressor não influenciaram de forma relevante dentro da faixa estudada.

Tabela 18 - Sumário do modelo para recuperação metalúrgica.

S	R2	R2 (aj)	R2 (pred)
10,3977	78,94%	59,80%	0,00%

Fonte: Autoria própria, 2026.

Tabela 19 - Análise de Variância para recuperação metalúrgica.

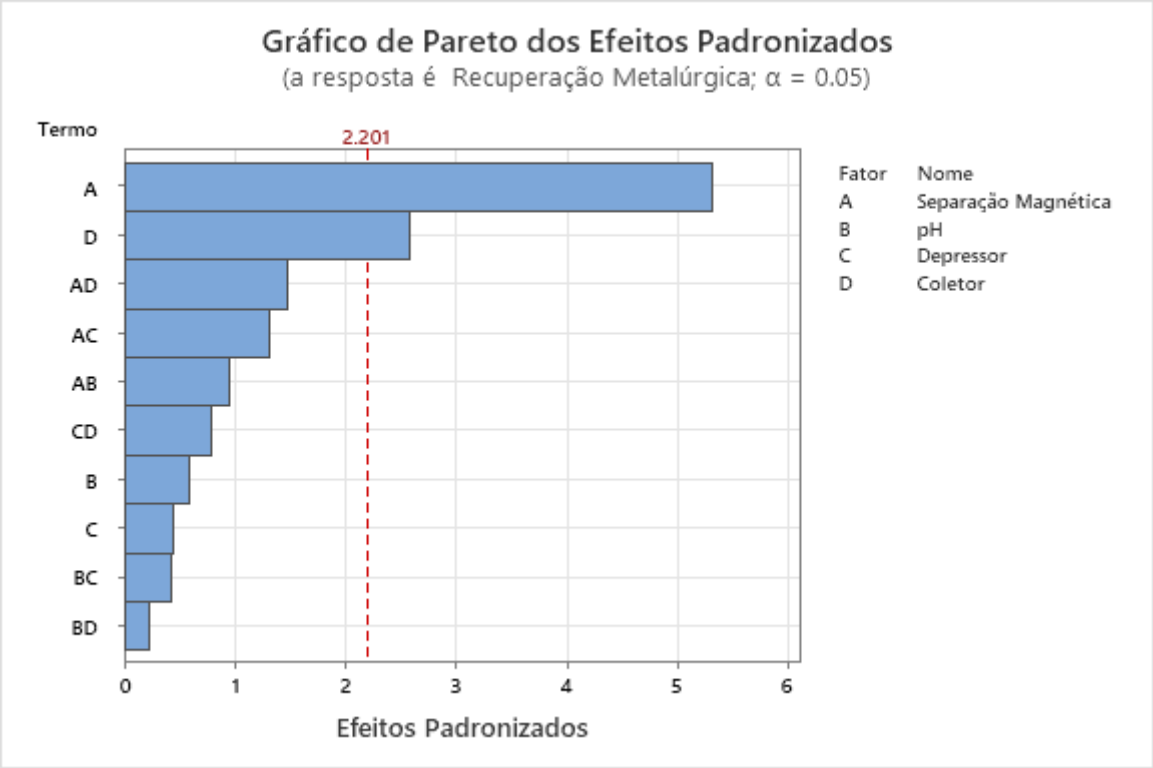
Análise de Variância					
Fonte	**GL**	**SQ (Aj.)**	**QM (Aj.)**	**Valor F**	**Valor P**
Modelo	10	4458,54	445,85	4,12	0,014
Linear	4	3844,38	961,09	8,89	0,002
Separação Magnética	1	3062,81	3062,81	28,33	0,000
pH	1	36,66	36,66	0,34	0,572
Depressor	1	21,30	21,30	0,20	0,666
Coletor	1	723,61	723,61	6,69	0,025
Erro	11	1189,23	108,11		
Falta de ajuste	7	1021,58	145,94	3,48	0,123
Erro Puro	4	167,64	41,91		
Total	21	5467,77			

Fonte: Autoria própria, 2026.

A influência dos fatores pode ser observada no gráfico de Pareto dos efeitos padronizados, Figura 13, no qual a separação magnética se destaca como a variável

de maior impacto, seguida pelo coletor. As interações entre fatores apresentam baixa relevância, com leve indicação de influência conjunta entre separação magnética e coletor.

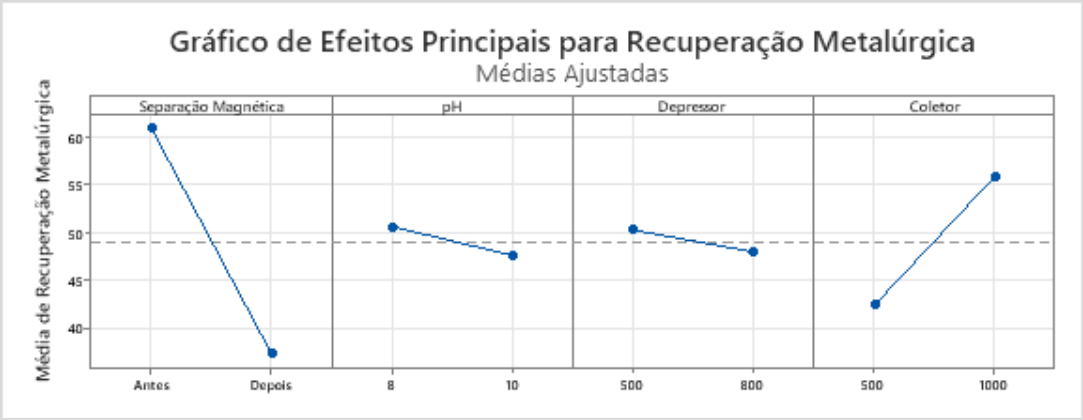
Figura 13 - Gráfico de Pareto de efeitos padronizados: recuperação metalúrgica.



Fonte: Autoria própria, 2026.

Os gráficos de efeitos principais, Figura 14, confirmam esse comportamento, evidenciando grande variação da recuperação com a alteração da separação magnética e aumento consistente da resposta com maior dosagem de coletor. Em contrapartida, pH e depressor apresentaram variações pouco expressivas, reforçando sua baixa influência, na faixa avaliada. Os coeficientes estimados, Tabela 20, corroboram esses resultados, indicando efeito negativo significativo da separação magnética e efeito positivo significativo do coletor.

Figura 14 - Gráfico de Pareto dos efeitos padronizados para recuperação metalúrgica.



Fonte: Autoria própria, 2026.

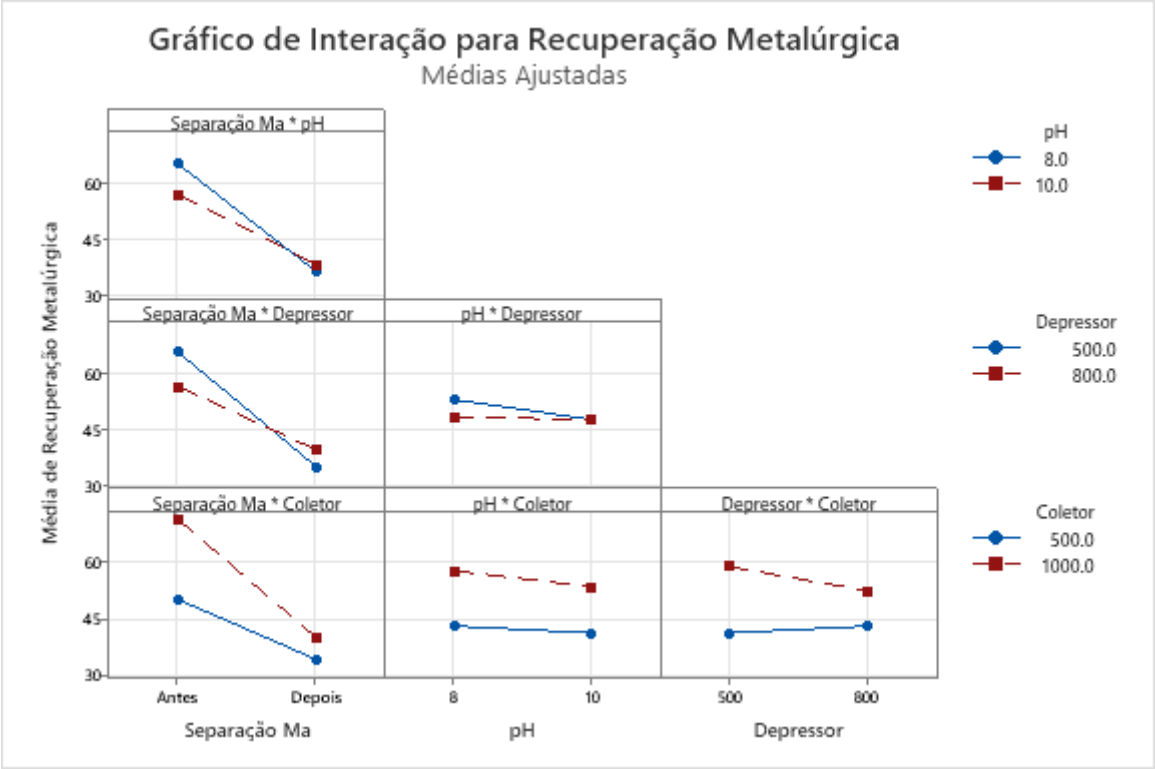
Tabela 20 - Coeficientes codificados do modelo para recuperação metalúrgica.

Termo	Efeito	Coeficiente	EP de Coeficiente	Valor T	Valor P	VIF
Constante		49,06	1,39	35,34	0,000	
Separação Magnética	-23,60	-11,80	1,39	-8,50	0,000	1,00
pH	-3,03	-1,51	1,63	-0,93	0,388	1,00
Depressor	-2,31	-1,15	1,63	-0,71	0,505	1,00
Coletor	13,45	6,72	1,63	4,13	0,006	1,00

Fonte: Autoria própria, 2026.

O gráfico de interações, Figura 15, mostra que a maioria das combinações entre os fatores apresenta baixa influência sobre a recuperação metalúrgica, com exceção da interação entre separação magnética e coletor, que se destaca. Esse comportamento indica que o efeito do coletor depende da condição da separação magnética, evidenciando que esses fatores atuam de forma conjunta no processo. Do ponto de vista operacional, isso significa que a eficiência do coletor está diretamente relacionada à qualidade do material após a separação magnética, sendo necessário ajustar ambos de forma integrada para maximizar a recuperação, enquanto as demais variáveis possuem impacto secundário nas condições avaliadas.

Figura 15 - gráfico de interações para recuperação metalúrgica.



Fonte: Autoria própria, 2026.

Do ponto de vista operacional, os resultados mostram que o desempenho do processo é predominantemente controlado pela eficiência da separação magnética e pela ação do coletor na flotação. A separação magnética atua diretamente na remoção ou concentração das fases minerais, impactando fortemente a recuperação, enquanto o coletor melhora a interação partícula-bolha, favorecendo a recuperação do mineral de interesse. Por outro lado, as variáveis químicas avaliadas (pH e depressor), nas condições estudadas, não são determinantes para o desempenho do sistema.

Assim, a otimização do processo deve ser direcionada principalmente ao ajuste das condições de separação magnética e da dosagem de coletor, uma vez que estes são os parâmetros que efetivamente controlam a recuperação metalúrgica.

Assim, os resultados estatísticos confirmam que o desempenho do processo está mais relacionado às características do material do que às variáveis operacionais avaliadas, reforçando a necessidade de ajustes na etapa de cominuição para melhorar o grau de liberação e, consequentemente, a eficiência das etapas de concentração.

5 CONCLUSÃO

Os resultados obtidos ao longo deste estudo evidenciaram a grande influência das características mineralógicas e granulométricas da amostra no desempenho das etapas de concentração. A caracterização inicial indicou que o material apresenta composição heterogênea, com presença significativa de minerais de ganga, como silicatos e minerais de ferro, além de uma elevada fração de partículas finas. Esses fatores contribuíram diretamente para a redução da eficiência do processo de flotação, dificultando a seletividade e favorecendo o consumo excessivo de reagentes.

A análise granulométrica demonstrou predominância de partículas finas, o que impacta negativamente a interação entre partículas e bolhas, reforçando a necessidade da etapa de deslamagem, que resultou em significativa redução de massa, porém contribuiu para a adequação do material às etapas subsequentes. A presença de fração magnética relevante também evidenciou a ocorrência de minerais indesejáveis, cuja remoção se mostrou fundamental para a melhoria do desempenho do processo.

Os ensaios de concentração indicaram que a flotação, quando avaliada isoladamente, apresentou elevada recuperação mássica, evidenciando sua eficiência na recuperação do material. No entanto, quando combinada com a separação magnética, observou-se redução na recuperação global, associada principalmente à remoção de partículas mistas e à perda de mineral de interesse na fração magnética. Esse comportamento evidencia a importância do grau de liberação mineral na eficiência das operações.

Do ponto de vista metalúrgico, verificou-se uma relação de compromisso entre recuperação e teor, em que condições que favorecem maior recuperação não necessariamente resultam em concentrados de maior qualidade. Os melhores resultados de recuperação foram associados à aplicação da separação magnética antes da flotação, enquanto maiores teores foram obtidos quando essa etapa foi realizada posteriormente, indicando que a configuração do fluxograma exerce influência direta no desempenho global do processo.

A análise estatística confirmou que a separação magnética é o fator de maior impacto tanto no teor quanto na recuperação de P_2O_5, sendo o principal

parâmetro de controle do processo nas condições estudadas. O coletor também apresentou influência significativa na recuperação metalúrgica, enquanto pH e depressor tiveram impacto limitado dentro da faixa avaliada. As interações entre os fatores mostraram-se pouco relevantes, indicando um sistema predominantemente governado por efeitos individuais.

Além disso, os resultados indicaram limitações associadas ao grau de liberação mineral e à faixa granulométrica adotada, sugerindo a necessidade de ajustes na etapa de cominuição para melhorar a eficiência das operações de separação. A baixa eficiência da separação magnética na concentração de ferro reforça essa necessidade, evidenciando que a liberação inadequada compromete a seletividade do processo.

Dessa forma, conclui-se que a otimização do processo de beneficiamento deve priorizar o controle da etapa de separação magnética e da dosagem de coletor, aliados a um preparo adequado do minério, com foco na melhoria do grau de liberação. Adicionalmente, recomenda-se a realização de estudos complementares envolvendo variação da granulometria, intensidades de campo magnético e estágios adicionais de limpeza, visando à maximização simultânea da recuperação e do teor do concentrado.

6. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Com base nos resultados obtidos e nas limitações observadas ao longo do estudo, recomenda-se, para trabalhos futuros:

- Ampliar a faixa de pH investigada, bem como reduzir a amplitude de variação da dosagem do depressor, visando uma avaliação mais refinada da influência desses parâmetros na seletividade do processo;
- Realizar ensaios em coluna de flotação, mantendo o mesmo planejamento experimental adotado neste trabalho, a fim de comparar o desempenho com as células mecânicas e avaliar possíveis ganhos em seletividade e eficiência;
- Executar as etapas de cominuição e classificação em via úmida, com o objetivo de minimizar a geração de partículas ultrafinas e melhorar as condições de preparo da amostra para as etapas de concentração;
- Realizar estudos de liberação mineral associados à análise granuloquímica, com o objetivo de determinar a malha ótima de moagem e compreender a distribuição do P_2O_5 nas diferentes frações granulométricas;
- Avaliar o desempenho da flotação em diferentes faixas granulométricas, com ênfase nas frações finas e ultrafinas;
- Investigar diferentes condições de deslamagem, incluindo a variação de granulometria de corte, bem como a realização de ensaios sem a etapa de deslamagem, considerando a elevada proporção de material presente na fração de lama e seus efeitos na recuperação e no teor de P_2O_5;
- Otimizar a etapa de separação magnética, considerando a influência da granulometria fina no desempenho do processo e na qualidade do concentrado;

Avaliar a influência do tempo de condicionamento dos reagentes, com o intuito de verificar seus efeitos na adsorção dos coletores e depressores, bem como na seletividade e eficiência do processo de flotação.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALVES, F. E.; CHAVES, A. P. Paulo Abib: o grande mestre da flotação no Brasil. In: CHAVES, A. P. (org.). Teoria e prática do tratamento de minérios: flotação – o estado da arte no Brasil. São Paulo: Signus, 2006. p. 73-82.

AQUINO, J. A.; OLIVEIRA, M. L. M.; FERNANDES, M. D. Flotação em coluna. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. (orgs.). Tratamento de minérios. 5. ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. Tratamento de minérios, 5 ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. Cap.12, p.517-555.

BALTAR, C. A. M**. Flotação em nova abordagem**. 1. ed. Recife: UFPE, 2021.

BARROS, L. A. F. **Concentração de minérios fosfáticos**. In: CHAVES, A. P. (org). Teoria e prática de tratamento de minérios: flotação – o estado da arte no Brasil. São Paulo: Signus Editora, 2006. p.83-122.

BENITES, V. de M.; MENEZES, J. F. S.; CORREA, J. C.; POLIDORO, J. C. **Dejetos viram fertilizantes**. A Lavoura, v. 115, n. 690, 2012.

BRASIL MINERAL**. CONFERT aprova o Plano Nacional de Fertilizantes**. Disponível em: https://www.brasilmineral.com.br/noticias/confert-aprova-o-plano-nacional-de-fertilizantes. Acesso em: 27 nov. 2024.

CARNEIRO, Amanda Aparecida. Avaliação de diferentes tipos de amido na flotação aniônica direta de minério fosfático sílico-carbonatado. 2018. Trabalho de Conclusão de Curso (Bacharelado em Engenharia de Minas) – Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, Araxá, 2018.

CHAVES, A. P. **Máquinas de Flotação**. In: Chaves, A. P. (org). Teoria e prática de tratamento de minérios: flotação – o estado da arte no Brasil. São Paulo: Signus Editora, 2006. p.31-44.

CHAVES, A. P.; LEAL FILHO, L. S.; BRAGA, P. F. A. **Flotação**. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. (org.). Tratamento de minérios. 5. ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. cap. 11, p. 465-512.

CUNHA, M. V. ; OLIVEIRA, F. T. ; PEREIRA, C. A. ; OLIVEIRA, M. S. ; GUIMARÃES JUNIOR, M. **Use of dispersants to optimize low content phosphatic ore flotation**. REM - INTERNATIONAL ENGINEERING JOURNAL, v. 78, p. e220067, 2025.

EMPRESA BRASILEIRA DE PESQUISA AGROPECUÁRIA (EMBRAPA). **Solos do Brasil**. Rio de Janeiro, EMPRAPA Solos, 2022. Disponível em: https://www.embrapa.br/tema-solos-brasileiros/solos-do-brasil. Acesso em: 28 out. 2025.

FONSECA, David Siqueira. **Fosfato**. In: BRASIL. Agência Nacional de Mineração (ANM). Sumário mineral brasileiro 2018. Brasília, DF: ANM, 2018. Disponível em: <https://www.gov.br/anm/pt-br/assuntos/economia-mineral/publicacoes/sumario-mineral/sumario-mineral-brasileiro-2018-/fosfato_sm_2018>. Acesso em: 17 jun. 2026.

GUIMARÃES, R. C.; PERES, A. E. E**. Production of phosphate concentrates from slimes: Brazilian experience**. In: XXII International Mineral Processing Congress (IMPC), 2003, Cape Town, South Africa. Cape Town: IMPC, 2003. p. 606-612.

INSTITUTO BRASILEIRO DE GEOGRAFIA E ESTATÍSTICA (IBGE). **Com alta recorde da agropecuária, PIB fecha 2023 em 2,9%.** Disponível em: https://agenciadenoticias.ibge.gov.br/agencia-noticias/2012-agencia-de-noticias/noticias/39306-com-alta-recorde-da-agropecuaria-pib-fecha-2023-em-2-9. Acesso em: 27 nov. 2024.

INSTITUTO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO (IBRAM). **Fundamentos para políticas públicas em minerais críticos e estratégicos para o Brasil.** Brasília: IBRAM, 2024. E-book. Disponível em: https://www.ibram.org.br/wp-content/uploads/2024/07/IBRAM_MINERAIS_CRITICOS-E-ESTRATEGICOS_web.pdf.

KARAKASHEV, Stoyan I.; GROZEV, N. A.; OZDEMIR, O.; GUVEN, O.; ATA, S.; BOURNIVAL, G.; BATJARGAL, K.; BOYULU, F.; HRISTOVA, S.; ÇELIK, M. S. **Physical restrictions of the flotation of fine particles and ways to overcome them**. Physicochemical Problems of Mineral Processing, v. 58, n. 5, p. 153944, 2022. DOI: https://doi.org/10.37190/ppmp/153944.

LAFORET, M. R. C. **A transferência de tecnologia de processos de produção de fertilizantes organominerais: pesquisa-ação sobre uma parceria público-privada**. 2013. 192 f. Dissertação (Mestrado Profissional em Propriedade Intelectual, Inovação e Desenvolvimento) – Instituto Nacional da Propriedade Industrial (INPI), Rio de Janeiro, 2013. Disponível em: https://www.gov.br/inpi/pt-br/servicos/a-academia/arquivo/dissertacoes/LAFORETMariaReginaCapdeville2013.pdf.

LOUREIRO, F. E. L.; MONTE, M. B. M.; NASCIMENTO, M. **Agrominerais: fosfato**. In: LUZ, A. B.; LINS, F. A. F. (org.). Rochas e minerais industriais: usos e especificações. 2. ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2005. Parte II, cap. 7, p. 141-172.

SAMPAIO, João Alves; LUZ, Adão Benvindo da; FRANÇA, Silvia Cristina Alves. Separação magnética e eletrostática. In: LUZ, Adão Benvindo da; SAMPAIO, João Alves; FRANÇA, Silvia Cristina Alves (org.). Tratamento de minérios. 5. ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. cap. 9, p. 367-393.

MINISTÉRIO DA AGRICULTURA, PECUÁRIA E ABASTECIMENTO (MAPA). **Manual de métodos analíticos oficiais para fertilizantes e corretivos**. 2. ed. Brasília: MAPA, 2017.

MINISTÉRIO DA AGRICULTURA E PECUÁRIA. **Projeções do agronegócio 2024-2034**. Disponível em: https://www.gov.br/agricultura/pt-br/assuntos/politica-agricola/todas-publicacoes-de-politica-agricola/projecoes-do-agronegocio/projecoes-do-agronegocio-2024-2034.pdf/view. Acesso em: 27 nov. 2024.

MINISTÉRIO DE MINAS E ENERGIA**. Fósforo: elemento estratégico para a segurança alimentar nacional.** 2024. Disponível em: https://www.gov.br/mme/pt-br/assuntos/noticias/fosforo-o-mineral-estrategico-importante-para-seguranca-alimentar-nacional. Acesso em: 12 jan. 2025.

NASCIMENTO, A. S. **Fertilizante organomineral libera gradualmente nutrientes no solo**. Campo & Negócios, 6 fev. 2018. Atualizado em: 15 maio 2025. Disponível em: https://campoenegocios.com/fertilizante-organomineral-libera-gradualmente-nutrientes-no-solo/. Acesso em: 20 set. 2025.

NUNES, A. P. L.; PERES, A. E. C. **Reagentes depressores de carbonatos: uma revisão**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2011. 47 p. (Série Tecnologia Mineral; 89). ISBN 978-85-61121-72-3.

OLIVEIRA, J. A.; LUZ, J. A. M.; FERREIRA, E. E. **Grau de saponificação de óleos vegetais na flotação seletiva de apatita de minério carbonatítico**. In: *REM: Revista Escola de Minas*, v. 59, n. 4, p. 385–390, out./dez. 2006. Disponível em: https://www.scielo.br/j/rem/a/vFJ2xSCT4kNUk9WvGmSXPfL/.

PERES, A. E. C.; ARAÚJO, A. C. **A flotação como operação unitária no tratamento de minérios** In: CHAVES, A. P. (org). Teoria e prática de tratamento de minérios: flotação – o estado da arte no Brasil. São Paulo: Signus Editora, 2006. p.1-29.

PESSOA, T. N. **Fertilizantes Organominerais: O que são e quando valem a pena na sua lavoura?**, 2024. Disponível em: https://aegro.com.br/blog/fertilizantes-organominerais/#vantagens-do-uso-dos-organominerais. Acesso em:20 jun. 2026.

RJMG ÓLEOQUÍMICA. **Realização de teste de flotação em célula mecânica de bancada com 1 kg de amostra de minério de fosfato**. In: Congresso Brasileiro de Fosfatos (CBFos), 2024, Caldas Novas. Caldas Novas: 2024, CBFos, 2024.

RODRIGUES, A. F.; FONSECA, D. S.; HIDER, M.; PARAHYBA, R. E.; CAVALCANTE, V. M. M. **Agrominerais: recursos e reservas**. In: FERNANDES, F. R. C.; LUZ, A. B.; CASTILHOS, Z. C. (org.). Agrominerais para o Brasil. Rio de Janeiro: CETEM, 2010. cap. 2, p. 23-44.

SÁ, S. O.M.; MATIOLO, E**. Estudo de flotação em coluna para concentração de apatita em minérios de fosfato brasileiro.** In: Jornada do Programa de Capacitação Interna do CETEM, 8. 2019. Rio de Janeiro: CETEM, 2019.Disponível em: https://mineralis.cetem.gov.br/handle/cetem/2319.

SEÇÃO DE MATERIAIS DIDÁTICOS DO INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS - USP. **Apatita.** 2024. Disponível em: https://didatico.igc.usp.br/minerais/fosfatos/apatita/. Acesso em: 12 jan. 2025.

SIMÕES, F. **Avaliação da concentração de apatita utilizando etapas de flotação e separação magnética de alto campo**. 2023. Dissertação (Mestrado em Engenharia de Minas) – CEFET-MG, Araxá, 2023

SIMÕES, F. F.; BORGES, J. P.; PIRES, N. J.; OLIVEIRA, M. S. **High-intensity magnetic separation as a pre-flotation stage for the purification of complex phosphate ore.** Separation and Purification Technology**,** [S.l.], p. 134704, 2025. DOI: 10.1016/j.seppur.2025.134704.

SIMÕES, F. F.; RODRIGUES, J. S. M.; GRASSO, C. B.; SAITO, M. S.; COSTA, L. L. C. **Estudo de separação magnética de alto campo na alimentação da flotação de apatita**. In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA (ENTMME), 28., 2019, [cidade]. Anais [...]. [S.l.]: [editora], 2019

SOUZA, A. E.; FONSECA, D. S. **Fosfato**. In: RODRIGUES, A. F. S. (coord.). Economia mineral do Brasil. Brasília: Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM), 2009. p. 546-56.

SOUZA, A. E. **Fosfato**. In: Balanço Mineral Brasileiro 2001. Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM). Brasília: DNPM, 2001.

TAO, D**. Role of bubble size in flotation of coarse and fine particles — a review**. *Separation Science and Technology*, v. 39, n. 4, p. 741–760, 2005. DOI: 10.1081/SS-120028444.

TOLEDO, M. C. M; PEREIRA, V. P.; **A variabilidade de composição da apatita associada a carbonatitos**. Revista do Instituto Geológico, v. 22, p. 27-64, 2001. DOI: 10.5935/0100-929X.20010002.

UFRGS**. Apatita**. 2021. Disponível em: https://www.ufrgs.br/minmicro/Apatita.pdf. Acesso em: 12 jan. 2025.

UHLEIN, A.; MARQUES, C. S. de S.; UHLEIN, G. J. **Fertilizantes provenientes de depósitos sedimentares de fosfato e potássio pré-cambriano**. In: CODEMGE. Recursos Minerais de Minas Gerais. Belo Horizonte: CODEMGE, 2018.

VERAS, M. M.; BALTAR, C. A. M.; PAULO, J. B. A.; LEITE, J. Y. P. **Caracterização de bolhas com uso de espumante MIBC e alfa-terpineol em coluna de flotação aplicando técnica de Hydromess**. *Holos*, v. 3, p. 42–51, 2009. Disponível em: http://www.redalyc.org/articulo.oa?id=481549227005.

WILLS, B. A.; NAPIER-MUNN, T**. Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery**. 7th ed. Oxford: Elsevier, 2006.

YARA BRASIL. **Adubo organomineral: o que é e vantagens**. Disponível em: https://www.yarabrasil.com.br/conteudo-agronomico/blog/adubo-organomineral-o-que-e-vantagens/. Acesso em: 28 nov. 2024.

ZONTA, E.; STAFANATO, J. B.; PEREIRA, M. G**. Fertilizantes minerais, orgânicos e organominerais.** In: BORGES, A. L. (Ed.). Recomendações de calagem e adubação para abacaxi, acerola, banana, citros, mamão, mandioca, manga e maracujá. Brasília, DF: Embrapa, 2021. cap. 14, p. 263-303. Disponível em: https://www.infoteca.cnptia.embrapa.br.