



CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS

UNIDADE ARAXÁ

ENGENHARIA DE MINAS

THAÍS SILVA PAIM

**INVESTIGANDO O EFEITO DA BLENDAGEM DE
DEPRESSORES NA FLOTAÇÃO ANIÔNICA DIRETA DE
MINÉRIO FOSFÁTICO SÍLICO-CARBONATADO**

ARAXÁ - MG

2023

THAÍS SILVA PAIM

**INVESTIGANDO O EFEITO DA BLENDAGEM DE
DEPRESSORES NA FLOTAÇÃO ANIÔNICA DIRETA DE
MINERIO FOSFÁTICO SÍLICO-CARBONATADO**

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado ao Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais - Unidade Araxá, como requisito parcial para obtenção do grau de Bacharel em Engenharia de Minas.

Orientador(a): Prof. Dr. Mario
Guimarães Junior

Coorientador(a): Eng.^a Me. Amanda
Aparecida Carneiro

**ARAXÁ-MG
2023**



SERVIÇO PÚBLICO FEDERAL
MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS
COORDENAÇÃO DO CURSO DE ENGENHARIA DE MINAS

ENTREGA DA VERSÃO FINAL CORRIGIDA DO TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO

Aluno (a): Thais Silva Paim

Orientador (a): Dr. Mario Guimarães Junior

Título: INVESTIGANDO O EFEITO DA BLENDEGEM DE DEPRESSORES NA FLOTAÇÃO ANIÔNICA DIRETA DE MINÉRIO FOSFÁTICO SÍLICO-CARBONATADO

Declaração do (a) orientador (a):

Declaro para os devidos fins que autorizo a entrega da versão final do trabalho de conclusão de curso, em formato .pdf, com as correções sugeridas pela banca examinadora e a minha revisão pessoal do texto.

Orientador (a) - Prof. Dr. Mario Guimarães Junior

Declaração do (a) aluno (a):

Declaro que o trabalho ora identificado é de minha autoria material e intelectual, excetuando-se eventuais elementos, tais como passagens de texto, citações, figuras e datas, as quais identificam claramente a fonte original, explicitando as autorizações obtidas dos respectivos autores, quando necessárias. Declaro ainda, neste âmbito, que não estou a violar direitos autorais de terceiros.

Thais Silva Paim

Araxá, ____ de _____ de 2023.

DEDICATÓRIA

Aos meus pais, Agnaldo e Márcia, e às minhas irmãs, Fernanda e Eduarda. O apoio incansável e o carinho constante que recebi de vocês foram a força motriz por trás da concretização dos meus sonhos.

AGRADECIMENTOS

Primeiramente, expresso minha profunda gratidão a Deus, fonte de força que me permitiu atingir mais um marco significativo em minha jornada acadêmica. À minha família, em especial à minha dedicada mãe Márcia e meu pai Agnaldo, agradeço por seu apoio constante desde o início da faculdade, sendo presenças fundamentais nos momentos felizes e desafiadores. Às minhas irmãs, Fernanda e Eduarda, meu agradecimento pela amizade, companheirismo, incentivo e disposição para ouvir nos momentos mais cruciais.

Aos meus valorosos amigos, que se tornaram minha segunda família durante esses anos em Araxá, e, em particular, à Geovanna, Marynnara, Natalia, Nivia e Sofia, expresso minha profunda gratidão. Seu incentivo, paciência, apoio e, acima de tudo, companheirismo foram alicerces fundamentais em minha jornada acadêmica.

Ao meu respeitável orientador, Prof. Dr. Mario Guimarães Junior, agradeço pelo suporte, ensinamentos e orientação nas pesquisas, assim como pela paciência e disponibilidade durante os testes laboratoriais. À minha coorientadora Eng^a. Amanda Aparecida Carneiro, expresso meu agradecimento pela oportunidade de contribuir em seu projeto como iniciante científica e por acreditar no meu potencial para dar continuidade a esta pesquisa.

À Camila, cujo apoio e auxílio foram inestimáveis durante a execução prática do trabalho, ao Prof. Dr. Leandro Henrique Santos e aos estagiários do laboratório, Victor Diniz e Maria Eduarda, que orientaram e contribuíram significativamente durante os testes, meu sincero agradecimento.

Ao CEFET Araxá e a todos aqueles que, direta ou indiretamente, estiveram ao meu lado durante essa caminhada, oferecendo suporte e ânimo para concluir este ciclo, expresso minha sincera gratidão por contribuírem significativamente para a minha formação acadêmica.

RESUMO

O Brasil destaca-se globalmente como um dos principais fornecedores de produtos agropecuários, impulsionado por vastas áreas agricultáveis e recursos naturais abundantes. O aumento na produção agrícola resulta em investimentos significativos na produção de fertilizantes, especialmente os fosfatados, essenciais para resultados produtivos em nível nacional e internacional. Os fertilizantes ricos em fósforo desempenham papel crucial nesse cenário, mas a expansão da produção gera uma crescente demanda por matérias-primas, especialmente fosfato. A extração desse mineral da rocha fosfática, como a apatita, é predominantemente realizada por meio da flotação. Contudo, quando o minério fosfático apresenta ganga carbonatada, a seletividade na separação das espécies minerais torna-se desafiadora devido à semelhança nas características de superfície dos carbonatos e fosfatos, comprometendo o desempenho da flotação. Desta forma o objetivo do estudo foi avaliar a eficácia da técnica de blendagem para aprimorar a seletividade da flotação. Foram utilizados amido de milho industrial (A1) e resíduo amiláceo de batata (A2) como depressores, em conjunto com os coletores Flotigam 5806 e Atrac 2600, na técnica de flotação aniônica direta (FAD). O minério investigado provém do Complexo de Mineração de Patrocínio (MG) e passou pelas etapas de preparação secagem, peneiramento, britagem, moagem, separação magnética e deslamagem. As amostras de minério foram caracterizadas segundo suas granulometrias, por fluorescência de raios-x, difração de raios-x, e, quanto as suas densidades reais. Análises de recuperações mássicas e metalúrgicas, bem como teores de MgO e P₂O₅ e relações CaO/P₂O₅, foram realizadas para se concluir acerca da eficiência da técnica proposta de blendagem de depressores, durante a FAD, tendo como referência resultados encontrados na literatura. De acordo com a análise química, a amostra de alimentação dos ensaios é constituída por 12,06% de P₂O₅. Com relação aos ensaios de flotação realizados sem a blendagem, os resultados obtidos durante as análises de fluorescência de raios-x e recuperações mássica e metalúrgica, o amido A1, juntamente com o Flotigam 5806, apresentou maior enriquecimento quando comparado ao amido A2, com teores de P₂O₅ de até 30%, valor bem próximo ao desejado para produção de fertilizantes, de 35%. Os valores encontrados para a relação CaO/P₂O₅ e teor de MgO, foi de 1,51 (valor desejado: <1,6) e 2,60%, respectivamente. O planejamento fatorial 2² com 3 pontos centrais, utilizado durante os testes de blendagem, mostrou que apenas as recuperações mássica e metalúrgica, tiveram influência das variáveis tipo de coletor e depressor. O maior teor de P₂O₅ encontrado foi de 29,47% na presença do Flotigam 5806, utilizando a blenda com 25% de A1 e 75% de A2, como depressor. Esta mesma combinação também apresentou valores de CaO/P₂O₅ e de MgO de 1,51 (valor desejado: <1,6) e 2,57%, respectivamente. A análise estatística indicou que a condição otimizada foi a mistura de coletor Flotigam-50%/Atrac-50%, combinado com a mistura do depressor A1-50%/A2-50%. Considerando-se a realização de apenas uma etapa rougher, os resultados se mostraram bastante promissores, evidenciando a necessidade de mais estudos acerca das blendas na FAD, além de mostrar o potencial de aplicação do resíduo amiláceo de batata.

PALAVRAS-CHAVE: Minério fosfático sílico-carbonatado. Amido. Flotação aniônica direta. Blendagem.

ABSTRACT

Brazil stands out globally as one of the main suppliers of agricultural products, driven by vast arable areas and abundant natural resources. The increase in agricultural production results in significant investments in the production of fertilizers, especially phosphates, essential for productive results at national and international levels. Combat-rich fertilizers play a crucial role in this scenario, but the expansion of production generates a growing demand for raw materials, especially phosphate. The extraction of this mineral from phosphate rock, such as apatite, is predominantly carried out through flotation. However, when phosphate ore contains carbonated gangue, selectivity in the separation of mineral species becomes challenging due to the similarity in the surface characteristics of carbonates and phosphates, compromising flotation performance. Therefore, the objective of the study was to evaluate the effectiveness of the blending technique to improve flotation selectivity. Industrial corn starch (A1) and potato starch elimination (A2) were used as depressants, together with Flotigam 5806 and Atrac 2600 collectors, in the direct anionic flotation (FAD) technique. The investigated ore from the Patrocínio Mining Complex (MG) went through the stages of preparation, screening, crushing, grinding, magnetic separation and desliming. The ore samples were identified according to their particle size, by x-ray fluorescence, x-ray diffraction, and by their real densities. Analyzes of mass and metallurgical recoveries, as well as MgO and P₂O₅ contents and CaO/ P₂O₅ ratios, were carried out to conclude on the efficiency of the proposed depressant mixing technique during a FAD, using results found in the literature as a reference. According to the chemical analysis, the test feed sample consists of 12.06% P₂O₅. Regarding the flotation tests carried out without blending, the results obtained during the x-ray fluorescence analyzes and mass and metallurgical recoveries, A1 starch, together with Flotigam 5806, showed greater enrichment when compared to A2 starch, with P₂O₅ contents. of up to 30%, a value very close to that desired for fertilizer production, 35%. The values found for the CaO/P₂O₅ ratio and MgO content were 1.51% (desired value: <1.6) and 2.60%, respectively. The 2² factorial design with 3 central points, used during the blending tests, showed that only the mass and metallurgical recoveries were influenced by the variables type of collector and depressor. The highest P₂O₅ content found was 29.47% in the presence of Flotigam 5806, using the blend with 25% A1 and 75% A2, as a depressant. This same combination also presented CaO/ P₂O₅ and MgO values of 1.51 (desired value: <1.6) and 2.57%, respectively. Statistical analysis indicated that the optimized condition was the Flotigam-50%/Atrac-50% collector mixture, combined with the A1-50%/A2-50% depressor mixture. Considering only one rougher stage, the results were very promising, highlighting the need for more studies on blends in FAD, in addition to showing the potential for application of starchy potato residue.

KEYWORDS: Silico-carbonated phosphate ore. Starch. Direct anionic flotation. Blending.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Mineral Apatita.....	22
Figura 2 - Efeito dos mecanismos de concentração gravítica.	25
Figura 3 - Atuação do coletor na etapa de colisão-adesão bolha-partícula.	34
Figura 4 - Estruturas cíclicas da molécula de glicose.....	40
Figura 5 - Estruturas da amilose e da amilopectina.....	41
Figura 6 - Arranjo de células de flotação.....	43
Figura 7 - Representação esquemática da célula Wemco.	44
Figura 8 - Célula de flotação pneumática Flotaire®	45
Figura 9 - Esquema básico de uma coluna de flotação.....	46
Figura 10 - Fluxograma da etapa de preparação do minério.....	49
Figura 11 - (a) Minério antes da britagem, (b) Minério após britagem, (c) Britador de Mandíbulas.....	50
Figura 12 - Homogeneização e Quarteamento (a) Pilha cônica; (b) Pilha alongada de 4 m; (c) Pilha alongada de 1 m.	51
Figura 13 - Moinho de bolas.	52
Figura 14 - (a) Minério na faixa -10#+20# (-1,70 mm +0,84 mm), (b) Minério na faixa -20#+65# (-0,84 mm +0,209 mm), (c) Minério na faixa -65#+200# (-0,209 mm +0,0075 mm).	52
Figura 15 - Separação magnética com imã de mão.....	53
Figura 16 - Depressores utilizados nos testes de flotação (a) Blendas (b) Amido de batata e amido de milho gelatinizados.	57
Figura 17 - Coletores utilizados nos testes de flotação.	57
Figura 18 - Célula de flotação C.D.C.	58
Figura 19 - Curva granulométrica da amostra britada.	63
Figura 20 - Difratoograma da fração -65# +200#.	67
Figura 21 - Resumo dos resultados após flotação.	72
Figura 22 – Resultados da análise ANOVA das recuperações metalúrgicas médias dos testes sem blenda (a) Análise dos depressores em relação ao coletor Flotigam 5806, (b) Análise dos depressores em relação ao coletor Atrac 2600, (c) Análise dos coletores em relação ao depressor A1 (d) Análise dos coletores em relação ao depressor A2.	75
Figura 23 - Formação de bolhas nos ensaios de flotação 1 (a)/(b) Flotigam/A1; (c)/(d) Flotigam/A2; (e)/(f) Atrac/A1; (g)/(h) Atrac/A2.	77
Figura 24 - Formação de bolhas nos ensaios de flotação com blenda (a) Flotigam/A1-25%/A2-75%; (b) Flotigam/A1-75%/A2-25%; (c) Atrac/A1-25%/A2-75%; (d) Atrac/A1-75%/A2-25%; (e)/(f)/(g) Flotigam 50%/Atrac 50%/A1-50%/A2-50%.	83
Figura 25 - Verificação da significância das variáveis de entrada sobre a rec. metalúrgica.	84
Figura 26 - Verificação da significância das variáveis de entrada sobre a rec. mássica.	84
Figura 27 - Verificação da significância das variáveis de entrada sobre o teor de P ₂ O ₅	85
Figura 28 - Efeitos principais para a recuperação metalúrgica.....	86
Figura 29 - Interação para a recuperação metalúrgica.....	86
Figura 30 - Efeitos principais para a recuperação mássica.	87

Figura 31 - Interação para a recuperação mássica.	88
Figura 32 - Cenários obtidos para otimização das respostas.	89

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - As 10 maiores empresas produtoras de fertilizantes.....	19
Tabela 2 - Grupo da apatita.....	23
Tabela 3 - Caracterização química dos polissacarídeos.....	48
Tabela 4 - Análise ANOVA.....	61
Tabela 5 - Sequência de ensaios realizados no Minitab.....	61
Tabela 6 - Análise química da amostra global de minério fosfático.....	63
Tabela 7 - Análise granuloquímica da amostra britada de minério fosfático.....	65
Tabela 8 - Análise Química via FRX da alimentação dos testes de flotação.....	66
Tabela 9 - Picnometria das amostras.....	68
Tabela 10 - Massa dos produtos e perdas de massa por ensaio.....	68
Tabela 11 - Resultados das análises químicas dos concentrados e rejeitos.....	73
Tabela 12 - Massa dos produtos e perdas de massa por ensaio com blenda.....	78
Tabela 13 - Resultados metalúrgica e razão de enriquecimento dos testes com blenda.	79
Tabela 14 - Resultados das análises químicas dos concentrados e rejeitos dos testes com blenda.....	81

LISTA DE QUADROS

Quadro 1 - Resultados metalúrgica e razão de enriquecimento.....	70
--	----

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	13
2	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	17
2.1	Fertilizantes.....	17
2.2	Fósforo	19
2.3	Depósitos minerais fosfáticos	20
2.4	Apatita	21
2.5	Métodos de concentração.....	23
2.6	Concentração do minério fosfático	26
2.7	Flotação convencional de minério fosfático.....	28
2.8	Novas técnicas de flotação de minério fosfático	29
2.9	Flotação.....	31
2.10	Reagentes da flotação.....	32
2.10.1	Coletores	34
2.10.2	Espumantes	35
2.10.3	Modificadores ou reguladores	35
2.10.3.1	Depressores.....	36
2.11	Blendagem	38
2.12	Polissacarídeos amiláceos	39
2.13	Equipamentos de flotação	42
2.13.1	Células mecânicas	43
2.13.2	Células pneumáticas	44
2.13.3	Colunas de flotação	45
3	MATERIAL E MÉTODOS.....	47
3.1	Materiais.....	47
3.2	Procedimentos metodológicos	48
3.2.1	Preparação das amostras	50
3.2.2	Caracterização das amostras de minério.....	53
3.2.2.1	Análise granulométrica e química.....	54
3.2.2.2	Picnometria.....	54
3.2.2.3	Análise mineralógica.....	55
3.2.3	Ensaio de flotação	55
3.2.3.1	Preparação dos reagentes	55
3.2.3.2	Gelatinização dos amidos.....	56
3.2.3.3	Saponificação do coletor	57

3.2.3.4	Condicionamento e flotação	58
3.2.3.5	Determinação das recuperações metalúrgica e mássica, balanço metalúrgico e razão de enriquecimento	59
3.2.3.6	Ensaios de flotação exploratórios	60
3.2.3.7	Planejamento fatorial dos testes de flotação	61
4	RESULTADO E DISCUSSÕES	62
4.1	Secagem	62
4.2	Análise Química e Granuloquímica do Run of Mine (ROM)	62
4.3	Análise química e mineralógica da alimentação da flotação	66
4.4	Determinação da densidade	67
4.5	Ensaios de flotação	68
4.6	Planejamento fatorial	78
5	CONCLUSÃO	90
6	RECOMENDAÇÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	92
7	REFERÊNCIAS	93

1 INTRODUÇÃO

Apontado como uma potência agrícola, o Brasil é responsável por cerca de 8% do consumo global de fertilizantes, ocupando a quarta posição do mundo, estando atrás apenas de China, Índia e Estados Unidos (RODRIGUES, 2008; SEAE, 2020). Porém, a demanda por fertilizantes no Brasil tem aumentado a uma taxa mais elevada do que a oferta nacional, o que tem resultado em um aumento das importações para atender à demanda (MARTINS, 2018). De fato, ao longo das últimas três décadas, o país deixou de ser um grande exportador de fertilizantes e passou a ser um grande importador. Cerca de 80% dos fertilizantes utilizados no Brasil são importados (SEAE, 2020).

Dos três principais tipos de fertilizantes, os fosfatados ocupam a segunda posição em termos de dependência externa. Aproximadamente 55% do suprimento é importado, enquanto somente 45% é produzido nacionalmente (SEAE, 2020; OLIVEIRA et al. 2019). Segundo Benites (2015), uma das causas se dá devido à redução significativa do teor médio de fósforo encontrado nas rochas fosfáticas ao longo das últimas décadas. Nas rochas fosfáticas comercialmente exploradas, o teor médio de fosfato caiu em torno de 10% nos últimos 20 anos. Não menos importante, são as reservas brasileiras de rochas fosfáticas, que em grande parte são totalmente representadas por rochas ígneas, com baixo teor de fósforo e elevado teor de contaminantes, como Fe e Al. Esses fatores têm impulsionado as indústrias ao desenvolvimento de novas tecnologias visando o aprimoramento das técnicas de concentração de rocha fosfática, objetivando a exploração de menores teores (BENITES, 2015).

Segundo Oliveira e Peres (2010), diversos fatores afetam a seleção das técnicas de processamento mais adequadas para a concentração de um minério fosfático específico, como sua origem, que pode ser sedimentar ou ígnea, bem como a presença de minerais de ganga, tais como carbonatos, silicatos ou óxidos. Normalmente, em minérios fosfáticos ígneos, a separação entre apatita e silicatos é realizada por meio de flotação aniônica direta na faixa alcalina de pH, sendo os ácidos graxos saponificados utilizados como coletores.

Entretanto, o processamento de minérios fosfáticos que contêm ganga carbonatada e silicatada é uma questão global desafiadora, devido principalmente às semelhanças nas características de superfície da apatita

(mineral-minério) e dos minerais calcita e dolomita (ganga), e, conseqüente, baixa seletividade dos coletores tradicionalmente empregados na flotação (OLIVEIRA; PERES, 2010).

Sendo assim, o estímulo ao estudo de novos materiais e novas tecnologias para a produção de fertilizantes que possam proporcionar a seletividade é crucial para o sucesso do processo. Entre eles, destacam-se os depressores, que devem agir seletivamente na superfície dos minerais de ganga, evitando que se tornem hidrofóbicos devido à ação do agente coletor e, por conseqüente, inibindo sua flotação. Isso, por sua vez, ajuda a aumentar o teor de P_2O_5 no concentrado final (CARNEIRO, 2018).

À vista disso, a flotação é amplamente utilizada na indústria mineral como método de concentração mineral. Esse processo é baseado nas diferenças das propriedades de superfície das partículas minerais, que permitem sua separação. A técnica consiste na adição de bolhas de ar a uma suspensão aquosa chamada polpa. As partículas hidrofóbicas ou hidrofobizadas presentes na polpa se prendem às bolhas de ar e são transportadas para a superfície, onde formam uma espuma que contém o produto flotado. As outras espécies minerais, que são hidrofílicas, permanecem na fase aquosa, formando o produto afundado (CHAVES, FILHO e BRAGA, 2010; MASSI et al. 2008; SOUZA e OLIVEIRA, 2012).

Carneiro (2018), avaliou a eficiência de diferentes tipos de amidos como depressores na flotação de minério fosfático sílico-carbonatado, dentre eles um resíduo amiláceo produzido pela indústria alimentícia que apresentou resultados de recuperação de P_2O_5 similares ao reagente utilizado comercialmente. A autora também verificou as condições mais adequadas de pH e dosagem de reagentes.

Severov et al. (2022), utilizaram ácidos graxos em álcool etoxilado para flotação seletiva de apatita a partir de rejeitos finos gerados durante o processamento de minério baddeleyita-apatita-magnetita. Usando um coletor de ácido graxo em combinação com éter alquílico de polioxietileno os autores promoveram um aumento considerável no teor de concentrado de apatita (31,2%), mantendo a recuperação de P_2O_5 (45,5%) a níveis aceitáveis pelo mercado.

Silva et al. (2019), usando células de levedura de panificação saponificadas, como biorreagentes, durante a microflotação de apatita, conduzida em tubo de Hallimond, obtiveram recuperação de apatita maior que o Flotigam 5806 em todos os pHs testados.

Bhagyalaxmi et al. (2013), estudaram o comportamento de quatro amidos diferentes como depressores de hematita em flotação catiônica. Os estudos mostraram que todos os amidos foram bons depressores para a hematita na faixa de pH 5-9. O teor de Fe conseguido foi de cerca de 75%, com recuperação de aproximadamente 88%. Ensaio de Espectroscopia de Infravermelho por Transformada de Fourier (FTIR), mostrou interação mineral-amido e apoiou a ligação de hidroxila-oxigênio do amido com a hematita. A medição do Potencial Zeta também indicou adsorção de moléculas de amido na superfície da hematita, mostrando que amidos oriundos de botânicas diferentes podem desempenhar papel importantíssimo como depressor de hematita na flotação catiônica de quartzo.

Qinbo et al. (2015), utilizando blendagem de coletores (ácido oleico, ácido linoleico e ácido linolênico) melhoraram a recuperação de fosfato em pH de 9,5, trabalhando em uma célula de microflotação Hallimond de 125 mL. Neste caso, é interessante comentar que a flotação de fosfato foi ineficiente quando se utilizou como agente coletor apenas o ácido oleico. O ensaio de Potencial Zeta mostrou que a adsorção do coletor foi governada por quimissorção, enquanto ensaios de FTIR e XPS (Espectroscopia de fotoelétrons de Raios-X), indicaram reação química envolvendo o grupo carboxila de ácidos graxos e espécies de Ca na superfície da apatita para cada ácido graxo no coletor misto (blenda). Os teores de concentrado ficaram próximos a 27% para todos os coletores, enquanto a máxima recuperação de P_2O_5 (90,26%) foi obtida para a blenda de coletores.

Campos (2022) avaliou a utilização de coletores mistos na flotação direta de rejeitos de minério de ferro. Foi utilizada a proporção de 5:1 dos coletores dodecilamina (DDA) e do reagente a base de ácidos graxos. Os resultados obtidos foram promissores, com concentrados de aproximadamente 65% de Fe em uma granulometria de 150 μ m. O uso de misturas de reagentes na flotação quando bem conduzida, é uma alternativa promissora que supera o desempenho de cada reagente atuando individualmente (NOGUEIRA, 2021).

Este são apenas alguns exemplos que demonstram claramente a necessidade de estudos mais avançados acerca de outros materiais, bem como de alternativas para melhoria da qualidade e da produção de fertilizantes.

Os amidos têm grande relevância na indústria, devido ao fato de serem amplamente empregados como depressores nas principais usinas de beneficiamento que fazem uso da técnica de flotação no Brasil, sobretudo nas que extraem fosfato de origem ígnea. Depressores como goma guar, taninos, etilcelulose e carboximetilcelulose foram amplamente investigados, porém, os amidos apresentaram performance superior se comparado a estes, além de ter um custo relativamente baixo. As minas de fosfato localizadas em Araxá e Tapira (MG), Cajati (SP) e Catalão (GO) empregam esses compostos como os principais modificadores químicos (GUIMARÃES et al. 2005).

A técnica de separação escolhida para este trabalho foi a flotação aniônica direta (FAD). Segundo Araújo et al. (2005), essa técnica de flotação é comumente empregada em minérios de baixo teor ou em rejeitos que foram depositados em barragens de rejeitos. Nesse processo, são utilizados coletores do tipo ácidos graxos de modo que os minerais de interesse são flotados e separados na espuma.

Neste contexto, o presente trabalho tem como intuito avaliar a eficiência da técnica de blendagem, ainda pouco explorada pelos processos de flotação, utilizando proporções diferenciadas de amidos de diferentes fontes botânicas, como depressores, na presença de coletores aniônicos, visando aperfeiçoar a seletividade destas espécies minerais presentes no minério proveniente do Complexo de Mineração de Patrocínio (MG).

Para desenvolvimento da pesquisa a amostra foi previamente preparada através das etapas de secagem, peneiramento, britagem, moagem, separação magnética com imã de mão, deslamagem e separada em uma faixa granulométrica de -65# +200#. As amostras de minério foram caracterizadas por Fluorescência de Raio X (FRX), fisicamente por granulometria, e, quanto as suas densidades reais. Análises de recuperações mássicas e metalúrgicas, bem como dos teores de MgO e P₂O₅ e relações CaO/P₂O₅ e Fe₂O₃/P₂O₅, foram realizadas para se concluir a respeito da eficiência da utilização da técnica proposta de blendagem de depressores, durante a flotação aniônica direta, tendo como referência resultados apresentados na literatura.

2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Este capítulo apresenta os principais conceitos, definições e teorias utilizadas durante a confecção do trabalho. Tão importante quanto, descreve também diversas sínteses atualizadas a partir de resultados de publicações acerca de assuntos semelhantes, ambos de vital importância para o entendimento do tema em destaque. Para finalizar, não poderia faltar tópicos norteadores importantes como a discussão dos cenários mundial e nacional de fertilizantes, fundamentos da operação de flotação e seus principais processos e reagentes, bem como argumentar sobre os principais equipamentos utilizados.

2.1 Fertilizantes

Segundo Raven et al. (1996), a terra é composta por cerca de 92 elementos naturais, a maioria dos quais se encontra na forma mineral. O solo é fundamental para as plantas, pois não só fornece suporte físico, mas também supre todas as suas necessidades de nutrientes e água, além de oferecer um ambiente adequado para o desenvolvimento das raízes. Solos ricos em nutrientes têm ciclos regulados, onde o que é retirado, é devolvido. Entretanto, nos solos em que a liberação de nutrientes é inferior à taxa de reposição, ocorre um processo de deterioração, onde as plantas tendem a apresentar um crescimento reduzido e enfraquecido (CUNHA, 2017).

Neste contexto, pesquisas têm sido realizadas para atendimento das necessidades de nutrientes das plantas por meio de compostos químicos que sejam adequados para cada espécie vegetal, onde a aplicação seja simples e viável economicamente. Uma das soluções encontradas são os fertilizantes minerais (CUNHA, 2017).

Os fertilizantes são definidos na legislação brasileira (Decreto 86.955, de 18 de fevereiro de 1982) como substâncias de origem mineral ou orgânica, naturais ou sintéticas, que fornecem um ou mais nutrientes às plantas. Sua principal função é repor no solo os elementos retirados pelas plantas em cada colheita, com o objetivo de manter ou ampliar o seu potencial produtivo. Por isso, os fertilizantes desempenham um papel crucial no aumento da produtividade da agricultura (DIAS; FERNANDES, 2006).

Os elementos químicos que compõem os fertilizantes, podem ser divididos em duas categorias, levando em consideração a quantidade e proporção. Os macronutrientes (nitrogênio, fósforo, potássio, carbono, oxigênio etc.) são necessários em grandes quantidades para a formação de moléculas estruturais fundamentais das plantas. Por outro lado, os micronutrientes (ferro, manganês, zinco, silício etc.) são requeridos em quantidades menores e têm função reguladora, sendo importantes para a formação de enzimas. A deficiência de qualquer um dos nutrientes citados causa um prejuízo no crescimento e no desenvolvimento da planta (DIAS; FERNANDES, 2006).

As deficiências mais comuns são de nitrogênio (N), fósforo (P) e potássio (K), daí a fórmula básica dos fertilizantes, NPK, que indica o percentual de nitrogênio na forma de N elementar, o teor percentual de fósforo, na forma de pentóxido de fósforo, P_2O_5 , e o conteúdo percentual de potássio, na forma de óxido de potássio, K_2O . Em termos de produção agrícola, estes são os nutrientes mais relevantes. Embora outros macronutrientes e micronutrientes também tenham importância biológica, eles não são significativos economicamente na indústria de fertilizantes devido ao seu uso em quantidades menores e falta de valorização comercial (DIAS; FERNANDES, 2006).

Em relação a produção dos insumos destes fertilizantes, o nitrogênio sintético é produzido predominantemente em países como América do Norte, Oriente Médio e Austrália. Quanto ao potássio, cerca de 80% do total utilizado globalmente, tem origem no Canadá, Israel, Rússia, Bielorrússia e Alemanha. Em relação as rochas fosfáticas, mais de 75% das reservas mundiais estão concentradas no Marrocos e no território do Sahara Ocidental, atualmente ocupado pelo Marrocos (SEAE, 2020). A Tabela 1 mostra as 10 maiores empresas fabricantes de fertilizantes do mundo.

Tabela 1 - As 10 maiores empresas produtoras de fertilizantes.

Rank	Nome	País
1	Wesfarmers	Austrália
2	Nutrien	Canada
3	Saudi Arabian Fertilizer Company	Arábia Saudita
4	CF Industries	Estados Unidos
5	The Mosaic Company	Estados Unidos
6	Fertiglobe	Emirados Árabes
7	Israel Chemicals	Israel
8	OCI	Holanda
9	Gusbretas	Turquia
10	Coromandel	Índia

Fonte: Companiesmarketcap.com (2023)

Em relação ao mercado nacional, o Brasil tem grande importância devido o expressivo volume de insumos consumidos internamente. A quantidade de fertilizantes adquirida no País está intimamente ligada ao preço recebido pelos agricultores, mas também é influenciada por fatores como os preços relativos dos fertilizantes, políticas agrícolas, expectativas de preços futuros e avanços tecnológicos na agricultura. Em 2018, o volume de importação de fertilizantes no Brasil teve um aumento de 4% em relação ao ano de 2017. Mais de 80% dos fertilizantes consumidos no Brasil são importados, logo, a produção nacional corresponde a menos de 20% da demanda interna (SEAE, 2020).

Em um esforço para reduzir essa dependência, o Ministério da Agricultura lançou em 2020 o Programa Nacional de Fertilizantes com o objetivo de aumentar a produção nacional. O programa foi criado por meio de um Decreto Governamental (número 10.605) para coordenar ações públicas e privadas que promovam o aumento da produção e comércio de fertilizantes no País (RODRIGUES, 2021).

2.2 Fósforo

O fósforo é um elemento químico encontrado em abundância na natureza, sendo o décimo elemento mais comum. Na tabela periódica é o elemento de

número atômico 15, representado pelo símbolo “P”, pertence ao grupo V e possui uma massa atômica de 30,97. Trata-se de um mineral não metálico que não ocorre naturalmente na forma livre e desempenha funções vitais na vida animal e vegetal. Sua importância é tão significativa que não possui substitutos ou alternativas para suas diversas funções (SOUZA, 2001; SANTANA, 2011).

O fósforo desempenha um papel essencial no crescimento e na saúde de plantas e animais. Está presente em todas as células vivas e nenhum outro nutriente pode substituí-lo quando em falta. Denominado como macronutriente primário, é considerado um dos três principais nutrientes, junto ao nitrogênio e potássio e está incluso entre os 17 nutrientes aos quais as plantas necessitam para seu crescimento e reprodução. Em consequência, uma das aplicações mais importantes do fósforo é a produção de fertilizantes (POTAFOS, 2005; OLIVEIRA, 2007).

Segundo Santana (2011), o cerrado brasileiro localizado no Triângulo Mineiro, é uma das regiões de grande importância para a agropecuária nacional. Porém, os solos desta região possuem uma baixa disponibilidade natural e uma alta capacidade de fixação de fósforo. A falta deste elemento químico em uma cultura promove uma diminuição no rendimento da agricultura, fazendo com que seja necessária a correção dessa deficiência através do uso de fertilizantes fosfatados.

Por ser altamente reativo, o fósforo não é encontrado na natureza de forma livre o que faz com que ele seja encontrado em combinação com diversos elementos em mais de 300 minerais, sendo a principal forma, os fosfatos. Em termos mundiais, o fósforo está contido nas rochas de depósitos de origens sedimentares, ígneos e biogênicos. Do ponto de vista econômico, os depósitos de origens sedimentares e ígneos são os mais relevantes, pois contêm concentrações minerais de valor comercial significativo. Por outro lado, os depósitos biogênicos, são formados a partir de dejetos de aves que contêm concentrações orgânicas nitrogenadas, sendo, portanto, de menor importância (SANTANA, 2011; SOUZA, 2001).

2.3 Depósitos minerais fosfáticos

São designadas rochas fosfáticas aquelas ricas em minerais do grupo da apatita que apresentam teores que variam de 5% a 22% de P_2O_5 . Após o beneficiamento, os concentrados fosfáticos alcançam teores que oscilam de 32% a 38% de P_2O_5 (LOUREIRO et al. 2005).

Os fosfatos sedimentares são os mais abundantes, representando cerca de 80% da produção global e aproximadamente 70% das reservas de rocha fosfática no mundo. Esses depósitos podem ser encontrados em áreas como Estados Unidos, sudeste do México, Marrocos, noroeste do Saara e Oriente Médio, sendo de origem marinha. Por outro lado, os minérios fosfatados de origem ígnea estão presentes em Países como África do Sul, Rússia, Finlândia e Brasil, entre outras regiões (SOUZA, 2001).

Os Países com as maiores reservas de depósitos fosfáticos são Marrocos e Saara Ocidental, seguido pela China e Egito, enquanto o Brasil ocupa o 6º lugar no ranking mundial (USGS, 2021).

Se tratando das reservas nacionais, apesar dos depósitos sedimentares constituírem uma grande parte dos depósitos fosfatados, o Brasil possui cerca de 80% das jazidas fosfatadas naturais. Estas são de origem ígnea com presença de rocha carbonatítica e minerais micáceos, com um teor baixo de P_2O_5 . Grande parte dos minérios dessas rochas são pertencentes ao grupo da apatita.

Segundo Chula (2004), as jazidas brasileiras conhecidas, como por exemplo a de Araxá (MG), apresentam uma mineralogia complexa com baixo teor de apatita e presença de diversos minerais de ganga, inclusive de contaminantes com grande influência no desempenho do beneficiamento, como o caso dos carbonatos. Isso se dá devido a constituição geológica de origem ígnea. Devido a essas características, as reservas exigem um tratamento diferente e complexo com processos industriais de beneficiamento dificultoso e custoso, com o objetivo de atribuir ao concentrado as propriedades requeridas para as etapas seguintes.

2.4 Apatita

A apatita (Figura 1), um mineral não silicatado, amplamente encontrado na crosta terrestre, pode ter origem magmática (em complexos alcalino-

carbonáticos), sedimentar (em fosforitos marinhos) ou resultar de acumulações orgânicas (como o guano). É considerado um dos minerais de minério mais abundantes e possui ampla exploração global devido às suas aplicações na agricultura e indústria alimentícia (TOLEDO e PEREIRA, 2001).

Figura 1 - Mineral Apatita



Fonte: Materiais Didáticos – USP 2020

Conforme mencionado por Albuquerque (1996), os depósitos sedimentares de fosfato lavráveis no Brasil possuem pouca relevância econômica (Olinda e Paulista, no estado de Pernambuco), ou apresentam dificuldades de concentração, como é o caso de Patos de Minas, em Minas Gerais. No entanto, existem chaminés apatíticas de origem ígnea que são viáveis para exploração, especialmente devido à sua proximidade de regiões que possuem grande demanda por fosfato. Portanto, a produção brasileira de concentrados fosfáticos provém de chaminés localizadas em Araxá e Tapira (Minas Gerais), Catalão e Ouvidor (Goiás) e Jacupiranga (São Paulo).

A fórmula química geral da apatita é representada como $A_{10}(XO)_4)_6Z_2$, onde A pode ser um cátion alcalino Ca^{2+} , Pb^{2+} , Ca^{2+} , Pb^{2+} , Sr^{2+} , Zn^{2+} , Na^{+} , Be^{2+} , Cd^{2+} , Elementos de Terras Raras (ETR), Sc^{3+} , Mg^{2+} ou Mn^{2+} . X pode ser um ânion trivalente, como P^{3-} , V^{3-} , S^{2-} , C^{4-} , Si^{4-} , Cr^{3-} ou As^{3-} , e Z pode ser um ânion monovalente, como F^{-} , OH^{-} , Cl^{-} ou Br^{-} (BARROS, 2005).

A Tabela 2 mostra os possíveis minerais do grupo da apatita, onde fluorapatita, cloroapatita e hidroxiapatita são os mais comuns, sendo classificadas devido à presença de F^{-} , Cl^{-} e OH^{-} , respectivamente (CHULA, 2004).

Tabela 2 - Grupo da apatita.

Mineral	Composição Química
Fluorapatita	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F}$
Cloroapatita	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{Cl}$
Hidroxiapatita	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{OH}$
Carbonatohidroxiapatita	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4, \text{CO}_3)_3 (\text{OH})$
Carbonatofluorapatita	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4, \text{CO}_3)_3\text{F}$
Esvabita	$\text{Ca}_5(\text{AsO}_4)_3\text{F}$
Turneaureita	$\text{Ca}_5[(\text{As}, \text{P})\text{O}_4]_3\text{Cl}$
Johnbaumita	$\text{Ca}_5(\text{AsO}_4)_3 (\text{OH})$
Fermorita	$(\text{Ca}, \text{S})_5 (\text{AsO}_4, \text{PO}_4)_3 (\text{OH})$
Fluorcafita	$\text{Ca} (\text{Sr}, \text{Na}, \text{Ca}) (\text{Ca}, \text{Sr}, \text{Ce})_3 (\text{PO}_4)_3\text{F}$
Estrôncioapatita	$(\text{Sr}, \text{Ca})_5 (\text{PO}_4)_3 (\text{OH}, \text{F})$
Belovita - (Ce)	$\text{Sr}_3 \text{Na} (\text{Ce}, \text{La}) (\text{PO}_4)_3 (\text{F}, \text{OH})$
Belovita - (La)	$\text{Sr}_3 \text{Na} (\text{La}, \text{Ce}) (\text{PO}_4)_3 (\text{F}, \text{OH})$
Alforsita	$\text{Ba}_5 (\text{PO}_4)_3\text{Cl}$
Morelandita	$(\text{Ba}, \text{Ca}, \text{Pb})_5 (\text{AsO}_4, \text{PO}_4)_3\text{Cl}$
Hedifana	$\text{Pb}_3\text{Ca}_2(\text{AsO}_4)_3\text{Cl}$
Piromorfita	$\text{Pb}_5(\text{PO}_4)_3\text{Cl}$
Mimetita	$\text{Pb}_5(\text{AsO}_4)_3\text{Cl}$
Clinomimetita	$\text{Pb}_5(\text{PO}_4)_3\text{Cl}$
Vanadita	$\text{Pb}_5(\text{VO}_4)_3\text{Cl}$

Fonte: Chula (2004).

Devido às várias substituições químicas que ocorrem na apatita e às diferentes condições de formação, as propriedades de superfície podem variar entre diferentes minérios e depósitos. Como resultado, não existe uma abordagem padronizada para o processo de flotação da apatita em diferentes localidades, conforme observado por Hanna e Somasundaran (1976).

2.5 Métodos de concentração

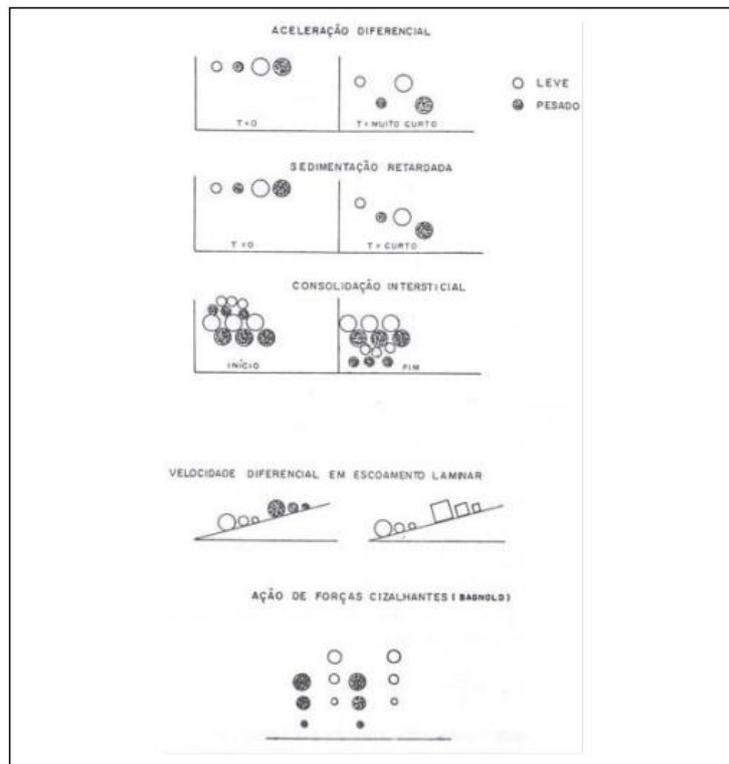
As operações de concentração têm como objetivo a separação seletiva do mineral-minério com base em suas diferentes propriedades em relação aos minerais de ganga. Essas propriedades incluem, entre outras, a massa específica (densidade), suscetibilidade magnética, condutividade elétrica, propriedades de química de superfície, cor, radioatividade e forma. Em muitos casos, é necessário realizar a separação seletiva entre dois ou mais minerais de

interesse. Para que ocorra a concentração de um minério é fundamental que os minerais estejam completamente liberados. Isso significa que cada partícula deve consistir idealmente de um único tipo de mineral. A fim de alcançar a liberação adequada dos minerais, o minério passa por uma operação de redução de tamanho, conhecida como cominuição, que envolve processos de britagem e/ou moagem (LUZ et al. 2010).

Há uma variedade de técnicas de concentração mineral disponíveis, incluindo processos de separação gravitacional, magnética, eletrostática e flotação.

A concentração gravitacional é um processo no qual partículas de diferentes densidades, tamanhos e formas são separadas umas das outras através da aplicação da força gravitacional ou de forças centrífugas. Essa técnica tem sido utilizada há muitos séculos no processamento mineral, e, apesar de sua ampla aplicação ao longo do tempo, ainda não se compreende completamente todos os seus mecanismos. Os mecanismos fundamentais (Figura 2) envolvidos no processo são: diferenças de aceleração, sedimentação retardada, velocidade diferencial em escoamento laminar, consolidação intersticial e ação de forças cisalhantes (LINS, 2010).

Figura 2 - Efeito dos mecanismos de concentração gravítica.



Fonte: Lins 2010

Segundo Peres et al. (2007), a separação magnética é uma técnica de concentração mineral que visa a separação de minerais com base em suas diferentes respostas a um campo magnético, relacionadas às suas características mineralógicas individuais. Essa técnica se baseia no fato de que, certos minerais na natureza, são atraídos fortemente ou fracamente por um campo magnético (ferromagnéticos ou paramagnéticos), enquanto outros são indiferentes ou repelidos por ele (diamagnéticos). A susceptibilidade magnética é uma propriedade associada a esses diferentes comportamentos, sendo possível utilizá-la para separar minerais empregando diferentes intensidades de campo magnético.

A separação magnética é uma técnica amigável ambientalmente e pode ser usada tanto a seco como a úmido, viabilizando o seu uso em regiões áridas ou onde há disponibilidade de água. O método a seco é usado, em geral, para granulometria grossa e o a úmido para aquelas mais finas (LUZ et al. 2010).

A separação eletrostática é um processo de concentração de minérios que se baseia nas diferenças de propriedades dos minerais, como condutibilidade elétrica, susceptibilidade em adquirir cargas elétricas

superficiais, forma geométrica e densidade, entre outras. Essas diferenças são exploradas para promover a separação dos minerais. Para que a separação ocorra é necessária a existência de dois fatores: carga elétrica superficial das partículas ou polarização induzida, que lhes permitam sofrer a influência do campo elétrico, e, um campo elétrico de intensidade suficiente para desviar uma partícula eletricamente carregada, quando em movimento na região do campo (LUZ et al. 2010).

Segundo Baltar (2008), a flotação é a técnica de concentração de minérios mais versátil e eficiente, assim como a mais complexa. É um método de natureza físico-química que visa o enriquecimento de um minério promovendo a separação dos minerais de valor econômico e os de ganga com base nas diferenças entre as características de superfície dos diversos minerais (OLIVEIRA; SOUZA, 2008).

A flotação teve um papel crucial no desenvolvimento da indústria mineral no Brasil, especialmente nas áreas de fosfato e minério de ferro. Globalmente, a industrialização não teria alcançado os atuais níveis de produção sem a inovação proporcionada pelo processo de flotação. Pode-se afirmar, que a flotação é considerada uma das grandes conquistas tecnológicas recentes da humanidade (OLIVEIRA, 2007).

2.6 Concentração do minério fosfático

É comum que minérios de fósforo, sejam eles de origem sedimentar ou ígnea, tenham carbonatos, geralmente calcita e/ou dolomita, associados com a apatita. Para a obtenção do concentrado de apatita é utilizada uma etapa de flotação do minério. O beneficiamento da rocha fosfática se trata de um conjunto de operações que tem como intuito aumentar o teor de P_2O_5 no minério, através da remoção ou separação da apatita das impurezas que nela são presentes. Dentre os processos realizados, usualmente estão englobadas as etapas de britagem, moagem, classificação, separação magnética, concentração por flotação e espessamento (LANGSCH et al. 2007; SANTANA, 2011).

Segundo Oliveira (2007), a flotação é fundamentada na diferença de reatividade de superfície como um fator distintivo, permitindo a separação de materiais diferentes presentes em uma fase aquosa por meio do uso de bolhas

de ar. Nesse processo, partículas hidrofóbicas se aderem às bolhas enquanto as partículas hidrofílicas permanecem em suspensão. A adesão das partículas minerais às bolhas é essencial nesse processo. Essa interação bolha-partícula é influenciada, entre outros fatores, pela modificação das propriedades interfaciais do mineral e da bolha de ar por meio da utilização de reagentes químicos. Como a maioria dos minerais úteis possui caráter hidrofílico, são empregados reagentes, como coletores, para tornar a superfície desses minerais hidrofóbica, viabilizando assim a flotação.

As técnicas de beneficiamento de minérios fosfáticos dependem do tipo de minerais fosfáticos presentes no minério, assim como nos minerais de ganga associados (ABOUZEID et al. 2009). A flotação é usada para concentrar mais de 60% do fosfato comercializado mundialmente. Porém, apresenta sérias limitações na otimização dos processos, devido às diferenças de origens e composições dos depósitos de minérios de fosfato, o que dificulta o desenvolvimento e o estabelecimento de estudos fundamentais de flotação (ABOUZEID, 2008; SANTANA, 2011).

Minerais pouco solúveis, como a apatita, fluorita, calcita, scheelita, magnesita e barita, possuem afinidade pela água e são hidrofílicos. A efetividade do processo de separação depende da habilidade de tornar seletivamente hidrofóbico o mineral desejado por meio do uso de diferentes reagentes. Embora a flotação tenha sido bem-sucedida na separação de minerais pouco solúveis, dos minerais do grupo dos óxidos e silicatos, a separação desses minerais entre si (como a apatita e a calcita) é desafiadora devido às propriedades químicas de superfície semelhantes de ambos os minerais (SIS e CHANDER, 2003).

Uma estratégia alternativa para o beneficiamento desses minerais, através do processo de flotação, tem sido objeto de estudos e aprimoramentos. Esse método consiste na flotação reversa dos carbonatos em duas etapas distintas. Na primeira etapa, tanto a apatita quanto os carbonatos são flotados juntos, utilizando-se um ácido graxo como coletor, amido de milho como depressor, mantendo-se o pH alcalino. Na sequência, o concentrado resultante dessa etapa é condicionado com ácidos fosfórico ou sulfúrico, ajustando-se o pH para um valor entre 4,0 e 5,0. Posteriormente, realiza-se a flotação dos carbonatos, obtendo-se, no afundado, um concentrado de apatita (MATIOLO et al. 2017; MATIOLO et al. 2011).

Um aspecto crucial da rota desenvolvida para a flotação reversa do fosfato é o condicionamento com ácido sulfúrico ou fosfórico, que resulta na formação de gás carbônico na superfície das partículas de carbonato. Esse processo causa uma diferenciação das superfícies, o que permite a seletividade entre os minerais diante dos reagentes utilizados (MATIOLLO et al. 2017; MATIOLLO et al. 2011).

2.7 Flotação convencional de minério fosfático

Segundo Oliveira (2007), no início do século passado, foram realizadas as primeiras operações de processamento mineral utilizando o método de flotação. Ao longo dos últimos cem anos, houve um progresso contínuo na tecnologia envolvida, impulsionado por investimentos em pesquisa, especialmente nas décadas de 1960 e 1970. Como resultado desse desenvolvimento, houve um aumento significativo nas aplicações dos processos de flotação nas últimas três décadas. Atualmente, essa técnica é responsável pela produção de mais de 2 bilhões de toneladas de concentrado de minério anualmente.

Carneiro (2022), pesquisando técnicas de flotação aplicadas ao minério fosfático com ganga carbonática, encontrou a patente Crago, datada de 1938, onde foi utilizada uma solução de ácido graxo (óleo de peixe) e óleo não saponificado e insolúvel (óleo combustível), sem a necessidade de adicionar moduladores de pH durante a flotação direta.

Com a aplicação desta técnica ao minério fosfático, diversos trabalhos foram realizados buscando aperfeiçoá-la, bem como avaliar a eficiência de diversos reagentes. Spitzer (1947), testou a eficiência da flotação em uma rocha fosfática do Tennessee, utilizando 12 coletores diferentes, assim como 12 amostras distintas de rocha. Os reagentes que apresentaram os melhores resultados foram octilamina, dupanol e cloreto de alumínio. Os resultados promoveram um aumento de 7,23% no teor de P_2O_5 .

Hanna (1975), avaliando o papel dos surfactantes catiônicos na flotação seletiva nos constituintes do minério de fosfato, utilizou os sais de amina quaternária, brometo de cetilrimetil amônio (CTAB) e brometo de cetilpiridínio (CPB); acompanhado dos sais de amina primária, acetato de dodecilamônio

(DAA) e acetato de cetilamônio (CAA), para determinar as características de flotação dos principais constituintes dos minérios fosfáticos. O autor analisou as propriedades de adsorção e flotação de três tipos de minérios de fosfato, (I) silicoso, (II) silicoso-calcário e (III) fosfatos calcários, encontrando aumentos consideráveis nos teores de P_2O_5 nos minérios I (18,1 para 29,8%) e II (17,0 para 27,3%).

Estes estudos são essenciais para o desenvolvimento da técnica de flotação, visto que diversas variáveis podem influenciar na escolha das técnicas de processamento mais apropriadas para a concentração de um determinado minério fosfático.

2.8 Novas técnicas de flotação de minério fosfático

Devido à demanda por minerais se encontrar em constante crescimento, o mesmo não se pode afirmar em relação aos depósitos com altos teores, que tem sofrido uma queda nos últimos anos. Assim, a pesquisa mineral tem se concentrado cada vez mais no beneficiamento de minérios de baixa qualidade e alta complexidade, a fim de suprir o mercado global de forma competitiva. Entre esses minérios com mineralogia complexa, destacam-se as rochas fosfáticas. Na flotação da apatita de baixo teor, por exemplo, é comum o uso de coletores sintéticos (surfactantes), mais dispendiosos, mas que oferecem melhor seletividade. Com o objetivo de reduzir os custos sem comprometer a eficiência, têm surgido pesquisas que buscam a substituição destes surfactantes convencionais por biorreagentes (ROSÁRIO, 2017).

Neste contexto, Rosário (2017) avaliou o uso da estirpe bacteriana *Rhodococcus erythropolis*, bem como do seu biossurfactante, na bioflotação da apatita, utilizando tubo de Hallimond, na faixa de pH entre 3 e 11, com faixa granulométrica entre 75 e 106 μm . O biossurfactante apresentou melhor desempenho, quando comparado com a biomassa. Em todos os casos, observou-se um incremento da flotabilidade em valores de pH menor que 7. No entanto, a maior flotabilidade foi observada em pH igual a 4, com concentração de 140 mg/L de biossurfactante.

Merma (2012), estudou o comportamento eletroforético e microflotação do sistema mineral quartzo – apatita (apatita “A” e apatita “B”) após interação com

células da bactéria *Rhodococcus opacus*. Os resultados mostraram uma mudança no perfil de potencial zeta das amostras minerais após interação com a bactéria. Essa mudança foi mais significativa nas apatitas do que no quartzo. Os resultados também mostraram que a adesão das células bacterianas na superfície mineral pode ocorrer através de interações específicas, além de interações eletrostáticas. O valor máximo de flotabilidade para todas as amostras minerais foi obtido em pH ao redor de 5, sendo que a apatita “B”, alcançou em torno de 90% de flotabilidade, com 5 min de flotação, usando 0,15 g.L⁻¹ de bactéria, enquanto a apatita “A” precisou de 0,20 g.L⁻¹ de bactéria, para alcançar a mesma recuperação.

Silva et al. (2018), avaliaram a bioflotação de apatita utilizando levedura cervejeira (*Saccharomyces Cerevisiae*) saponificada como coletor. A espécie *Saccharomyces cerevisiae* foi escolhida devido ao fácil crescimento industrial, não apresentar risco biológico e de fácil disponibilidade. Os resultados mostraram que apesar das *Saccharomyces cerevisiae* terem uma recuperação menor do que coletores adotados industrialmente, estas possuem potencial para uso futuro na flotação mineral, se apresentando como um reagente barato, biodegradável, ecológico e sustentável.

Além das questões econômicas e de recursos, a indústria tem se concentrado cada vez mais em atender rigorosas regulamentações ambientais, buscando reduzir os impactos ambientais da mineração e do beneficiamento. Isso tem sido um incentivo significativo para a realização de diversas pesquisas em tecnologias ambientalmente sustentáveis (ROSÁRIO, 2017). Como exemplo disso, vários polímeros naturais têm sido pesquisados e utilizados na flotação de diversos tipos de minérios na forma de depressores. Vários polissacarídeos, a exemplo da celulose e seus derivados (hidroxipropilmetilcelulose, carboximetilcelulose etc.), pectina, quitina, gomas (guar, xantana, xilana etc.), polifenóis (taninos, lignina, lignosulfato, lignossulfonatos etc), vem sendo estudados por alguns pesquisadores, tanto para fins ambientais, como econômicos (WANG et. 2022; ZHONG et al. 2020; ZHU et al. 2022; JIAO et al. 2019; FENG et al. 2018; NANTHAKUMAR et al. 2009; ZENG et al. 2021; TOHRY et al. 2021). Da mesma forma, a extração de vários tipos de óleos de origem natural, também vem sendo empregado, em menores escalas, na flotação, sob a forma de coletores, sob a forma de emulsões (ALVES et al. 2013; PACHECO,

2016; ROCHA, 2014; SILVA, 2014; ABU-ARABI et al. 2000; BRANDÃO et al. 1994). A este respeito, muito ainda há de ser estudado e pesquisado, principalmente no que se diz respeito a utilização de nanoestruturas e nanoemulsões, blendagem e bioflotação, em processos de flotação. São raros os materiais encontrados sobre esses temas/tópicos nos mais diversos tipos de banco de dados científicos (Web of Science, Scopus, Willey, Taylor & Francis, Sage, Sciello, Springer, ScienceDirect etc.).

2.9 Flotação

O processo de flotação explora as diferenças de propriedades físico-químicas de superfícies dos minerais a serem separados. É um processo de separação realizado em uma suspensão aquosa, onde as partículas são conduzidas ao longo de um percurso, e, em determinado momento, as partículas do mineral minério são induzidas a abandonar esse percurso e seguir uma trajetória ascendente. Um mineral deve apresentar propriedades hidrofóbicas enquanto os demais, comportamentos hidrofílicos. Estas propriedades podem ser naturais ou geradas pelo uso de agentes químicos, uma vez que a adição destes reagentes pode modificar a diferença de grau de hidrofobicidade dos minerais em suspensão. Este comportamento promove a hidrofobicidade dos minerais de interesse, mantendo os minerais de ganga hidrofílicos (DUARTE; GRANO, 2007; CHAVES et al. 2010).

A separação entre os minerais ocorre devido à habilidade das partículas em se aderirem às bolhas de gás. Quando uma partícula captura muitas bolhas, a densidade total da combinação partícula-bolhas torna-se menor que a do fluido circundante, resultando em seu movimento em direção à superfície, onde a mesma é retida e separada por meio da formação de espuma. Por outro lado, as partículas que não logram êxito na captura de bolhas, mantêm sua densidade original, sendo, portanto, removidas na fração afundada (CHAVES et al. 2010).

A característica que determina a habilidade dos minerais em aderir às bolhas na suspensão é conhecida como hidrofobicidade. No entanto, são poucos os minerais que possuem naturalmente essa propriedade hidrofóbica, tornando necessário o uso de reagentes químicos chamados de coletores, o qual têm a capacidade de tornar seletivo certos minerais hidrofóbicos. Já as espécies

minerais que apresentam a capacidade de serem “molhadas ou umedecidas” pela água, são conhecidas como hidrofílicas. Estas, por sua vez, indicam a tendência desses minerais a uma maior afinidade pela fase líquida, quando comparada a fase gasosa (CHAVES et al. 2010).

O uso de reagentes no processo de flotação tem como objetivo geral viabilizar a operação, atuando no sentido de aumentar as diferenças entre as características originais das superfícies minerais presentes. Além dos coletores, outro reagente utilizado é o depressor, que tem a finalidade de melhorar as condições de seletividade do processo, visando aumentar o teor do concentrado. Sua função consiste em inibir a adsorção do coletor em determinados minerais, evitando a hidrofobização das superfícies dos minerais que não devem flotar (BALTAR, 2008)

Segundo Coutinho (2016), a flotação pode ser realizada de duas formas: direta ou reversa. No processo de flotação direta, os minerais de ganga são hidrofílicos, o que significa que eles não flutuam e são arrastados para o fundo da célula ou coluna de flotação. Por outro lado, o mineral de interesse, que possui propriedades hidrofóbicas, forma uma espuma e é coletado na parte superior. Já no processo de flotação reversa, ocorre o oposto: os minerais de ganga são atraídos pela espuma e são removidos, enquanto o mineral de valor econômico afunda e é recuperado no fundo da célula ou coluna.

2.10 Reagentes da flotação

Antes de alimentar o equipamento de flotação com a polpa, torna-se necessário a realização do condicionamento do minério, a fim de permitir o contato adequado dos minerais com os reagentes. A viabilidade técnica desse processo depende dos reagentes utilizados para ajustes das propriedades de superfície. Devido à sua importância, há muitos estudos na literatura que abordam a influência da dosagem e do tempo de contato adequados, bem como a utilização de novos produtos e os fenômenos físico-químicos resultantes da adição desses reagentes. Portanto, compreender os fenômenos envolvidos, bem como os efeitos da adição destes reagentes na operação de flotação, são fundamentais para otimizar os processos estabelecidos. Tão importante quanto, e mantendo ligação direta com o que foi supracitado, a busca por novos produtos

(reagentes), preferencialmente mais sustentáveis, que promovam, com qualidade, maiores rendimentos com redução de custos, são primordiais para o desenvolvimento deste setor no campo da mineração (SANTANA, 2011).

Santos et al. (2022), avaliaram o desempenho de alguns reagentes alternativos na flotação de minério fosfático, como resíduo amiláceo como depressor e óleo amazônico de Andiroba e Hidrocol como coletores, discutindo a diferença de teor de P_2O_5 obtidos no concentrado, de acordo com o reagente utilizado, bem como dosagem de coletor e depressor. Utilizando o Hidrocol, em níveis mínimos de dosagem, obtiveram concentrados com teor de P_2O_5 de 17,78% e recuperação metalúrgica de 66,29%.

Oliveira (2017), avaliou a utilização do óleo vegetal patauá (*Oenocarpus bataua*), altamente insaturado, como reagente coletor para o minério fosfático da mina de Itataia (Ceará). A adsorção do reagente coletor sobre a apatita foi verificada em todos os valores de pH analisados, já a adsorção pouco significativa do coletor sobre os outros minerais foi evidenciada nos espectros de FTIR ou por pequenas mudanças nos valores de potencial zeta, sugerindo assim o potencial promissor do óleo de patauá para aplicação em sistemas de flotação direta de minérios de apatita.

Lima (2022), avaliou alguns resíduos da indústria como reagente para deprimir as gangas carbonáticas (calcita e dolomita) no processo de flotação de rochas fosfáticas; O bagaço de cana (resíduos de indústria de açúcar), o bagaço de malte e *trub* quente (resíduos de indústria de cerveja), foram avaliados como possíveis substituintes do amido. Os três resíduos deprimiram a calcita, sendo os valores de flotabilidade abaixo de 10%, porém, de modo geral, os resíduos mostraram baixa seletividade entre a dolomita e a apatita.

Essas pesquisas enfatizam a importância de buscar reagentes e métodos que melhorem o desempenho da flotação, visando aumentar a eficiência da operação e a qualidade do concentrado fosfático obtido.

Os reagentes utilizados na flotação podem ser agrupados em três categorias principais:

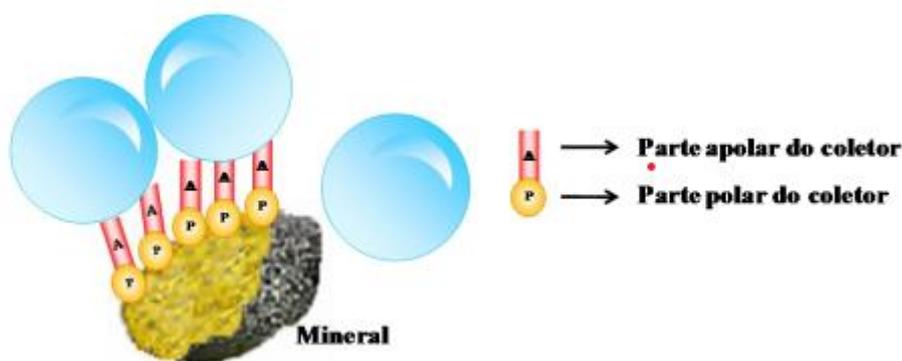
- Coletores;
- Espumantes;
- Modificadores ou reguladores.

2.10.1 Coletores

Segundo Santos (2010), o coletor tem a função de tornar hidrofóbica a superfície hidrofílica de um mineral, o que faz com que seja possível a adesão seletiva da bolha na partícula. O reagente em questão tem a capacidade de se adsorver seletivamente na superfície do mineral, formando um revestimento em forma de filme. Dessa forma, quando bolhas de ar são adicionadas, a superfície exposta das partículas minerais não é mais a sua superfície original, mas sim uma superfície revestida por esse composto hidrofóbico (CHAVES; LEAL FILHO, 2004).

Os coletores são compostos orgânicos com estrutura molecular que consiste em uma parte polar iônica e uma parte covalente, composta por uma cadeia orgânica. Essa cadeia orgânica confere propriedades hidrofóbicas ao mineral devido às características elétricas das ligações presentes. Quando há uma interface sólido/gás no sistema, as moléculas do coletor tendem a se posicionar nessa interface, orientando-se de forma que a porção não polar esteja em contato com o gás (Figura 3) (SANTANA, 2011).

Figura 3 - Atuação do coletor na etapa de colisão-adesão bolha-partícula.



Fonte: Santos (2010).

Os coletores são classificados em catiônicos e aniônicos com base em sua carga iônica. Os coletores catiônicos são representados pelas aminas e seus sais, estes coletores possuem o grupo do nitrogênio com elétrons pareado como elemento em comum. Os coletores aniônicos podem ser sulfidrílicos ou oxidrílicos conforme o carbono (ou fósforo) ligado à cadeia hidrocarbônica esteja associado a um átomo de enxofre ou oxigênio, respectivamente (BALTA, 2011).

2008). Os coletores aniônicos, como os ácidos graxos e seus derivados, são utilizados para minerais salinos e não metálicos. Devido ao comprimento extenso de suas cadeias, os ácidos graxos podem atuar como coletores para uma ampla gama de minerais, o que os torna pouco seletivos. A seletividade desses coletores deve ser aprimorada por meio de cuidadosa modulação da dosagem. No Brasil, eles são amplamente empregados na flotação de fosfatos (CHAVES; LEAL FILHO, 2004).

2.10.2 Espumantes

Os espumantes são substâncias tensoativas heteropolares, não ionizáveis, que possuem um grupo polar (como OH, COOH, C=O, OSO₂ e SO₂OH) e uma cadeia hidrocarbonada. Esses compostos têm a capacidade de se adsorver na interface entre a água e o ar. Na flotação, sua função principal é reduzir a tensão superficial nessa interface, o que resulta no aumento da estabilidade e dispersão das bolhas. Isso melhora as condições para a coleta das partículas de mineral hidrofobizadas durante o processo de flotação (BULATOVIC, 2007). Sua estrutura é semelhante à dos coletores, mas diferem no grupo polar funcional. É importante ressaltar que um mesmo reagente pode desempenhar diferentes funções em condições distintas. Alguns reagentes utilizados como coletores também possuem propriedades espumantes, como é o caso dos ácidos graxos (SANTANA, 2011).

Os ácidos graxos, especialmente na forma solúvel, como os sabões de sódio, são amplamente utilizados na faixa de pH em torno de 10. Nessa faixa, eles predominam na forma iônica, o que confere sua ação coletora. Embora essa função possa ser economicamente vantajosa, devido à redução do uso de reagentes, em alguns sistemas de flotação, essa característica pode prejudicar a operação, uma vez que dificulta o controle independente da formação da espuma. Em tais casos, pode ser necessário adicionar agentes antiespumantes ao processo (CHAVES; LEAL FILHO, 2002).

2.10.3 Modificadores ou reguladores

Os modificadores são substâncias químicas com diferentes funções, como ácidos, bases e compostos orgânicos, que são adicionadas em um sistema de flotação com o objetivo de melhorar a eficácia do coletor e, conseqüentemente, promover uma separação mais seletiva dos minerais (SANTOS, 2010).

Conforme mencionado por Peres e Araújo (2006), os modificadores desempenham diversos papéis no processo de flotação, diferentemente dos coletores e espumantes, que possuem funções mais específicas. Alguns dos papéis dos modificadores incluem:

- Modulação de pH: realizada por meio da adição de ácidos ou bases, é uma etapa de grande importância prática. É necessário considerar que o ânion do ácido ou o cátion da base podem se adsorver especificamente e alterar as características das interfaces do sistema.
- Ativação: realizada por meio da adição de reagentes que tornam a ação do coletor mais eficiente e/ou seletiva. Destacam-se os cátions metálicos, como o cúprico, que é ativador da esfalerita e de sulfetos contendo ouro associado, e o chumbo, que é ativador da estibnita.
- Depressão: realizada por meio da adição de reagentes inibidores da ação do coletor e capazes de tornar a superfície da ganga mais hidrofílica. Esses reagentes podem ser inorgânicos, como o CaO, NaSH, ZnSO₄, ferrocianeto e ferricianeto, e o dicromato. Além disso, também se enquadram nessa categoria os reagentes orgânicos, sendo os polissacarídeos, como o amido de milho, os principais depressores dessa classe. Outros exemplos de depressores incluem taninos e seus derivados, como o quebracho, e derivados da celulose, como a carboximetil celulose (CMC) e os lignossulfonatos.

2.10.3.1 Depressores

Os reagentes utilizados como depressores na flotação são substâncias que possuem a capacidade de conferir uma afinidade hidrofílica a certas

superfícies minerais, além de inibir a ação dos coletores nessas superfícies. Esses compostos devem ter uma maior capacidade de interagir com os sítios superficiais do que os reagentes coletores (NUNES; PERES, 2011).

Segundo Baltar (2008), os depressores podem ser inorgânicos ou orgânicos. Os depressores inorgânicos apresentam maior seletividade quando comparados com os orgânicos. Porém, alguns desses reagentes podem causar um enorme impacto ambiental por serem extremamente tóxicos. Entre os depressores mais comumente utilizados estão diversos sais, os quais atuam por diferentes mecanismos para dificultar a ação dos coletores nos minerais que não devem flotar. Em algumas situações, os reguladores de pH, como ácidos e bases, também desempenham a função de depressores.

Os depressores orgânicos são, em sua maioria, compostos naturais ou modificados com alto peso molecular (acima de 10.000) que possuem uma quantidade significativa de grupos polares hidratados, que são responsáveis por sua ação como depressores. Esses compostos orgânicos não iônicos podem ser classificados em três grupos principais: poliglicol éter, polissacarídeos e polifenóis. Dentre estes, o amido e a celulose são os polissacarídeos naturais mais importantes e ambos são constituídos por vários monômeros de glicose (LUZ et al. 2010; NUNES; PERES, 2011).

Segundo Carneiro (2018), os amidos são especialmente relevantes devido à sua ampla aplicação nas principais usinas de beneficiamento no Brasil que utilizam o processo de flotação, especialmente nas usinas de flotação de fosfato de origem ígnea. Diante disso, diversos trabalhos tem sido propostos a respeito da utilização do amido como depressor, avaliando parâmetros como dosagem e gelatinização. Sousa (2019), avaliou o uso da farinha e amido de milho como depressores na flotação de minerais de apatita, quartzo e hematita, como substituintes do amido de milho, visto que o milho é um cereal amplamente produzido no Brasil e apresenta um custo cerca de 46% menor que o milho. O amido e a farinha de milho apresentaram forte ação depressora para o mineral apatita, enquanto o amido de milho se mostrou menos influente.

Silva et al. (2019), avaliaram a aplicação de duas variedades de fubá de milho como depressores de rochas fosfática de Catalão (Goiás), sendo um deles já utilizado na indústria e o outro proveniente de uma indústria alimentícia. Utilizando os parâmetros industriais atualmente adotados na Copebras/CMOC,

o fubá que já é utilizado industrialmente apresentou melhor resultado na flotação de rocha fosfática.

Novas técnicas buscando substituir o amido de milho também tem sido empregada. Wang et al. (2023), avaliaram a utilização de goma de semente de tamarindo (TSG) como depressor de dolomita, na separação de apatita e dolomita, bem como o efeito do pH e da concentração do depressor. Os resultados indicaram que o TSG pode deprimir fortemente a dolomita em pH 9,0 em uma dosagem de 10 mg/L, utilizando-se 40 mg/L de NaOH.

Zhong et al. (2022) estudaram o comportamento da molécula polimérica goma arábica (GA), como um depressor de calcita na flotação de apatita. Os resultados indicaram que a GA teve um efeito depressivo significativo para a calcita, mas não para a apatita. As medições do ângulo de contato mostraram que a GA aumentou consideravelmente a hidrofobicidade da superfície da calcita, mas não teve efeito significativo sobre a superfície da apatita.

2.11 Blendagem

A dosagem dos reagentes é determinada com base na concentração molar ou na proporção entre a quantidade de reagente em gramas e a massa do minério seco em toneladas (SAMPAIO; BALTAR, 2007). De acordo com Ngoroma et al. (2013), altas dosagens de depressores podem, por exemplo, ter um efeito negativo na recuperação de minerais valiosos presentes no minério, reduzindo a estabilidade da espuma. Para contrabalançar os efeitos da adição de depressores, são adicionados espumantes. É, no entanto, preferível manter o controle independente sobre o tamanho da bolha e a estabilidade da espuma, o que é difícil de se conseguir com apenas um espumante. Uma estratégia alternativa é usar uma blenda de espumantes, como por exemplo, um espumante mais fraco em combinação com um espumante mais forte.

Os autores estudaram a influência da blendagem de álcoois de baixo peso molecular com espumantes disponíveis comercialmente através da flotação na recuperação de sólidos e água, bem como a recuperação de minerais e teor de concentrado de diferentes minérios do grupo da platina. Foram obtidas maiores recuperações de água e sólidos juntamente com maiores recuperações de

minerais valiosos, a partir de testes utilizando blendagem de espumantes (NGOROMA et al. 2013).

Chipfunhu et al. (2019), avaliaram a performance de 3 novos espumantes na flotação de minerais sulfetados. Uma nova gama de formulações de espumantes foi desenvolvida pela BASF, sendo 3 blendas, onde foram utilizados alguns constituintes em cada uma delas, dentre eles estão, álcoois alifáticos, ésteres alquílicos, éteres alquílicos, aldeídos alifáticos e acetais alifáticos. Essas formulações demonstraram a capacidade de fornecer melhorias no grau e recuperação valiosa aprimorada em misturas sintéticas de sulfeto/quartzo, quando comparadas com espumantes comumente usados, como MIBC em concentrações comparáveis.

Shobhana et al. (2014), investigaram a tensão superficial de uma blendagem em várias concentrações de espumantes fracos e poderosos, como metil isobutil carbinol (MIBC) e polietilenoglicol-600 (PEG) em várias concentrações. Estudos de flotação de finos de carvão da parte oriental da Índia foram realizados com os dois tipos de espumantes acima e suas misturas. Os testes mostraram que a utilização da blenda de espumantes MBIC e PEG na flotação de carvão, aumenta a atividade espumante.

Essas investigações destacam a necessidade de explorar reagentes e métodos que possam aprimorar o desempenho da flotação, com o objetivo de aumentar a eficiência do processo. A busca por soluções inovadoras e eficazes é fundamental para maximizar a recuperação de minerais de interesse e minimizar a presença de impurezas, contribuindo para a otimização da operação e a obtenção de produtos finais de alta qualidade.

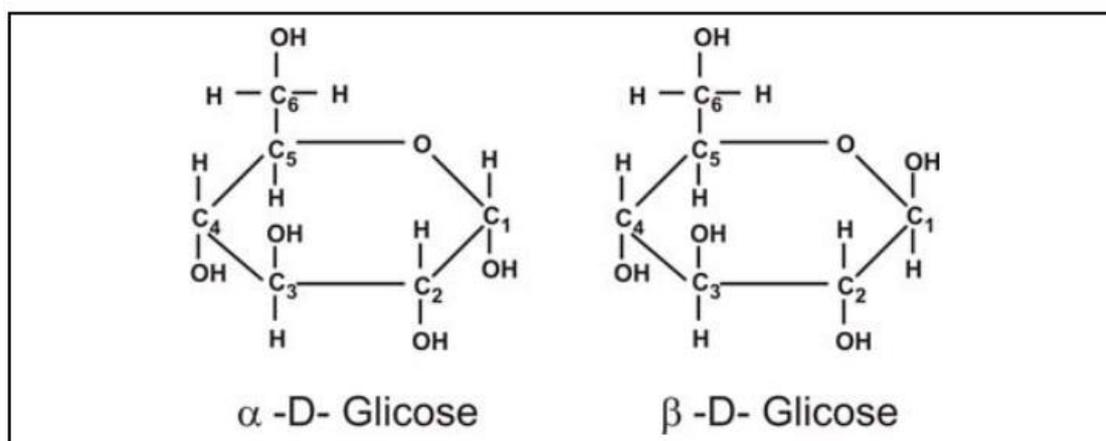
2.12 Polissacarídeos amiláceos

Os polissacarídeos são substâncias orgânicas de origem natural que podem ser encontradas em várias fontes vegetais, como milho, batata, arroz, trigo, mandioca, feijão, entre outros. Essas macromoléculas são formadas por meio da polimerização da glicose e subsequente perda de água, resultando em estruturas complexas e de elevado peso molecular. Devido à alta concentração de grupos polares hidrofílicos presentes nas macromoléculas dos polissacarídeos, essas substâncias têm a capacidade de atrair e interagir

fortemente com as moléculas de água na superfície do mineral. Essa interação impede a hidrofobização da superfície mineral e, conseqüentemente, inibe a flotação do mineral durante o processo de concentração (BALTAR, 2008).

A α -D-glicose e a β -D-glicose são dois tipos de monômeros de glicose que apresentam diferenças em relação à orientação dos grupos hidroxila ligados aos átomos de carbono C1 (Figura 4) (NUNES; PERES, 2011).

Figura 4 - Estruturas cíclicas da molécula de glicose.

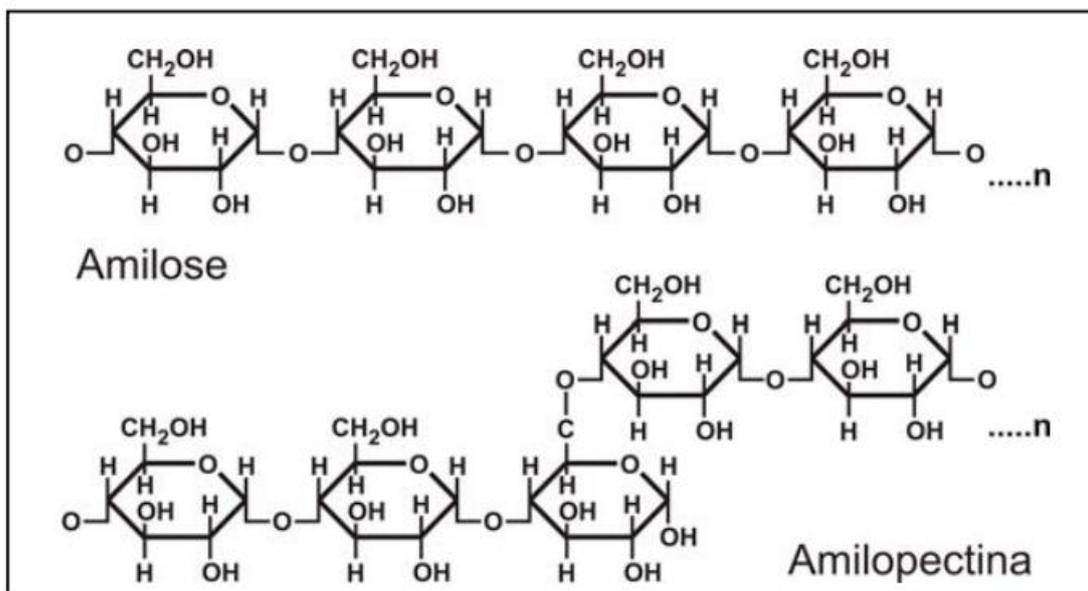


Fonte: Nunes; Peres 2011.

O amido é um polissacarídeo que merece atenção por ser utilizado na indústria mineral brasileira como depressor na flotação. Amplamente encontrado na natureza, o amido está presente em todos os componentes de vegetais de folhas verdes, como raízes, caules, sementes e frutas. Sua disponibilidade é abundante na natureza. É uma matéria-prima renovável, biodegradável e não tóxica (CEREDA, 2001).

A maioria dos amidos é composta por dois compostos com composição química semelhante, mas com estruturas de cadeia distintas. Esses compostos são a amilose e a amilopectina. A amilose é um polímero linear, onde as unidades de D-glicose se ligam através de ligações α -1,4 glicosídicas. Já a amilopectina é um polímero ramificado, onde as ramificações se unem à cadeia principal por meio de ligações α -1,6 glicosídicas (LUZ et al. 2010).

Figura 5 - Estruturas da amilose e da amilopectina.



Fonte: Nunes; Peres 2011.

A presença de vários grupos -OH e o alto peso molecular da amilose e da amilopectina são os principais responsáveis pela capacidade de depressão do amido. Além disso, existem outros constituintes presentes, como proteínas, óleos, fibras, minerais e umidade, cuja contribuição para o efeito depressor do amido ainda não é completamente compreendida. A relação entre amilopectina e amilose, que geralmente é de cerca de 3:1 nos amidos de milho amarelo, não costuma influenciar significativamente no desempenho ou na escolha do tipo de amido como depressor (NUNES; PERES, 2011).

No Brasil, o amido é amplamente utilizado como depressor de ganga na flotação de fosfatos de origem ígnea. Sua popularidade se deve não apenas ao seu custo relativamente baixo, mas também ao seu desempenho superior em comparação a outros polissacarídeos, como goma guar, taninos, etilcelulose e carboximetilcelulose (GUIMARÃES et al. 2005). Estes fatos justificam os diversos trabalhos realizados acerca deste polissacarídeo, objetivando estudos mais aprofundados acerca de seu comportamento como depressor na flotação.

Silva et al. (2009), estudaram as propriedades físico-químicas do amido de milho como depressor na hidrofobicidade do mineral apatita. O Controle da interação sinérgica de moléculas de amido com os óleos em estudo, dentro dos níveis de concentrações testados, indicou que o amido se adsorveu na apatita em todas as concentrações

Santos e Matiolo (2022), estudaram a concentração de apatita em amostras de minério de fosfato de origem ígnea. Utilizando um coletor a base de ácido graxo e o amido de milho gelatinizado como depressor em ensaios de bancada, obtiveram elevados teores de P_2O_5 entre 37,2% e 38,3%, o que afirma a eficiência do amido de milho como depressor.

Bai et al. (2019), investigou o uso de amido solúvel como depressor da hematita durante a separação por flotação da apatita. Os resultados indicaram que a interação química entre a hematita e o amido solúvel estava presente favorecendo a ligação da hidroxila, enquanto ocorria a adsorção física das moléculas de amido solúvel com a apatita. Os resultados dos estudos de microflotação sugeriram o amido solúvel como um depressor seletivo da hematita.

Albuquerque et al. (2012), pesquisou a flotação direta em escala piloto de um minério de fosfato com ganga de sílico-carbonatada, utilizando amido de milho como depressor, e, um coletor natural, extraído da destilação do óleo de coco. Os testes se mostraram eficazes para a separação entre apatita e os contaminantes calcita e silicatos, presentes no minério de fosfato de origem ígnea. Já o amido de milho foi considerado um excelente depressor seletivo para os minerais de ganga.

2.13 Equipamentos de flotação

Segundo Peres e Chaves (2010) a separabilidade dinâmica é uma das condições básicas para a flotação e inclui a utilização de um equipamento que apresenta desempenho metalúrgico e capacidade adequados à realidade industrial.

Para que um processo de flotação tenha alta seletividade e recuperação, uma circunstância favorável de fatores físico-químicos e hidrodinâmicos é necessária. Físico-química está relacionada às características tecnológicas e mineralógicas do minério, origem e dosagem dos reagentes, qualidade da água e pH da suspensão. Já os fatores hidrodinâmicos estão associados com as células de flotação (mecânica, pneumática e coluna), geometria e condições operacionais. São as condições hidrodinâmicas que governam o desempenho

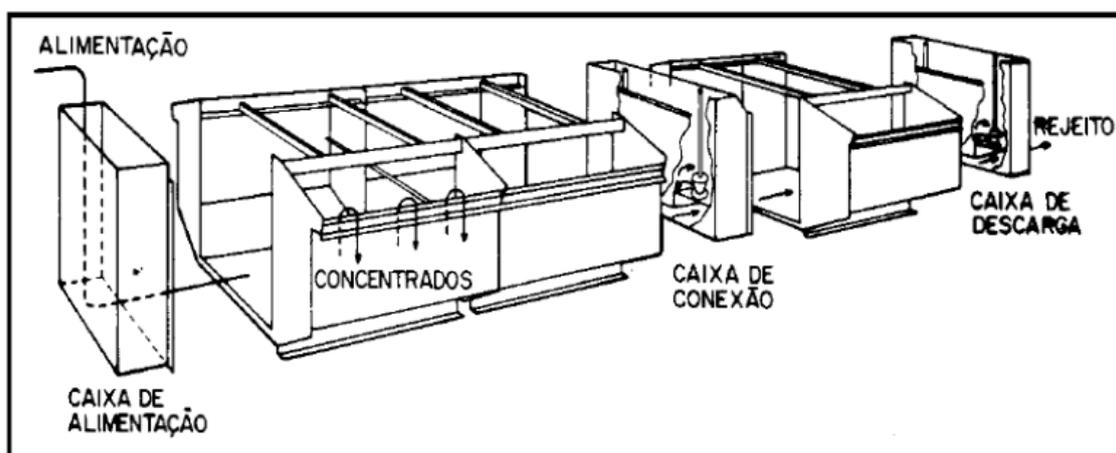
do processo, uma vez que os fatores físico-químicos estejam ajustados (LIMA, 2009).

2.13.1 Células mecânicas

As células mecânicas foram os primeiros equipamentos desenvolvidos para uso no processo de concentração de minérios por flotação. Segundo Ribeiro (2015), esses equipamentos são compostos por dois componentes principais: a célula e a máquina de flotação.

Os tanques, conhecidos como células, são projetados para receber continuamente a alimentação do processo de flotação por uma entrada lateral e descarregá-la pelo lado oposto. Geralmente, são utilizados em conjunto de duas ou mais células. Em um dos extremos do conjunto, há um compartimento de alimentação, enquanto na extremidade oposta, há um compartimento de descarga, conforme mostra a Figura 6. A espuma formada durante o processo de flotação é removida pela parte frontal da célula, enquanto o material deprimido é arrastado pela corrente aquosa e retirado pelo fundo da célula. Na sequência, o material segue para a próxima célula, e, por fim, é descarregado pela caixa de descarga. Dessa forma, segundo Chaves et al. (2010), ocorrem dois fluxos distintos: um de material deprimido e outro de espuma.

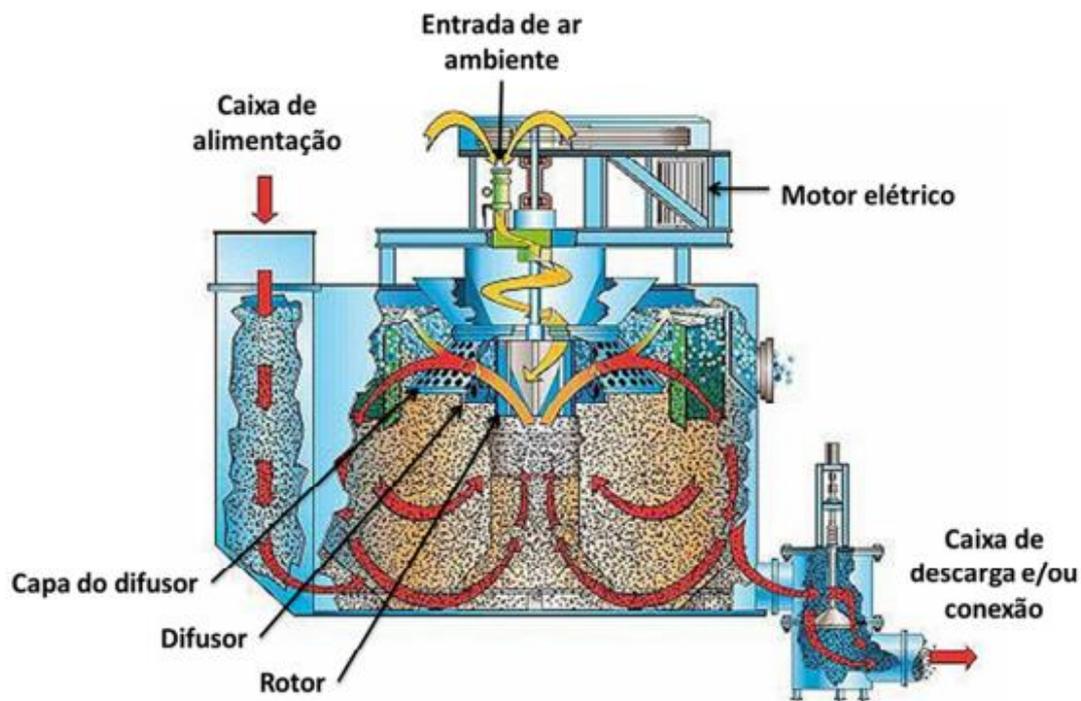
Figura 6 - Arranjo de células de flotação.



Fonte: Chaves et al. (2010).

O equipamento de flotação, conhecido como máquina de flotação, é instalado no interior da célula. Consiste em um rotor localizado no fundo da célula, suspenso e acionado por um eixo. O rotor é responsável por fornecer a energia mecânica necessária para manter a polpa em suspensão. O conjunto da máquina de flotação possui um acionamento externo, onde geralmente gira o eixo, no interior de um tubo, que se estende além do nível da polpa, escapando para a atmosfera. O movimento rotacional do rotor cria uma pressão negativa no interior da polpa, o que permite a aspiração de ar através do tubo pelo qual o eixo gira. Em muitos casos, essa aspiração de ar é suficiente para o processo de flotação. No entanto, em algumas situações, opta-se por injetar ar comprimido (ou outro gás) diretamente na célula, proporcionando um controle adicional sobre essa variável (Figura 7) (CHAVES et al. 2010).

Figura 7 - Representação esquemática da célula Wemco.



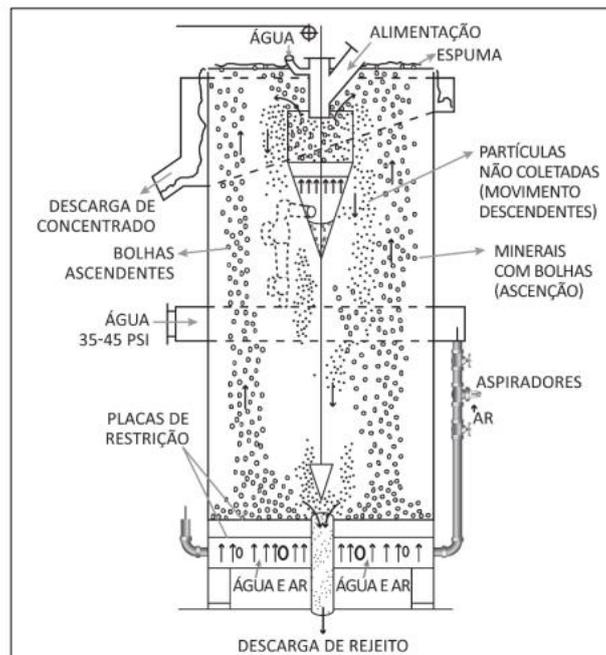
Fonte: Ribeiro (2015).

2.13.2 Células pneumáticas

Segundo Chaves et al. (2010), as células pneumáticas são vantajosas por não possuírem peças móveis. Nesse tipo de célula, o ar é introduzido por meio de um aerador, que pode ser um tubo ou placa porosa construídos de materiais

como bronze, vidro ou sinterizado, resultando em canais com diâmetros controlados. A célula em si é um tanque, podendo ter formato cilíndrico ou quadrado, onde ocorre a separação do mineral de interesse da ganga (Figura 8).

Figura 8 - Célula de flotação pneumática Flotaire®



Fonte: Chaves et al. (2010).

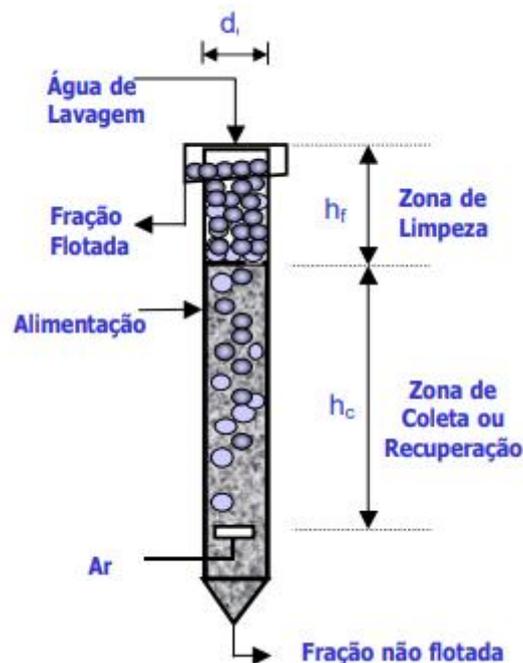
A diferença operacional entre a célula pneumática e a célula mecânica reside no processo de aeração. Na célula pneumática, a aeração ocorre antes da entrada da polpa no equipamento, enquanto na célula mecânica, um rotor interno é responsável pela aeração. Na célula pneumática, o contato entre as bolhas de ar e as partículas é bastante intenso devido à velocidade com que as partículas percorrem o aerador. Geralmente, esse sistema funciona por autoaspiração, dispensando a necessidade de compressores para fornecer ar. Outra diferença notável é o curto tempo de residência das partículas na célula pneumática, que é menor do que nas células mecânicas (SILVA et al. 2015).

2.13.3 Colunas de flotação

O funcionamento das colunas de flotação (Figura 9), consiste na alimentação de polpa a aproximadamente dois terços da altura, a partir de sua base, enquanto o ar é injetado na parte inferior. Isto provoca um fluxo contra a

corrente das bolhas de ar em sentido ascendente com a polpa em sentido contrário. A região da coluna onde as bolhas de ar entram em contato com as partículas de sólido é nomeada Zona de Coleta. As bolhas carregadas seguem o fluxo ascendente e ficam acumuladas na parte superior da coluna formando uma camada de espuma conhecida como Zona de Limpeza. A existência dessa camada é necessária, pois traz estabilidade para as bolhas, evitando que elas estourem antes de serem retiradas nas calhas de rejeito. A polpa concentrada segue o fluxo ascendente e escoa pelo tubo de underflow. Nesta tubulação está instalada a válvula responsável pelo controle de espessura da camada de espuma (RIBEIRO, 2015).

Figura 9 - Esquema básico de uma coluna de flotação.



Fonte: Aquino et al. (2004).

Segundo Aquino et al. (2004), a coluna de flotação difere da célula mecânica convencional em quatro aspectos básicos:

- Geometria (maior relação altura/diâmetro);
- Existência da água de lavagem;
- Ausência de agitação mecânica;
- Sistema de geração de bolhas.

3 MATERIAL E MÉTODOS

O trabalho abrangeu, além do ensaio de flotação, a preparação e caracterização das amostras de minério fosfático sílico-carbonatado, provenientes do Município de Patrocínio (MG). Todos os procedimentos experimentais foram realizados no laboratório de Tratamento de Minérios do Centro Federal de Educação Tecnologia de Minas Gerais (CEFET-MG, Campus Araxá), com exceção das análises de Difração e Fluorescência de raios-x. As análises mineralógicas via Difração de Raios-X (DRX) foram conduzidas no Laboratório de Engenharia Química da Universidade Federal do Espírito Santo – UFES, no Município de Alegre.

3.1 Materiais

Para realização da pesquisa foi empregado o minério fosfático, proveniente de Patrocínio (MG).

Os polissacarídeos utilizados como depressores, tanto na forma individual, como na forma de blendas, foram o amido de milho comercial (A1), usado com frequência no processo de flotação pelas empresas mineradoras de fosfato e um resíduo amiláceo, proveniente de polpa de batata (A2), gerado por uma grande empresa do setor alimentício, localizada na região do Alto Paranaíba. As principais características destes polissacarídeos são mostradas na tabela 3.

Para gelatinizar os amidos e saponificar do coletor, foi utilizado o hidróxido de sódio PA, micropérolas, da empresa Synth, na concentração de 10% (m/v). Para controlar o pH da mistura durante o processo de flotação, foi utilizada uma solução a 1M de hidróxido de sódio. Como agente coletor, foram utilizados dois óleos comerciais na concentração de 2,5% (v/v). Foram eles: Atrac 2600 e Flotigam 5806, fornecidos pela Nouryon Surface Chemistry AB e Clariant, respectivamente.

Tabela 3 - Caracterização química dos polissacarídeos.

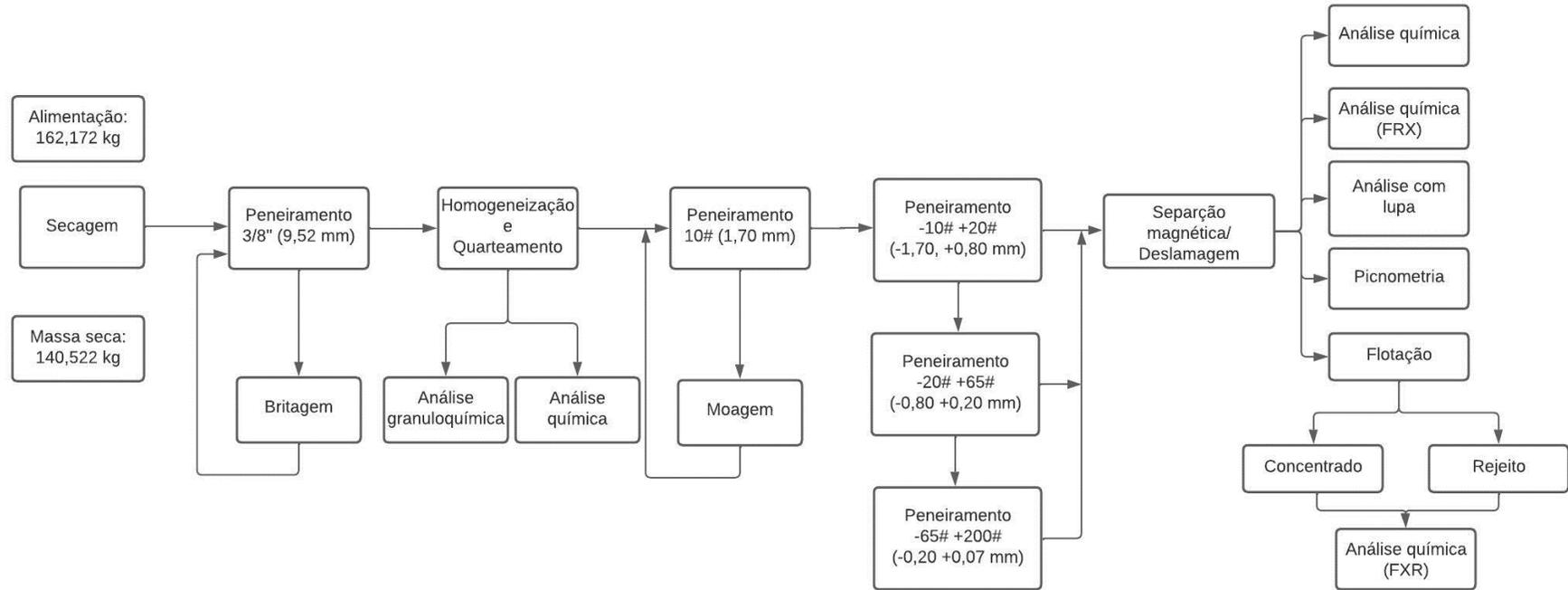
Características	Amido de batata	Amido de milho
Carboidrato (%)	84,82	79,09
Amilose (%)	23,09	22,07
Amilopectina (%)	76,91	77,93
Fibras (%)	3,72	0,42
Proteínas (%)	1,64	5,64
Lipídeos (%)	0,1	1,96
Cinza (%)	>0,37	0,67
Temperatura de pasta (°C)	73,92	75,05
Viscosidade máxima (RVU)	492,12	803,47

Fonte: autoria própria.

3.2 Procedimentos metodológicos

Para melhor entendimento das etapas referentes à preparação das amostras, bem como dos ensaios de flotação propostos, a figura 10 mostra um fluxograma das etapas as quais o minério fosfático sílico-carbonatado foi submetido.

Figura 10 - Fluxograma da etapa de preparação do minério.



Fonte: Autoria própria.

3.2.1 Preparação das amostras

Inicialmente o minério foi submetido a pesagem e secagem em estufa a 100 °C por aproximadamente 36 h. O tempo de secagem foi superior a 24 h, uma vez que a amostra foi coletada em período chuvoso, estando assim extremamente úmida e com formação de grumos. Após a etapa de secagem a determinação de suas umidades em base seca, foram providenciadas, conforme mostra a equação I.

$$UBS = \frac{(Massa\ úmida - Massa\ seca)}{Massa\ seca} \times 100 \quad \text{Eq. I}$$

Na sequência, o minério foi peneirado na malha de 3/8" (9,52 mm), uma vez que a abertura na posição aberta (APA) do britador é de 1/2" (12,7 mm). Outro motivo para escolha da malha, é que a peneira com abertura mais próxima da APA, existente no Laboratório de Tratamento de Minérios, é a de 3/8". O minério retido na peneira foi britado, e, o passante, armazenado. Na sequência, o produto da britagem foi novamente peneirado na malha de 3/8", sendo o material retido, fragmentado no gral (almofariz) com pistilo até que se tornasse menor que 3/8". A Figura 11 mostra o minério antes e após a britagem, bem com o britador utilizado no processo.

Figura 11 - (a) Minério antes da britagem, (b) Minério após britagem, (c) Britador de Mandíbulas



Fonte: Carneiro (2022).

O material passante nos peneiramentos com malha de 3/8" foi homogeneizado, formando uma pilha cônica, com ajuda de uma enxada, onde seis ciclos foram realizados. Na sequência, o quarteamento, formando uma pilha alongada com tamanho inicial de 4 m, foi realizado. Cerca de 10% do

comprimento da pilha foi removido de cada lado, e, retomado. Em seguida, dois cortes foram realizados na pilha, obtendo-se cerca de 3 kg de material, formando uma segunda pilha alongada de 1 m de comprimento. Da mesma forma, 10% do seu comprimento foi retirado em cada extremidade da pilha, e, retomado, para que alíquotas de 500 g fossem retiradas para realização de análise granuloquímica e química (Figura 12).

Figura 12 - Homogeneização e Quarteamento (a) Pilha cônica; (b) Pilha alongada de 4 m; (c) Pilha alongada de 1 m.



Fonte: Carneiro (2022).

Com o objetivo de separar as partículas da amostra que já se encontravam na faixa de granulometria ideal, estabelecida por El-Midany (2004), referência literária do trabalho conduzido por Carneiro (2022), foi realizado o peneiramento na peneira de 10# (1,70 mm) de abertura. O material retido foi moído no moinho de bolas por 3 min (Figura 13) empregando o método de moagem a seco. Aproximadamente 30 kg de minério, com um fator de enchimento de 50% e com 60% da velocidade crítica (56 rpm), foi utilizado.

Figura 13 - Moinho de bolas.



Fonte: Carneiro (2022).

Após cada moagem realizou-se o escalpe do material moído em uma peneira de malha 10# (1,7 mm). Todo o material retido foi moído novamente e o passante foi armazenado em sacos plásticos. Mesmo após a repetição dessa operação, algumas partículas não foram totalmente fragmentadas pelo moinho de bolas, sendo armazenadas em sacos plásticos.

Em seguida, todo o minério inferior a 1,70 mm foi peneirado para obtenção de 3 produtos, -10# +20# (-1,70 mm +0,84 mm), -20# +65# (-0,84 mm +0,209 mm) e -65# +200# (-0,209 mm +0,0075 mm) (Figura 14).

Figura 14 - (a) Minério na faixa -10#+20# (-1,70 mm +0,84 mm), (b) Minério na faixa -20#+65# (-0,84 mm +0,209 mm), (c) Minério na faixa -65#+200# (-0,209 mm +0,0075 mm).

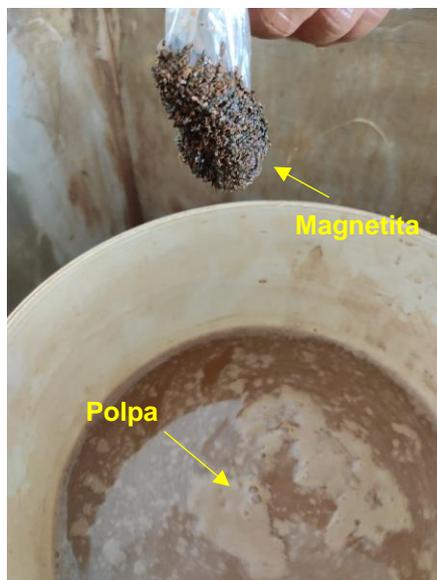


Fonte: Carneiro (2022).

Posteriormente, a separação magnética foi realizada com o auxílio de um ímã de mão e a úmido, com o objetivo de atrair o material ferromagnético, a

magnetita. Em cada etapa foi empregado 30% de sólidos e 5 kg de minério, com 12 L de água (Figura 15).

Figura 15 - Separação magnética com imã de mão.



Fonte: Carneiro (2022).

Em seguida o material foi submetido a deslamagem para remoção de partículas finas, uma vez que essas podem ser prejudiciais ao processo de flotação, pois recobrem a superfície das partículas minerais, fenômeno este conhecido como *slime coating*, que impede a eficiência dos reagentes, além de aumentar os custos devido ao seu alto consumo.

Para deslamar as diferentes frações granulométricas (-10# +20# (-1,70 mm +0,84 mm), -20# +65# (-0,84 mm +0,209 mm) e -65# +200# (-0,209 mm +0,0075 mm)), utilizou-se a malha inferior da correspondente faixa granulométrica (20# (0,84 mm), 65# (0,209 mm) e 200# (0,0075 mm)) e sob volume constante de água a lama foi sendo removida. O material retido foi levado a estufa a 100 °C, durante 24 h.

3.2.2 Caracterização das amostras de minério

Nesta etapa são descritas as técnicas utilizadas para a caracterização das amostras

3.2.2.1 Análise granulométrica e química

Após a realização da britagem da amostra para redução do tamanho das partículas e facilitar a homogeneização e quarteamento, uma porção de aproximadamente 3 kg foi enviada para análise química e granulométrica. Para a granulometria, a amostra foi peneirada a úmido em diferentes malhas, sendo a massa retida em cada peneira, pulverizada e analisada por fluorescência de raios-x, para determinação da presença e quantidade de elementos (óxidos) presentes. A técnica utilizada foi excitação das amostras por um feixe de raios X e a quantificação da energia emitida pela sua superfície (OLIVEIRA; ALCOVER NETO, 2017). O objetivo foi determinar qualitativa e quantitativamente os elementos presentes nas amostras. Para o teste de Fluorescência de Raios-X, uma pastilha foi produzida a partir de 0,5 g de amostra fundida com tetraborato de sódio e iodeto de potássio como fundentes.

A alimentação dos testes de flotação, bem como os concentrados e rejeitos produzidos, também foram pulverizados e analisados por Fluorescência de raios-x.

3.2.2.2 Picnometria

Para determinar a densidade real dos sólidos, adotou-se o método de picnometria, seguindo a metodologia descrita por Sampaio e Silva (2007). Inicialmente, pesou-se o picnômetro vazio, limpo e seco (A1). Na sequência, encheu-se o picnômetro com água até transbordar, eliminando-se a água excedente da parte externa, seguido da pesagem do conjunto (A4). Após a secagem interna do picnômetro, a amostra de minério foi inserida em seu interior e o conjunto (A2) foi pesado novamente. Por fim, o picnômetro foi preenchido com água até o topo e pesado novamente (A3). Os valores obtidos foram inseridos na equação II para determinar a densidade dos sólidos.

$$ds = \frac{A2-A1}{(A4+A2)-(A1+A3)} \quad \text{Eq. II}$$

3.2.2.3 Análise mineralógica

Para a realização dos testes de flotação, foi utilizado o minério na faixa granulométrica -65# +200# (-0,209 mm +0,074 mm), que representava cerca de 30% da amostra britada. Pois, segundo Coutinho (2016), as partículas de apatita presentes no minério fosfático sílico-carbonatado, já se encontram liberadas na malha abaixo de 65# (0,0209 mm).

Foram realizadas análises no Laboratório de Mineralogia e Petrografia do CEFET/MG, unidade Araxá, utilizando-se um estereomicroscópio com o objetivo de determinar a mineralogia da fração granulométrica utilizada nos testes (-65# +200# (-0,209 mm +0,074 mm)). Para identificação dos minerais presentes nas amostras, foi realizado o ensaio de difração de raios-x (DRX) no Laboratório de Engenharia Química do Departamento de Engenharia Rural, da Universidade Federal do Espírito Santo – UFES, no Município de Alegre. Foi utilizado o software Match, versão 3.13, da Crystal impact, para analisar a composição mineralógica do minério.

As amostras foram pulverizadas em almofariz e pistilo de ágata até atingir a granulometria abaixo de 200# (0,074 mm). Os picos difratados foram avaliados em um difratograma que apresenta a intensidade dos picos em função do ângulo 2θ , variando entre 20 e 40° (2θ), com passo de 0,02 e taxa de varredura de 2 θ /min.

3.2.3 Ensaio de flotação

A metodologia utilizada neste processo, desde a preparação dos reagentes até a etapa de flotação, foi baseada nos estudos conduzidos por Santos (2017), Coutinho (2016) e Carneiro (2018), na Unidade Araxá do CEFET/MG, bem como nas práticas padrão adotadas em testes industriais.

3.2.3.1 Preparação dos reagentes

Foram utilizados diferentes reagentes para realizar os testes de flotação do minério fosfático, incluindo coletores aniônicos, depressores e reguladores de pH. Os reagentes utilizados ao longo dos testes de flotação foram:

- Coletor aniônico: mistura de ácidos graxos (Flotigan 5806 – Clariant).
- Coletor aniônico: mistura de surfactantes aniônicos (Atrac 2600 – Nouryon);
- Depressor: amido A1 (milho) atualmente utilizado na indústria mineral e o A2, proveniente de resíduo amiláceo (batata) produzido pela indústria alimentícia.
- Regulador de pH: hidróxido de sódio (NaOH) (concentração 10% m/v) previamente preparado em laboratório.

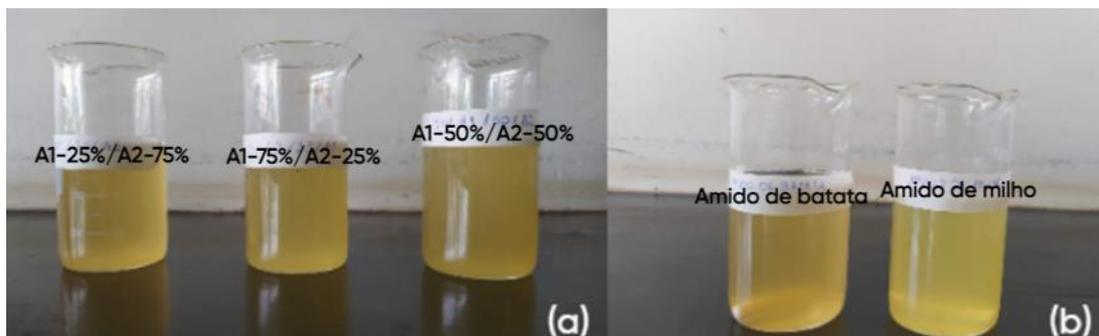
3.2.3.2 Gelatinização dos amidos

Foram empregados dois amidos como depressores de forma isolada, além de três blendas que combinavam esses amidos em proporções distintas. Estas proporções foram selecionadas com base na produção de blendas para formação de filmes e biofilmes para embalagens plásticas flexíveis. O objetivo foi avaliar a influência de cada tipo de amido no processo de flotação, a partir da utilização de massas iguais de ambos os polissacarídeos. São elas:

- Blenda 1: 50% do amido A1 e 50% do amido A2;
- Blenda 2: 75% do amido A1 e 25% do amido A2;
- Blenda 3: 25% do amido A1 e 75% do amido A2.

Para preparar as blendas, a partir dos depressores, foram utilizados 5 g dos amidos, 45 g de água e 12,5 g de NaOH (10% m/v). Na sequência, o amido, a água e o NaOH foram misturados sob agitação durante 10 min, em um agitador mecânico com velocidade de 500 rpm. Após esse tempo, acrescentou-se 104,16 g de água destilada para diluição, sendo a 2ª agitação da mistura, realizada por mais 10 min, a fim de se obter uma solução homogênea e livre de grumos. A concentração escolhida foi de 3%, sendo a relação amido-soda, de 4:1 e a dosagem utilizada foi de 300 g/t. A figura 16 mostra os depressores utilizados nos testes de flotação.

Figura 16 - Depressores utilizados nos testes de flotação (a) Blendas (b) Amido de batata e amido de milho gelatinizados.



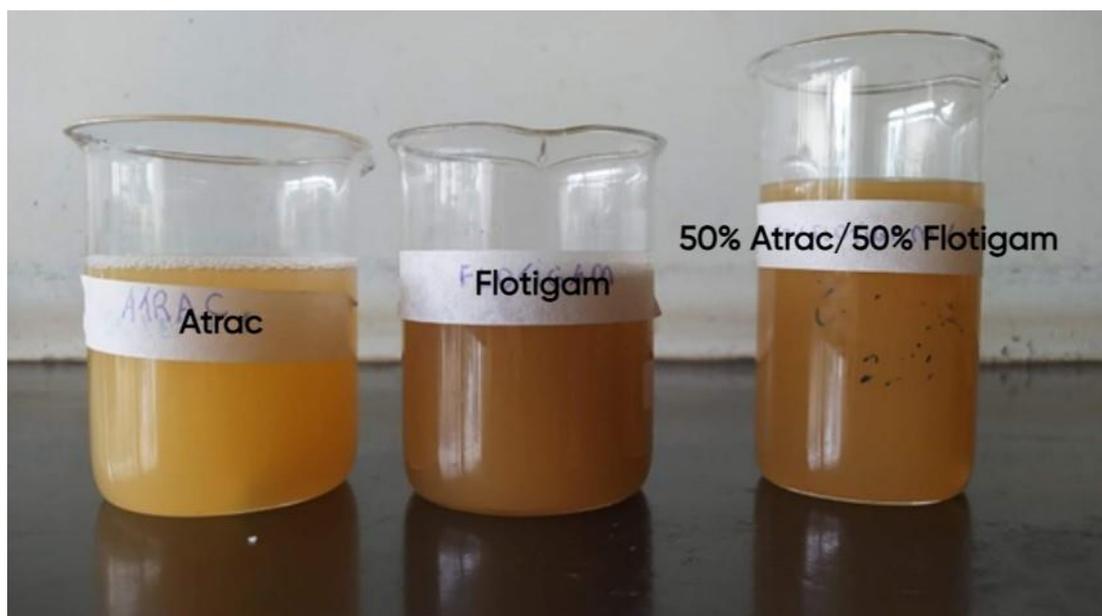
Fonte: autoria própria.

3.2.3.3 Saponificação do coletor

Na preparação dos coletores, utilizaram-se 5 g de óleo; 7,85 g de água e 7,15 g de NaOH (10% m/v), com concentração de 10%. Na sequência, a mistura contendo óleo, água e hidróxido de sódio, foi agitada durante 10 min em um agitador magnético com rotação de 500 rpm. Após esse período, adicionou-se o restante da água de diluição.

As soluções dos coletores preparados tiveram concentração de óleo de 2,5% e uma relação óleo-soda de 7:1. A dosagem utilizada para o coletor foi de 500 g/ton. A figura 17 mostra os coletores utilizados nos testes.

Figura 17 - Coletores utilizados nos testes de flotação.



Fonte: autoria própria.

3.2.3.4 Condicionamento e flotação

Para garantir a interação dos reagentes com as partículas minerais, foi realizado o condicionamento da polpa. Inicialmente, o minério e a água de condicionamento foram adicionados à cuba, seguido pelo acionamento do rotor. O depressor foi adicionado e o condicionamento foi realizado durante 5 min. Logo após, o coletor foi adicionado e o condicionamento continuou por mais 5 min. A água para a flotação foi introduzida na polpa e a válvula de injeção de ar foi aberta. Durante todo o processo de condicionamento, até a adição de água para a flotação, o pH 9,5 foi monitorado e ajustado por pHmetro da marca Hanna modelo Edge.

A espuma foi raspada enquanto as bolhas se apresentavam mineralizadas e em grande quantidade. No final de cada teste, os concentrados e rejeitos foram levados à estufa a 100 °C onde permaneceram durante 24 h e posteriormente pesados.

Foi utilizada para os testes de flotação a célula C.D.C com cuba de volume 1200 mL e rotor a uma velocidade de 1100 rpm (Figura 18).

Figura 18 - Célula de flotação C.D.C.



Fonte: autoria própria.

3.2.3.5 Determinação das recuperações metalúrgica e mássica, balanço metalúrgico e razão de enriquecimento

Para analisar os resultados dos testes de flotação, foram aplicadas as fórmulas de recuperação mássica, recuperação metalúrgica, balanço metalúrgico e razão de enriquecimento, representadas pelas equações III, IV, V e VI, respectivamente. A recuperação mássica foi calculada utilizando as massas do concentrado e da alimentação, considerando as perdas durante as realizações de cada teste, conforme a seguinte equação III.

$$R_{m\acute{a}s} = \frac{C}{A} \times 100 \quad \text{Eq. III}$$

Onde:

$R_{m\acute{a}s}$: recuperação mássica (%)

C: massa do concentrado (g)

A: massa da alimentação (g)

Utilizando a massa de concentrado e alimentação, bem como seus respectivos teores, foi possível calcular a recuperação metalúrgica de cada teste (Equação IV)

$$R_{met} = \frac{C_c}{A_a} \times 100 \quad \text{Eq. IV}$$

Onde:

R_{met} : recuperação metalúrgica (%)

C_c : teor de P_2O_5 no concentrado (%)

A_a : teor de P_2O_5 na alimentação (%)

Para determinar os teores de P_2O_5 nos rejeitos obtidos em cada teste, foi utilizada a equação V de balanço metalúrgico, uma vez que todas as outras informações necessárias eram conhecidas

$$Aa = Cc + Rr \quad \text{Eq. V}$$

Onde:

- A: massa da alimentação (g)
- a: teor de P₂O₅ da alimentação (%)
- C: massa do concentrado (g)
- c: teor de P₂O₅ do concentrado (%)
- R: massa do rejeito (g)
- r: teor de P₂O₅ do rejeito (%)

Para calcular a razão de enriquecimento nos testes de flotação realizados, que representa a quantidade em que o teor de P₂O₅ foi aumentado em relação ao teor de alimentação, foi aplicada a equação VI.

$$Re = \frac{c}{a} \quad \text{Eq. VI}$$

Onde:

- a: teor de P₂O₅ da alimentação (%)
- c: teor de P₂O₅ do concentrado (%)

3.2.3.6 Ensaios de flotação exploratórios

Para avaliar o efeito dos coletores no minério sem a utilização da blenda depressora, foram realizados 4 (quatro) ensaios em duplicata, onde foi analisado o efeito dos coletores para cada um dos depressores.

Após a realização dos testes, procedeu-se a uma análise estatística por meio da aplicação do método ANOVA, em conjunto com o método de Tukey, permitindo a comparação entre todas as médias em pares. Este método não apenas fornece intervalos de confiança ajustados para cada par de médias, mas também determina a significância estatística das diferenças identificadas. A abordagem utilizada foi a de um fator, com um nível de confiança de 95% e intervalo de confiança bilateral, a fim de analisar as médias das recuperações metalúrgicas. A tabela 4 mostra as os fatores analisados.

Tabela 4 - Análise ANOVA.

Fator	Coletor	Depressor
A	Flotigam	A1
B	Flotigam	A2
C	Atrac	A1
D	Atrac	A2
E	Flotigam	A1
F	Atrac	A1
G	Flotigam	A2
H	Atrac	A2

Fonte: autoria própria.

3.2.3.7 Planejamento fatorial dos testes de flotação

As variáveis de estudos foram o tipo de coletor e a concentração das blendas utilizadas como depressoress. Para garantir a reprodutibilidade dos testes, foi adotado o planejamento fatorial de experimentos com ponto central. Nesse sentido, foi realizado um planejamento 2^2 com um total de 3 (três) pontos centrais, resultando em 7 (sete) ensaios de flotação.

A tabela 5 apresenta a sequência dos ensaios realizados pelo Minitab. Para o coletor o nível -1 representa o Flotigam 5806, enquanto o nível 1 o Atrac 2600. Em relação ao depressor o nível -1 representa blenda composta por 25% do amido A1 e 75% do amido A2, e o nível +1, reflete a blenda composta por 75% do amido A1 e 25% amido A2. Enquanto o ponto central, nível 0 corresponde a blenda de 50% do amido A1 e 50% do amido A2, e a blenda entre os coletores Flotigam 5806 e Atrac 2600 50%/50%. Para avaliação dos resultados utilizou-se o software Minitab® 18.1.

Tabela 5 - Sequência de ensaios realizados no Minitab.

Ordem Ensaio	Coletor	Depressor
1	-1	-1
2	1	-1
3	-1	1
4	1	1
5	0	0
6	0	0
7	0	0

Fonte: autoria própria.

4 RESULTADO E DISCUSSÕES

Neste capítulo serão apresentados os resultados da caracterização e concentração da amostra.

4.1 Secagem

Antes de sua preparação, o minério foi pesado, resultando em uma massa total de aproximadamente 162,17 kg. Após o processo de secagem, a massa encontrada foi de cerca de 140,55 kg, devido à evaporação da água, que representava aproximadamente 21,62 kg. O cálculo da umidade em base seca, utilizando a Equação I, resultou em cerca de 15,38%, um valor considerado padrão na indústria de mineração de fosfato. Enquanto a base úmida foi de 13,33%.

4.2 Análise Química e Granuloquímica do Run of Mine (ROM)

Com o objetivo de confirmar a elevada presença de carbonatos na amostra de minério utilizada, bem como identificar quaisquer preferências de concentração em diferentes faixas granulométricas, foram realizadas a análise química abrangente da amostra como um todo e a análise granulométrica.

A análise química do minério de fosfato britado, apresentou teores de 9,96% de P_2O_5 , 20,79% de CaO e 9,43% de MgO. A relação CaO/ P_2O_5 calculada foi de 2,09 (Tabela 6). Segundo Oliveira (2007), estes resultados sugerem que o teor de MgO e a relação CaO/ P_2O_5 ultrapassam os limites estabelecidos pela indústria de fertilizantes, que adotam valores inferiores a 1% e 1,6, respectivamente. Portanto, pode-se inferir que o minério utilizado no estudo é rico em carbonatos, como calcita e dolomita (CARNEIRO, 2022). Foi possível validar a classificação do minério como sílico-carbonatado, conforme estabelecido por Grasso (2015). De acordo com essa classificação, o minério sílico-carbonatado é caracterizado por apresentar um teor de P_2O_5 superior a 5%, MgO superior a 6%, e uma relação CaO/ P_2O_5 igual ou superior a 1,6.

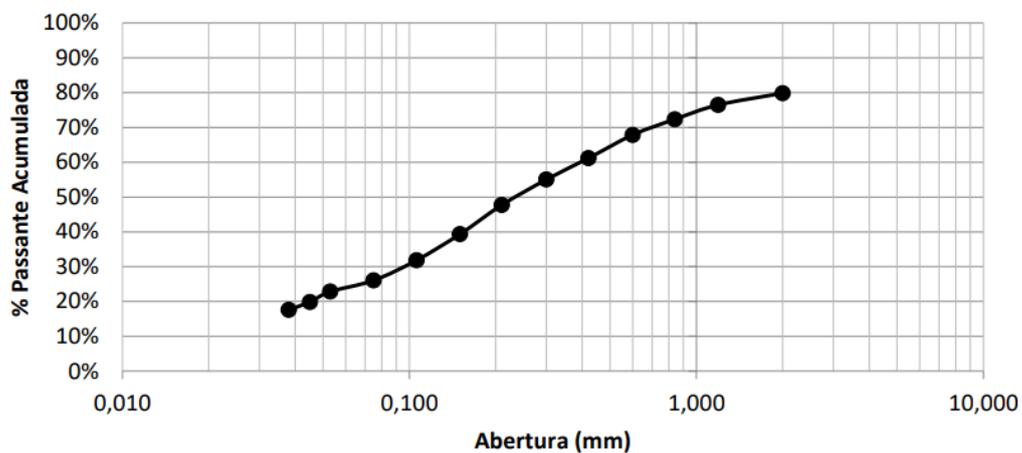
Tabela 6 - Análise química da amostra global de minério fosfático.

Óxido	Teor
P ₂ O ₅	9,96
CaO	20,79
Fe ₂ O ₃	18,23
SiO ₂	23,48
Al ₂ O ₃	2,4
MgO	9,43
BaSO ₄	<0,10
TiO ₂	5,8
BaO	0,18
Nb ₂ O ₅	0,22
CeO ₂	-
CaO/P ₂ O ₅	2,09

Fonte: Carneiro (2022)

Após completar o peneiramento a úmido da amostra, com as massas retidas em cada peneira, a análise granulométrica foi realizada. A representação gráfica da curva granulométrica resultante está representada na Figura 19.

Figura 19 - Curva granulométrica da amostra britada.



Fonte: Carneiro, 2022.

De acordo com a Figura 19, é possível perceber que 80% das partículas (d₈₀) são menores que 2 mm, enquanto aproximadamente 75% apresentaram granulometria abaixo de 1 mm.

Na tabela 7 está apresentada a análise granuloquímica da amostra britada. É possível perceber que o teor de P_2O_5 diminui de acordo com a redução da granulometria. Na faixa de 10# (1,70 mm), o teor encontrado foi de 20,79%, ao passo que na faixa inferior a 400# (0,038mm), o teor de P_2O_5 encontrado foi de 5,83%. O mesmo comportamento foi observado para os teores de CaO, que na faixa granulométrica de 10# (1,70 mm), apresentou teor de 31,76%, enquanto na faixa inferior a 400# (0,038mm), o teor foi de 8,93%, o que já era esperado, visto que a apatita apresenta cálcio em sua composição. Em relação ao MgO, um comportamento contrário foi observado. O teor de 3,36% foi encontrado em maior granulometria, enquanto para granulometria inferior, o teor encontrado foi de 11,18%, mostrando um aumento de acordo com a redução da granulometria.

Em relação as impurezas, o Fe_2O_3 , SiO_2 e Al_2O_3 , em todas as faixas existe concentrações, que podem ser vinculadas à existência de minerais magnéticos, tais como a magnetita, juntamente com a presença de quartzo e micas.

Tabela 7 - Análise granuloquímica da amostra britada de minério fosfático

Malha (#)	Abertura (mm)	P ₂ O ₅	CaO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	BaSO ₄	TiO ₂	BaO	Nb ₂ O ₅	CeO ₂	CaO
10	1,65	20,79	31,76	14,15	18,30	1,42	3,36	-0,26	2,99	0,15	0,29	0,33	1,53
14	1,19	13,07	22,93	16,84	23,34	3,07	7,70	-0,25	4,95	0,15	0,22	0,32	1,75
20	0,84	11,80	22,44	14,76	25,56	3,35	9,18	-0,11	4,69	0,18	0,17	0,34	1,90
28	0,6	10,43	21,92	13,56	27,43	3,45	10,48	-0,22	4,74	0,15	0,15	0,31	2,10
35	0,42	10,47	22,46	12,89	27,69	3,11	10,56	-0,15	4,64	0,14	0,14	0,29	2,14
48	0,3	10,57	22,60	12,72	28,54	2,96	10,92	-0,25	4,43	0,11	0,14	0,30	20,14
65	0,21	10,86	23,02	12,70	27,98	2,79	10,80	-0,36	4,43	0,15	0,14	0,31	2,12
100	0,15	11,38	23,34	13,24	26,63	2,54	10,37	-0,34	4,90	0,14	0,15	0,32	2,05
150	0,106	11,35	22,20	13,62	24,49	2,61	10,86	-0,35	5,41	0,17	0,18	0,36	1,96
200	0,075	10,79	20,76	15,97	23,53	2,34	10,29	-0,31	6,62	0,16	0,23	0,43	1,92
270	0,053	9,39	18,42	16,91	23,86	2,58	11,51	-0,28	6,82	0,28	0,26	0,53	1,96
325	0,045	8,50	16,67	17,68	25,34	2,76	12,22	-0,33	6,65	0,25	0,30	0,6	1,96
400	0,038	8,23	15,51	18,12	25,28	2,83	12,34	-0,20	6,36	0,27	0,33	0,63	1,89
-400	-0,038	5,83	8,93	27,15	23,89	4,54	11,18	-0,27	3,56	0,48	0,46	0,89	1,53

Fonte: Carneiro, 2022.

4.3 Análise química e mineralógica da alimentação da flotação

Os valores obtidos da fração granulométrica -65# +200#, através do peneiramento, estão apresentando na tabela 8, após análise química de fluorescência de raios-x. Objetivando uma amostra representativa para a realização dos ensaios, o material passou pelos processos de homogeneização e quarteamento.

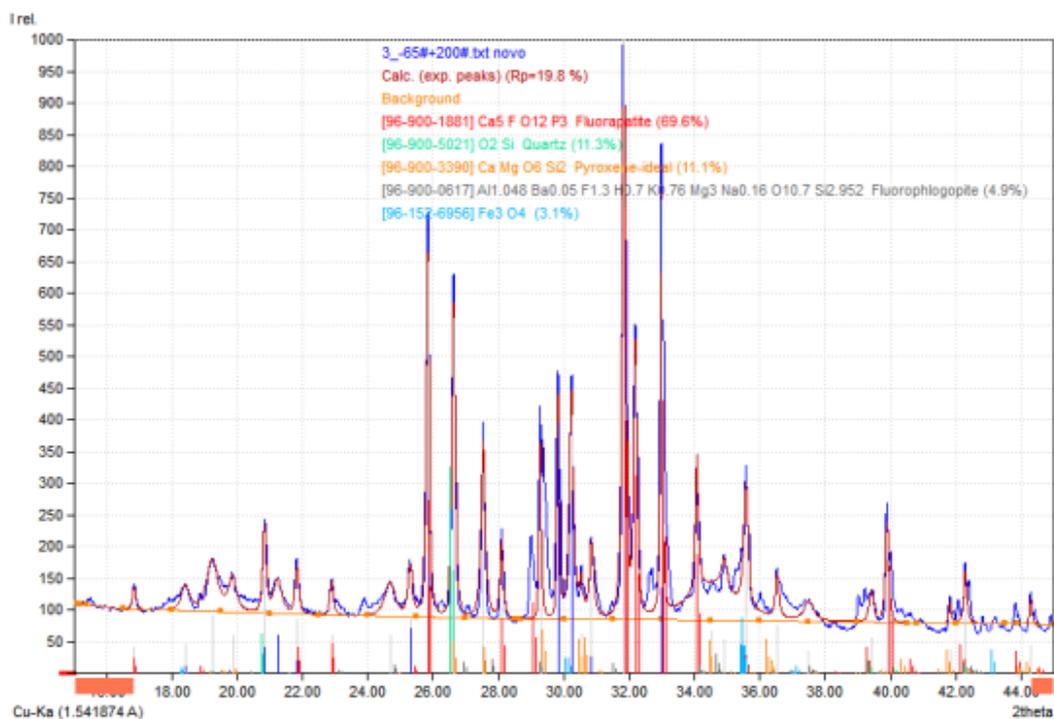
Tabela 8 - Análise Química via FRX da alimentação dos testes de flotação.

Teor (%)	-65# +200#
P ₂ O ₅	12,06
Fe ₂ O ₃	7,21
MgO	11,18
CaO	22,69
Al ₂ O ₃	3,42
TiO ₂	4,71
SiO ₂	25,87
BaO	0,14
SrO	0,32
Nb ₂ O ₅	0,17
CaO/P ₂ O ₅	1,88

Fonte: Carneiro, 2022.

A amostra foi submetida a análise de difração de raios-X, onde o resultado foi analisado por meio do software Match, Versão 3.13, da Crystal Impact, apresentado na figura 20.

Figura 20 - Difratoograma da fração -65# +200#.



Fonte: Carneiro, 2022.

Ao analisar a faixa -65# +200# (Figura 20), notou-se a presença predominante de fluorapatita e quartzo. Além disso, foram detectados picos de piroxênio, flogopita e magnetita em proporções menores, indicando que o teor de 12,06% de P_2O_5 foi proveniente da fluorapatita. O teor de SiO_2 , de 25,87%, deve-se à presença de quartzo, piroxênio e flogopita. Embora a relação CaO/P_2O_5 dessa faixa esteja acima de 1,6, com um teor elevado de MgO (11,18%), não foram identificados picos de calcita e dolomita. Portanto, pode-se associar este teor a presença de flogopita ($KMg_3(Si_3Al)O_{10}(F, OH)_2$).

4.4 Determinação da densidade

A tabela 9 apresenta os resultados obtidos através dos testes de picnometria realizados conforme o procedimento descrito no tópico 3.2.2.2 A densidade média encontrada para a faixa granulométrica -65# +200# foi de 2,91 g/cm^3 , com um desvio padrão de 2,54%.

Tabela 9 - Picnometria das amostras.

A1	A2	A3	A4	d (g/cm ³) -65# -200#	d média (g/cm ³)	Desvio padrão (%)
29,64	36,66	84,96	80,38	2,88		
29,64	38,31	86,1	80,38	2,94	2,91	2,54
29,64	36,81	85,08	80,38	2,90		

Fonte: Carneiro, 2022.

4.5 Ensaios de flotação

Os ensaios de flotação foram conduzidos utilizando uma alimentação de 255 g de minério, seguindo o plano delineado na metodologia descrita no tópico 3.2.3. Na Tabela 10, foram detalhadas as massas de sólidos para a alimentação, rejeito e concentrado, assim como as perdas de massa registradas nos testes preliminares realizados sem o processo de blendagem.

Tabela 10 - Massa dos produtos e perdas de massa por ensaio.

Teste	Coletor	Depressor	Alimentação (g)	pH	Concentrado (g)	Rejeito (g)	Perda (%)	Rec. Mas (%)
1	Flotigan 5806	A1	255	9,5	77,05	174,34	1,42	30,65
2	Flotigan 5806	A1	255	9,5	81,74	165,97	2,86	33,00
3	Flotigan 5806	A2	255	9,5	71,81	177,44	2,25	28,81
4	Flotigan 5806	A2	255	9,5	79,97	172,81	0,87	31,64
5	Atrac 2600	A1	255	9,5	126,05	125,12	1,50	50,19
6	Atrac 2600	A1	255	9,5	131,53	119,49	1,56	52,40
7	Atrac 2600	A2	255	9,5	131,47	121,14	0,94	52,04
8	Atrac 2600	A2	255	9,5	139,80	113,34	0,73	55,23

Fonte: autoria própria.

Analisando a tabela 10, nota-se que os testes realizados com o Atrac 2600 como coletor, obtiveram maior recuperação mássica, sendo o maior valor médio encontrado de 53,65%, para os testes realizados com o amido A2, e o menor valor médio encontrado de 30,23%, utilizando o Flotigam 5806, na presença do amido A2. Nota-se também que a perda de todos os testes realizado foram menores que 5%.

A partir das massas obtidas e dos resultados das análises químicas dos produtos da flotação, foi possível calcular as recuperações metalúrgicas e as razões de enriquecimento, utilizando as equações IV e VI. O quadro 1 apresenta os resultados encontrados.

Quadro 1 - Resultados metalúrgica e razão de enriquecimento.

Coletor	Dos. de col, (g/t)	Depressor	Dos. de dep. (g/t)	pH	Amostra	P ₂ O ₅	P ₂ O ₅ médio do con. (%)	Rec. met. (%)	Rec. met. média (%)	Raz. de enr.	Raz. de enr. média
Flotigam 5806	500	A1	300	9,5	C	28,77	27,88	72,22	75,43	2,39	2,31
					R	4,89					
Flotigam 5806	500	A1	300	9,5	C	26,99		78,64		2,24	
					R	3,61					
Flotigam 5806	500	A2	300	9,5	C	29,55	29,86	71,74	73,31	2,45	2,47
					R	4,71					
Flotigam 5806	500	A2	300	9,5	C	30,17		74,89		2,5	
					R	4,68					
Atrac 2600	500	A1	300	9,5	C	19,44	20,38	88,6	89,48	1,61	1,69
					R	2,52					
Atrac 2600	500	A1	300	9,5	C	21,32		90,37		1,77	
					R	2,5					
Atrac 2600	500	A2	300	9,5	C	20,72	20,32	89,85	91,78	1,72	1,68
					R	2,54					
Atrac 2600	500	A2	300	9,5	C	19,92		93,71		1,65	
					R	1,65					

Fonte: autoria própria.

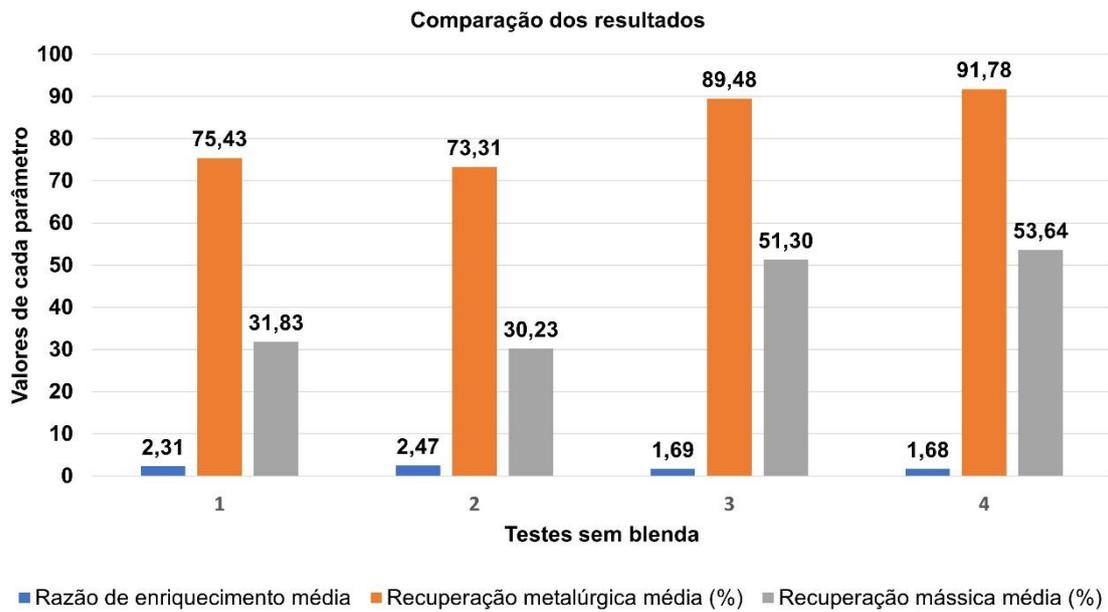
Ao analisar o quadro 1, nota-se que os testes conduzidos com o Flotigam 5806, combinado ao depressor A2, resultaram em concentrados com teores mais elevados de P_2O_5 , atingindo valores máximos médio de 29,86%. Isso se refletiu em razões de enriquecimento igualmente maiores, registrando uma média de 2,47. Por outro lado, os testes com o Flotigam 5806 associado ao depressor A1 apresentaram resultados próximos, com teor médio de P_2O_5 no concentrado de 27,88%, acompanhado por uma razão média de enriquecimento de 2,31.

Enquanto isso, os ensaios realizados com o Atrac 2600 utilizando ambos os depressores mostraram resultados semelhantes, porém inferiores aos resultados obtidos com o Flotigam. O valor médio alcançado foi de 20,38%, com uma razão de enriquecimento média de 1,69, empregando o depressor A1, seguido por um teor médio de P_2O_5 de 20,32%, e, razão de enriquecimento, de 1,68, utilizando o depressor A2.

No que diz respeito às recuperações metalúrgicas, o teste realizado com o Atrac 2600, em conjunto com o depressor A2, obteve o resultado mais elevado, atingindo um valor médio de 91,78%, enquanto o valor médio mais baixo, de 73,31%, foi alcançado utilizando o Flotigam 5806, em conjunto com o depressor A2.

Em síntese, a figura 21 proporciona uma representação mais clara e compreensível de todos esses dados abordados.

Figura 21 - Resumo dos resultados após flotação.



Fonte: autoria própria.

Na tabela 11 estão organizados os resultados das análises químicas de cada concentrado para os teores de P_2O_5 , Fe_2O_3 , MgO , CaO , Al_2O_3 , TiO_2 , SiO_2 , bem como as relações de Fe_2O_3/P_2O_5 e CaO/P_2O_5 .

Tabela 11 - Resultados das análises químicas dos concentrados e rejeitos.

Teste	Coletor	Depressor	Amostra	P ₂ O ₅	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	Al ₂ O ₃	TiO ₂	SiO ₂	Fe ₂ O ₃ /P ₂ O ₅	CaO/P ₂ O ₅
1	Flotigan 5806	A1	C	28.77	3.45	3.13	44.25	0.56	2.61	8.82	0.12	1.54
			R	4.89	11.6	15.14	12.77	4.38	5.58	33.49	2.37	2.61
2	Flotigan 5806	A1	C	26.99	3.98	3.36	42.5	0.6	3.19	9.30	0.15	1.57
			R	3,61	11.97	15.96	10.93	4.5	5.45	35.04	3.32	3.03
3	Flotigan 5806	A2	C	29.55	3.24	2.80	44.50	0.61	2.36	7.40	0.11	1.51
			R	4.71	11.71	15.13	12.97	4.24	5.85	34.01	2.49	2.75
4	Flotigan 5806	A2	C	30.17	3.31	2.60	45.51	0.62	2.59	7.00	0.11	1.51
			R	4.68	11.74	15.14	12.90	4.25	5.82	34.08	2.51	2.76
5	Atrac 2600	A1	C	19.44	6.78	5.51	34.6	0.86	6.46	16.57	0.35	1.78
			R	2.52	12.38	17.85	8.02	5.51	3.89	36.95	4.91	3.18
6	Atrac 2600	A1	C	21.32	5.73	4.98	36.96	0.73	5.45	15.46	0.27	1.73
			R	2.50	12.43	17.87	8.10	5.64	3.88	37.20	4.97	3.24
7	Atrac 2600	A2	C	20.72	6.18	5.08	36.02	0.91	5.71	15.48	0.30	1.74
			R	2.54	12.39	17.86	8.17	5.63	3.91	37.13	4.88	3.22
8	Atrac 2600	A2	C	19.92	6.39	5.27	35.25	0.80	6.02	16.08	0.32	1.77
			R	1.65	12.36	18.52	6.37	5.76	3.39	37.33	7.49	3.86

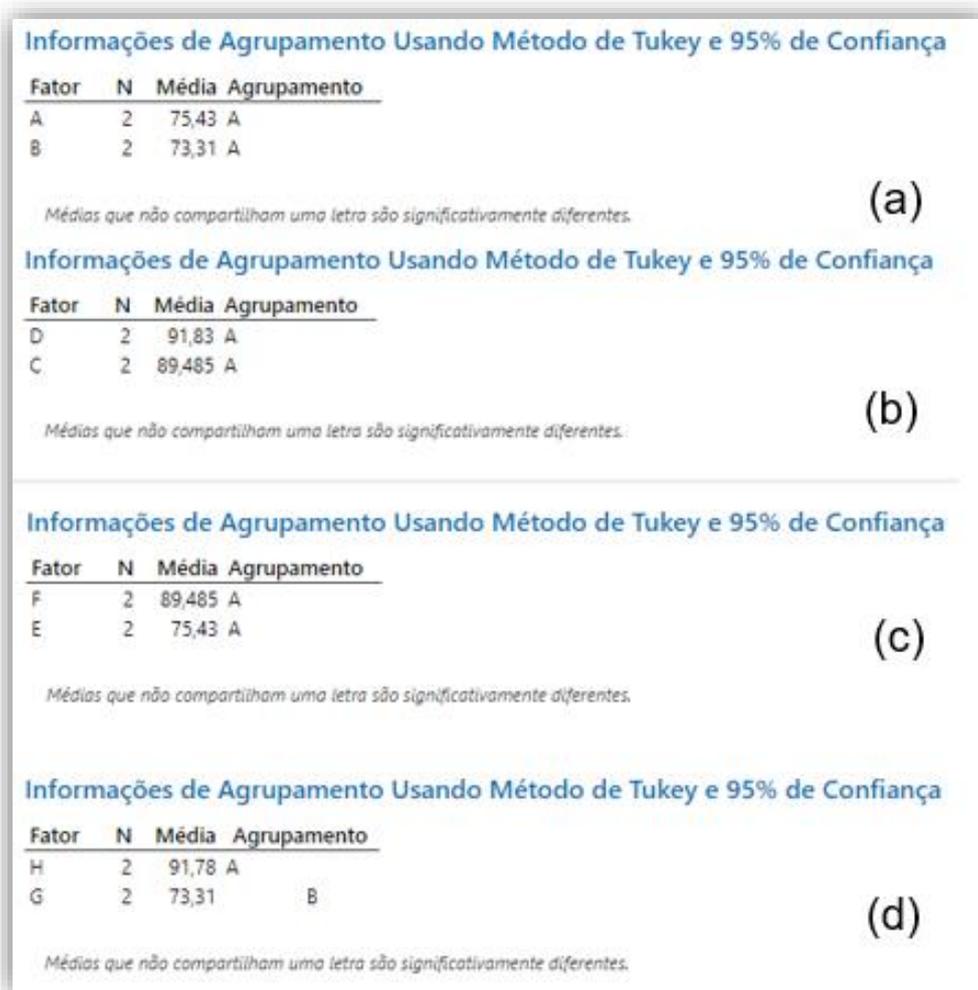
Fonte: autoria própria.

Ao examinar a Tabela 11, nota-se que a relação $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ em todos os testes realizados com o Flotigam 5806 atende aos critérios ideais estipulados por Oliveira (2007), sendo inferior ou igual a 1,6. Os resultados mais destacados foram alcançados com o amido A2, registrando 1,51, seguido por 1,54 e 1,57 com o amido A1. No que concerne aos testes com o Atrac 2600, as melhores relações $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ foram de 1,73 e 1,74 para os amidos A1 e A2, respectivamente.

Entretanto, no que se refere aos teores de MgO e à relação $\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{P}_2\text{O}_5$, os resultados não respeitaram os limites estabelecidos de 1% e 0,095, respectivamente. Os valores mais baixos foram encontrados em 2,60% e 0,11, respectivamente, durante a utilização do coletor Flotigam 5806 em conjunto com o amido A2.

A fim de fazer uma avaliação estatística dos resultados obtidos, estes foram analisados utilizando a ferramenta estatística Minitab® 18.1, método ANOVA e teste de Tukey, (Figura 22).

Figura 22 – Resultados da análise ANOVA das recuperações metalúrgicas médias dos testes sem blenda (a) Análise dos depressores em relação ao coletor Flotigam 5806, (b) Análise dos depressores em relação ao coletor Atrac 2600, (c) Análise dos coletores em relação ao depressor A1 (d) Análise dos coletores em relação ao depressor A2.



Fonte: autoria própria

Os resultados obtidos revelam aspectos notáveis sobre os grupos analisados. O Grupo A representa os resultados obtidos com o depressor A1 e coletor Flotigam, cuja recuperação metalúrgica média foi igual a 75,43%. Enquanto o Grupo B que representa o depressor A2 com o mesmo coletor, mostrou uma média ligeiramente inferior, 73,31%. Interessantemente, ambos os grupos foram classificados no mesmo agrupamento (Agrupamento 'A'), conforme o teste de Tukey. O mesmo comportamento foi analisado para os grupos C (depressor A1) e D (depressor A2), em relação ao coletor Atrac 2600.

Esta classificação no mesmo agrupamento sugere que, com um nível de confiança de 95%, não há diferença estatisticamente significativa nas médias dos dois grupos. Em termos práticos, isso indica que, para as variáveis e condições testadas, os depressores A1 e A2 não apresentaram diferenças significativas nas médias de recuperações metalúrgicas observadas. Este resultado é fundamental para compreender as similaridades ou diferenças entre os depressores A1 e A2, fornecendo perspectivas valiosas para futuras investigações e aplicações práticas relacionadas.

No que diz respeito aos coletores E (Flotigam) e F (Atrac), quando analisados em relação ao amido A1, foram agrupados da mesma forma (Agrupamento 'A'), indicando a ausência de diferença estatisticamente significativa nas médias dos dois grupos.

Quanto a análise dos coletores Flotigam (G) e Atrac (H) em conjunto com o amido A2, constatou-se diferença significativa. O Coletor H (Atrac) apresentou uma recuperação metalúrgica média de 91,78% (Agrupamento A), enquanto o Coletor G (Flotigam) de 73,31% (Agrupamento B), ambos com tamanho de amostra de 2. Esta diferença nos agrupamentos indica uma superioridade estatística do Coletor H sobre o Coletor G em termos de desempenho ou eficácia quando utilizando o amido A2.

Ao longo dos testes foram fotografadas as bolhas geradas no início da flotação, como podem ser vistas na figura 23. Analisando-se o seu aspecto nota-se uma diferença de tamanho das bolhas, nas fotos (a) e (b), realizados com o Flotigam 5806 e o depressor A1. É perceptível o maior diâmetro das bolhas, enquanto os demais testes ((c), (d), (e), (f), (g) e (h)), de forma geral, apresentaram pequeno diâmetro e grande mineralização. Nota-se que os testes

(e), (f), (g) e (h), apresentam uma coloração mais escura. Essa coloração pode ser inferida pelo arraste de partículas de Fe_2O_3 . De acordo com a tabela 9, é possível perceber que os testes realizados com o coletor Atrac 2600 apresentaram um concentrado com mais de 6% de Fe_2O_3 , enquanto os testes realizados com o Flotigam 5806 resultaram em um concentrado com menos de 4% de Fe_2O_3 .

Figura 23 - Formação de bolhas nos ensaios de flotação 1 (a)/(b) Flotigam/A1; (c)/(d) Flotigam/A2; (e)/(f) Atrac/A1; (g)/(h) Atrac/A2.



Fonte: autoria própria

4.6 Planejamento fatorial

Em relação aos testes com as blendas, foi adotado o planejamento fatorial de experimentos com ponto central. Nesse sentido, foi realizado um teste 2² com um total de 3 (três) pontos centrais, resultando em 7 (sete) ensaios de flotação. A tabela 12 apresenta os resultados obtidos com relação as massas de rejeito e concentrado, assim como as perdas de massa registradas e suas respectivas recuperações mássicas

Tabela 12 - Massa dos produtos e perdas de massa por ensaio com blenda.

Teste	Coletor	Depressor	pH	Concentrado (g)	Rejeito (g)	Perda (%)	Rec. Mas (%)
1	Flotigan 5806	A1-25%/A2-75%	9,5	79,12	167,20	3,40	32,12
2	Flotigan 5806	A1-75%/A2-25%	9,5	82,42	169,81	1,09	32,68
3	Atrac 2600	A1-25%/A2-75%	9,5	111,12	141,74	0,84	43,95
4	Atrac 2600	A1-75%/A2-25%	9,5	123,99	123,42	2,98	50,12
5	Atrac 50 / Flotigam 50	A1 -50%/A2-50%	9,5	96,45	156,22	0,91	38,17
6	Atrac 50 / Flotigam 50	A1 -50%/A2-50%	9,5	97,6	154,10	1,29	38,78
7	Atrac 50 / Flotigam 50	A1 -50%/A2-50%	9,5	97,85	156,62	0,21	38,45

Fonte: autoria própria.

De acordo com a tabela 11, nota-se que o teste realizado utilizando o Atrac 2600 como coletor e a blenda de 75% de amido A1 e 25% de amido A2, obtiveram maior recuperação mássica de 50,12% com massa de concentrado de 123,99 g e menor recuperação de 32,12%, obtida com a blenda de 25% de amido A1 e 75% de amido A2, juntamente ao coletor Flotigam 5806.

Utilizando as massas obtidas e os resultados das análises químicas dos produtos da flotação, foram realizados cálculos para determinar as recuperações metalúrgicas e as razões de enriquecimento, empregando as equações IV e VI. Os resultados encontrados estão apresentados na Tabela 13.

Tabela 13 - Resultados metalúrgica e razão de enriquecimento dos testes com blenda.

Teste	Coletor	Dosagem de coletor (g/t)	Depressor	Dosagem de depressor (g/t)	pH	Amostra	P ₂ O ₅	Rec. metalúrgica (%)	Razão de Enriquecimento
1	Flotigan 5806	500	A1-25%/A2-75%	300	9,5	C	29.47	76,31	2.44
						R	4.33		
2	Flotigan 5806	500	A1-75%/A2-25%	300	9,5	C	29.01	79,91	2.41
						R	3.54		
3	Atrac 2600	500	A1-25%/A2-75%	300	9,5	C	23.62	87,19	1.96
						R	2.72		
4	Atrac 2600	500	A1-75%/A2-25%	300	9,5	C	22.42	92,11	1.86
						R	1.93		
5	Atrac 50/ Flotigam 50	500	A1 -50%/A2-50%	300	9,5	C	27.72	84,25	2.30
						R	3.2		
6	Atrac 50/ Flotigam 50	500	A1 -50%/A2-50%	300	9,5	C	27.28	85,33	2.26
						R	2.97		
7	Atrac 50/ Flotigam 50	500	A1 -50%/A2-50%	300	9,5	C	24.39	83,32	2.02
						R	3.05		

Fonte: autoria própria

Conforme a Tabela 13, o teste empregando o Flotigam 5806 como coletor e uma blenda composta por 25% de amido A1 e 75% de amido A2, resultou em um concentrado com um teor mais elevado de P_2O_5 , atingindo 29,47%. O teste com o Flotigam 5806 com uma blenda de 75% de amido A1 e 25% de amido A2, também obteve um concentrado notável, alcançando 29,01% de P_2O_5 . Apesar de estar abaixo do valor ideal de 35%, estabelecido pela indústria de fertilizantes, foi um resultado próximo ao desejado, com potencial de ser alcançado, visto a flotação ter sido realizada em apenas um estágio (rougher). Como resultado, esses dois testes apresentaram as maiores razões de enriquecimento, registrando 2,44 e 2,41, respectivamente.

Por outro lado, os testes realizados com o coletor Atrac 2600, utilizando blendas com 25% de amido A1 e 75% de amido A2, bem como 75% de amido A1 e 25% de amido A2, apresentaram resultados com teores de P_2O_5 de 26,62% e 22,42%, respectivamente, acompanhados por razões de enriquecimento de 1,96 e 1,86, nesta ordem.

Os ensaios com os pontos centrais, utilizando 50% do Flotigam 5806 e 50% do Atrac 2600 como coletor, e também uma blenda de 50% de amido A1 com 50% de amido A2, como depressor, resultaram em um teor médio de 26,46% de P_2O_5 , com médias de recuperação metalúrgica e razão de enriquecimento de 83,71% e 2,20, respectivamente.

Quanto às recuperações metalúrgicas, o teste realizado com o Atrac 2600, em conjunto com o depressor (blenda de 75% de amido A1 e 25% de amido A2), obteve o melhor resultado, atingindo 92,11%, enquanto o valor mais baixo, de 76,31%, foi registrado utilizando o Flotigam 5806 em conjunto com a (blenda de 25% do amido A1 e 75% do amido A2).

Os resultados das análises químicas para os teores de P_2O_5 , Fe_2O_3 , MgO , CaO , Al_2O_3 , TiO_2 , SiO_2 e as relações de Fe_2O_3/P_2O_5 e CaO/P_2O_5 de cada concentrado, estão apresentados de forma organizada na Tabela 14.

Tabela 14 - Resultados das análises químicas dos concentrados e rejeitos dos testes com blenda.

Teste	Coletor	Depressor	Amostra	P ₂ O ₅	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	Al ₂ O ₃	TiO ₂	SiO ₂	Fe ₂ O ₃ /P ₂ O ₅	CaO/P ₂ O ₅
1	Flotigan 5806	A1-25%/A2-75%	C	29.47	3.31	2.87	44.52	0.57	2.38	7.49	0.11	1.51
			R	4.33	11.86	15.36	11.99	4.34	5.67	33.86	2.74	2.77
2	Flotigan 5806	A1-75%/A2-25%	C	29.01	3.48	2.69	44.13	0.5	2.74	7.27	0.12	1.52
			R	3.54	12.18	16.2	10.72	4.62	5.64	35.01	3.44	3.03
3	Atrac 2600	A1-25%/A2-75%	C	23.62	4.86	4.15	39.4	0.73	4.59	12.00	0.21	1.67
			R	2.72	12.33	16.99	8.76	5.03	4.68	36.06	4.53	3.22
4	Atrac 2600	A1-75%/A2-25%	C	22.42	5.28	4.48	37.89	0.71	5.12	13.65	0.24	1.69
			R	1.93	12.65	18.09	7.09	5.46	3.96	37.14	6.55	3.67
5	Atrac 50/Flotigam 50	A1-50%/A2-50%	C	27.72	3.88	3.16	43.22	0.54	3.49	9.40	0.14	1.56
			R	3.2	12.25	16.18	10.25	4.54	5.36	35.91	3.83	3.20
6	Atrac 50/Flotigam 50	A1-50%/A2-50%	C	27.28	3.88	3.16	41.9	0.49	3.43	9.27	0.14	1.54
			R	2.97	12.54	16.57	9.77	4.82	5.23	36.16	4.22	3.29
7	Atrac 50/Flotigam 50	A1-50%/A2-50%	C	24.39	3.44	2.62	33.69	0.51	3.34	8.71	0.14	1.38
			R	3.05	12.21	16.15	9.6	4.69	4.97	35.01	4.00	3.15

Fonte: autoria própria

Ao analisar a Tabela 14, observa-se que a relação $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ em todos os testes com o Flotigam 5806, incluindo a blenda de 50% de Atrac 2600 e 50% de Flotifam 5806, atende aos critérios ideais estabelecidos por Oliveira (2007), sendo inferior ou igual a 1,6. Os testes realizados com os pontos centrais resultaram em uma média de relação $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ de 1,49. Enquanto nos testes com o Atrac 2600, juntamente com as (blendas de 25% de A1 e 75% de A2, e 75% de A1 e 25% de A1), os teores foram semelhantes, registrando 1,67 e 1,69, respectivamente.

No entanto, em relação aos teores de MgO e à relação $\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{P}_2\text{O}_5$, os resultados não respeitaram os limites estabelecidos de 1% e 0,095%, respectivamente. Os valores mais baixos foram de 2,62% e 0,11%, respectivamente, valores semelhantes aos encontrados nos testes realizados sem a blendagem.

Durante os testes, foram capturadas imagens das bolhas geradas no início da flotação, conforme ilustrado na Figura 24. Ao analisar o aspecto das bolhas, destaca-se uma variação de tamanho evidente. Na foto (a), realizada com o Flotigam 5806 e a (blenda de 25% de A1 e 75% de A2), observa-se um diâmetro significativamente maior das bolhas. Nos demais testes ((b), (c), (d), (e), (f) e (g)), em geral, as bolhas exibiram um diâmetro menor e grande mineralização.

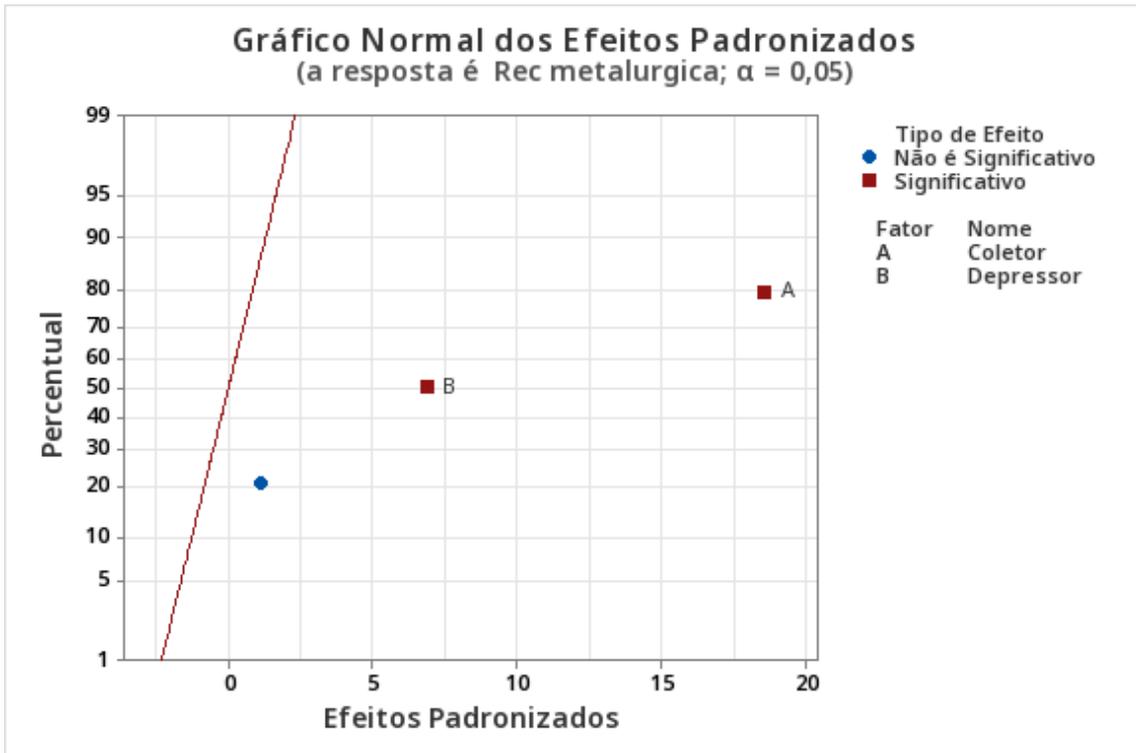
Figura 24 - Formação de bolhas nos ensaios de flotação com blenda (a) Flotigam/A1-25%/A2-75%; (b) Flotigam/A1-75%/A2-25%; (c) Atrac/A1-25%/A2-75%; (d) Atrac/A1-75%/A2-25%; (e)/(f)/(g) Flotigam 50%/Atrac 50%/A1-50%/A2-50%.



Fonte: autoria própria

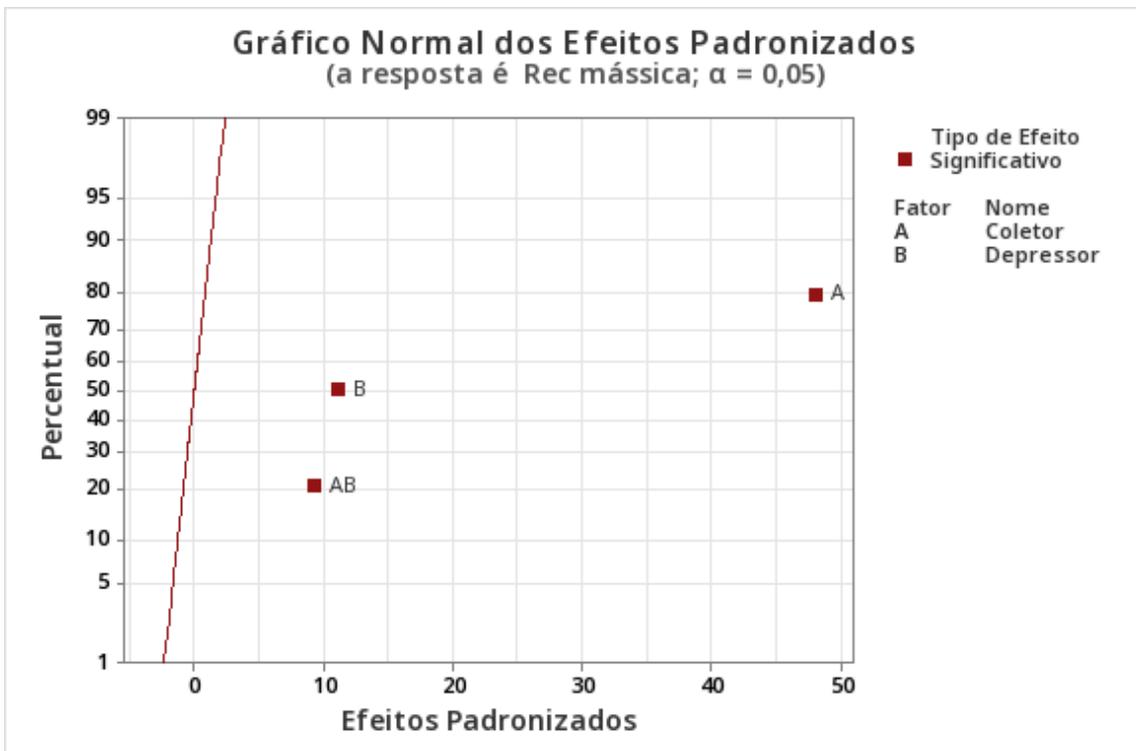
Com o objetivo de efetuar uma avaliação estatística dos testes de flotação com blenda, foi conduzida a análise utilizando a ferramenta estatística Minitab® 18.1, e os resultados foram avaliados com base na recuperação metalúrgica, recuperação mássica e teor de P_2O_5 , conforme estão apresentados nas figuras 25, 26 e 27

Figura 25 - Verificação da significância das variáveis de entrada sobre a rec. metalúrgica.



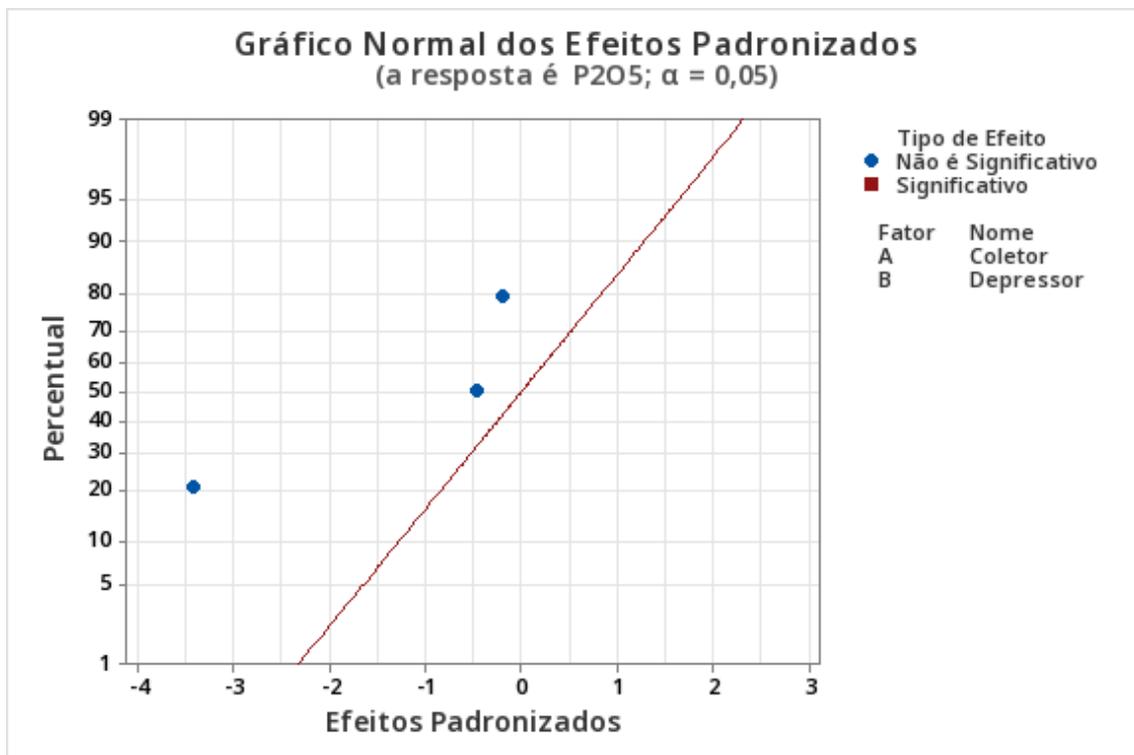
Fonte: autoria própria.

Figura 26 - Verificação da significância das variáveis de entrada sobre a rec. mássica.



Fonte: autoria própria.

Figura 27 - Verificação da significância das variáveis de entrada sobre o teor de P_2O_5 .



Fonte: autoria própria.

De acordo com as figuras 25 e 26, todas as variáveis apresentaram influência sobre a recuperação metalúrgica e recuperação mássica,

Ao examinar a Figura 27, observa-se que nenhuma das variáveis teve influência significativa sobre o teor de P_2O_5 . No entanto, ao comparar o teor da alimentação com o teor do concentrado, observa-se um aumento de aproximadamente 17p.p., atingindo um valor máximo de 29,47%, enquanto o menor valor encontrado foi de 22,42%. Embora esses valores possam não ter significância estatística, do ponto de vista industrial, máximo encontrado está próximo dos parâmetros estabelecidos pela indústria de fertilizantes (35% P_2O_5).

As figuras 28 e 29 mostram os efeitos principais e a interação para a recuperação metalúrgica.

Figura 28 - Efeitos principais para a recuperação metalúrgica.

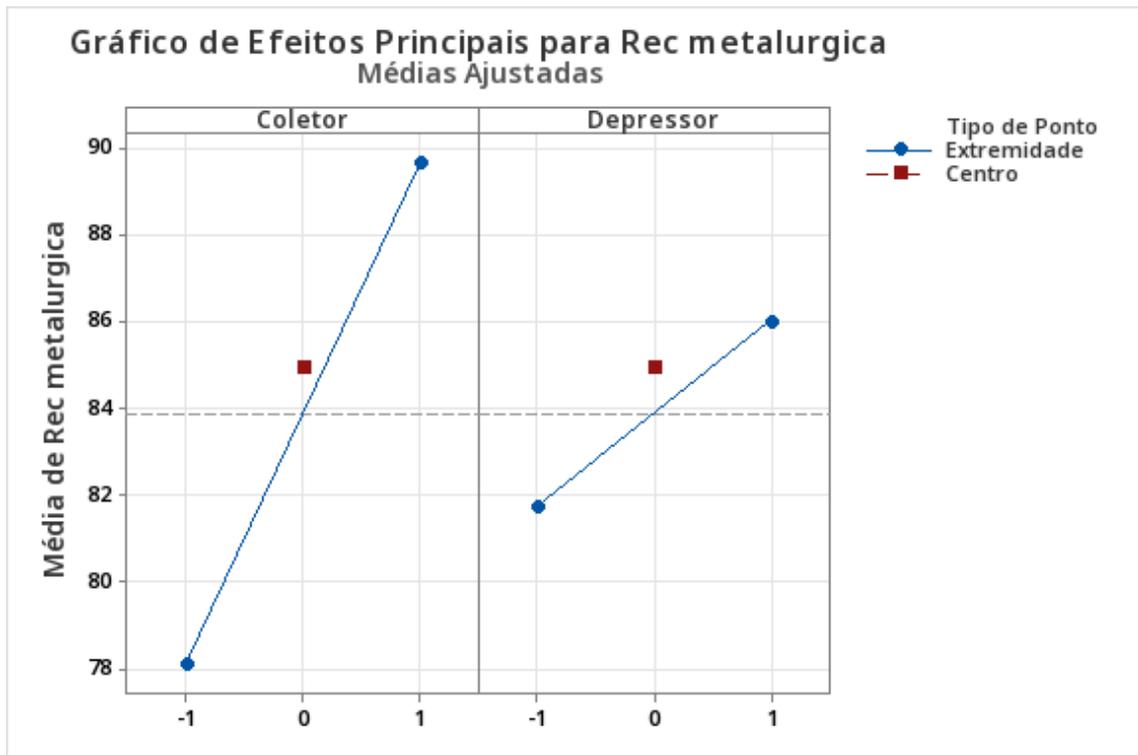
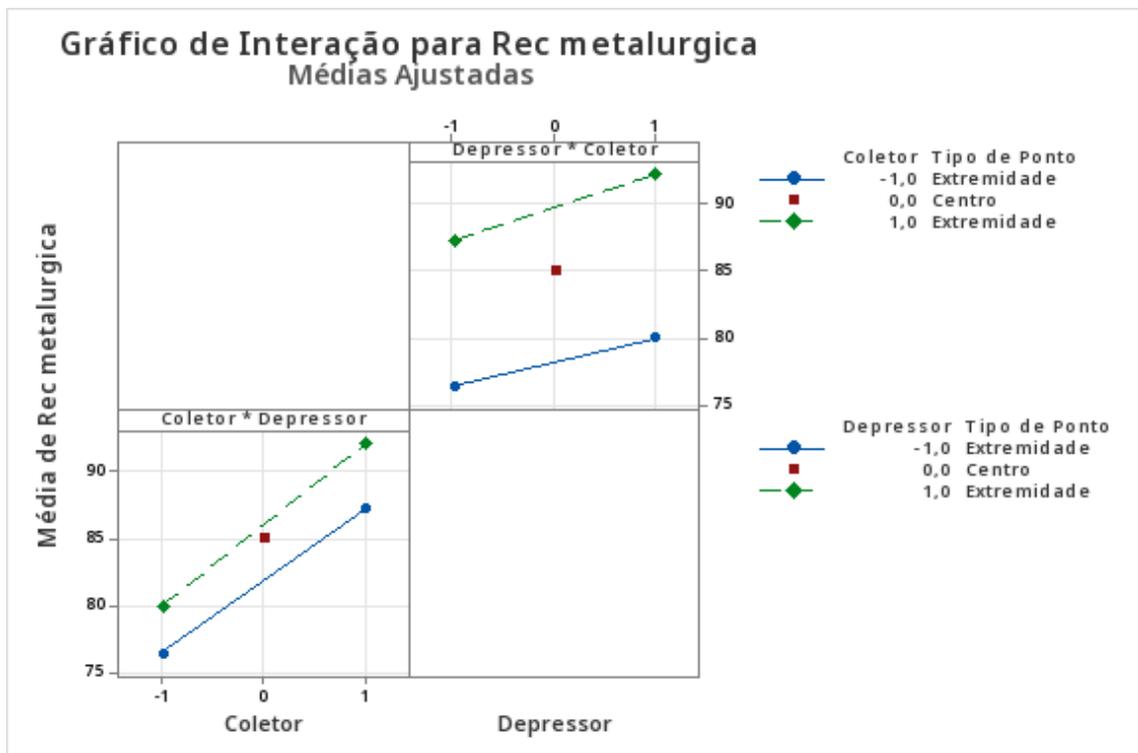


Figura 29 - Interação para a recuperação metalúrgica.

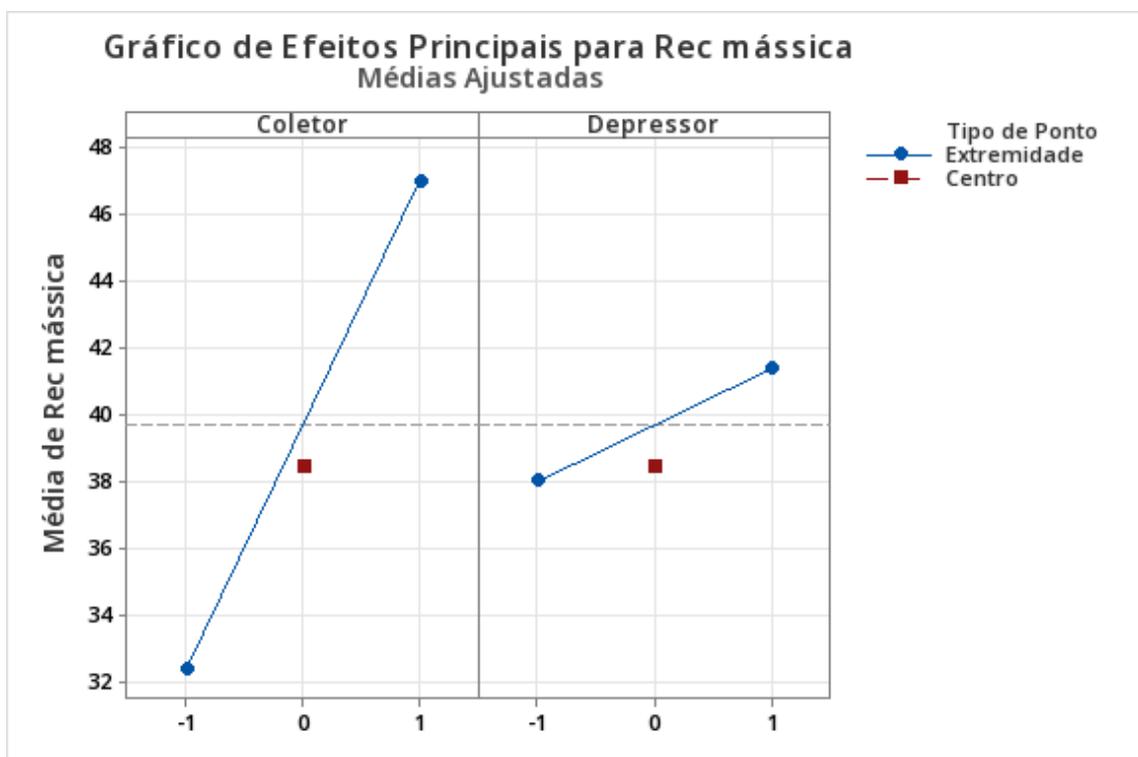


Na Figura 28, observa-se que a mudança do coletor Flotigam 5806 (nível -1) para o coletor Atrac 2600 (nível +1), ocorre um aumento na recuperação metalúrgica. O mesmo comportamento foi observado para o depressor, onde ao passar do nível -1 (A1-25%/A2-75%) para o nível +1 (A1-75%/A2-25%) houve um aumento da recuperação metalúrgica, embora esse aumento não tenha sido tão acentuado quando analisado em relação ao coletor.

Na figura 29, nota-se que as duas blendas em relação ao coletor Atrac 2600 (nível +1), Linha verde no gráfico, apresenta efeito superior sobre a recuperação metalúrgica. Porém a blenda formada por 75% do depressor A1 e 25% do depressor A2 (nível +1) apresentou maior influência. Já em relação aos coletores, o Atrac 2600 apresenta maior efeito sobre a recuperação metalúrgica, quando passa para depressor nível +1 (A1-75%/A2-25%)

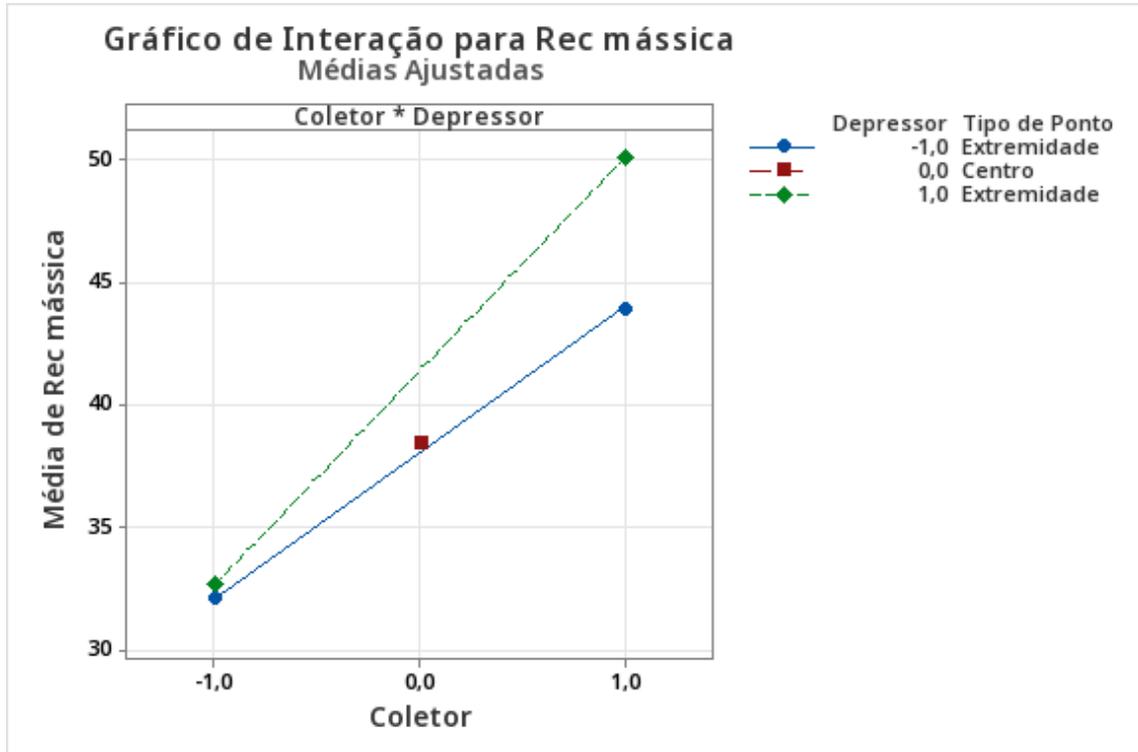
As figuras 30 e 31 mostram os efeitos principais e a interação para a recuperação mássica.

Figura 30 - Efeitos principais para a recuperação mássica.



Fonte: autoria própria.

Figura 31 - Interação para a recuperação mássica.



Fonte: autoria própria.

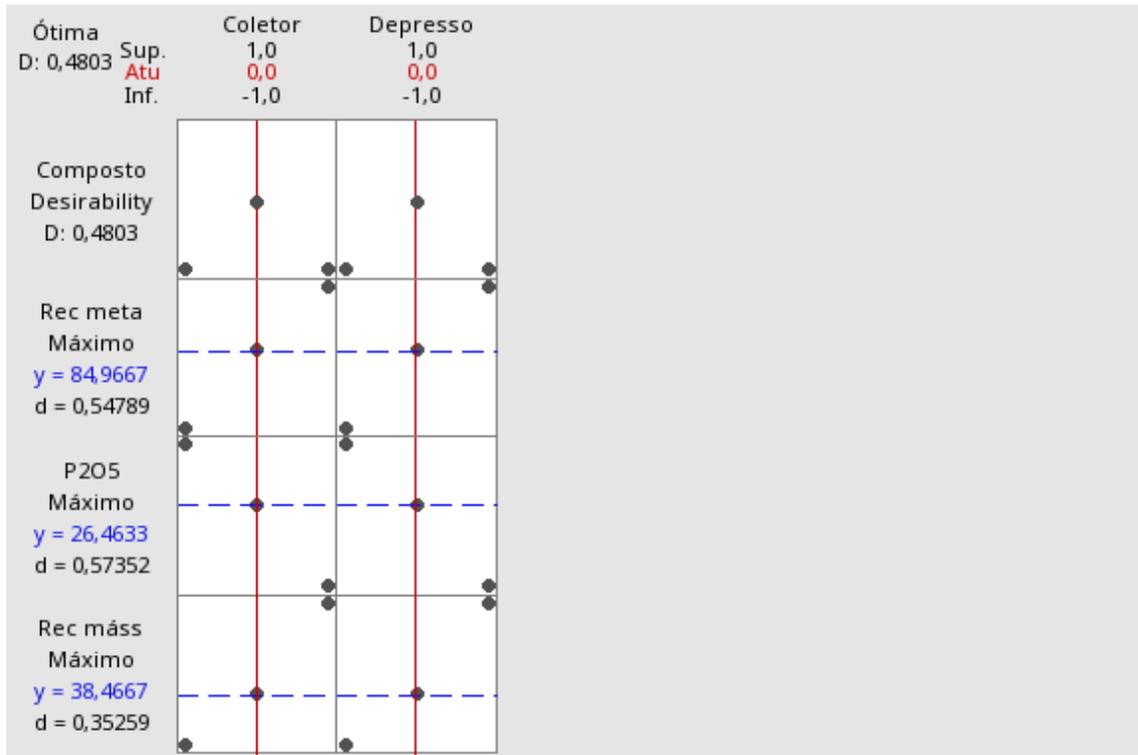
De acordo com a figura 29, é perceptível que a transição do coletor Flotigam 5806 (nível -1) para o coletor Atrac 2600 (nível +1) resulta em um aumento na recuperação mássica. O mesmo padrão é observado para o depressor, onde a mudança do nível -1 (A1-25%/A2-75%) para o nível +1 (A1-75%/A2-25%) resulta em um aumento da recuperação metalúrgica, embora esse aumento não seja tão pronunciado em comparação com a mudança de coletor.

Em relação a figura 30 a (blenda do nível +1 (A1-75%/A2-25%)), apresenta maior influência sobre a recuperação mássica quando passa da nível -1 (Flotigam 5800) para o nível +1 (Atrac 2600).

O gráfico subsequente, ilustrado na Figura 32, representa a otimização de todas as respostas, contemplando todas as variáveis examinadas para identificar as condições mais favoráveis dentre as investigadas, maximizando os parâmetros (P_2O_5 , recuperações mássica e metalúrgica). Assim, a condição ótima de acordo com a análise estatística realizada foi do uso da blenda de

coletor (Flotigam-50%/Atrac-50%) em conjunto com a blenda do depressor (A1-50%-A2-50%).

Figura 32 - Cenários obtidos para otimização das respostas.



Fonte: autoria própria.

5 CONCLUSÃO

Os resultados provenientes dos ensaios, das análises químicas e das abordagens estatísticas permitem concluir que o propósito do estudo, que consistia em avaliar o uso da blendagem de depressores, foi alcançado.

Na etapa de caracterização do minério, identificou-se uma umidade natural de 15,38% em base seca e 12,33% em base úmida. A densidade, medida por meio de picnometria, foi registrada como 2,91 g/cm³. Quanto à granulometria, verificou-se que 80% das partículas estavam abaixo de 2 mm após o processo de britagem.

Na análise química da alimentação da flotação, verificou-se um teor de 12,06% de P₂O₅ e 22,69% de CaO, resultando em uma relação CaO/P₂O₅ de 1,88, indicando presença elevada de carbonatos, porém na análise de difração de raios-X não foram identificados picos de calcita e dolomita.

Com relação aos testes de flotação sem blenda, visivelmente os testes realizados com o Flotigam 5806 em conjunto com o depressor A1 tiveram formações de bolhas com diâmetro maiores, enquanto os testes com o Flotigam e o depressor A2, assim como todos os testes realizados Atrac 2600, formaram bolhas menores e de coloração escura, devido ao arraste de partículas de Fe₂O₃.

De modo geral, os testes realizados com o Flotigam 5806 em conjunto com o depressor A2, tiveram melhores resultados de teores de P₂O₅, sendo o maior valor encontrado de 30,17%, próximo dos 35%, assim como relação de CaO/P₂O₅ de 1,51, resultado inferior a 1,6 estipulado pela indústria fertilizante. Em relação a recuperação metalúrgica, o maior valor encontrado foi de 93,71% utilizando o Atrac 2600 em conjunto com o depressor A2.

Os resultados foram analisados quanto ao agrupamento de acordo com o método Tukey e revelaram que os depressores A1 e A2, em relação aos coletores Flotigam 5806 e o Atrac 2600, não apresentam diferenças estatisticamente significativas quanto a recuperação metalúrgica. Essa constatação sugere similaridade nas médias para as variáveis testadas. Contudo, entre os coletores Flotigam (E) e Atrac (F), evidenciou-se uma diferença significativa ao empregar o depressor A2, indicando uma superioridade estatística do Coletor F em termos de desempenho ou eficácia.

Quanto aos testes com blenda, visivelmente, os testes realizados com o Flotigam 5806 e a (blenda de 25% de A1 e 75% de A2), tiveram um diâmetro significativamente maior das bolhas. Nos demais testes, em geral, as bolhas exibiram um diâmetro menor e grande mineralização.

Os resultados do planejamento fatorial 2^2 indicam que as variáveis influenciaram significativamente a recuperação metalúrgica e mássica, enquanto o teor de P_2O_5 não mostrou variações significativas. A análise estatística indica que a condição ideal é a utilização da mistura de coletor (Flotigam-50%/Atrac-50%) em conjunto com a combinação do depressor (A1-50%-A2-50%).

No que diz respeito à utilização das blendas, é importante destacar que o resíduo amiláceo empregado neste estudo, proveniente da indústria alimentícia, não é gerado em volume satisfatório para atender à demanda da indústria mineral. Nesse sentido, a adoção de blendas emerge como uma solução viável, não apenas para otimizar o aproveitamento desse resíduo, mas também como uma medida estratégica diante de seu potencial risco socioambiental. Portanto, a utilização de blendas se configura como uma abordagem promissora e sustentável, representando uma maneira eficaz de canalizar esse resíduo para aplicações benéficas, alinhando-se a práticas conscientes e responsáveis.

Os resultados fornecem uma análise abrangente das propriedades do minério, eficácia dos reagentes, desempenho da flotação, bem como o uso das blendas, oferecendo informações para possíveis otimizações futuras.

6 RECOMENDAÇÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

- Avaliar diferentes dosagens utilizando os coletores Atrac e Flotigam;
- Realizar as flotações com estágio rougher e cleaner para buscar atingir a especificação da indústria para P_2O_5 ;
- Avaliar a flotação com os reagentes utilizados com amostra com maior teor de carbonatos;
- Investigar a blendagem dos coletores.

7 REFERÊNCIAS

ABOUZEID, A. Z. M.; NEGM, AT.; ELGILLANI, D. A. **Upgrdin of calcareour phosphate ores by flotation: Effect of ore characterictics**. International Journal of Mineral Processing, vol. 90, p. 81-89, 2009.

ABOUZEID, A. -Z.M. **Physical and termal treatment of phosphate ores – an overview**. International Journal of Mineral Processing, v 85, p. 59-84, 2008

ABU-ARABI, M.K., ALLAWZI, M.A., AL-ZOUBI, H.S., *et al.* **“Extraction of Jojoba oil by pressing and leaching”**, Chemical Engineering Journal v.76, pp.61-65, 2000.

ALBUQUEQUE, G. de A. Sá C. de. **A Produção de Fosfato no Brasil: Uma Apreciação Histórica das Condicionantes Envolvidas**. Rio de Janeiro: CETEM, 1996. 130 p.

ALBUQUERQUE, R. O., PERES, A. E. C., AQUINO, J. A., PRAES, P. E., & PEREIRA, C. A. (2012). **Pilot scale direct flotation of a phosphate ore with silicate-carbonate gangue**. Procedia Engineering, 46. <https://doi.org/10.1016/j.proeng.2012.09.452>

ALVES, A.; COSTA, D.; MEIRELES, A.; QUEIROZ, R.; PERES, A. **Aplicabilidade dos óleos de maracujá (*passiflora edulis*) e babaçu (*orbignya phalerata*) na flotação de apatita, calcita e quartzo**. In: XXV Encontro Nacional De Tratamento De Minérios E Metalurgia Extrativa E Viii Meeting Of The Southern Hemisphere On Mineral Technology. Goiânia, 2013.

AQUINO, J. A., OLIVEIRA, M. L. M., FERNANDES, M. D. **Flotação em coluna**. In: LUZ A. B., SAMPAIO, J. A., MONTE, M. B. de Almeida, S. L. M Tratamento de Minérios. Rio de Janeiro, CEFET/MCT. 4 ed. 2004. P. 459-498.

ARAÚJO, A. C., VIANA, P. R. M., PERES, A. E. C., **Reagents in iron ores flotation. Minerals Engineering**, vol. 18, p. 219-224. 2005.

BAI, S., DING, Z., FU, X., LI, C., Lv, C., & WEN, S. (2019). **Investigations on soluble starch as the depressant of hematite during flotation separation of apatite**. Physicochemical Problems of Mineral Processing, 55(1). <https://doi.org/10.5277/ppmp18108>

BALTAR, C. A. M. **Flotação no Tratamento de Minério**. 1 ed. Recife: Editora Universitária UFPE, 2008.

BARROS, L.A.F. (2005) **Caracterização Tecnológica de Minério Fosfático de Salitre Patrocínio - MG**. Tese de Doutorado. (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 434p.

BENITES, V.M. **A importância da pesquisa na avaliação da eficiência das tecnologias em fertilizantes fosfatados no Brasil.** Boletim Informativo da SBCS, p.36-38, 2015.

BHAGYALAXMI, K.; HRUSHIKESH S.; SWAGAT S. R.; DAS, B. **Investigations on different starches as depressants for iron ore flotation.** Minerals Engineering, v.49, p. 1-6, 2013. dx.doi.org/10.1016/j.mineng.2013.05.004

BRANDÃO, P.R.G.; CAIRES, L.G.; QUEIROZ, D.S.B. "Vegetable Lipid Oil-Based Collectors in the Flotation of Apatite Ores". **Minerals Engineering** v. 7, n. 7, pp.917- 925, 1994.

BULATOVIC, S. M. **Handbook of flotation reagentes: chemistry, theory and practice: flotation of sulfide ores.** Elsevier Science, vol. 1, 2007, 458 p.

CAMPOS, L. J. F. **Flotação direta de rejeitos de minério de ferro: avaliação de coletores mistos.** Tese de Doutorado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte. 2022.

CARNEIRO, A. A. **Avaliação de diferentes tipos de amido na flotação aniônica direta de minério fosfático sílico-carbonatado.** 2018. 63 p. Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação em Engenharia de Minas). Araxá, 2018.

CARNEIRO, A. **Flotação reativa como alternativa sustentável para remoção de ganga carbonática presente em minérios fosfáticos.** Programa de pós-graduação em engenharia de minas mestrado profissional. CEFET – MG. Araxá. 2022

CEREDA, M. P. **Propriedades gerais do amido.** São Paulo: Fundação Cargill, 2001. Série: Culturas de tuberosas amiláceas. Latino-americanas, v.1.

CHAVES, A. P.; LEAL FILHO, L. S.; BRAGA, P. F. A. Flotação. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. (Ed(s)). **Tratamento de Minérios.** Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. p. 465-513.

CHAVES, A.P; LEAL FILHO, L.S. Flotação. In: LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.A.; MONTE, B.M.; ALMEIDA, S.L.M. **Tratamento de Minérios. 3 ed.** Rio de Janeiro, CEFET/MCT, 2002, p. 409-455

CHIPFUNHU, D., BOURNIVAL, G., DICKIE, S., & ATA, S. (2019). **Performance characterisation of new frothers for sulphide mineral flotation.** Minerals Engineering, 131. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.11.014>

CHULA, A. M. D. 2004. **Caracterização mineralógica de minério fosfático da Mina de Tapira.** Tese de Doutorado. CPGEM/UFMG, 336p.

COUTINHO, N. A. F. S. **Otimização do Processo de Flotação do Minério Fosfático Sílicocarbonatado de Araxá-MG.** 2016. Trabalho de Conclusão de Curso (Bacharelado em Engenharia de Minas) - Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, Araxá.

CUNHA, L. G. S. **Cenários e desafios da indústria de fertilizantes.** - Monografia (Monografia em Engenharia Química) 63 f. - Universidade Federal de Uberlândia, Uberlândia, 2017.

DEY, S., PANI, S., & SINGH, R. (2014). **Study of interactions of frother blends and its effect on coal flotation.** Powder Technology, 260. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2014.03.068>

DIAS, V. P.; FERNANDES, E. **Fertilizantes: uma visão global sintética.** BNDES Setorial, n. 24, p. 97-138, Setembro/2006. Rio de Janeiro, Brasil. 2006.

DUARTE, A.C.P.; GRANO, S. R. **Mechanism for the recovery of silicate gangue minerals in the flotation of ultrafine sphalerite.** 2007. Minerals Engineering, vol. 20, p. 766-775

EL-MIDANY, A. A. **Separating dolomite from phosphate rock by reactive flotation: fundamentals and application.** 2004. Dissertation (Ph. D.) – Graduate School, University of Florida, Florida, 2004.

FENG B, GUO W, PENG J, ZHANG W. **Separation of scheelite and calcite using calcium lignosulphonate as depressant.** Sep. Purif. Technol. 2018;199:346–50.

GRASSO, C. B. **Geologia e Geometalurgia dos Minérios de Fosfato na Base do Manto de Intemperismo da Mina do Barreiro, Araxá.** 2015. Tese (Doutorado, Geologia Econômica e Prospecção) – Instituto Geociências, Universidade de Brasília, Brasília.

GUIMARÃES, R. C.; ARAUJO, A. C.; PERES, A. E. C. **Reagents in igneous phosphate ores flotation.** Minerals Engineering, v. 18, p. 199–204. 2005.

HANNA, M.S.; SOMASUNDARAN, P. (1976) **Flotation of Salt-Type Minerals.** Flotation, A.M. Gaudin Memorial volume, AIME, New York, p. 197-272.

Hanna, M.S. **The role of cationic surfactants in the selective flotation of phosphate ore constituents,** Powder Technol. 12 (1975) p. 57-64

JIAO F, DONG L, QIN W, LIU W, HU C. **Flotation separation of scheelite from calcite using pectin as depressant.** Miner. Eng. 2019;136:120–8.

LANGSCH, J. E.; MONTE, M. B. M.; UGARTE, J. F. O.; PAIVA, P. R. P.; GASPAR, J. C.; BARROS, L. A. F. **Efeito do tempo de residência e do percentual de sólidos da polpa na dissolução de cálcio e magnésio presentes em minérios carbonatados.** In: ENCONTRO NACIONAL DE TRATAMENTO DE MINÉRIOS E METALURGIA EXTRATIVA, 22.; MEETING OF THE SOUTHERN HEMISPHERE ON MINERAL TECHNOLOGY, 7., 2007, Ouro Preto. Anais [...]. Ouro Preto: UFOP, 2007. p. 1-7.

Largest fertilizer companies by market cap. Disponível em: <<https://companiesmarketcap.com/fertilizer/largest-companies-by-market-cap/>>. Acesso em: 12 jun. 2023.

LEAL FILHO, L.S.; CHAVES, A.P. Flotação. In: LUZ, A. B.; SAMPAIO, J.A.; Salvador Luiz M. de ALMEIDA, S. L. M. de (Org.). **Tratamento de Minérios. 4. ed.** Rio de Janeiro: CETEM-MTC, 2004. p. 411-455.

LIMA, L. R. **Aplicação de resíduo da indústria alimentícia na flotação de minérios fosfáticos.** Dissertação de Mestrado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral - PPGEM 2022

LIMA, O. A. **Suspensão de partículas grossas em células mecânicas de flotação.** 2009. Tese de Doutorado. Universidade de São Paulo.

LINS, F. A. F. **Concentração gravítica.** CETEM/MCT, 2010.

LOUREIRO, F. E. L., MONTE, M. B. M., NASCIENTO M. **Agrominerais-fosfato.** CETEM/MCTI, 2005.

LUZ, A. B.; SAMPAIO J.A.; FRANÇA, S. C. A. **Tratamento de minérios.** CETEM/MCT, 2010.

MARTINS, A. R. **Análise mercadológica de agrominerais: conjuntura atual e perspectivas futuras.** Trabalho de Conclusão de Curso - Engenharia de Minas, Universidade Federal de Goiás. UFG, 71p. 2018.

<https://files.cercomp.ufg.br/weby/up/710/o/ANDREZA_REINALDO_MARTINS.pdf> Acesso em: 13/05/2023

MASSI, L et al. **Fundamentos e Aplicações da Flotação como Técnica de Separação de Misturas.** Química Nova na Escola, n 28, 2008.

Materiais Didáticos. **Apatita** - Disponível em: <<https://didatico.igc.usp.br/minerais/fosfatos/apatita/>>. Acesso em: 13 jun. 2023.

MATIOLO, E., REZENDE, S., MARTINS, J., & TAKATA, L. A. Brasil Patente Nº PI 0902233-3 A2. 2011.

MATIOLO, E.; MELLO, S.; FREITAS, A. S., **Avaliação do efeito da concentração de íons na flotação de calcita com gás carbônico.** XXXVII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. 2017.

MERMA A. G. **Aspectos Fundamentais da Bioflotação do Sistema Apatita Quartzo usando a bactéria Rhodococcus opacus como Biorreagente.** Tese de Doutorado - Engenharia Química e de Materiais, Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro. Rio de Janeiro, 145 p. 2012.

NANTHAKUMAR B, GRIMM D, PAWLIK M. **Anionic flotation of high-iron phosphate ores—control of process water chemistry and depression of iron minerals by starch and guar gum.** Int. J. Miner. Process. 2009;92(1):49–57

NGOROMA, F., WIESE, J., & FRANZIDIS, J. P. (2013). **The effect of frother blends on the flotation performance of selected PGM bearing ores.** Minerals Engineering, 46–47. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2013.03.017>

NOGUEIRA, S. C. S. **Efeitos sinérgicos da mistura de reagentes no desempenho da flotação catiônica reversa de minério de ferro.** Dissertação de mestrado. (Programa de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas) - Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte. 2021.

NUNES, A. P. L.; PERES, A. E. C. **Reagentes depressores de carbonatos: uma revisão.** Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2011.

OLIVEIRA, M. P.; MALAGOLLI, G. A.; CELLA, D. **Mercado de Fertilizantes: dependência de importações do Brasil.** Interface Tecnológica, v.16, n.1, p.489-498, 2019.

OLIVEIRA, M. S., & PERES, A. E. C. (2010). **Flotabilidade da apatita e minerais de ganga provenientes de minério sílico-carbonatado com oleato de sódio.** Rem: Revista Escola de Minas, 63(3). <https://doi.org/10.1590/s0370-44672010000300019>

OLIVEIRA, M. S.; SOUZA, M. D. **Tratamento de Minérios.** CEFET/MG. Araxá, 2008.

OLIVEIRA, M. S. **Minério Fosfático Sílico-Carbonatado: Estudo Fundamental.** 2007. Tese (Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) - Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte.

OLIVEIRA, M. S.O, SANTOS, A. M. A., SOUZA, S. L. S. E., ALVES, J. V. D. S., PIRES, N. J., & SANTOS, L. H. (2022). **Avaliação Do Desempenho De Reagentes Alternativos Na Flotação De Minério Fosfático, Rocha Fresca, Utilizando Planejamento Fatorial.** Vol. XL-2022. <https://doi.org/10.17648/enemp-2022-159227>

OLIVEIRA, P. S. **Caracterização do óleo de patauá e utilização para obtenção de um reagente coletor para a flotação de minério fosfático.** [Dissertação de mestrado]. Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte; 2017.

OLIVEIRA, J. V.; ALCOVER NETO, A. **Estudo da Preparação de Amostras de Calcários por Fusão para Análise Química Instrumental Utilizando Espectrômetro De Fluorescência de Raios X.** In: JORNADA DO PROGRAMA DE CAPACITAÇÃO INSTITUCIONAL, 6., 2017, Rio de Janeiro. Anais [...]. Rio de Janeiro: PCI/CETEM, 2017. p. 155-162.

PACHÊCO, C. A. T. **Análise Técnica E Econômica Do Uso Do Óleo Da Polpa De Macaúba (Acrocomia Aculeata) Como Coletor Na Flotação.** Dissertação (Mestrado) – Programa de Pós-Graduação em Gestão Organizacional, Universidade Federal de Goiás, Catalão, 2016

PERES, A. E. C. et al. **Non-sulfide minerals plant practice.** In: FUERSTENAU, M. C.; JAMESON, G.; YOON, R. H. Froth flotation: a century of innovation. Colorado: SME, 2007. cap. 5. p. 845-868.

PERES, A. E. C.; ARAUJO, A. C. **A flotação como operação unitária no tratamento de minérios.** In: CHAVES, A. P. (Org.). A flotação no Brasil. São Paulo: Signus, 2006. p. 1-29.

PERES, A. E. C., CHAVES, A. P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios; Britagem, Peneiramento e Moagem.** 3.ed. São Paulo: Signus, 2010. 258p.

POTAFOS (2005): [www.ppi.ppic.org], Publicações POTAFOS, **Arquivo do Agrônomo no 10 – Nutri-fatos**, 24 p, acesso em 12/06/23.

QINBO, C.; JINHUA, C.; SHUMING, W.; CHENGXIU, L.; SHAOJUN, B.; DAN, L. **A mixed collector system for phosphate flotation.** Minerals Engineering, v. 78, p.114-121, 2015. dx.doi.org/10.1016/j.mineng.2015.04.020

RAVEN, H.P.; EVERT, R.F.; EICHHORN, S.E. 1996. **Biologia Vegetal.** 5ª ed. Rio de Janeiro, Editora Guanabara Koogan. 1996. 728 p

RIBEIRO, B. F. **Estudo comparativo entre equipamentos de flotação.** Monografia. Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais. 2015.

ROCHA, T. W. P. **Estudo sobre a utilização do óleo da castanha de Macaúba como coletor na microflotação de apatita.** 103 f. Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Goiás, Catalão, 2014.

RODRIGUES, A.F.S. **Agronegócio e Mineralnegócio: Relações de dependência e sustentabilidade.** In: RODRIGUES, A.F.S. (Diretor) Informe Mineral: Desenvolvimento & Economia Mundial (2008). Brasília; DNPM, v.6, 47p. Disponível em: < <https://www.gov.br/anm/pt-br/centrais-de-conteudo/dnpm/informes/informe-mineral-2008-2o-semester> > Acesso em: 13/05/2023.

RODRIGUES, R. **Um plano para os fertilizantes.** Forbes, 2021. Disponível em <<https://forbes.com.br/colunas/2021/07/roberto-rodrigues-um-plano-para-os-fertilizantes/>>. Acessado em 09/06/2023.

ROSÁRIO, L. M. **Bioflotação de apatita: Análise comparativa entre o uso da estirpe microbiana Rhodococcus erythropolis e do seu biossurfactante.** Tese de Doutorado. PUC – Rio de Janeiro. 2017.

SAMPAIO, J. A.; SILVA, F. A. N. G. **Determinação das Densidades de Sólidos e de Polpa.** In: SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. BRAGA, P. F. A. (ed.). Tratamento de Minérios: Práticas Laboratoriais. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2007. cap.2, p. 37-54.

SANTOS, K. F. **Flotação de minério fosfático sílico-carbonatado.** 2017. Trabalho de Conclusão de Curso (Bacharelado em Engenharia de Minas) - Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais, Araxá.

SAMPAIO, J. A.; BALTAR, C. A. M. **Ensaio de Flotação.** In: SAMPAIO, João Alves.; FRANÇA, Sílvia Cristina Alves.; BRAGA, Paulo Fernando Almeida.

Tratamento de Minérios; Práticas Laboratoriais. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2007. Cap. 13, p. 237-252.

SANTANA, C. R. **Efeito da Altura da Coluna na Flotação de Minério Fosfático em Diferentes Granulometrias**. Universidade Federal De Uberlândia Faculdade De Engenharia Química. 2011.

SANTOS, E. J. A. D., & MATIOLO, E. (2022). **Estudo de concentração de apatita em amostra de minério de fosfato de origem ígnea**. XI Jornada do Programa de Capacitação Institucional -PCI/CETEM -17 e 18 de novembro de 2022 48. [s.l: s.n.]. Disponível em: <<http://mineralis.cetem.gov.br/bitstream/cetem/2643/1/Ernande%20Jo%C3%A3o%20Alvarenga%20dos%20Santos.pdf>>. Acesso em: 13 jun. 2023.

SANTOS, M. A dos. **Estudo da influência de íons contaminantes na flotação de apatita em coluna**. 2010. 149 f. Tese (Mestrado) - Área de Concentração em Pesquisa e Desenvolvimento de Processos Químicos. Faculdade de Engenharia Química da UFU, Uberlândia.

SEAE, Secretaria Especial de Assuntos Estratégicos. **Produção Nacional de Fertilizantes: estudo estratégico (2020)**. Disponível em: <https://www.gov.br/planalto/ptbr/assuntos/assuntos-estrategicos/documentos/estudos-estrategicos/sae_publicacao_fertilizantes_v10.pdf>. Acesso em: 13/05/2023.

SEVEROV, V. V.; FILIPPOVA, I. V.; FILIPPOV, L. O. **Use of fatty acids with an ethoxylated alcohol for apatite flotation from old fine-grained tailings**. Minerals Engineering, v.188, p.107832, 2022. doi.org/10.1016/j.mineng.2022.107832.

SHOBHANA, D; SANTOSH, P; RATNAKAR, S. **Study of interactions of frother blends and its effect on coal flotation**. Powder Technology, v. 260, p. 78-83, 2014.

SILVA, A.C., CARA, D. V. C., SILVA, E. M. S., LEAL, G. C., MACHADO, A. M., SILVA, L. M. **Apatite bioflotation using spent yeast (*Saccharomyces cerevisiae*) cells as collector**. Technol. em Metal. Mater. e mineração 15, p. 475-480. 2018

SILVA, A.Q.N.; MONTENEGRO, L.C.M.; GALERY, R.; TURRER, H.D.G.; MAZZINGHY, D.B.; AQUINO JUNIOR, L.C. **Concentração de minério de ferro itabirítico através de célula de flotação pneumática**. Tecnologia em metalurgia, materiais e mineração, vol.12, p 129-133. São Paulo, 2015.

SILVA, L. P. G; SILVA, J. I. S. S; MELO, E. J; SILVA, E. E. P. S. **Estudo das propriedades físico-químicas do amido de milho como depressor na hidrofobicidade do mineral apatita**. Centro Científico Conhecer - ENCICLOPÉDIA BIOSFERA, vol.5, n.8, Goiânia, 2009.

SILVA, A. C.; CARA, D. V. C.; SILVA E. M. S.; LEAL. G. S.; MACHADO, A. M.; SILVA L. M. **Apatite flotation using saponified baker's yeast cells**

(*Saccharomyces cerevisiae*) as a bioreagent. Journals of Material Research and Technology, v.8, n.1, p.752-758, 2019. doi.org/10.1016/j.jmrt.2018.05.018.

SILVA, A. et al. **Flotação De Rocha Fosfática Utilizando Duas Variedades De Fubá De Milho Como Depressor.** [s.l.: s.n.]. Disponível em: <<http://www.entmme2019.entmme.org/trabalhos/154.pdf>>. Acesso em: 13 jun. 2023.

SILVA, T. C. **Utilização do óleo de pequi como coletor na microflotação de apatita.** 137 f. Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Goiás, Catalão, GO, 2014

SIS, H.; CHANDER, S. **Reagents used in the flotation of phosphate ores; a critical review.** Minerals Engineering, vol 16, p. 577-585, 2003

SOUZA, M. D., OLIVEIRS, M. S. **Tratamento de Minérios.** Apostila do curso Técnico em Mineração, CEFET/MG. Araxá, MG, 2012.

SOUSA, D. N. **Avaliação do uso da farinha e amido de milho como depressores na flotação de minerais** [tese]. Catalão: Universidade Federal de Goiás; 2019.

SOUZA, A.E. **Balanço Mineral Brasileiro - Fosfato.** DNPM, 2001. p. 1-2.

SPITZER, D. L. **Froth flotation of phosphate rock.** Mestrado em Engenharia Química – Universidade Louisville, Kentucky. 1947.

TIJSSELING, L. T., DEHAINE, Q., ROLLINSON, G. K., & GLASS, H. J. (2019). **Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors.** Minerals Engineering, 138. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.04.022>

TOHRY A, DEHGHAN R, de SALLES L. F. L, CHELGANI S. C. **Tannin: an eco-friendly depressant for the green flotation separation of hematite from quartz.** Miner. Eng. 2021;168:106917.

TOLEDO, M.C.M.; PEREIRA, V.P. (2001) **Variabilidade de Composição da Apatita Associada a Carbonatitos.** Revista do Instituto Geológico, 22 (1/1), p. 27-64 apud

UNITED STATES GEOLOGICAL SURVEY - USGS. **Phosphate Rock. Mineral Commodity Sumaries.** Reston, Virginia, US:USGS, 2021. Disponível em: http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/phosphate_rock/. Acessado em 12/06/2023.

WANG C, et al. **Separation of sphalerite and dolomite using sodium alginate as an environmentally friendly depressant in a carbonate-hosted Pb-Zn ore system.** J. Clean. Prod. 2022;380:135107

WANG X, XIE R, LIU J, ZHU Y. **The utilization of tamarind seed gum as a novel dolomite depressant in the selective flotation of apatite from dolomite.** Adv. Powder Technol. 2023;34(6):104022

ZENG M, YANG B, GUAN Z, ZENG L, LUO H, DENG B. **The selective adsorption of xanthan gum on dolomite and its implication in the flotation separation of dolomite from apatite.** Appl. Surf. Sci. 2021;551:149301.

ZHONG C, et al. **The role of sodium alginate in the flotation separation of apatite and dolomite.** Powder Technol. 2020;373:620–6

ZHONG, C., FENG, B., ZHANG, L., ZHANG, W., WANG, H., & GAO, Z. (2022). **Flotation separation of apatite and calcite using gum arabic as a depressant. Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects**, 632. <https://doi.org/10.1016/j.colsurfa.2021.127723>

ZHU Y, YANG L, HU X, ZHANG X, ZHENG G. **Flotation separation of quartz from magnesite using carboxymethyl cellulose as depressant.** Trans. Nonferrous Metals Soc. China 2022;32(5):1623–37