

CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS –
UNIDADE ARAXÁ

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas

Mestrado Profissional

Avaliação da dispersão na deslamagem e flotação de minério fosfático

Autora: Maria Virgínia da Cunha

Orientadora: Profa. Dra. Michelly dos Santos Oliveira

Coorientadores: Prof. Dr. Carlos Alberto Pereira e Prof. Dr. Mario Guimarães Junior

Araxá

2022

CENTRO FEDERAL DE EDUCAÇÃO TECNOLÓGICA DE MINAS GERAIS –
UNIDADE ARAXÁ

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas

Mestrado Profissional

Maria Virgínia da Cunha

AVALIAÇÃO DA DISPERSÃO NA DESLAMAGEM E FLOTAÇÃO DE MINÉRIO
FOSFÁTICO

Dissertação de Mestrado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia de Minas do Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais.

Área de concentração: Engenharia de Minas

Orientadora: Profa. Dra. Michelly dos Santos Oliveira

Coorientadores: Prof. Dr. Carlos Alberto Pereira e
Prof. Dr. Mario Guimarães Junior

Araxá

2022

ATA DA 10ª DEFESA DE DISSERTAÇÃO DO PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS – MESTRADO PROFISSIONAL

Aos 28 (vinte e oito) dias do mês de outubro do ano de 2022 (dois mil e vinte dois), às 08h30min (oito horas e trinta minutos), através da Plataforma Microsoft TEAMS, foi instalada a Sessão Pública para a Defesa de Dissertação da Mestranda Maria Virgínia da Cunha, *sob a forma parcialmente remota (Resolução CPPG 08/2020, de 09/07/2020; Resolução CEPE 09/2020, de 17/11/2020)*, sendo a banca examinadora composta pela Profa. Dra. Michelly dos Santos Oliveira (Presidente) – CEFET- MG, Prof. Dr. Carlos Alberto Pereira (Coorientador) – Universidade Federal de Ouro Preto – UFOP, Prof. Dr. Mario Guimarães Junior (Coorientador) – CEFET-MG, Prof. Dr. Luciano Fernandes de Magalhães (membro externo) – Universidade Federal de Minas Gerais - UFMG e Prof. Dr. Fábio de São José (Membro interno) – CEFET-MG.

Dando início aos trabalhos o(a) Presidente, com base no Regulamento do Programa e nas Normas que regem as Sessões de Defesa de Dissertação, concedeu a Mestranda Maria Virgínia da Cunha, até 40 (quarenta) minutos para a apresentação do seu trabalho intitulado “AVALIAÇÃO DA DISPERSÃO NA DESLAMAGEM E FLOTAÇÃO DE MINÉRIO FOSFÁTICO”, na Área de Concentração: *Engenharia de Minas* e Linha de Pesquisa *Processamento de Minério e Rejeitos*. Terminada a exposição, a Presidente da Banca examinadora passou a arguição da candidata pelos membros da banca examinadora. Dando continuidade, ainda de acordo com as normas que regem a Sessão, a Presidente solicitou aos presentes que se retirassem do recinto para que a banca examinadora procedesse a análise e decisão, anunciando, a seguir publicamente, que a Mestranda foi aprovada por unanimidade. Para constar, foi lavrada a presente ATA que, após aprovada, vai assinada pelos membros da Banca Examinadora e pela Mestranda.

Araxá, 28 de outubro de 2022



Documento assinado digitalmente

MICHELLY DOS SANTOS OLIVEIRA
Data: 28/10/2022 13:06:49-0300
Verifique em <https://verificador.iti.br>

Prof. Dra. Michelly dos Santos Oliveira
Presidente (CEFET-MG)

CARLOS ALBERTO PEREIRA:26446871600
Assinado de forma digital por
CARLOS ALBERTO PEREIRA:26446871600
Dados: 2022.10.28 12:44:55

Prof. Dr. Carlos Alberto Pereira
Coorientador (CEFET-MG)



Prof. Dr. Fábio de São José
Membro interno (CEFET-MG)



Prof. Dr. Mario Guimarães Junior
Coorientador (CEFET-MG)



Prof. Dr. Luciano Fernandes de Magalhães
Membro externo (UFMG)



Engª Maria Virgínia da Cunha
Discente

Cunha, Maria Virgínia da
C972a Avaliação da dispersão na deslamagem e flotação de minério
fosfático / Maria Virgínia da Cunha. – 2022.
90 f. : il.

Orientadora: Profa. Dra. Michelly dos Santos Oliveira.
Coorientadores: Prof. Dr. Carlos Alberto Pereira.
Prof. Dr. Mario Guimarães Junior.

Dissertação (mestrado) – Centro Federal de Educação
Tecnológica de Minas Gerais, Programa de Pós-Graduação em
Engenharia de Minas, Araxá, 2022.

Bibliografia.

1. Beneficiamento de minérios – Teses. 2. Dispersão - Teses. 3.
Deslamagem – Teses. 4. Flotação – Teses. 5. Minério fosfático –
Teses. I. Oliveira, Michelly dos Santos. II. Pereira, Carlos Alberto. III.
Guimarães Junior, Mario. IV. Centro Federal de Educação Tecnológica
de Minas Gerais. V. Título.

CDU 622.7

AGRADECIMENTOS

Em primeiro lugar, agradeço a Deus e a Nossa Senhora por tanto amor e por terem providenciado tudo o que foi preciso ao longo desses anos. Menciono também Santa Teresinha do Menino Jesus, pela qual tenho especial devoção, pois foi minha fiel intercessora!

Aos meus pais Maria Abadia e José Vilmar, por tudo o que fizeram e fazem por mim e pelo apoio incondicional. Aos meus queridos irmãos Gian, Geovani e Geciel também deixo meu agradecimento. Eu os amo e essa conquista também é de vocês!

À minha querida orientadora Prof^a. Dra. Michelly, expresso meus agradecimentos por ter contribuído tanto com a minha formação. Você com toda certeza é uma das minhas inspirações! Aos meus coorientadores Prof. Dr. Mário e Prof. Dr. Carlos Alberto por todo apoio e contribuição. Com carinho deixo meu agradecimento aos professores Francisco, Natal, Fábio, Leonardo, Leandro e Allan por todo apoio, presença e ajuda durante esse tempo.

À empresa fornecedora de amostras, reagentes e análises, agradeço pela parceria e toda ajuda necessária. Ao CEFET-MG Unidade Araxá e ao Departamento de Minas e Construção Civil, pelo aprendizado, acolhimento e apoio. Agradeço não só por esse tempo de mestrado, mas por cada momento durante os dez anos de formação que passei na instituição.

Aos Engenheiros de Minas Felipe Teixeira e Santiago Cruz por toda ajuda e prestatividade. Ao Engenheiro de Minas João Victor, que foi técnico do laboratório de Tratamento de Minérios, agradeço por não medir esforços para me ajudar e agradeço também ao Victor, estagiário do laboratório. À minha companheira de laboratório e ajudante Stéfany, pela ajuda e presença que foram essenciais para chegar até aqui! Também agradeço a Sofia, graduanda em Engenharia de Minas por toda ajuda no laboratório.

À cada um dos meus amigos, tanto aos que estão perto fisicamente, quanto aos que moram longe. A amizade e orações de vocês foram fundamentais! Em especial agradeço a Talita, Maria Shirley, Ana Letícia, Irinéia, Maritssa, Léryk, Matheus e Mariana. Agradeço também ao Grupo de Oração Nossa Senhora da Conceição e ao GPP do CEFET. Obrigada meus irmãos de caminhada, por sempre me mostrarem que com fé, confiança e esperança, tudo se encaminha.

Enfim, meu muito obrigada a todos que de alguma forma contribuíram para a concretização desse mestrado. Se eu fosse expressar toda minha gratidão, apenas essa página não seria suficiente!

“É justo que muito custe o que muito vale.”

(Santa Teresa d’Ávila)

RESUMO

A deslamagem é uma das etapas do beneficiamento de minério fosfático, responsável pela retirada de finos e lamas. Sabe-se que a presença de finos pode acarretar inúmeros problemas na etapa de flotação, como o gasto excessivo de reagentes e o recobrimento de partículas grosseiras pelas lamas (*slime coating*). Dentro dessa linha de raciocínio, o presente trabalho se justifica pelos benefícios trazidos pela eliminação de partículas muito finas, o que favorece o aumento da seletividade e a recuperação de P_2O_5 . A redução da quantidade de reagentes seguido do aumento da eficiência da etapa de deslamagem, também são hipóteses auspiciosas. Ademais, o projeto tem como propósito, investigar a influência da dispersão na deslamagem e na flotação de minério fosfático, além de articular a comparação de dispersantes e valores de pH, utilizando para esse desfecho o cálculo do grau de dispersão, da recuperação metalúrgica global, da razão de seletividade e a análise de teor na operação de deslamagem e flotação. Nesse sentido, espera-se com essa pesquisa, a otimização da deslamagem e também da flotação, buscando melhores resultados, por meio de técnicas de dispersão. Para alcançar esses objetivos, ensaios de flotação; deslamagem combinada com a flotação; dispersão combinada com deslamagem e flotação; e dispersão combinada com flotação, foram produzidos e verificados. Para tanto, foi utilizada uma amostra de minério fosfático proveniente de uma empresa localizada na região do Alto Paranaíba, no estado de Minas Gerais. Os ensaios de dispersão foram realizados por meio de tubo de dispersão e otimizados com auxílio do *software* Minitab. Os ensaios de flotação e de deslamagem foram realizados em célula mecânica. O uso de dispersantes mostrou ser eficiente para a deslamagem pois diminuiu o valor da perda metalúrgica. No entanto, os dispersantes adicionados previamente a flotação contribuíram para aumentar a recuperação metalúrgica, mas apenas um ensaio teve aumento no teor de P_2O_5 . O reagente hexametáfosfato de sódio na concentração de 3000 mg/L proporcionou o maior grau de dispersão, porém na flotação em bancada apresentou os menores valores de recuperação metalúrgica e teor de P_2O_5 . Já o experimento utilizando silicato de sódio, com deslamagem e dosagem de 3000 g/t, foi a melhor condição tanto para a deslamagem quanto para a flotação. Por fim, quando se compara o ensaio de flotação e o de flotação com deslamagem (ambos sem adição de dispersantes), observa-se que apesar da diminuição da recuperação metalúrgica, há aumento no teor de P_2O_5 e nas razões de seletividade. Esses aumentos podem justificar a utilização de deslamagem precedendo a flotação.

Palavras-chaves: Dispersão. Deslamagem. Flotação. Minério fosfático.

ABSTRACT

Deslamming is one of the stages of the processing of phosphatic ore, responsible for the removal of fines and slats. It is known that the presence of fines can cause numerous problems in the flotation stage, such as excessive expenditure of reagents and coating of coarse particles by slime coating. Within this line of reasoning, the present work is justified by the benefits brought by the elimination of very fine particles, which favors the increase of selectivity and the recovery of P_2O_5 . The reduction in the amount of reagents followed by increased efficiency of the deslamming stage are also auspicious hypotheses. Furthermore, the purpose of the project is to investigate the influence of dispersion on deslamation and flotation of phosphatic ore, in addition to articulating the comparison of dispersants and pH values, using for this outcome the calculation of the degree of dispersion, global metallurgical recovery, the selectivity ratio and the analysis of content in the deslamation and flotation operation. In this sense, it is expected with this research, the optimization of deslamation and also flotation, seeking better results, through dispersion techniques. To achieve these goals, flotation tests; deslamming combined with flotation; dispersion combined with deslamation and flotation; and dispersion combined with flotation, were produced and verified. For this, a sample of phosphatic ore from a company located in the Alto Paranaíba region, in the state of Minas Gerais, was used. The dispersion tests were performed by means of a dispersion tube and optimized with the aid of the Minitab software. Flotation and deslamation assays were performed in mechanical cells. The use of dispersants proved to be efficient for deslamming because it decreased the value of metallurgical loss. However, dispersants previously added to flotation contributed to increase metallurgical recovery, but only one assay had an increase in P_2O_5 content. The sodium hexametaphosphate reagent at a concentration of 3000 mg/L provided the highest degree of dispersion, but in the bench flotation presented the lowest values of metallurgical recovery and P_2O_5 content. The experiment using sodium silicate, with deslamation and dosage of 3000 g/t, was the best condition for both deslamation and flotation. Finally, when comparing the flotation assay and flotation assay with deslamation (both without adding dispersants), it is observed that despite the decrease in metallurgical recovery, there is an increase in P_2O_5 content and selectivity ratios. These increases may justify the use of deslamation preceding flotation.

Key-words: Dispersal. Slimming. Flotation. Phosphate ore.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	14
1.2 - Objetivos.....	15
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	16
2.1 - Minério fosfático	16
2.2 - Beneficiamento de minério fosfático.....	17
2.3 - Flotação	18
2.3.1 – Química de superfície.....	21
2.3.2 - Reagentes de flotação	24
2.3.3 – Dispersantes	25
2.4 - Efeito dos finos na flotação	29
2.5 - Deslamagem	34
3. METODOLOGIA	36
3.1 – Estudo de dispersantes.....	38
3.1.1 – Preparação e caracterização da amostra	38
3.1.2 – Ensaios de dispersão.....	39
3.2 – Testes de bancada	41
3.2.1 - Ensaios de flotação	41
3.2.2 – Ensaios de deslamagem.....	45
3.2.3 – Planejamento fatorial.....	46
4. RESULTADOS E DISCUSSÃO	48
4.1 – Caracterização da amostra	48
4.2 – Estudos de dispersantes.....	49
4.3 – Testes de bancada	56
4.3.1 – Efeito da dispersão na flotação.....	65
4.3.2 – Ensaios de deslamagem.....	71

5. CONCLUSÕES.....	74
6. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	76
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	77
APÊNDICES	83

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Fluxograma do processo de beneficiamento de minério fosfático em rota úmida ..	17
Figura 2 - Modelo detalhado da Dupla Camada Elétrica na superfície de um sólido	22
Figura 3 - Teoria DLVO clássica: curvas de energia de interação em função da distância de aproximação mútua de duas partículas	23
Figura 4 - Efeito do diâmetro de partícula na recuperação e cinética de flotação.....	30
Figura 5 - Possíveis efeitos de partículas "muito finas" na flotação	32
Figura 6 - Etapas realizadas.....	37
Figura 7 - Tubo de dispersão	40
Figura 8 - Célula de flotação CDC	43
Figura 9 - Desenho esquemático do processo de sifonação	46
Figura 10 - Curva granulométrica da alimentação	48
Figura 11 - Comparação entre a variação dos tempos de sedimentação das partículas do overflow da dispersão	50
Figura 12 - Grau de dispersão em função do pH.....	50
Figura 13 - Análise estatística do grau de dispersão em função do pH.....	51
Figura 14 - Grau de dispersão em função dos reagentes e concentrações.....	52
Figura 15 - Primeira otimização de reagentes	53
Figura 16 - Análise de diferença estatística para hexametáfosfato de sódio	54
Figura 17 - Segunda otimização de reagentes	54
Figura 18 - Terceira otimização de reagentes.....	55
Figura 19 - Análise estatística do lauril-éter sulfato de sódio	55
Figura 20 – Flotação (precedida de deslamagem) utilizando DP-304A com dosagem de 3000 g/t.....	57
Figura 21 - Gráfico de Pareto dos Efeitos Padronizados (recuperação metalúrgica global)	59
Figura 22 - Gráfico Normal dos Efeitos Padronizados (recuperação metalúrgica global).....	61
Figura 23 - Gráfico de Pareto dos Efeitos Padronizados (teor)	62
Figura 24 - Gráfico Normal dos Efeitos Padronizados (teor).....	63
Figura 25 - Otimização da resposta	64
Figura 26 - Comparativo entre recuperação metalúrgica e teor na condição otimizada (médias)	66
Figura 27 - Comparativo entre as médias de teor e recuperação metalúrgica global.	67

Figura 28 - Flotação (sem deslamagem) utilizando lauril-éter sulfato de sódio com dosagem de 3000 g/t.....	68
Figura 29 - Estrutura molecular do lauril-éter sulfato de sódio.....	69
Figura 30 - Estrutura molecular do ácido graxo (ácido linoleico).....	69
Figura 31 - Comparação entre as médias das razões de seletividade	70
Figura 32 - Comparação entre os teores de P_2O_5 no rejeito	70
Figura 33 – Médias dos teores de P_2O_5 na lama.....	72
Figura 34 - Médias das perdas metalúrgicas.	73
Figura 35 - Deslamagem utilizando lauril-éter sulfato de sódio com dosagem de 3000 g/t. ...	73

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Equipamentos e ensaios realizados	38
Tabela 2 - Variáveis da flotação	43
Tabela 3 - Variáveis do planejamento fatorial.....	47
Tabela 4 - Análise química dos principais óxidos da alimentação	49
Tabela 5 - Grau de dispersão em função dos reagentes e concentrações	52
Tabela 6 - Teor de P_2O_5 e recuperação metalúrgica dos testes preliminares	56
Tabela 7 - Teor de P_2O_5 no concentrado e recuperação metalúrgica	58
Tabela 8 - Análise de variância (recuperação metalúrgica global)	60
Tabela 9 - Análise de variância (teor)	62
Tabela 10 - Teor de P_2O_5 , recuperação metalúrgica global e razões de separação para SiO_2 e Fe_2O_3 (médias).....	65
Tabela 11 - Análise química dos principais óxidos da lama (médias)	71
Tabela 12 - Análise de densidade	83
Tabela 13 - Análise química dos principais óxidos dos ensaios preliminares de flotação: 500 g/t, com deslamagem	83
Tabela 14 - Planejamento de experimentos	84
Tabela 15 - Análise química dos principais óxidos dos ensaios de flotação (médias).....	85
Tabela 16 - Balanço metalúrgico (ensaio preliminar): hexametáfosfato de sódio, 500 g/t, com deslamagem	85
Tabela 17 - Balanço metalúrgico (ensaio preliminar): DP-304A, 500 g/t, com deslamagem..	86
Tabela 18 - Balanço metalúrgico (ensaio preliminar): lauril-éter sulfato de sódio, 500 g/t, com deslamagem	86
Tabela 19 - Balanço metalúrgico (ensaio preliminar): silicato de sódio, 500 g/t, com deslamagem	87
Tabela 20 - Balanço metalúrgico (médias): silicato de sódio, 500 g/t	87
Tabela 21 - Balanço metalúrgico (médias): silicato de sódio, 3000 g/t	88
Tabela 22 - Balanço metalúrgico (médias): DP-304A, 500 g/t.	88
Tabela 23 - Balanço metalúrgico (médias): lauril-éter sulfato de sódio, 500 g/t.	89
Tabela 24 - Balanço metalúrgico (médias): lauril-éter sulfato de sódio, 3000 g/t.	89
Tabela 25 - Balanço metalúrgico (médias): flotação precedida de deslamagem e sem dispersão.	90

LISTA DE EQUAÇÕES

Equação 1 – Cálculo da probabilidade de flotação.....	19
Equação 2 – Cálculo do grau de dispersão.....	40
Equação 3 – Recuperação metalúrgica.....	43
Equação 4 – Razão de seletividade para SiO_2	43
Equação 5 – Razão de seletividade para Fe_2O_3	43
Equação 6 – Equação de regressão em unidades codificadas para recuperação metalúrgica global.....	61
Equação 7 – Equação de regressão em unidades codificadas para teor.....	64

1. INTRODUÇÃO

A rocha fosfática é um dos tipos de rochas onde é encontrado o elemento fósforo, sendo considerada a única fonte viável para essa extração. Sua maior utilização está na indústria de fertilizantes, mas também pode ser utilizada na indústria farmacêutica, no campo da química, entre outras aplicações (SOUZA E FONSECA, 2009; LUZ E LINS, 2008; MISHRA, 1978).

Quando se trata do beneficiamento, aqui no Brasil, o minério fosfático passa pelas etapas de britagem, estocagem, homogeneização, moagem primária, separação magnética de baixa intensidade, moagem secundária, classificação, deslamagem, flotação, separação magnética de alta intensidade e espessamento (LUZ E LINS, 2008; MATIOLO *et al.*, 2017).

A etapa de deslamagem, executada antes da flotação, é uma prática comum no Tratamento de Minérios e nela pode ocorrer a utilização de reagentes para aumentar o grau de dispersão de partículas finas. Desse modo, aventa-se um aumento na eficiência da deslamagem, o que é muito importante na flotação (ASSIS, 2014). Esses reagentes, conhecidos como dispersantes, são reagentes (orgânicos ou inorgânicos) capazes de individualizar partículas minerais agregadas visando sua separação. São utilizados geralmente em processos onde há grande quantidade de finos (LUZ *et al.*, 2010).

Os finos, por sua vez, podem ser naturais ou gerados pelas operações de cominuição e são considerados nocivos para a flotação, uma vez que podem promover uma série de problemas. Dentre eles podemos elencar: menor recuperação, maior consumo de reagentes, recobrimento de partículas grossas (*slime coating*), dificuldade na adesão de partículas grossas à bolha, maior rigidez na espuma, adsorção não seletiva de reagentes, maior solubilidade de minerais e maior hidratação das superfícies. Com base nessas evidências é necessário pensar em uma alternativa viável para otimizar a retirada desses finos presentes na polpa, sendo que, uma das possibilidades é a dispersão seguida da deslamagem. Geralmente a realização da deslamagem ocorre no beneficiamento de minério fosfático, com o intuito de se retirar as lamas (TABOSA, 2007; TOTOU, 2010; BALTAR, 2010; OLIVEIRA, 2006; EL-SHALL *et al.*, 2004).

Diante disso, essa pesquisa se justifica pelos benefícios trazidos pelo uso de dispersantes, no que diz respeito a contribuição aos processos de retirada de finos. A retirada dos finos, aumenta a seletividade, a recuperação de P_2O_5 e diminui os gastos com reagentes de flotação.

Ademais, o uso de dispersantes eleva a eficiência da etapa de deslamagem, o que também justifica a realização desse estudo. É conhecido que a otimização da deslamagem pode promover um melhor aproveitamento do bem mineral, colaborando para a redução de geração de rejeitos, além de proporcionar uma maior lucratividade e menor geração de volume de lamas.

1.2 - Objetivos

Investigar a influência da dispersão nas etapas de deslamagem e flotação de minério fosfático.

Os objetivos específicos são:

- comparar dispersantes usuais na mineração (silicato de sódio, hexametáfosfato de sódio, AGLP e DP304-A) bem como reagentes que não são usuais na área da mineração (lauril-éter sulfato de sódio, lecitina de soja e triton X-100), por meio de testes de dispersão, com base no valor do grau de dispersão;
- testar os melhores dispersantes em ensaios de dispersão e flotação em bancada para o minério fosfático de baixo teor;
- avaliar a influência do tipo de reagente, dosagem de dispersante e presença de deslamagem na flotação de apatita.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Ao longo desse capítulo serão abordados assuntos relevantes para o presente trabalho. Primeiramente, serão apresentadas algumas características do minério fosfático e sua rota de beneficiamento mais comumente utilizada. Posteriormente, serão apresentadas as etapas de classificação e concentração, seus princípios de funcionamento, equipamentos e reagentes, além de uma explanação sobre deslamagem e dispersão.

2.1 - Minério fosfático

O fósforo é o elemento não metálico da Tabela Periódica de número atômico 15 e é encontrado com muita abundância na natureza, possuindo reatividade com vários compostos de importância. Dentre tantas aplicações do elemento fósforo, uma das que possui mais destaque é a produção de fertilizantes, sendo que o elemento é utilizado como macronutriente primário em conjunto com o potássio e o nitrogênio. Além disso, outros exemplos de aplicação do fósforo são o tratamento de água visando fins industriais (nesse caso os fosfatos são condensados), a fabricação de detergentes sintéticos (nesse caso é utilizado o polifosfato de sódio) e em cremes dentais (fosfato de sódio, nesse caso) (OLIVEIRA, 2007).

Mundialmente o fósforo pode ser encontrado em depósitos ígneos, sedimentares e biogênicos. Os mais importantes são os sedimentares, presentes no Marrocos, noroeste do Saara, Oriente Médio e Estados Unidos, e os ígneos, localizados na África do Sul, Finlândia, Brasil e Rússia (SOUZA, 2001; SOUZA E FONSECA, 2009).

Os países onde o minério fosfático ou a rocha fosfática é encontrada em maior abundância são os Estados Unidos, Marrocos e Rússia, com cerca de 60% de todas as reservas. No Brasil se encontra 0,72% das reservas mundiais, principalmente nos estados de Minas Gerais, São Paulo e Goiás (SOUZA E FONSECA, 2009).

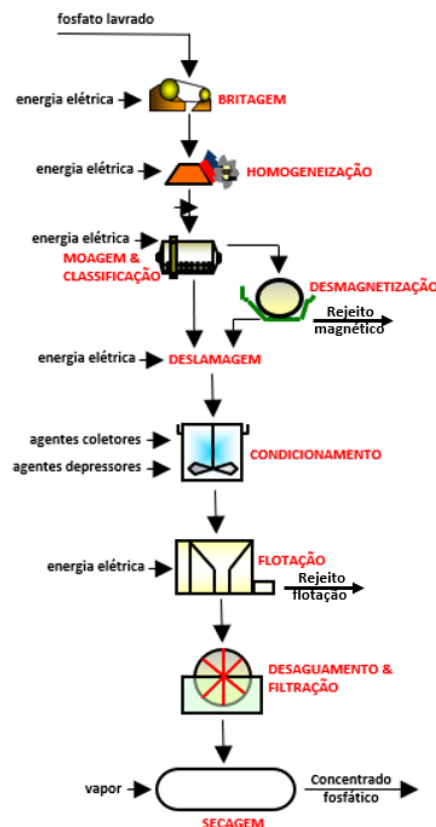
Existem ocorrências de inúmeros tipos de fosfatos, ou seja, de minérios portadores do elemento fósforo, sendo os fosfatos de cálcio (que pertencem ao grupo da apatita) os mais comuns. Esses minérios podem ser utilizados de duas maneiras: após beneficiamento ou na sua forma natural (sem passar pelas etapas do beneficiamento) (LUZ E LINS, 2008).

Um dos minerais-minério de fósforo é chamado de apatita e geralmente é encontrado em rochas carbonatíticas. Dentro do grupo da apatita, existem diversos minerais de fósforo sendo que a maior parcela deles é caracterizada por um fosfato cristalino de cálcio com flúor, dotado de características como fratura conchoidal, brilho vítreo e cor variável (SOUZA E FONSECA, 2009).

2.2 - Beneficiamento de minério fosfático

A extração da rocha fosfática se dá tanto por lavra de superfície (lavra a céu aberto) quanto subterrânea e para seu beneficiamento são utilizadas inúmeras técnicas e diversos tipos de equipamentos. O beneficiamento pode ser atingido através de vários processos a depender do grau de liberação das partículas e também de outras características do minério. Processos diferentes como peneiramento, calcinação, lixiviação e flotação podem ser utilizados para alcançar esse fim (PTÁCEK, 2016). A Figura 1 mostra um fluxograma típico de beneficiamento a úmido de minério fosfático por flotação direta.

Figura 1 - Fluxograma do processo de beneficiamento de minério fosfático em rota úmida



Fonte: adaptado de CEKINSKI, 1990

No beneficiamento do minério fosfático é de fundamental importância saber sobre a disponibilidade da água pois isso determinará quais processos serão utilizados. Já quando se trata de finos, sabe-se que a sua remoção pode ser feita utilizando combinações de cominuição, lavagem, peneiramento e/ou hidrociclone (PTÁCEK, 2016).

2.3 - Flotação

O processo de flotação foi criado em 1906 e vem se mostrando uma operação muito importante e versátil. A flotação permite que seja realizado o beneficiamento de minérios que muitas vezes não são considerados economicamente viáveis, ou seja, minérios de teores baixos e que se encontram finamente disseminados. Ademais, essa etapa do beneficiamento de minérios proporciona a separação seletiva de minerais considerados complexos como por exemplo o cobre-zinco e o chumbo-zinco (TABOSA, 2007).

Baltar (2021) comenta que pelo menos 2 bilhões de toneladas de minérios são tratados anualmente por flotação. A operação se destaca por ser o principal meio de concentração de minérios da atualidade e particularmente no Brasil essa etapa do beneficiamento de minérios mostrou ter um papel fundamental para a expansão do setor mineral, sobretudo quando diz respeito aos processos utilizando minério de ferro e minério fosfático. Além disso, a flotação tem permitido a viabilidade de concentrar minérios que apresentam baixos teores (LIMA *et al.*, 2019; ALBUQUERQUE, 2010; SILVA, 2015).

O sucesso da flotação é devido as suas vantagens: versatilidade, eficiência e tolerância aos finos. A versatilidade dessa operação está relacionada a propriedade diferenciadora ser a molhabilidade da superfície mineral. Diferente dos processos que utilizam concentração física onde as características físicas (magnetismo, densidade, condutividade, entre outras) não podem sofrer alteração, as características de superfície podem ser alteradas e espécies hidrofílicas podem ser transformadas em hidrofóbicas e vice e versa (BALTAR, 2021).

Quando se leva em conta a eficiência, sabe-se que nenhuma outra operação de concentração é tão efetiva quanto a flotação, pois a possibilidade de mudança das características de superfície e a grande quantidade de produtos químicos usados para esse fim, promovem uma separação mais precisa. E por fim, a tolerância aos finos se dá pois à medida que o tamanho das partículas diminui mais as forças superficiais vão adquirindo importância, diferentemente das propriedades físicas (BALTAR, 2021).

O sistema envolvido na flotação é trifásico, constituído pelas fases líquida, sólida e gasosa. A fase líquida é composta pela água, uma espécie polar, a fase gasosa é representada pelo gás que é formado predominantemente por moléculas apolares e a fase sólida é constituída pelas partículas minerais presentes na polpa (SILVA, 2015).

A seletividade do processo de flotação se baseia no diferente grau de hidrofobicidade que as partículas podem apresentar, sendo que esse grau está relacionado com a “molhabilidade” das partículas pela água. O contrário da hidrofobicidade é a hidrofilicidade. As partículas hidrofóbicas são apolares e têm afinidade pelo ar, enquanto que as partículas hidrofílicas são polares e tem afinidade pela água (PERES, 2020; TOTOU, 2010).

Na teoria, é possível realizar a separação de espécies hidrofóbicas e hidrofílicas através da passagem de um fluxo de ar pela suspensão que contém as duas espécies. Com isso, as partículas hidrofóbicas aderem-se as bolhas e são transportadas por elas enquanto que as hidrofílicas permanecem em suspensão (VALADÃO E ARAÚJO, 2012).

Para acontecer a flotação efetivamente é necessário que se obtenha sucesso em três etapas. A primeira etapa consiste na aproximação da superfície da partícula com a superfície da bolha e a segunda no afinamento do filme líquido que envolve a bolha e a separa da partícula. Finalmente, a terceira etapa consiste na ruptura do filme, fazendo com que ocorra o contato entre as três fases presentes no sistema (TORTORELLI *et al.*, 1997).

Segundo Reis (2019), a junção dessas três etapas apresentadas proporciona a obtenção da probabilidade de flotação, mostrada através da Equação 1.

$$P = P_c * P_a * P_s \quad \text{Eq. (1)}$$

onde:

- a) P é a probabilidade de flotação;
- b) P_c é a probabilidade de colisão bolha-partícula;
- c) P_a é a probabilidade de adesão entre partículas hidrofóbicas e bolhas de ar;
- d) P_s é a probabilidade de formação de um agregado bolha-partícula estável.

Capponi (2005) descreve o processo de colisão como a aproximação de uma partícula com a superfície de uma bolha, permitindo com que as forças superficiais possam atuar. Mesmo não havendo uma teoria quantitativa que trate ao mesmo tempo da distribuição do tamanho de partículas e bolhas e da concentração de sólidos, através de condições específicas de regime, a probabilidade de colisão é medida experimentalmente pela eficiência de colisão.

Já a adesão pode ser considerada como o processo mais importante dentro da flotação e tem relação com o afinamento do filme líquido presente na superfície da bolha, afinamento esse que é causado pelo contato com a partícula. Para que a adesão venha a acontecer, é preciso que seja de caráter atrativo a força resultante que há entre a bolha e a superfície das partículas (CAPPONI, 2005).

Por fim, a probabilidade de formação de agregados estáveis é referente a duas etapas que sucedem o processo de captura da partícula: etapa de ascensão e de recuperação como produto flotado proveniente do agregado bolha-partícula. Esses dois fatores têm influência direta no processo e relacionam-se ao fenômeno de ruptura do agregado bolha-partícula e a resistência ao cisalhamento que é provocado pelas partículas. Assim sendo, parâmetros hidrodinâmicos e parâmetros termodinâmicos e físicos são determinantes (TABOSA, 2007).

O processo de flotação, pode ser realizado por meio de máquinas que podem ser células ou colunas de flotação. As máquinas de flotação são de suma importância na área de concentração e apresentam as seguintes funções: manter as partículas minerais em suspensão, gerar e dispersar bolhas de ar, coletar seletivamente e transportar o mineral de interesse e evitar excesso de turbulência da polpa próximo à camada de espuma (GUIMARÃES E PERES, 1995).

Quando se fala em equipamentos de flotação, considera-se dois grupos diferentes: as máquinas pneumáticas e as máquinas mecânicas. As células mecânicas caracterizam-se pela introdução do ar por meio de agitação mecânica e as pneumáticas, caracterizam-se pela introdução de ar em sua parte inferior, além de não possuir agitação mecânica. Além das células, ainda são utilizadas as colunas de flotação que se tratam de máquinas pneumáticas que vem ganhando muito espaço dentro da indústria e apresentando um grande avanço tecnológico (WILLS E NAPIER-MUNN, 2006; GUIMARÃES E PERES, 1995; PERES, 2020).

Os aspectos que diferenciam as colunas das células são: água de lavagem na fase de espuma, controle dos distintos fluxos (bias), controle dos níveis de espuma, geometria (relação altura/diâmetro), ausência de agitação mecânica, sistema de geração de bolhas, definição das

velocidades superficiais para a entrada de alimentação e as saídas de concentrado e de rejeito (TABOSA, 2007).

Além do tipo de máquinas de flotação, a taxa de flotação de cada partícula mineral depende ainda de outras variáveis: tamanho da partícula, parâmetros físicos e físico-químicos, densidade da polpa, composição mineralógica da polpa alimentada, grau de turbulência na célula e complexidade do fluxograma (remoagem, tipo de células e etc) (TESTA, 2008).

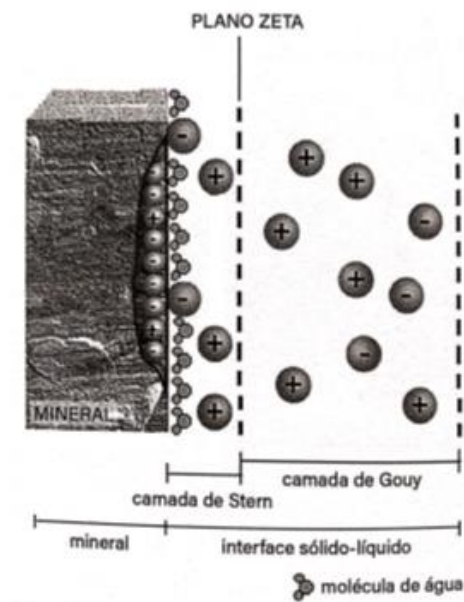
2.3.1 – Química de superfície

Quando há uma reação entre um mineral e a água, podem haver mudanças na composição e também nas propriedades elétricas da superfície do bem mineral. Um ponto muito importante dentro dessa reação é a formação da dupla camada elétrica na interface mineral-água, pois a reação existente entre a água e as partículas minerais, não é considerada energeticamente uniforme. Devido a isso, a neutralidade da superfície é prejudicada, pois alguns íons se deslocam mais para a solução que outros, tornando a superfície com excesso de carga de sinal oposto ao sinal dos íons que passam para a solução. O crescente valor da carga elétrica de superfície evita que aconteça a passagem desses íons de sinais opostos para a solução (PEREIRA, 2004).

Segundo Totou (2010), dentro da estrutura da dupla camada elétrica, é possível identificar três zonas: carga superficial, camada de Stern e camada difusa ou de Gouy. A carga superficial é aquela que está fixada ou limitada à superfície; a camada de Stern é gerada pelos íons contrários em contato ou mais próximos à superfície; por fim, a camada difusa, também chamada de camada de Gouy, é aquela formada por íons na fase aquosa que estão próximos à superfície (aqui leva-se em consideração a distribuição de Boltzmann em relação à distância dos íons à superfície). A Figura 2 mostra um modelo detalhado da dupla camada elétrica.

Na Figura 2 também é possível observar o plano zeta, que é o único ponto dentro da dupla camada elétrica que pode ser medido de forma experimental. Ele é o potencial do plano de cisalhamento que se localiza entre a solução e partícula, quando ambos se encontram em movimento relativo por estarem na presença de um campo elétrico. Esse parâmetro é de grande importância e sua medida se dá normalmente por meio de técnicas eletrocinética (LUZ *et al.*, 2010).

Figura 2 - Modelo detalhado da Dupla Camada Elétrica na superfície de um sólido

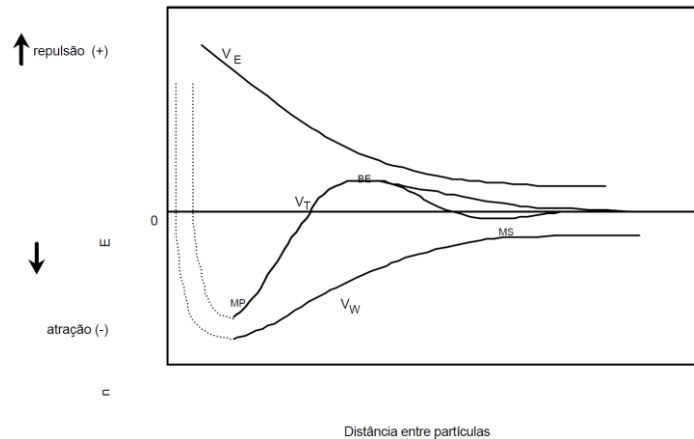


Fonte: adaptado de BALTAR, 2021

A energia de interação que influencia tanto na dispersão quanto na agregação de partículas finas, pode ser originada pela força de Van der Waals e pela força existente entre as duplas camadas elétricas das espécies envolvidas. A força de Van der Waals para duas partículas de mesma natureza é considerada atrativa enquanto que a força de interação entre as duas camadas elétricas é considerada repulsiva (LINS E ADAMIAN, 2000).

A interação entre as partículas quando ocorre uma colisão, determina o estado de dispersão ou de agregação de sólidos que estão imersos em um meio aquoso. As interações existentes entre as forças de Van der Waals e as elétricas são consideradas aditivas e quando se leva em consideração apenas essas duas forças, surge a teoria DLVO (Derjagin-Landau e Verwey-Overbeek). Segundo essa teoria, o grau de estabilidade de um determinado sistema é estabelecido de acordo com o somatório entre as forças repulsivas provenientes da repulsão eletrostática, ou seja, do efeito da superposição das duplas camadas elétricas das partículas que estão no meio e as forças atrativas de London-Van der Waals (TOTOU, 2010; LINS E ADAMIAN, 2000). A Figura 3 mostra as curvas de energia de interação em função da distância de aproximação mútua de duas partículas.

Figura 3 - Teoria DLVO clássica: curvas de energia de interação em função da distância de aproximação mútua de duas partículas



Fonte: LINS E ADAMIAN, 2000

Onde: V_W = energia devido às forças de van der Waals, V_E = energia devido às forças elétricas de repulsão, V_T = energia total de interação, MP = mínimo primário, BE = barreira de energia e MS = mínimo secundário.

Na Figura 3 é possível observar um exemplo comum da energia de interação quando duas partículas estão se aproximando. O mínimo primário está há uma distância muito pequena entre as partículas e isso faz com que o sistema fique instável pois as partículas vão se aproximando até conseguirem agregar-se entre si e, normalmente, não é possível reverter essa agregação. A profundidade do mínimo primário é muito difícil de ser medida, mas é determinada pelo alcance e também pela intensidade da repulsão de Born, que é representada pela linha tracejada (LINS E ADAMIAN, 2000).

Além do mínimo primário, a teoria DLVO também prevê a ocorrência do mínimo secundário, ou seja, o ponto onde há agregação mais fraca e que pode ser revertida através de moderada agitação, causando assim, a redispersão do sistema. O aparecimento do mínimo secundário se dá predominantemente com partículas relativamente mais grossas e/ou em soluções eletrolíticas concentradas (LINS E ADAMIAN, 2000).

No interior de um sistema, a dispersão ocorre quando a força de repulsão predomina sobre a de atração e além disso, o sistema é considerado como um sistema estável. Em grande parte dos processos é necessário a adição de produtos químicos que auxiliem na otimização da dispersão, sendo que sua função principal é aumentar e induzir a interação repulsiva existente entre as partículas (PEREIRA, 2004).

2.3.2 - Reagentes de flotação

Na indústria, a etapa de flotação acontece posteriormente ao condicionamento em tanques dotados de agitação, onde são alimentados os reagentes fundamentais para que o processo aconteça com a devida seletividade (TESTA, 2008).

Os reagentes de flotação podem ser orgânicos ou inorgânicos e sua utilização é para controlar as características das interfaces presentes. Eles são considerados como os agentes mais importantes do processo e sua classificação é determinada de acordo com sua funcionalidade dentro da flotação, ou seja, coletores, espumantes e modificadores (PERES, 2020; CHAVES *et al.*, 2010).

Os coletores são reagentes utilizados para que aconteça a adsorção seletiva na superfície de determinados minerais. Essa adsorção faz com que apareça uma camada hidrofóbica sobre as partículas, que é formada por hidrocarbonetos que são apolares (ALEXANDRINO, 2013; SIS E CHANDER, 2003). Vários são os coletores utilizados para flotação de minério fosfático sendo que os empregados com mais frequência são os ácidos graxos e as aminas.

Os espumantes são reagentes utilizados para estabilizar a espuma formada pelas bolhas, permitindo o aumento da cinética da flotação. Quimicamente falando, os espumantes possuem muitos aspectos semelhantes a alguns coletores e de fato alguns coletores são considerados como espumantes poderosos (os ácidos graxos, por exemplo). A espuma que é produzida por esse tipo de coletor pode ser muito estável, o que permite um transporte das partículas ainda mais eficiente (WILLS E NAPIER-MUNN, 2006). Os espumantes são denominados surfactantes por possuírem duplo caráter, porém, esse tipo de reagente apresentam a parte polar não iônica.

Já os modificadores são reagentes utilizados na flotação para de alguma forma alterar a ação do coletor, fazendo com que sua ação seja ainda mais seletiva em relação a algumas espécies minerais. Os reagentes modificadores são: ativadores, reguladores de pH, depressores e dispersantes. Exemplos de reagentes modificadores utilizados na flotação de minério fosfático são silicato de sódio, amido e tanino (WILLS E NAPIER-MUNN, 2006; CHAVES, 2006).

Os ativadores são reagentes que têm o objetivo de tornar a ação dos coletores mais seletiva e/ou mais eficiente. Entre os reagentes ativadores utilizados, destacam-se os cátions metálicos como por exemplo o chumbo e o cúprico (VALADÃO E ARAÚJO, 2012).

O pH da polpa mineral atua de forma muito significativa na flotação. Ele afeta a dissociação de coletores e outros reagentes, o estado de agregação da polpa, o potencial zeta dos minerais, a adsorção de ânions e cátions nos minerais e a adsorção dos coletores. Com base nisso, a adequação do pH se dá por meio da adição de ácidos ou bases na solução, levando sempre em consideração que os ânions e cátions encontrados nos ácidos e bases, respectivamente, têm a chance de se adsorver de forma específica e assim alterar as características presentes nas interfaces (VALADÃO E ARAÚJO, 2012; CHAVES, 2006).

Os depressores são utilizados para que aconteça o aumento da seletividade da flotação, pois são capazes de aumentar a hidrofiliabilidade de certos minerais, impedindo assim, que sejam flotados. A adição dos depressores acontece antes da adição dos coletores. Um exemplo de depressor comumente utilizado na flotação direta de minério fosfático é o silicato de sódio (WILLS E NAPIER-MUNN, 2006; LUZ *et al.*, 2010).

2.3.3 – *Dispersantes*

As partículas de tamanhos coloidais, têm a tendência de ficarem agregadas entre si ou recobrirem as partículas mais grossas e isso se dá quando as partículas se encontram nas proximidades do ponto isoelétrico ou quando possuem cargas contrárias. Essa agregação formada por partículas de diferentes espécies prejudica tanto na operação de deslamagem, pois as partículas agregadas possuem comportamento de partículas grossas, quanto na recuperação e/ou seletividade da flotação, visto que os agregados possuem aspecto de partículas mistas (BALTAR, 2021).

Onde há agregação, a eficiência da etapa de flotação pode ser aumentada com uso de reagentes dispersantes. Esses reagentes promovem o aumento nas forças repulsivas entre as partículas e com isso, acontece a estabilização cinética, ou seja, a dispersão da polpa. Comumente os dispersantes são utilizados em minérios onde há expressiva quantidade de lamas e/ou partículas finas. Ademais, os dispersantes geralmente possuem a função de deprimir a ganga e sua ação está muito relacionada com o controle e a adequação dos valores de pH. Uma polpa que se encontra dispersa, geralmente favorece a flotação (LUZ *et al.*, 2010; CHAVES, 2006; BALTAR, 2021).

Para que aconteça a ação do dispersante, sempre deve-se levar em consideração três fatores: a repulsão entre películas de hidratação existentes em volta de uma partícula que se encontra em solução aquosa; o aumento do valor absoluto do potencial de superfície da partícula que causa o aumento da repulsão da dupla camada elétrica e o fortalecimento da repulsão por meio da adsorção de macromoléculas sobre a partícula (PEREIRA, 2004).

Os dispersantes podem ser divididos em orgânicos e inorgânicos. A atuação dos dispersantes é principalmente no aumento da carga presente na dupla camada elétrica e isso faz com que aconteça a adsorção na superfície das partículas por meio de adsorção química ou pontes de hidrogênio (PEREIRA, 2004).

- a) Silicato de sódio: é um tipo de reagente que está dentro de uma família de compostos químicos constituídos principalmente de dióxido de silício e óxido de sódio em diferentes proporções. Quando o silicato de sódio é colocado em uma solução, ele propicia o aumento de carga da dupla camada elétrica o que faz com que a lama que é formada, se disperse. Ocorrendo essa dispersão, a superfície do mineral que não está mais recoberta por lama, começa a interagir com o coletor (WILLS E NAPIER-MUNN, 2006; MARINAKIS E SHERGOLD, 1985);
- b) hexametáfosfato de sódio: é um tipo de reagente inorgânico que inibe os efeitos negativos causados pela lama (MARTINS, 2007);
- c) DP-304A: é uma solução aquosa anti-incrustante, composto de ácido poliacrílico e sal de sódio em água (BASF S.A., 2019);
- d) AGLP: é um tipo de dispersante que é utilizado atualmente pela empresa Votorantim Metais, unidade Vazante, na flotação de minério silicato de zinco. Sua composição consiste em poliacriato de sódio com 10% de silicato de sódio (LOPES *et al.*, 2016);
- e) lauril-eter sulfeto de sódio: é um tipo de surfactante aniônico muito utilizado na indústria para formulações de detergentes e shampoos, por exemplo (JUNIOR, 2019; FRIEDRICH *et al.*, 2013);
- f) lecitina de soja: é um tipo de surfactante que é um subproduto da soja e possui uma vasta utilização na indústria alimentícia (CARPINÉ, 2015). Além disso, o reagente possui caráter biodegradável;
- g) triton X-100: é um tipo de surfactante que está incluído no grupo dos surfactantes não-iônicos (KALIPATNAPU E CHATTOPADHYAY, 2005).

Silvestre (2007) realizou um estudo sobre o estado de dispersão das partículas em polpa de minério sulfetado de chumbo-zinco visando analisar a influência da dispersão na flotação de minerais de zinco e chumbo. Para a realização dos testes de dispersão e flotação, foram utilizadas amostras provenientes de uma mina subterrânea da empresa Votorantim Metais de Morro Agudo. Nos testes de dispersão foram utilizadas quatro amostras de minerais galena, pirita, esfalerita e dolomita e uma amostra de minério utilizada para a alimentação da usina que apresenta teores de 4,10% de Fe, 4,63% de Zn e 1,82% de Pb. Todas essas amostras utilizadas passaram por caracterização granulométrica.

Foram realizados testes com nove tipos de dispersantes: poliacriato de sódio (3223), silicato de sódio (Na_2SiO_3), dispersol, carbonato de sódio (Na_2CO_3), NaOH, hexametáfosfato de sódio (HMF Sódio), metassilicato de sódio (Sódio Meta), dispersante 7220 e silicato de sódio ($\text{Na}_2\text{SiO}_3 - \text{PA}$), avaliando o efeito das dosagens desses reagentes. Além disso, também foram utilizadas seis misturas entre os dispersantes de 50%/50%: $\text{Na}_2\text{SiO}_3 - \text{PA}$ + dispersol, dispersol + 3223, dispersol + HMF Sódio, dispersol + Sódio Meta, silicato + HMF Sódio e silicato + Sódio Meta. O pH igual a 10 foi escolhido para a realização dos testes de dispersão. Após esses testes, foram realizados testes de flotação em bancada utilizando dispersantes nas melhores condições obtidas nos ensaios de dispersão, sendo o resultado comparado com os do teste padrão.

Com a realização dos testes, concluiu que com o dispersante 3223 (dosagem de 500g/t ROM) foi possível chegar a um alto grau de dispersão para a galena e a esfalerita, porém baixo grau para a pirita. Já com o hexametáfosfato de sódio (500, 1500 e 3000 g/t ROM) obteve-se um bom índice de dispersão para todos os minerais e o minério estudado. Por outro lado, os dispersantes hidróxido de sódio e carbonato de sódio (500, 1500 e 3000 g/t ROM) não puderam ser considerados como dispersantes para todas as amostras estudadas pois apresentaram baixo índice de dispersão.

Considerando todas as amostras utilizadas, encontrou-se o maior grau de dispersão médio para a esfalerita e o menor para a pirita. Quando se trata da flotação de chumbo, não é recomendada a utilização dos dispersantes pois observou-se que o uso desses reagentes não contribuiu para melhorar o processo porque mesmo aumentando a recuperação, obteve-se perdas significativas de zinco no concentrado de chumbo. O dispersante carbonato de sódio não mostrou modificação na flotação de chumbo, então foi recomendado que fosse retirado. Por fim, quando se tratou de flotação de zinco, o uso dos dispersantes hexametáfosfato de sódio e

3223 acarretou no aumento expressivo da recuperação do zinco e não comprometeu a qualidade do concentrado produzido pela empresa.

Totou (2010) estudou sobre o efeito causado pela dispersão na deslamagem e flotação de polpas de minérios hematíticos itabiríticos. O autor utilizou amostras de minério de ferro com altos níveis de hidratação. Sendo assim, o trabalho teve como objetivo principal analisar quais são os efeitos causados pela adição de dispersantes na etapa que antecede os processos de deslamagem e flotação reversa do minério de ferro. Os dispersantes utilizados foram silicato de sódio, hexametáfosfato de sódio, poliacrilato de sódio, metasilicato de sódio e hidróxido de sódio, além do uso de coletor, depressor e regulador de pH. Além disso, foram alterados o pH e as dosagens dos reagentes.

O autor concluiu que a maior dispersão de polpa melhorou a eficiência da deslamagem, e, conseqüentemente, melhorou o desempenho da flotação. Se tratando dos dispersantes, o melhor resultado foi encontrado para o hidróxido de sódio com valores de pH entre 9,60 e 9,80 e para o hexametáfosfato de sódio para dosagem de 900 g/t. Já utilizando o poliacrilato de sódio, obteve-se baixa recuperação mássica e índice de seletividade, além de prejudicar o concentrado. O silicato de sódio bem como o metasilicato de sódio, apresentaram um índice de dispersão médio. Por fim, concluiu-se também que o uso dos dispersantes no fluxo de alimentação da deslamagem, propiciou a dispersão da lama que recobria as partículas, admitindo-se que a lama foi retirada por meio de um ciclone.

Alexandrino (2013) estudou sobre as possíveis relações entre dispersão, propriedades cinéticas e flotabilidade da hematita, envolvendo a determinação do potencial zeta, grau de dispersão, estudo da flotabilidade de minerais utilizando o tubo de Hallimond e análise da interferência do uso de dispersantes na flotação em bancada. A autora utilizou para seu estudo amostras de hematita pura da Mina de Casa de Pedra, pertencente a Companhia Nacional Siderúrgica (CNS) de Congonhas e para os ensaios de flotação em bancada, utilizou amostras da Mina de Cauê, pertencente a empresa Vale de Itabira.

Os reagentes utilizados para os ensaios de dispersão e potencial zeta foram: dextrina, amido, fubá, tanino, ácido cítrico, silicato de sódio R2252, silicato de sódio R-3342, silicato de sódio C112, dismulgan V3377, dispersogen LFS, polymax T10, bozefloc AE738, dispersol 589 e deprimin 158. Os coletores utilizados foram: etermonoamina e eterdiamina. Os dispersantes foram testados e assim escolheu-se os que apresentaram maiores diferenças nos testes de

dispersão (dispersol 589, depramin 158, silicato de sódio C112, silicato de sódio R3342, silicato de sódio R2252 e amido) para os ensaios de flotação em bancada e microflotação.

A autora concluiu que a hematita em faixa alcalina de pH apresentou grau de dispersão até de 11,8% e a diminuição da dispersão para 4,65% em pH igual a 6,8. Na flotação em bancada, o uso do coletor monoamina mostrou maior interação com os reagentes testados e a interação entre amido e o coletor monoamina gerou menor porcentagem de sílica no concentrado. Por fim, chegou-se à conclusão de que a maioria dos reagentes estudados apresentou correlação entre grau de dispersão, potencial zeta e microflotação e que as partículas tendem a se encontrarem mais dispersas em maiores valores de potencial zeta.

Apesar dos dispersantes serem benéficos para a deslamagem e flotação, eles podem ser prejudiciais para operações subsequentes, como é o caso da separação sólido-líquido. Segundo Baltar (2021) em um espessador a remoção de partículas finas por sedimentação natural, na prática é considerada impossível e quando se trata de filtração, as partículas finas tendem a passar pelo meio filtrante. Mediante a dificuldade de tratar partículas finas e ultrafinas, realiza-se a agregação para favorecer a separação sólido-líquido.

2.4 - Efeito dos finos na flotação

Segundo Capponi (2005), os termos finos, ultrafinos e lamas são empregados para caracterizar faixas de tamanhos de partículas que demonstram problemas no transporte, manuseio, separação, dentre outros. Para escolher quais as operações e processos mais adequados para cada faixa granulométrica é muito importante que se conheça as características particulares de cada uma delas.

A definição dos limites de granulometria que caracteriza os finos pode variar na literatura. Somasundaran (1980), apresenta a classificação descrita a seguir e menciona que as principais interações das partículas, como atração eletrostática, interações de Van der Waals e sedimentação gravitacional, dependem da granulometria:

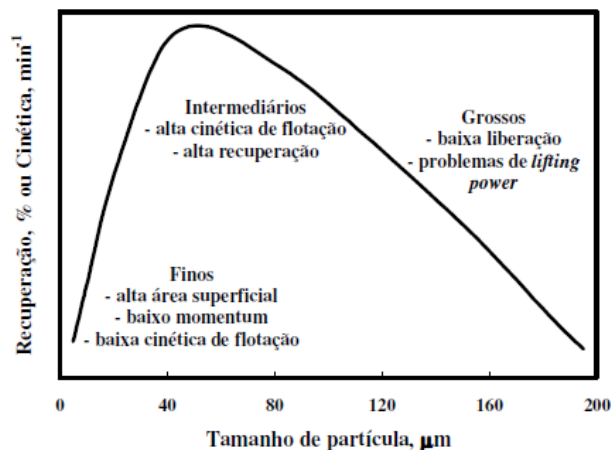
- a) colóides: partículas com tamanhos inferiores a 1 μm ;

- b) ultrafinos: partículas que possuem tamanhos entre 1 e 10 μm e não são separadas por processos convencionais, como por exemplo a flotação, pois o tamanho indicado para esse processo pode ser bem maior do que o das partículas ultrafinas;
- c) finos: partículas que possuem tamanhos entre 10 e 100 μm e que não são facilmente separadas por processos gravíticos;
- d) partículas grossas: partículas que possuem tamanhos maiores que 1000 μm ;
- e) lamas: partículas que apresentam mistura de colóides e ultrafinos naturais e/ou gerados na cominuição. Além disso, as lamas apresentam sedimentação lenta.

O termo partícula coloidal se refere as lamas que geralmente se encontram nas polpas minerais podendo ser naturais ou produzidas no processo de cominuição. O limite de tamanho superior onde uma partícula deixa de ser coloidal é aquele em que as forças superficiais começam a apresentar negligência frente a gravidade e inércia e isso, depende das condições de onde se encontra a partícula. Quando se trata de processos minerais, dificilmente as partículas alcançam tamanhos menores que 0,5 μm (LINS E ADAMIAN, 2000).

Tanto partículas muito finas quanto as partículas grossas geram baixa eficiência de flotação enquanto que as partículas de tamanho intermediário apresentam ótima eficiência. Isso se explica pelo *lifting-power*, ou seja, a baixa capacidade das bolhas no carregamento de partículas grossas e também a dificuldade de captura das partículas pequenas pela bolha (TABOSA, 2007). Isso pode ser observado através da Figura 4 que mostra o efeito do diâmetro de partícula na recuperação e cinética de flotação.

Figura 4 - Efeito do diâmetro de partícula na recuperação e cinética de flotação



Fonte: TABOSA, 2007

Reis (2019) estudou sobre a influência do tamanho das bolhas no processo de flotação de partículas de apatita com granulometrias diversas (finas, intermediárias e grossas). Com a realização do trabalho, a autora concluiu que as partículas que apresentaram melhores resultados foram as intermediárias em todos os diâmetros de bolhas estudados. Já as partículas grossas, mostraram melhores resultados com bolhas grandes apesar de apresentarem baixa recuperação devido a alta taxa de desprendimento que apresentam. Por outro lado, com as partículas finas foram encontrados os melhores resultados com a utilização de bolhas de tamanho intermediário (800-1000 μ m).

Segundo Lins e Adamian (2000), o beneficiamento de minérios de granulometria muito fina apresenta-se como um grande desafio. Com o passar do tempo, cresce a tendência de se lavar minérios com teores menores e devido a isso, se faz necessária a realização de moagem mais fina para que aconteça a liberação dos minerais. Além dos finos naturais, ainda aparecem no processo, aqueles gerados de forma involuntária nas etapas de cominuição, o que gera o surgimento de frações minerais tratadas com baixa eficiência ou até não aproveitadas. A Figura 5 mostra um esquema dos possíveis efeitos das lamas na flotação.

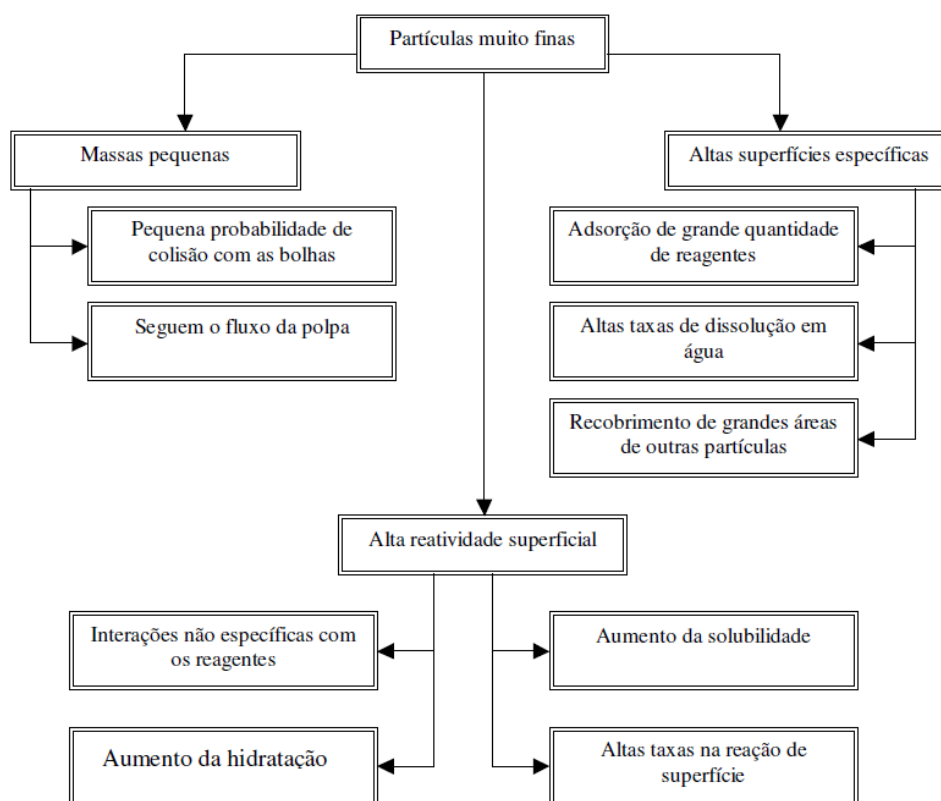
Há grandes discussões sobre a diferença do comportamento dos finos para as demais partículas no processo, sendo que o maior problema enfrentado na flotação nos dias atuais é a recuperação quando há finos. No beneficiamento de partículas finas, são utilizadas maiores quantidades de reagentes, devido a maior área superficial por unidade de massa que eles possuem. Outro ponto é que possuem a tendência de serem arrastados mais facilmente pela água do que as partículas grossas, ou seja, apresentam menor energia no contato bolha-partícula e isso acarretará taxa de flotação mais baixa e mais lenta (PEASE *et al.*, 2006; OLIVEIRA, 2006; HOANG *et al.*, 2018).

A crescente dissolução superficial de partículas finas, pode fazer com que aconteça o aparecimento de íons que não são desejáveis no processo e isso altera as interações entre o mineral e o coletor. O que também pode acontecer é a flotação de minérios que não são desejáveis pois a alta energia superficial das partículas finas também faz com que aconteça o aumento da tendência da adsorção não-seletiva dos reagentes (SANTANA, 2007).

Além do que já foi exposto, as lamas também induzem efeitos negativos em partículas que são consideradas de ótima flotabilidade pois propiciam (devido as suas propriedades de superfície) o surgimento do fenômeno chamado *slime coating*, ou seja, o recobrimento das partículas grossas. Outro ponto importante é que os finos podem fazer com que aconteça a

estabilização da espuma e com isso, acarretam problemas com o manuseio do concentrado mesmo após a sua retirada do equipamento (OLIVEIRA, 2006; SANTANA, 2007; CAPPONI, 2005).

Figura 5 - Possíveis efeitos de partículas "muito finas" na flotação



Fonte: KLASSEN E MOKROUSOY, 1963, *apud* OLIVEIRA, 2006

Pereira (2004) realizou um estudo de dispersão e concentração de minério calamínico através do uso de técnicas de dispersão, sulfetização e flotação de partículas finas, além da etapa de caracterização. Além do uso de dispersantes (calgon, hexametáfosfato de sódio, poliacrilato de sódio e carboximetilcelulose) o autor também estudou a ação do sulfeto de sódio e das variáveis ordem de adição de reagentes e pH.

Para a realização dos estudos foram utilizadas duas amostras do minério calamínico oxidado proveniente da região de Vazante, Minas Gerais. Inicialmente, foi realizada a caracterização das amostras, seguida pelos ensaios de dispersão, analisando a dosagem de sulfeto de sódio, tempo de condicionamento, tipo e dosagem dos dispersantes e valor de pH. A próxima etapa foi a de flotação e com ela objetivou-se: a definição do coletor mais efetivo, o

estabelecimento de condições ótimas de sulfetização e a otimização da dosagem de reagentes. Foi realizada também a medição da mobilidade eletroforética objetivando a verificação da mudança de carga superficial da hemimorfita utilizando diferentes valores de pH e tipos de reagentes.

Como resultados, observou-se que o dispersante hexametáfosfato de sódio foi o que proporcionou maior grau de dispersão das partículas, mas quando se trata da flotação, o poliácrito e o silicato foram os melhores. Outro resultado encontrado foi a eficiência do silicato na flotação, conciliando suas peculiaridades da dispersão com a de depressor de dolomita.

Com base nos resultados obtidos, o autor produziu um processo que visa o aproveitamento econômico de finos descartados, o que propicia a diminuição do impacto ambiental, além da redução dos custos de deposição e de perdas do material. Além do mais, foi possível melhorar o sistema de reagentes utilizados para ser possível flotar em pHs mais baixo o minério calamínico, foi possível melhorar também o efeito da dispersão desse minério e otimizar a sulfetização.

Além dos estudos de remoção das partículas finas para o processo de flotação, alguns autores vêm desenvolvendo estudos sobre a presença de fosfato nas partículas finas, bem como, para a recuperação desses finos.

Testa (2008) avaliou sobre a inclusão do condicionamento de alta intensidade (CAI) para recuperar frações finas e ultrafinas de minério fosfático. Com os dados e resultados obtidos nesse trabalho, o autor recomenda a inserção de um condicionador de alta intensidade para obter maior recuperação de partículas finas e ultrafinas. Ademais, ele acredita que o condicionamento será empregado nas usinas de beneficiamento no futuro para diminuir a perda de partículas finas, além de aumentar a recuperação das partículas grossas.

Tabosa (2007) analisou a flotação com recirculação parcial de frações flotadas à alimentação primária da flotação, visando a recuperação de partículas finas e ultrafinas de sulfeto de cobre e minério fosfático. Além disso, avaliou o condicionamento de alta intensidade (como pré-flotação) para a agregação das partículas. O autor chegou à conclusão que essa recirculação mostrou ser uma alternativa para o aumento da recuperação metalúrgica, do teor e da cinética das partículas portadoras de cobre. Além disso, o condicionamento de alta intensidade combinado com o reciclo do concentrado também apresentou grande potencial para a recuperação de partículas finas de minério.

Capponi (2005) avaliou o efeito da flotação extensora utilizada para recuperação de partículas finas e ultrafinas de sulfeto de molibdênio e de cobre. Através dos resultados obtidos, o autor chegou à conclusão de que o uso de flotação extensora com a adição de óleos emulsificados mostra alto potencial na recuperação das partículas finas. Além disso, há também outros fatores que favorecem a utilização industrial dessa técnica que são a simplicidade de instalação do sistema de emulsificação e o baixo custo relativo do óleo diesel em comparação a alguns coletores (xantatos).

2.5 - Deslamagem

A deslamagem trata-se da eliminação de lamas que são indesejáveis para as operações futuras como por exemplo a separação em meio denso e a flotação, segundo Chaves (2012). Em outras palavras, seria a eliminação de quantidades grandes de partículas finas sem uma implicação de separação granulométrica eficiente ou precisa. Segundo Lins e Adamian (2000), cerca de um terço ($1/3$) de fosfato é perdido mundialmente em forma de finos.

Usualmente o minério fosfático passa pela etapa de deslamagem para a retirada das partículas finas pois sabe-se dos problemas causados por elas (AHMED, 2007). Além disso, segundo Teague e Lollback (2012) no passado foi determinado que a eficiência da concentração de fosfato é maior quando as partículas de maiores tamanhos são flotadas sem a presença de partículas ultrafinas.

Em meio aos finos retirados pela deslamagem, alguns normalmente contêm partículas de fosfato que quando retiradas, são consideradas perdas. Em um processo de deslamagem eficiente deve sempre se ater a minimização dessas perdas, e, em segundo lugar, promover uma recuperação de fosfato na alimentação que se mantenha alta (AHMED, 2007). A deslamagem ainda pode ocorrer na própria etapa de concentração para permitir que o concentrado contenha menores quantidades de finos e lamas, em relação à alimentação dessa etapa (CUNHA *et al.*, 2021; LUZ *et al.*, 2010).

Dentre os objetivos da deslamagem destaca-se a redução da viscosidade da polpa que passará pela concentração pois o seu aumento é danoso a operação. Esse processo pode ser realizado com ajuda de tanques deslamadores, local onde acontece a sedimentação de sólidos

durante o tempo em que a lama sai pelo *overflow*. Em algumas usinas a deslamagem é realizada utilizando hidrociclones (LUZ *et al.*, 2010).

Ahmed (2007) estudou sobre como realizar uma deslamagem eficiente levando em consideração a busca pela minimização de perdas e a recuperação de minério fosfático, usando diferentes técnicas e condições operacionais. Para isso, utilizou-se uma amostra de fosfato de baixo teor proveniente de Abu-Tartur. A amostra retirada da mina foi britada e peneirada em 0,25 mm. A amostra então passou por deslamagem por meio de peneira e hidrociclone e em várias condições de operação. Todas as amostras deslamadas seguiram para os testes de flotação.

Com a realização desse trabalho foi possível perceber o quanto a deslamagem de fosfato é importante. O desempenho da flotação de fosfato foi modificado por muitos parâmetros sendo que a deslamagem antecedendo a flotação foi um deles. Além disso, concluiu-se que a deslamagem realizada com hidrociclone é geralmente melhor que a deslamagem utilizando peneiramento. Ademais, mesmo com o peneiramento realizado de forma adequada, nunca é possível produzir uma alimentação deslamada ótima para a flotação por meio dessa operação.

Cunha *et al.* (2021) realizaram um estudo visando quantificar os efeitos das variáveis operacionais de três hidrociclones de geometrias diferentes para separação de lamas de minério fosfático. Além disso, investigou-se também a influência da pressão de alimentação. Os autores chegaram à conclusão de que a geometria do equipamento interferiu na eficiência da deslamagem, sendo aquele que apresentou melhor resultado foi o hidrociclone com diâmetro interno da parte cilíndrica de 20 mm, diâmetro interno do *vortex* de 7 mm e diâmetro interno do *apex* de 3 mm. Observou-se também que o diâmetro de corte do hidrociclone é diretamente proporcional ao diâmetro interno do *vortex* e inversamente proporcional a pressão de alimentação.

Cunha (2019) avaliou a influência da massa específica e da pressão na operação de um hidrociclone, através do uso de uma amostra de minério fosfático (densidade de 2,78g/cm³) e uma de minério de ferro (densidade de 3,74 g/cm³). A pressão de admissão foi variada em 10, 20 e 30 PSI e foi utilizado o *software* Minitab para otimizar as condições operacionais do equipamento. As conclusões encontradas pela autora foram que o aumento da densidade propicia a classificação em menores diâmetros e menor valor de d₉₅ do *overflow*. Além disso, o aumento da densidade bem como o aumento de pressão gerou maior eficiência.

3. METODOLOGIA

Nesse capítulo são abordadas tanto a metodologia da pesquisa quanto a metodologia experimental. Dentro da metodologia da pesquisa, foram evidenciadas suas classificações levando em conta o método, a finalidade, os objetivos, os campos de ciência, a abordagem e os procedimentos. Já dentro da metodologia experimental, foram abordados os procedimentos experimentais utilizados para preparação, caracterização, ensaios de flotação, deslamagem e dispersão, além dos materiais e equipamentos utilizados. Esses procedimentos foram realizados no laboratório de Tratamento de Minérios do CEFET – MG, Unidade Araxá.

A pesquisa em questão se encaixa no método hipotético-dedutivo, pois se baseia na construção de premissas fundamentadas em hipóteses e que possuem alta probabilidade de serem verdadeiras. A primeira classificação é quanto a finalidade que visa mostrar a contribuição trazida pelo trabalho de acordo com a natureza, ou seja, teórica ou prática. Nesse caso trata-se de uma pesquisa aplicada, pois há busca por um estudo científico para solucionar algum problema específico.

A classificação quanto aos objetivos tem por finalidade esclarecer se o que está em estudo já existe ou não. Nessa classificação a pesquisa é considerada explicativa pois tem por objetivo encontrar os fundamentos de um fenômeno. Esse tipo de pesquisa é mais complexa e abrange grande quantidade de dados e além disso, está ligada a análise, interpretação e identificação.

Quanto aos campos de ciência, ou seja, quanto as disciplinas estudadas, trata-se de uma pesquisa interdisciplinar. Isso se dá pois se trabalha com a pluralidade de disciplinas, sendo que há o enriquecimento mútuo entre elas. Há cooperação entre essas disciplinas.

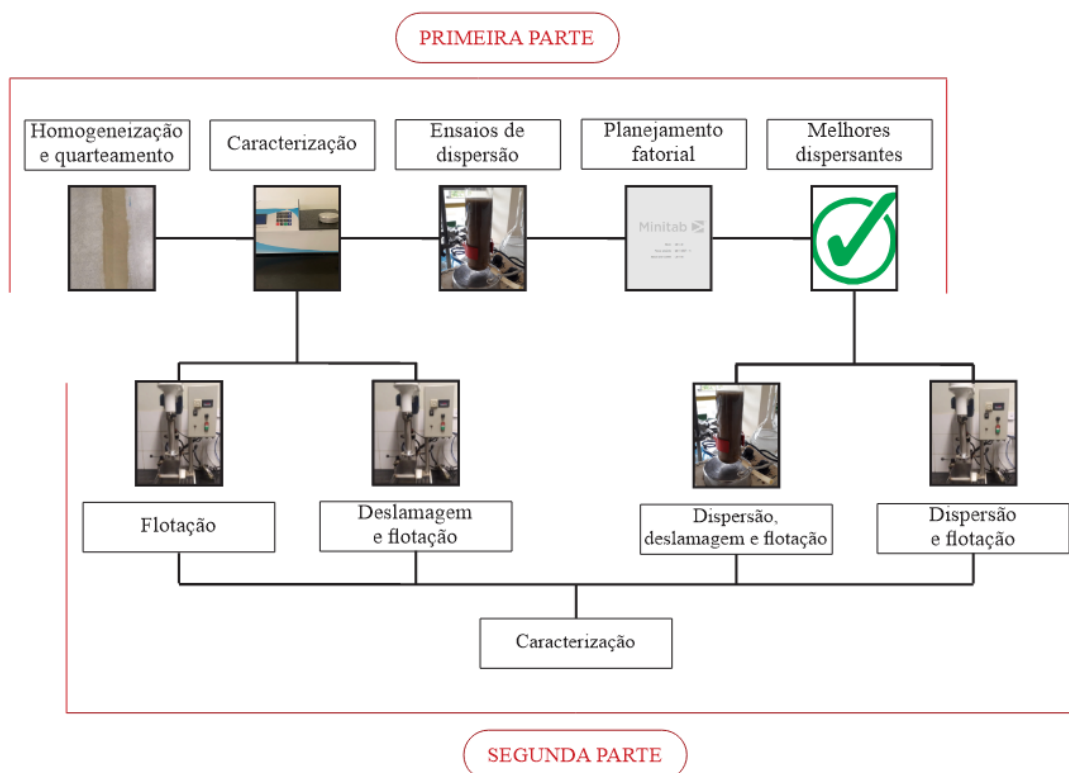
Já quanto a abordagem, a pesquisa é quantitativa pois é caracterizada pela busca da objetividade e pelo emprego de métodos dedutivos. A grande preocupação desse tipo de pesquisa é com o resultado e não com o processo, pois transforma em números opiniões e informações para serem analisadas.

Por fim, quanto aos procedimentos a pesquisa é classificada como pesquisa bibliográfica e também experimental. Trata-se de bibliográfica pois utiliza levantamento de bibliografia e literatura e de experimental pois envolve experimento e determina um objeto de estudo, selecionando as variáveis e formas de observá-las e controlá-las.

Para a execução desse trabalho foi utilizada uma amostra de minério fosfático proveniente de uma mina localizada na região do Alto Paranaíba em Minas Gerais. Como a amostra já foi coletada com granulometria adequada, não se fez necessário a realização de etapas de cominuição. O trabalho foi dividido em duas partes, sendo que a primeira parte consistiu de preparação e caracterização da amostra e ensaios de dispersão. Essa etapa foi denominada de estudos de dispersantes. A segunda etapa do estudo, denominada de testes de bancada, foi realizada após definidos os melhores dispersantes. Ela compreendeu ensaios de flotação; ensaios de deslamagem e flotação; ensaios de dispersão, deslamagem e flotação e ensaios de dispersão e flotação. Cabe ressaltar que todos os testes de dispersão foram realizados em triplicata e os de deslamagem e flotação foram em duplicata.

Além disso, em ambas as etapas foi realizado análise estatística por meio do *software* Minitab 19: na primeira etapa para comparar os dispersantes e assim, realizar a otimização das condições e na segunda para aleatorizar os ensaios, realizar análise dos resultados e também otimizar as melhores condições. A Figura 6 mostra um esquema das etapas realizadas.

Figura 6 - Etapas realizadas



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

3.1 – Estudo de dispersantes

3.1.1 – Preparação e caracterização da amostra

Inicialmente, a amostra passou pela etapa de homogeneização e posterior quarteamento. A amostra era de 30 kg e foi quarteada em alíquotas de 500g. Para tal, foi construída inicialmente uma pilha cônica para pré-homogeneização, com uso de lona e o processo de tombamento através de oito ciclos consecutivos.

Após a pré-homogeneização, realizou-se a homogeneização propriamente dita por meio da construção de uma pilha alongada de 2 metros. Sua construção se deu através de movimentos de “ida e volta” e o material que ficou nas pontas da pilha foi retomado. Depois de finalizada, foram coletadas amostras para os ensaios de caracterização da alimentação e para os testes subsequentes.

Já dentro da etapa de caracterização foram realizados ensaios para verificar granulometria, densidade e composição química da amostra. A Tabela 1 lista os equipamentos utilizados para tais ensaios. Na análise granulométrica da alimentação a série de peneiras utilizada foi: 0,210 mm (65#), 0,154 mm (100#), 0,088 mm (170#), 0,062 mm (230#), 0,053 mm (270#), 0,042 mm (325#), 0,037 mm (400#).

Tabela 1 - Equipamentos e ensaios realizados

Equipamento	Ensaio
Peneirador suspenso	Granulometria
Picnômetro a gás ACP	Densidade
Espectroscopia por fluorescência de raios X (EDXFR)	Análise química
Esteremicroscópio Laborana	Análise mineralógica

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Cabe ressaltar que a análise química foi realizada na empresa colaboradora. Já em relação a caracterização mineralógica, as frações analisadas foram divididas em acima de +0,210 mm (65#), -0,210 mm +0,154 mm (100#) e -0,154 mm +0,105 mm (150#) e para tal, contou-se com ajuda de um profissional da área de mineralogia para a análise qualitativa no microscópio. As

frações abaixo de 0,105 mm não foram analisadas porque não consegue-se precisão nessa análise com o instrumento disponível.

3.1.2 – Ensaios de dispersão

Para os ensaios de dispersão foram utilizados os reagentes: silicato de sódio, hexametáfosfato de sódio, DP-304A, lauril-éter sulfato de sódio, AGLP, triton X-100 e lecitina de soja. Inicialmente foram realizados testes preliminares para definir as dosagens de reagentes e os níveis de pH. Cabe ressaltar que os reagentes lauril-éter sulfato de sódio, triton X-100 e lecitina de soja não são usuais na área da mineração, mas sim em outros tipos de indústrias e apresentam bons resultados, como por exemplo na indústria alimentícia. Testá-los nesse trabalho, pode acarretar em uma inovação para a área da mineração, pois além de poderem gerar resultados significativos de dispersão, alguns ainda têm a característica de serem biodegradáveis o que é benéfico também para o meio ambiente. Esses reagentes foram escolhidos pelas características que possuem, assim como é descrito na seção 2.3.3. A preparação dos dispersantes consistiu de uma diluição até a concentração de 3% (m/m), segundo a metodologia:

- a) em dois béqueres pesou-se: 194 g de água e 6 g de reagente;
- b) colocou-se a água e o reagente em um mesmo béquer e foi feita agitação, por meio de bastão de vidro, até a completa homogeneização.

O equipamento utilizado foi um tubo de dispersão de 200mL, que consiste em um tubo de vidro 4,5 cm de diâmetro e altura de 16,3 cm. Além disso, possui uma saída para o sobrenadante de 0,5 cm de diâmetro posicionada a 1,5 cm a partir do fundo do tubo. Juntamente com esse equipamento utilizou-se um agitador magnético. O tubo, bem como a metodologia seguida para os ensaios de dispersão se baseiam no estudo proposto por Galery (1985). A Figura 7 mostra o tubo de dispersão utilizado.

A execução dos experimentos se deu de acordo com os procedimentos elencados a seguir:

- a) adicionou-se 5 g de amostra de minério fosfático no tubo utilizado;
- b) foram adicionados 13,5 mL de solução de dispersante na concentração definida e ajustou-se o pH, quando necessário, por meio da adição de NaOH ou HCl;
- c) em seguida, o agitador foi ligado e houve condicionamento por 3 min;

- d) completou-se o volume do tubo para 200 mL com a solução de dispersante na concentração definida;
- e) realizou-se o condicionamento por mais 3 min;
- f) desligou-se o agitador e foram aguardados 5 min para recolher as frações afundada e dispersa;
- g) posteriormente, as frações foram colocadas na estufa a 100° C;
- h) por fim, foi calculado o grau de dispersão depois das amostras estarem devidamente secas e pesadas.

Figura 7 - Tubo de dispersão



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Para quantificar os resultados, foi realizado o cálculo do grau de dispersão (GD), de acordo com a Equação 2, utilizando as amostras coletadas do tubo de dispersão após passarem por secagem.

$$GD (\%) = \left(\frac{m_{\text{over}}}{m_{\text{over}} + m_{\text{under}}} \right) * 100 \quad \text{Eq. (2)}$$

onde:

- m_{over} é a fração da amostra em suspensão após 5 minutos de sedimentação;
- m_{under} é a fração da amostra afundada após 5 minutos de sedimentação.

Outra variável estudada foi o tempo de sedimentação, que foi variado em 2, 3, 4 e 5 minutos. Realizou-se ensaios de dispersão sem reagentes variando o tempo e com isso, foi realizada uma análise sobre a influência do tempo de sedimentação na granulometria da fração dispersa. Para a quantificação dos resultados, foi utilizado um granulômetro a laser CILAS 1090 Líquido.

Levando em consideração os melhores resultados encontrados nos testes preliminares de dispersão foi realizada uma análise estatística. Através dessa análise otimizou-se o grau de dispersão e com isso, os melhores reagentes encontrados foram testados na etapa 2, descrita no item 3.2.

3.2 – Testes de bancada

Para realizar a avaliação da influência da dispersão nas etapas de deslamagem e flotação de minério fosfático foram realizados ensaios de flotação em bancada precedidos de dispersão e/ou deslamagem.

3.2.1 - Ensaios de flotação

Para os testes de flotação aniônica direta do minério fosfático foram utilizados os reagentes que também são utilizados pela empresa fornecedora da amostra:

- a) coletor: ácido graxo a base de óleo de soja saponificado. A solução com o óleo saponificado foi diluída para a concentração de 1% (m/m);
- b) depressor: amido de mandioca gelatinizado. A solução com o amido gelatinizado foi diluída para a concentração de 3% (m/m);
- c) regulador de pH: hidróxido de sódio a 10%.

Antes dos ensaios propriamente ditos, foi necessário fazer a preparação dos reagentes e para tal, seguiu-se a metodologia proposta pela empresa colaboradora. A preparação do coletor se deu da seguinte forma:

- a) o óleo (ácido graxo) foi aquecido em banho-maria utilizando chapa de aquecimento;

- b) em quatro béqueres pesou-se: 14,15 g de água, 7,5 g de ácido graxo, 8,5 g de hidróxido de sódio e 720 g de água;
- c) colocou-se o béquer com 7,5 g de ácido graxo no agitador na rotação mínima;
- d) em seguida foram adicionadas 14,15 g de água e 8,5 g de hidróxido de sódio e deixou-se agitar por 15 min;
- e) terminada a saponificação, adicionou-se 720 g de água e deixou-se agitar até completa homogeneização;
- f) por fim, foram separadas 12,06 g do coletor devidamente preparado.

Já a preparação do depressor se deu da seguinte forma:

- a) em quatro béqueres pesou-se: 58,5 g de água, 9 g de amido, 22,5 g de hidróxido de sódio e 210 g de água;
- b) colocou-se o béquer com 58,5 g de água no agitador a 400 rpm e em seguida o amido foi inserido de pouco a pouco;
- c) terminada a diluição do amido, a agitação foi elevada para 600 rpm e em seguida adicionou-se o hidróxido de sódio;
- d) a agitação foi realizada durante 15 min;
- e) posteriormente foram adicionadas 210 g de água e agitou-se a 400 rpm por 20 min;
- f) por fim, foram separadas 8,04 g da solução de depressor devidamente preparada.

Para os ensaios de flotação utilizou-se uma célula mecânica Denver da marca CDC, com capacidade útil de 1340 mL. A Tabela 2 mostra as variáveis do processo que foram mantidas constante durante os testes de flotação e a Figura 8 ilustra a célula utilizada. Os níveis das variáveis foram definidos seguindo estudos preliminares realizado no laboratório e seguindo os padrões dos testes realizados na empresa colaboradora, principalmente a dosagem dos reagentes.

O condicionamento e a flotação foram realizados seguindo o procedimento descrito a seguir:

- a) em três béqueres pesou-se: 402 g de água, 402 g de minério fosfático e 804 g de água;
- b) ajustou-se a rotação da célula para 1200 rpm;
- c) posteriormente houve a adição da água e do minério;
- d) o pHmetro foi introduzido na célula e o pH foi medido (essa conferência de pH foi realizada ao longo de todo teste);
- e) adicionou-se 8,04 g da solução de depressor e realizou-se o condicionamento por 5 min;

- f) foram adicionadas 12,06 g da solução de coletor e também houve condicionado por 5 min;
- g) acrescentou-se 804 g de água de diluição, verificou-se o pH e, então, o ar foi acionado para começar a flotação;
- h) posteriormente coletou-se a fração de material flotada até acabar a formação da espuma;
- i) por fim, foram secadas as frações flotada e afundada separadamente em estufa a 100°C.

Tabela 2 - Variáveis da flotação

Variável	Valores
Frequência do impelidor	1200 rpm
% sólidos no condicionamento	50%
% sólidos na flotação	25%
pH inicial	8,5
Dosagem de coletor	300 g/t
Tempo de condicionamento do coletor	5 min
Dosagem de depressor	600 g/t
Tempo de condicionamento do depressor	5 min
Tempo de condicionamento do dispersante	3 min

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Figura 8 - Célula de flotação CDC



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

A fração flotada devidamente secada e preparada foi enviada para caracterização química. Para analisar o resultado obtido na flotação realizou-se o cálculo de recuperação global, ou seja, levando em consideração as duas etapas realizadas: deslamagem e flotação. A recuperação metalúrgica foi calculada de acordo com a Equação 3.

$$\text{Rec. Metalúrgica} = \frac{C_c}{A_a} * 100 \quad \text{Eq. (3)}$$

onde:

- a) C é a massa flotada (g);
- b) A é a massa da alimentação (g);
- c) c é o teor de P_2O_5 na massa flotada (%);
- d) a é o teor de P_2O_5 na alimentação (%).

Outro parâmetro utilizado para avaliar o desempenho da flotação foi a razão de seletividade, ou seja, a razão entre o teor de P_2O_5 e os teores de SiO_2 e Fe_2O_3 nas frações flotadas. Quanto maior essa razão, melhor é a seletividade da flotação, segundo metodologia apresentada por Oliveira (2004). A razão de seletividade entre o teor de P_2O_5 e os teores de SiO_2 e Fe_2O_3 são mostradas, respectivamente, nas Equações 4 e 5.

$$RS (SiO_2) = \frac{\text{Teor } P_2O_5}{\text{Teor } SiO_2} * 100 \quad \text{Eq. (4)}$$

$$RS (Fe_2O_3) = \frac{\text{Teor } P_2O_5}{\text{Teor } Fe_2O_3} * 100 \quad \text{Eq. (5)}$$

Após a realização do ensaio de flotação sem dispersão, foram realizados testes acrescentando-se os reagentes dispersantes no condicionamento de acordo com os melhores tipos de reagentes encontrados na primeira parte do estudo. Nesses ensaios adicionou-se o dispersante devidamente preparado antes da adição do depressor e o tempo de condicionamento foi de 3 min (mesmo tempo proposto na metodologia dos ensaios de dispersão).

3.2.2 – Ensaios de deslamagem

Após os ensaios de flotação, foram realizados ensaios de flotação precedidos pela etapa de deslamagem para analisar a influência da deslamagem na etapa de flotação. Para tal, utilizou-se a própria cuba da flotação com rotação de 1200 rpm e a porcentagem de sólidos foi de 25%, seguindo o mesmo padrão utilizado na flotação.

Os seguintes passos foram seguidos:

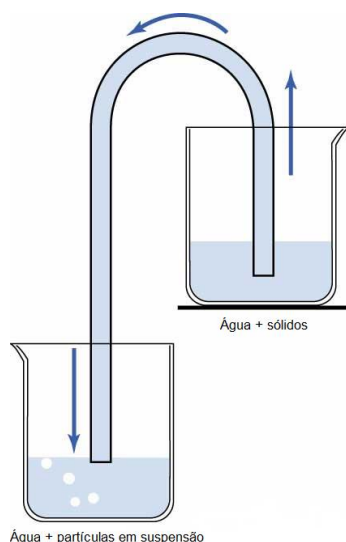
- a) pesou-se 402 g de amostra, 402 g de água e 804 g de água;
- b) adicionou-se 402 g de amostra e 402 g de água na cuba;
- c) em seguida, o agitador foi ligado e ajustado para 1200 rpm;
- d) foram adicionadas 804 g de água;
- e) deixou-se agitando por 5 min e em seguida o agitador foi desligado;
- f) posteriormente, esperou-se 5 min para que acontecesse a decantação das partículas;
- g) foi realizado a sifonação da lama por meio de uma mangueira;
- h) completou-se com água até atingir o volume inicial e os procedimentos “e” a “h” foram repetidos por mais duas vezes;
- i) por fim, foi coletada tanto toda a fração sifonada, passada pela peneira de 0,037 mm (400#) e secou-se as duas frações obtidas em estufa a 100°C.

A sifonação foi realizada posicionando a mangueira até o ponto onde a polpa estava a 50% de sólidos. Esse ponto, foi medido e marcado na cuba. Após passar a fração sifonada pela peneira de 0,037 mm, a parte passante foi enviada para caracterização química para análise da presença de fosfato na lama. Com isso, foi possível realizar comparações dos efeitos dos dispersantes na deslamagem. A Figura 9 mostra um exemplo de como acontece o sifonamento.

O processo de deslamagem foi realizado três vezes devido a grande quantidade de lama presente na amostra e tanto o número de repetições, quanto o tempo de decantação foram definidos de acordo com a metodologia utilizada por Carneiro (2018).

Após a deslamagem, a fração de material sedimentada passou para os ensaios de flotação onde foram utilizados os mesmos parâmetros e a mesma metodologia já apresentada na seção 3.2.1.

Figura 9 - Desenho esquemático do processo de sifonação



Fonte: adaptado de SCIENCE E TECHONOLOGY, 2012

Posteriormente a realização do ensaio de deslamagem e flotação, foram realizados ensaios acrescentando-se os reagentes dispersantes antes da deslamagem, de acordo com os melhores tipos de reagentes definidos na primeira parte. Nesses ensaios, a polpa foi preparada inicialmente com 50% de sólidos e a solução dispersante foi adicionada e condicionada por 3 min (mesmo tempo utilizado na metodologia dos ensaios de dispersão). Terminado o condicionamento, seguiu-se os passos elencados de “d” a “i”.

3.2.3 – Planejamento fatorial

Para a elaboração do planejamento fatorial, foram realizados ensaios preliminares de dispersão, deslamagem e flotação utilizando silicato de sódio, lauril-éter sulfato de sódio, DP-304A e hexametáfosfato de sódio, na dosagem de 500 g/t, como reagentes dispersantes. Para a escolha dos reagentes utilizados no planejamento foi levando em conta os resultados dos ensaios preliminares e também a possibilidade de análise química dos resultados obtidos pois esse tipo de análise depende de uma quantidade mínima de amostra.

As variáveis do planejamento são mostradas na Tabela 3. O planejamento foi um fatorial 2^k , sendo $k = 3$. Isso significa que foram escolhidos 2 níveis para as 3 variáveis em estudo (tipo

de reagente, dosagem e presença ou não de deslamagem) e com isso, obteve-se um total de 16 experimentos (8 experimentos mais uma réplica de cada).

Tabela 3 - Variáveis do planejamento fatorial

X₁	X₁	X₂	X₂	X₃	X₃
“-1”	“+1”	“-1”	“+1”	“-1”	“+1”
Silicato de sódio	Lauril-éter sulfato de sódio	500 g/t	3000 g/t	Não	Sim

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Onde: X₁ = tipo de reagente; X₂ = dosagem; X₃ = presença ou não de deslamagem.

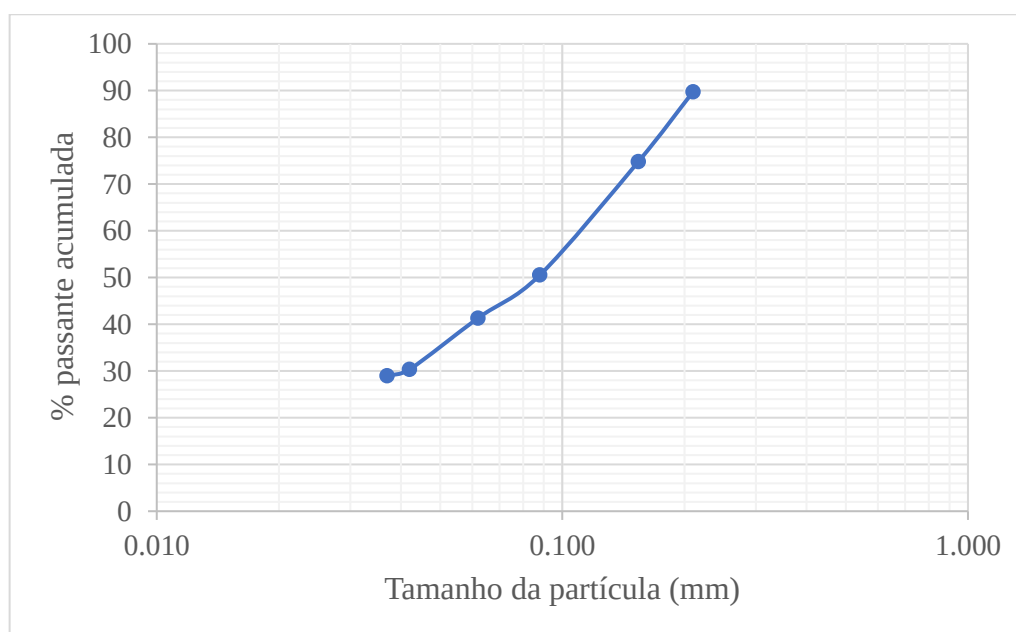
4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Nesse capítulo serão apresentados e discutidos os resultados da caracterização da amostra e testes com os dispersantes, bem como os ensaios de dispersão, deslamagem e flotação em escala de bancada.

4.1 – Caracterização da amostra

A Figura 10 mostra a análise granulométrica da amostra utilizada e a Tabela 4 mostra a análise química dos principais óxidos. Por meio da Figura 10 é possível perceber que aproximadamente 30% da amostra está abaixo de 37 μm . Além disso, observa-se que 90% do minério estudado é menor que 210 μm . A composição química apresentada na Tabela 4 evidencia um teor de P_2O_5 igual a 3,74 % na alimentação da flotação. Oliveira (2004) estudou uma amostra com teor de 9,52% de P_2O_5 , que já foi considerado pela autora como um teor muito baixo. Percebe-se que a amostra em estudo nesse trabalho, apresentou teor ainda menor o que significa ser um minério complexo, de baixo teor. Por fim, a densidade média encontrada foi de 3,10 g/cm^3 . Os resultados são apresentados na Tabela 12 (apêndices).

Figura 10 - Curva granulométrica da alimentação



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 4 - Análise química dos principais óxidos da alimentação

P₂O₅	Fe₂O₃	MgO	CaO	Al₂O₃	SiO₂	TiO₂	MnO	K₂O
3,74	14,83	0,24	15,28	3,88	33,06	6,25	0,24	1,45

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Em relação a mineralogia, na primeira fração (acima de 0,209 mm), observou-se muita flogopita, poucas apatitas, piroxênio, magnetita e sílex. Na segunda (entre 0,209 e 0,148 mm), encontrou-se também apatitas, piroxênio, muita flogopita, magnetita, biotita e quartzo. Ademais, na terceira fração foi observada grande quantidade de piroxênio, pouca flogopita e biotita, vermiculita, apatita, magnetita e pouco quartzo. As apatitas encontradas, encontravam-se liberadas em todas as faixas granulométricas.

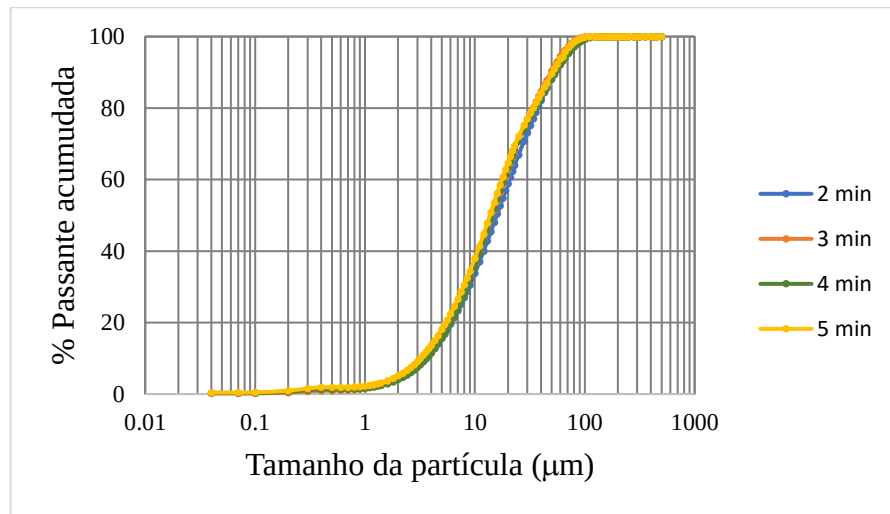
Pode-se ainda, fazer uma correlação entre as porcentagens de óxidos obtidas na análise química e os minerais observados na análise mineralógica. A espectroscopia por fluorescência de raios X evidenciou 33,06% de SiO₂ que são advindos dos minerais piroxênio, flogopita, biotita, vermiculits e quartzo observados na análise mineralógica.

4.2 – Estudos de dispersantes

O resultado da avaliação da influência da variação do tempo de sedimentação (2, 3, 4 e 5 minutos) para as amostras de *overflow* da dispersão é visto na Figura 11. Através da análise pode-se perceber por meio dessa avaliação que as curvas quase se sobrepõem e sendo assim, a variação no tempo de sedimentação não interferiu nos resultados da dispersão. Diante disso, optou-se por manter os 5 minutos que são sugeridos na metodologia de Galery (1985).

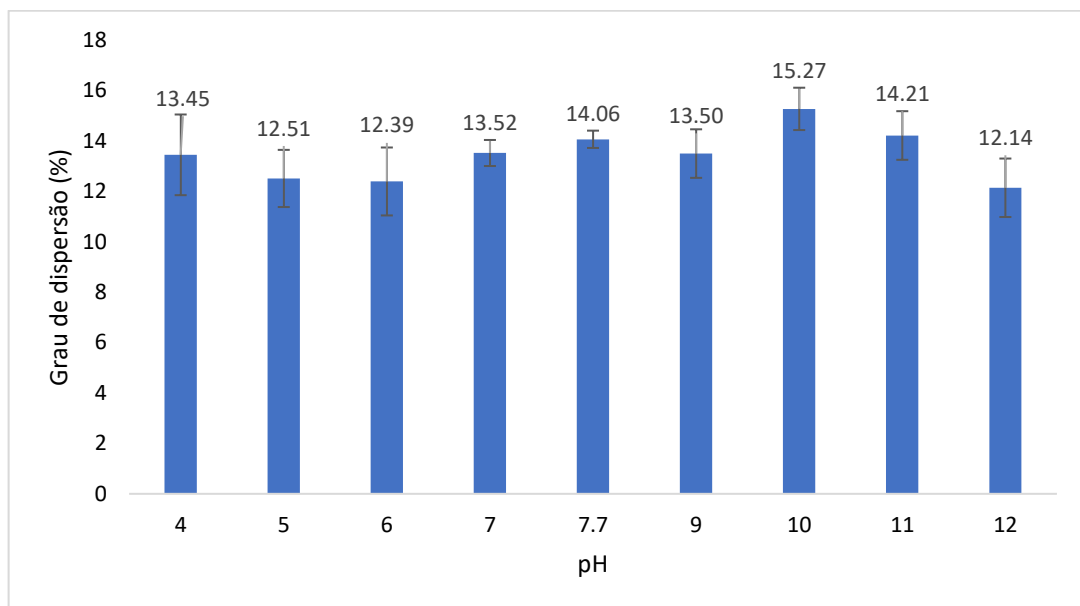
A Figura 12 mostra a média dos valores de grau de dispersão encontrados em função do pH. O maior grau de dispersão foi obtido no pH igual a 10. Analisando a Figura 12, percebe-se que o maior grau de dispersão encontrado foi de 15,27 para o pH igual a 10. Cabe ressaltar o que o pH encontrado para o teste branco, ou seja, sem adição de reagentes reguladores de pH, foi de 7,7.

Figura 11 - Comparação entre a variação dos tempos de sedimentação das partículas do *overflow* da dispersão



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Figura 12 - Grau de dispersão em função do pH

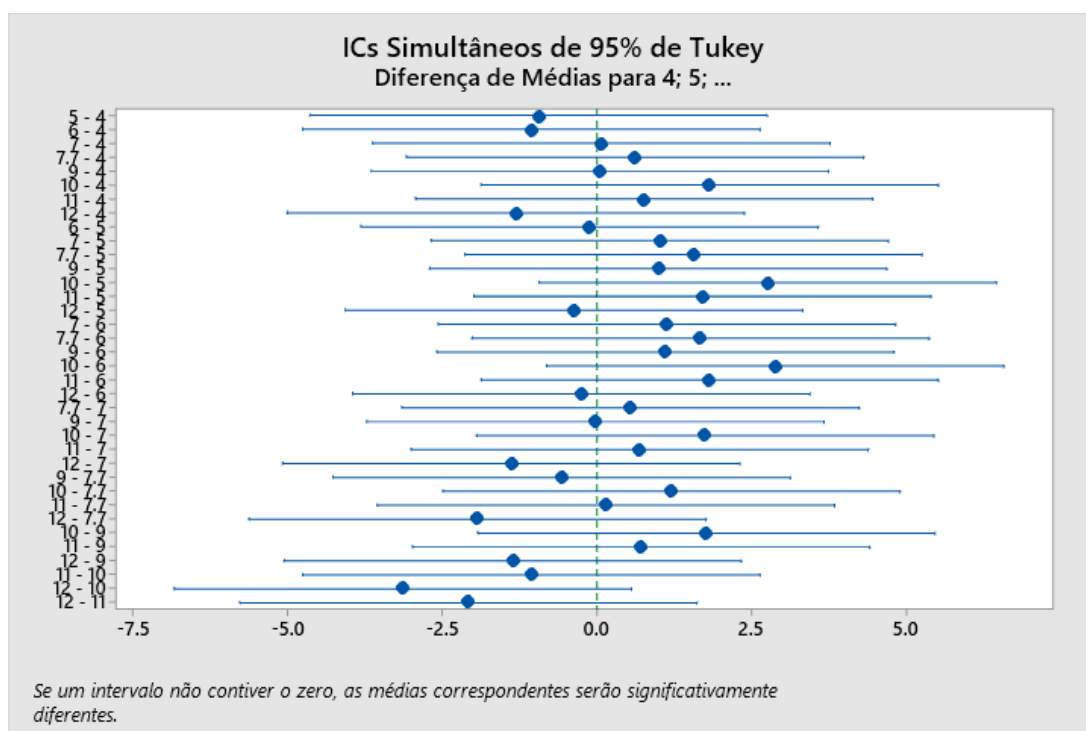


Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Levando em consideração os dados obtidos através dos ensaios de grau de dispersão, foram realizadas análises estatísticas no *software* Minitab, tanto para verificar a diferença estatística entre os valores encontrados, quanto para otimizar e encontrar os melhores reagentes. A Figura 13 mostra a análise estatística para o grau de dispersão em função do pH.

O gráfico está baseado no teste de Tukey, que é o método utilizado para criar intervalos de confiança entre médias além de controlar o erro global para um determinado nível de significância. A Figura 13 mostra que, em relação ao pH apesar da diferença numérica entre o grau de dispersão, não se observou diferença estatística. Chegou-se a essa conclusão pois todas as retas mostradas na Figura 13 cruzam a linha vertical (o intervalo contém o zero) que corta o gráfico, ou seja, quando esse comportamento acontece, significa que os dados são diferentes apenas numericamente. Devido a isso e também para não acrescentar mais reagentes para controle de pH na flotação, estabeleceu-se que o pH utilizado nos testes de dispersantes e de bancada seria o pH natural.

Figura 13 - Análise estatística do grau de dispersão em função do pH



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Os resultados dos testes de dispersão estão apresentados na Tabela 5. O maior grau de dispersão foi de 19,71% utilizando hexametáfosfato de sódio com concentração de 5000 mg/L, em pH natural (aproximadamente 7,7). A Tabela 5 e a Figura 14 evidenciam a média dos graus de dispersão encontrados para as demais dosagens utilizadas, na concentração de 0,1% (m/v).

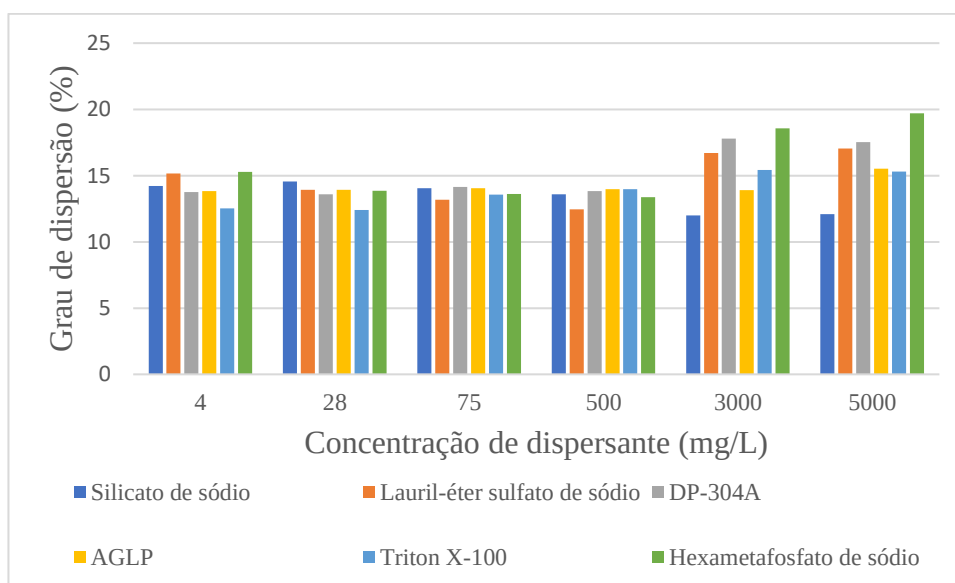
O reagente lecitina de soja não se encontra na Tabela 5, pois logo nos primeiros ensaios foi possível observar que houve uma redução no valor do grau de dispersão com o aumento da concentração e além disso, todos os valores encontrados foram menores que a média obtida nos ensaios de dispersão sem reagentes, de 14,15% conforme Figura 12. O grau de dispersão (GD) para as concentrações de 4mg/L, 28 mg/L e 75 mg/L foi de 12,27%, 10,99% e 6,21%, respectivamente. Esse comportamento leva a constatar que o reagente agregou as partículas. Devido a isso, não se deu sequência nos ensaios com maiores concentrações.

Tabela 5 - Grau de dispersão em função dos reagentes e concentrações

Reagentes	Concentrações (mg/L)					
	4	28	75	500	3000	5000
Silicato de sódio	14,21	14,55	14,05	13,60	12,00	12,10
Lauril-éter sulfato de sódio	15,16	13,94	13,17	12,46	16,70	17,05
DP-304A	13,77	13,60	14,14	13,83	17,79	17,52
AGLP	13,84	13,92	14,05	13,97	13,91	15,53
Triton X-100	12,53	12,40	13,57	13,97	15,42	15,30
Hexametáfosfato de sódio	15,27	13,86	13,62	13,37	18,57	19,71

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

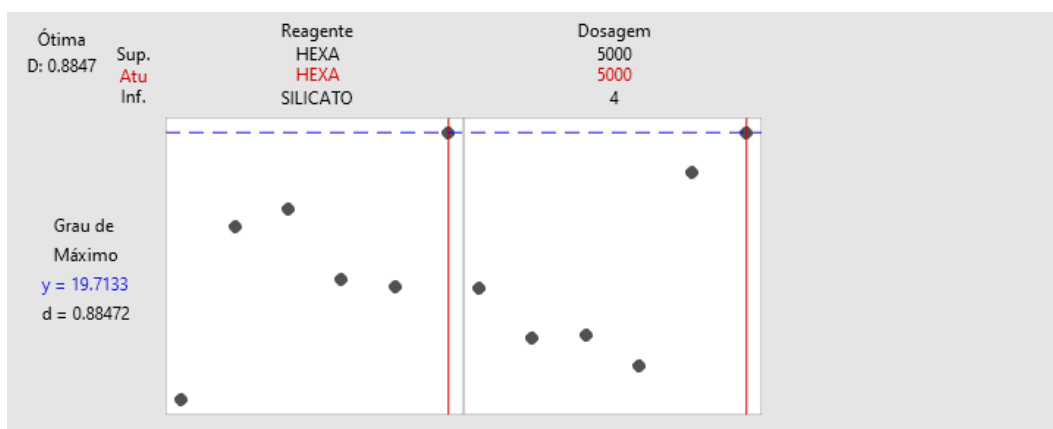
Figura 14 - Grau de dispersão em função dos reagentes e concentrações



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Com os resultados da Tabela 5 foi realizada uma otimização para a escolha dos melhores reagentes para serem utilizados nos ensaios em bancada, conforme é mostrado na Figura 15. Na otimização, observou-se que o melhor resultado encontrado foi para o hexametáfosfato de sódio com concentração de 5000 mg/L. Também é possível observar o fator desejabilidade (d) de 0,88472 e quanto mais próximo de 1, mais perto se chega do resultado otimizado.

Figura 15 - Primeira otimização de reagentes



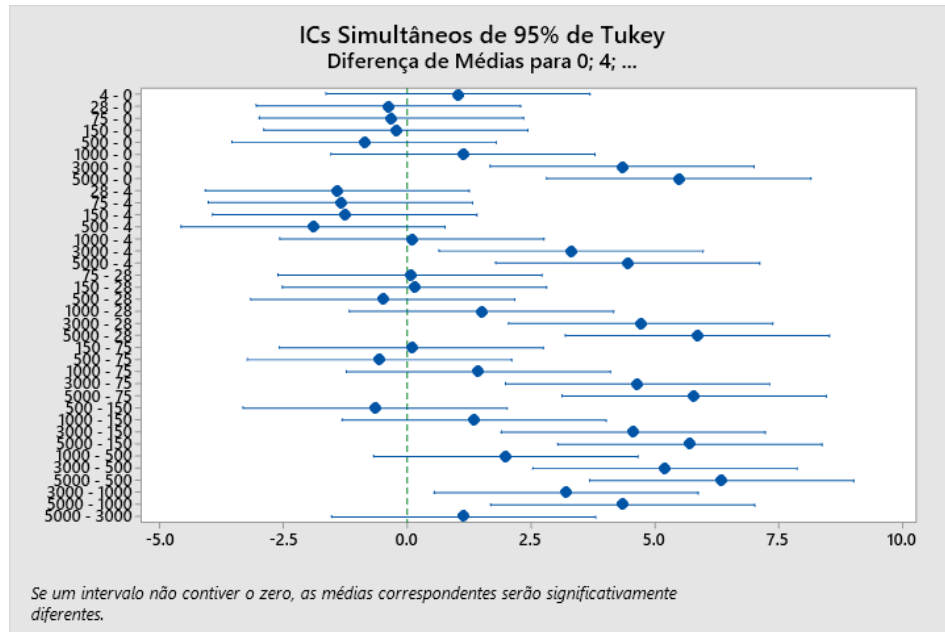
Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Após a otimização, foi realizada uma análise estatística para verificar a existência de diferença estatística entre os valores de grau de dispersão para o hexametáfosfato de sódio. O resultado é visto por meio da Figura 15. Com base no gráfico, notou-se que não há diferença estatística entre as concentrações de 5000 e 3000 mg/L, o que é visto porque a linha que liga os dois valores, corta a linha vertical do gráfico. Devido a isso, o melhor resultado passa a ser com a concentração de 3000 mg/L devido ao menor gasto de reagente.

Para escolher mais alguns reagentes, o hexametáfosfato de sódio foi retirado da análise estatística e executou-se novamente a otimização. Esse processo foi realizado mais duas vezes, assim como é mostrado nas Figuras 16 e 17.

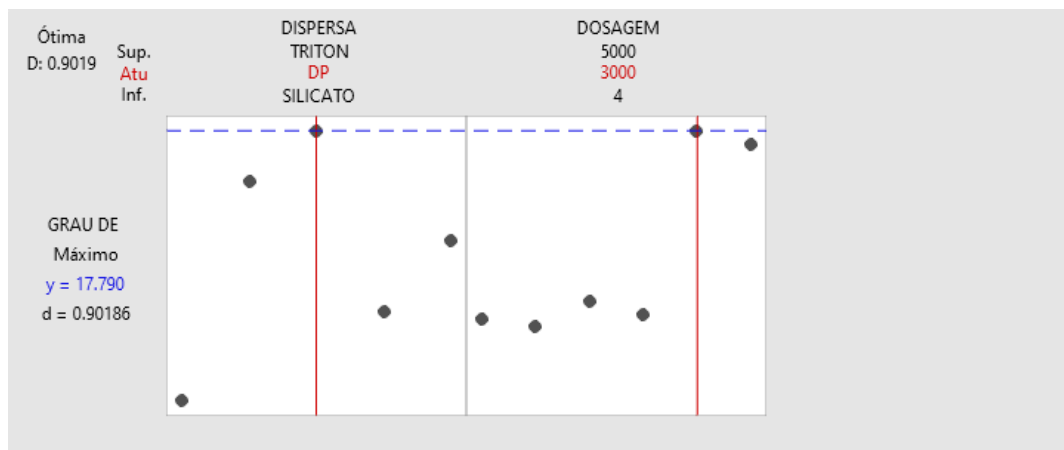
Com base nas Figuras 17 e 18 é possível perceber que o segundo melhor reagente encontrado foi o DP-304A na concentração de 3000 mg/L seguido pelo lauril-éter sulfato de sódio com concentração de 5000 mg/L. Os coeficientes de desejabilidade encontrados foram 0,90186 e 0,86127, respectivamente.

Figura 16 - Análise de diferença estatística para hexametáfosfato de sódio



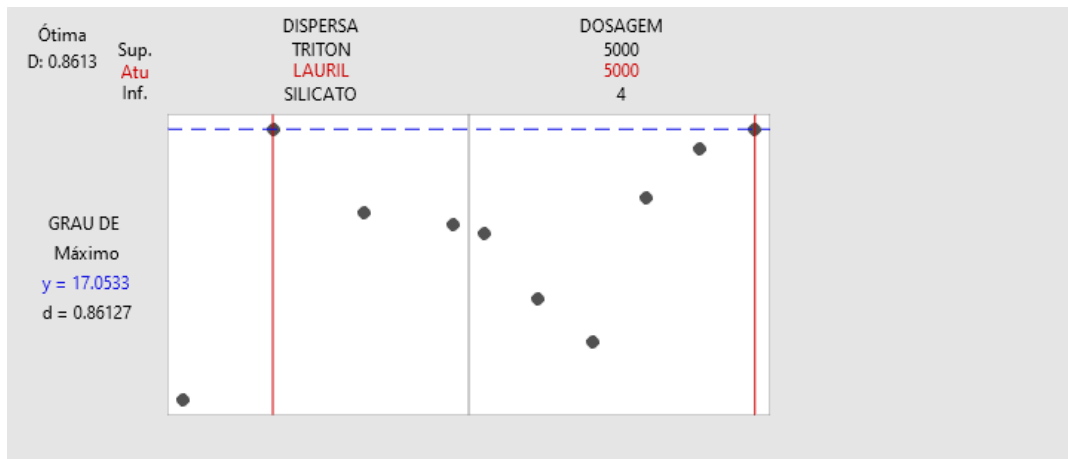
Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Figura 17 - Segunda otimização de reagentes



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

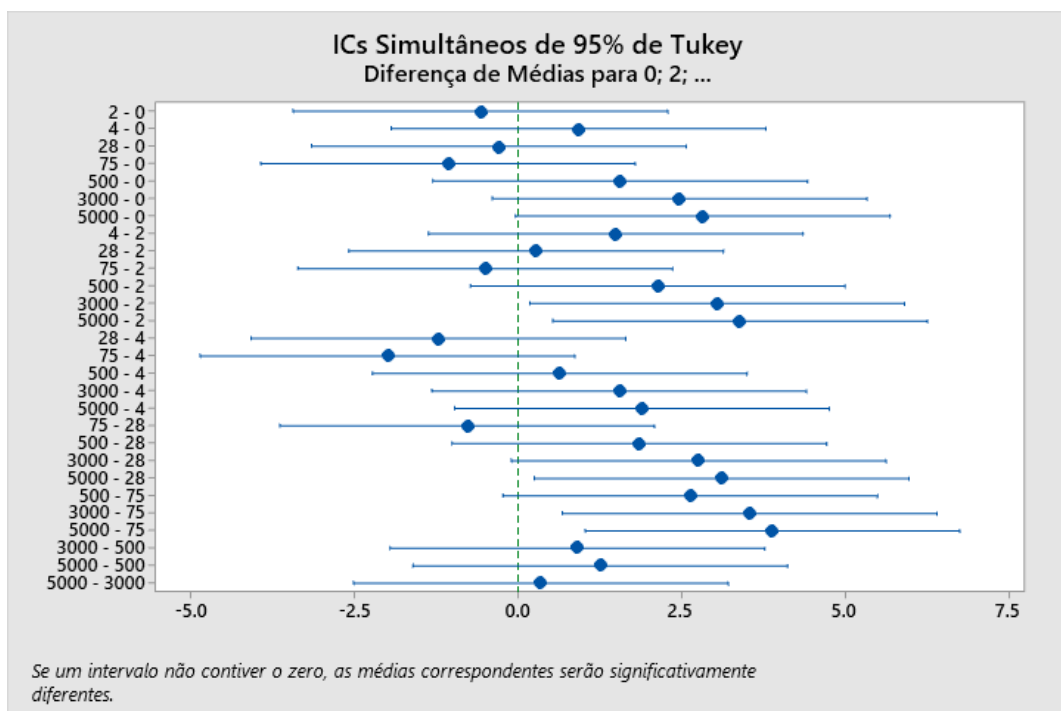
Figura 18 - Terceira otimização de reagentes



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Para o caso do lauril-éter sulfato de sódio, foi observado o mesmo comportamento do hexametáfosfato de sódio, ou seja, a concentração de 5000 mg/L não apresenta diferença estatística da concentração de 3000 mg/L, logo, pode-se considerar que o melhor resultado é a concentração de 3000 mg/L. Isso é evidenciado na Figura 19.

Figura 19 - Análise estatística do lauril-éter sulfato de sódio



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Com base nos resultados encontrados com a otimização, foram então selecionados os reagentes hexametáfosfato de sódio, DP-304A e lauril-éter sulfato de sódio para realização de testes de dispersão, deslamagem e flotação. Além do mais, também se optou por testar na bancada o reagente silicato de sódio, por ser o reagente utilizado pela empresa fornecedora da amostra. As dosagens escolhidas para dar continuidade ao estudo foram de 500 g/t e 3000 g/t. A seleção foi baseada em dados operacionais da empresa e também em estudos anteriores como o de Alexandrino (2013) e Silvestre (2007).

4.3 – Testes de bancada

Considerando os 4 dispersantes selecionados nos testes de dispersão, foram realizados ensaios preliminares de flotação precedida de dispersão e deslamagem com dosagem de dispersante igual a 500 g/t. A Tabela 6 mostra os teores de P_2O_5 bem como a recuperação metalúrgica global para cada reagente avaliado. Os resultados da análise química dos principais óxidos estão apresentados no Apêndice (Tabela 13).

Tabela 6 - Teor de P_2O_5 e recuperação metalúrgica dos testes preliminares

Reagente	P_2O_5 (%)	Recuperação metalúrgica global (%)
Hexametáfosfato de sódio	11,03	8,66
DP-304A	24,75	60,00
Lauril-éter sulfato de sódio	26,04	47,92
Silicato de sódio	26,99	60,44

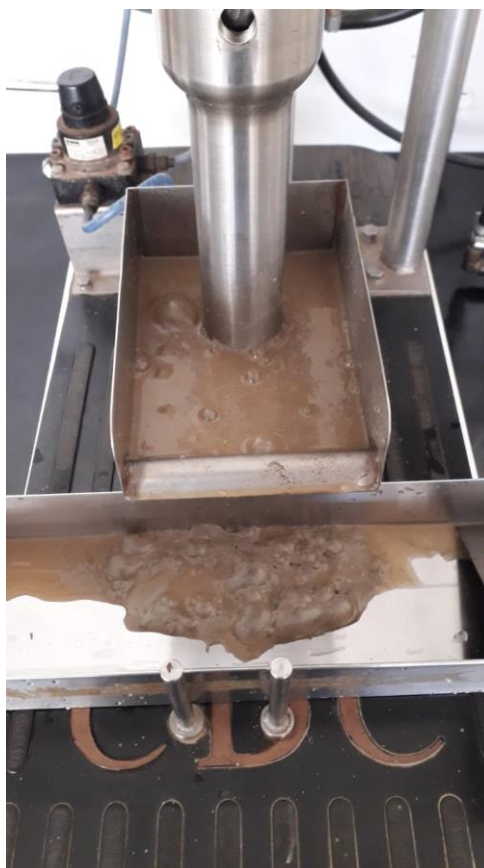
Fonte: PRÓPRIA AUTORA

O reagente que apresentou melhor resultado para a dispersão, ou seja, o maior grau de dispersão foi o hexametáfosfato de sódio, mas por outro lado, não foi o reagente com que se obteve os melhores resultados na flotação (maior teor de P_2O_5 e também maior recuperação metalúrgica global). O mesmo comportamento foi verificado no estudo de Pereira (2004), para o minério calamínico.

Com base nos resultados, foram escolhidos os reagentes DP-304A, lauril-éter sulfato de sódio e silicato de sódio por apresentarem os maiores valores de teor de P_2O_5 e de recuperação metalúrgica. Realizou-se então, um planejamento fatorial para aleatorização dos ensaios (Tabela 14–apêndices).

No entanto, alguns comportamentos diferentes foram observados durante a deslamagem e flotação para determinados reagentes e dosagens. A Figura 20 mostra o comportamento da flotação utilizando DP-304A. O ensaio mostrado na Figura 20 foi realizado com deslamagem e com dosagem de 3000 g/t e por meio dessa figura, é possível perceber a pequena quantidade de espuma formada quando esse reagente esteve presente na polpa, comportamento muito diferente do que foi observado nos demais testes. Devido a isso, o reagente foi excluído do planejamento, visto que algumas condições não permitiram a realização de caracterização química devido a pequena quantidade de massa flotada (0,43 g). A Tabela 7 mostra os resultados de teor de P_2O_5 e recuperação metalúrgica global para o novo planejamento executado (elaborado conforme Tabela 3).

Figura 20 – Flotação (precedida de deslamagem) utilizando DP-304A com dosagem de 3000 g/t



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Com base na Tabela 7 é possível observar que o maior valor de teor de P_2O_5 encontrado foi de 27,61% para o ensaio utilizando silicato de sódio com dosagem de 500 g/t e sem deslamagem. Já para recuperação metalúrgica global, o maior valor encontrado foi de 96,65%, utilizando lauril-éter sulfato de sódio na dosagem de 3000 g/t e também sem deslamagem.

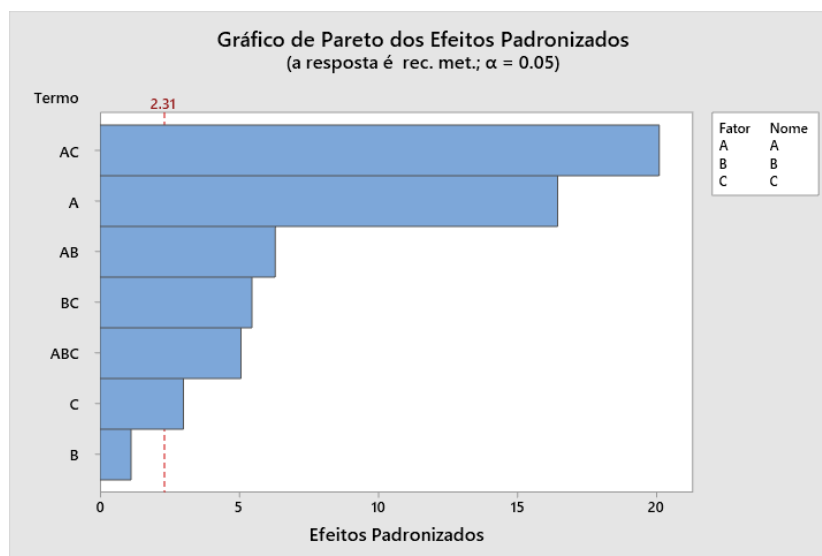
Tabela 7 - Teor de P_2O_5 no concentrado e recuperação metalúrgica

Ensaio	Deslamagem	Tipo de reagentes	Dosagem (g/t)	% P_2O_5	Rec. Metalúrgica Global
1	NÃO	SIL	500	27,61	45,01
2	NÃO	LAU	500	15,33	87,41
3	NÃO	SIL	3000	23,55	23,62
4	NÃO	LAU	3000	5,93	96,65
5	SIM	SIL	500	24,98	66,97
6	SIM	LAU	500	25,68	56,47
7	SIM	SIL	3000	22,74	75,98
8	SIM	LAU	3000	13,04	71,06
9	NÃO	SIL	500	26,77	52,57
10	NÃO	LAU	500	15,09	87,27
11	NÃO	SIL	3000	24,28	25,81
12	NÃO	LAU	3000	6,25	96,55
13	SIM	SIL	500	24,87	66,11
14	SIM	LAU	500	22,94	64,63
15	SIM	SIL	3000	22,25	76,49
16	SIM	LAU	3000	11,42	73,97

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

A Figura 21 mostra o Gráfico de Pareto dos Efeitos Padronizados para a recuperação metalúrgica global. Nesse tipo de gráfico, os fatores que não são significativos, situam-se ao lado esquerdo da linha tracejada enquanto os que são significativos ficam localizados ao lado direito da linha, sendo que quanto maior a barra, maior é a contribuição. Por meio da Figura 22 é possível perceber que o fator B, ou seja, a dosagem de dispersante, foi o único fator que não apresentou significância para o processo.

Figura 21 - Gráfico de Pareto dos Efeitos Padronizados (recuperação metalúrgica global)



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Onde: rec. met. = recuperação metalúrgica global; A = reagente; B = dosagem; C = deslamagem

Devido ao aparecimento de um fator não significativo, foi necessário realizar a limpeza do modelo, deixando para análise apenas os fatores significativos. A Tabela 8 mostra a tabela de análise de variância após limpeza do modelo.

A maior contribuição para o modelo em questão provém da interação de dois fatores, seguido pelo modelo linear e pela interação de três fatores. A maior contribuição é para o fator AC, ou seja, a combinação do tipo de reagente e deslamagem é o fator que mais interfere na recuperação metalúrgica global (51,28% de contribuição). Além disso, a contribuição apresentada pelo erro foi baixa, o que mostra a confiabilidade do modelo. Outro ponto a ser observado é em relação ao valor-p, onde todos os valores se apresentam menores que o valor α (nível de significância) de 5%, assegurando que todos os fatores e interações do modelo são significativos. Ademais, o valor encontrado para $R^2_{(pred)}$ foi de 96,29%, ou seja, um valor alto para a qualidade de precisão do modelo.

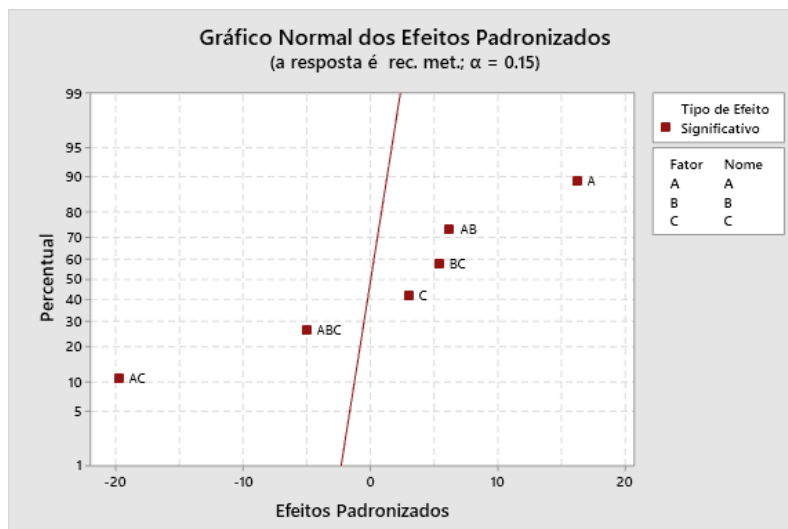
Tabela 8 - Análise de variância (recuperação metalúrgica global)

Fonte	GL	SQ Seq	Contribuição	SQ (Aj.)	QM (Aj.)	Valor F	Valor -P
Modelo	6	7306,14	98,83%	7306,14	1217,69	126,19	0,000
Linear	2	2620,98	35,45%	2620,98	1310,49	135,80	0,000
A	1	2536,38	34,31%	2536,38	2536,38	262,84	0,000
C	1	84,59	1,14%	84,59	84,59	8,77	0,016
Interação de 2 fatores	3	4443,90	60,11%	4443,90	1481,30	153,50	0,000
A*B	1	372,59	5,04%	372,59	372,59	38,61	0,000
A*C	1	3791,17	51,28%	3791,17	3791,17	392,87	0,000
B*C	1	280,14	3,79%	280,14	280,14	29,03	0,000
Interações de 3 fatores	1	241,26	3,26%	241,26	241,26	25,00	0,001
A*B*C	1	241,26	3,26%	241,26	241,26	25,00	0,001
Erro	9	86,85	1,17%	86,85	9,65		
Falta de ajuste	1	11,71	0,16%	11,71	11,71	1,25	0,297
Erro Puro	8	75,14	1,02%	75,14	9,39		
Total	15	7392,99	100,00%				

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

A Figura 22 evidencia o Gráfico Normal dos Efeitos Padronizados para a recuperação metalúrgica global, ou seja, mostra a contribuição negativa ou positiva dos fatores considerados significativos. Nesse tipo de gráfico os fatores que se encontram a esquerda da reta apresentam efeito negativo em relação a resposta, em outras palavras, quando se passa do nível mais baixo para o mais alto, o valor da resposta diminui. Por outro lado, os fatores que estão do lado direito da reta contribuem positivamente, ou seja, a passagem do nível inferior para o superior acarreta aumento no valor da resposta.

Figura 22 - Gráfico Normal dos Efeitos Padronizados (recuperação metalúrgica global)



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

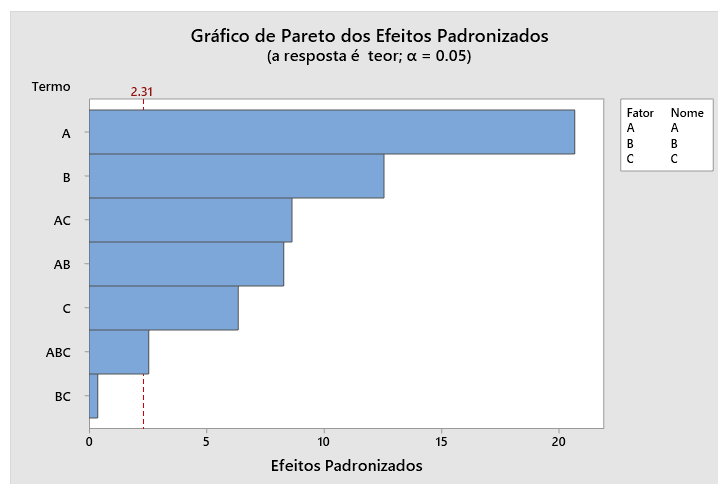
Onde: rec. met. = recuperação metalúrgica global; A = reagente; B = dosagem; C = deslamagem

As interações AC e ABC interferem negativamente no sistema, ou seja, à medida que diminuem acarretam aumento na recuperação metalúrgica. Já os demais fatores e interações, apresentam interferência positiva em relação a resposta, quando se usa silicato de sódio ao invés de lauril-éter sulfato de sódio e quando há deslamagem antes da flotação, acontece o aumento da recuperação metalúrgica global. Por fim, A Equação 6 apresenta a equação de regressão em unidades codificadas para a recuperação metalúrgica global.

$$\text{Rec. met.} = 67,036 + 12,591 A + 2,299 C + 4,826 A*B - 15,393 A*C - 3,883 A*B*C \quad \text{Eq. (6)}$$

A Figura 23 mostra o Gráfico de Pareto dos Efeitos Padronizados para o teor de P_2O_5 e por meio desse gráfico percebe-se que, assim como para a recuperação metalúrgica global, também é necessário realizar a limpeza do modelo. Analisando o gráfico é possível observar que o fator de interação BC (dosagem combinada com deslamagem) não foi significativo. A limpeza do modelo foi então realizada e a Tabela 9 mostra a análise de variância apenas com os fatores e interações significativos para o sistema.

Figura 23 - Gráfico de Pareto dos Efeitos Padronizados (teor)



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Onde: A = reagente; B = dosagem; C = deslamagem

Tabela 9 - Análise de variância (teor)

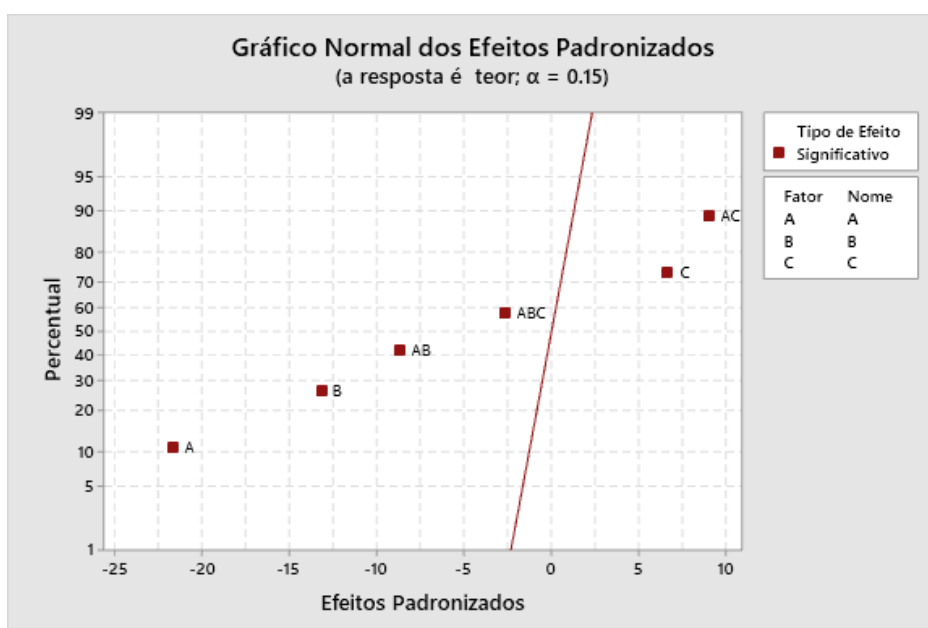
Fonte	GL	SQ Seq	Contribuição	SQ (Aj.)	QM (Aj.)	Valor F	Valor -P
Modelo	6	801,691	98,96%	801,691	133,615	142,81	0,000
Linear	3	646,855	79,85%	646,855	215,618	230,45	0,000
A	1	442,051	54,57%	442,051	442,051	427,46	0,000
B	1	163,073	20,13%	163,073	163,073	174,29	0,000
C	1	41,732	5,15%	41,732	41,732	44,60	0,000
Interação de 2 fatores	2	148,153	18,29%	148,153	74,077	79,19	0,000
A*B	1	71,065	8,77%	71,065	71,065	75,95	0,000
A*C	1	77,088	9,52%	77,088	77,088	82,39	0,000
Interações de 3 fatores	1	6,682	0,82%	6,682	6,682	7,14	0,026
A*B*C	1	6,682	0,82%	6,682	6,682	7,14	0,026
Erro	9	8,421	1,04%	8,421	0,936		
Falta de ajuste	1	0,141	0,02%	0,141	0,141	0,14	0,722
Erro Puro	8	8,280	1,02%	8,280	1,035		
Total	15	810,111	100,00%				

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

É possível observar que a maior contribuição para o modelo em questão provém do modelo linear, seguido pela interação de dois fatores e pela interação de três fatores. A maior contribuição, é para o fator A, ou seja, o tipo de dispersante é o fator que mais interfere no teor de P_2O_5 (54,57% de contribuição). Além disso, a contribuição apresentada pelo erro foi baixa, o que mostra a confiabilidade do modelo. Outro ponto a ser observado é em relação ao valor-p, onde todos os valores se apresentam menores que o valor α (nível de significância) de 5%, assegurando que todos os fatores e interações do modelo são significativos. Por fim, o valor encontrado para $R^2_{(pred)}$ foi de 96,71%, que assim como para a recuperação metalúrgica global, é um valor alto para a qualidade de precisão do modelo.

A Figura 24 evidencia o Gráfico Normal dos Efeitos Padronizados para a recuperação metalúrgica global, ou seja, mostra a contribuição negativa ou positiva dos fatores considerados significativos.

Figura 24 - Gráfico Normal dos Efeitos Padronizados (teor)



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Onde: rec. met. = recuperação metalúrgica global; A = reagente; B = dosagem; C = deslamagem

Por meio do gráfico, percebe-se que os fatores A e B e as interações AB e ABC interferem negativamente no sistema, quando se usa silicato de sódio ao invés de lauril-éter sulfato de sódio e quando se passa de 3000 para 500 g/t há aumento no teor de P_2O_5 . Já a

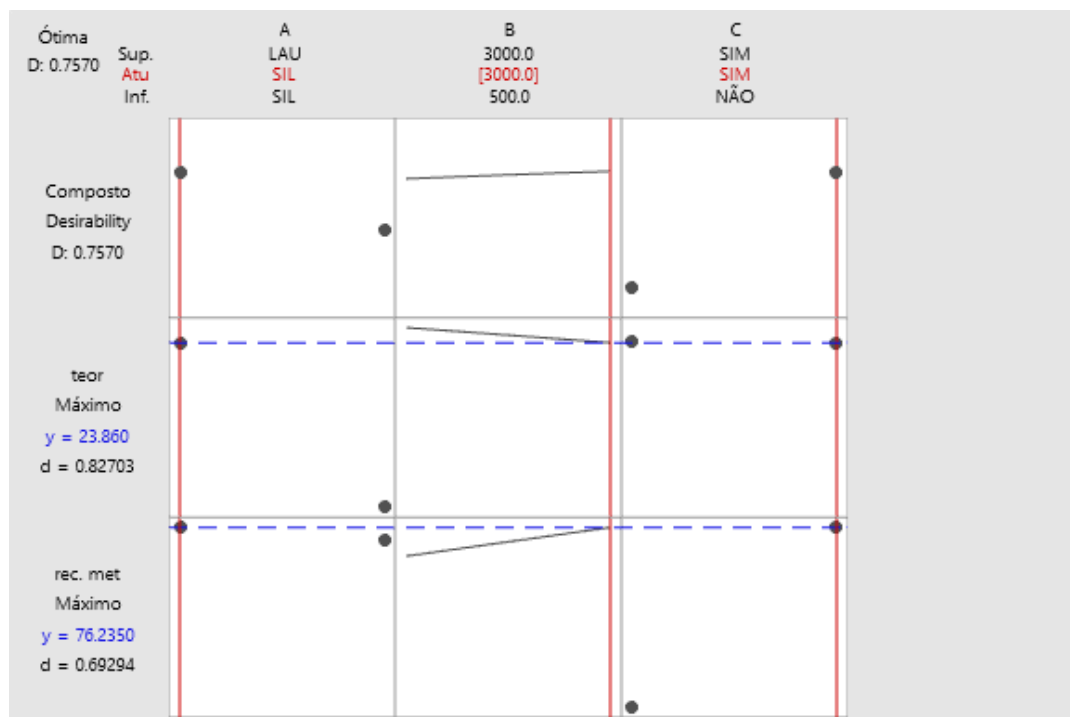
interação AC e o fator C contribuem positivamente para a resposta do sistema e se tratando do fator C, a presença de deslamagem acarreta no aumento do teor de P_2O_5 . Por fim, a Equação 7 mostra a equação de regressão do sistema.

$$\text{teor} = 19,716 - 5,256 A - 3,193 B + 1,615 C - 2,107 A*B + 2,195 A*C - 0,646 A*B*C$$

Eq. (7)

A otimização do sistema está apresentada na Figura 25. Chegou-se a conclusão de que a melhor condição para se obter maximização da recuperação metalúrgica global e do teor de P_2O_5 é utilizando silicato de sódio, com dosagem de 3000 g/t e com deslamagem.

Figura 25 - Otimização da resposta



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Onde: rec. met. = recuperação metalúrgica global; A = reagente; B = dosagem; C = deslamagem

4.3.1 – Efeito da dispersão na flotação

A Tabela 10 mostra o teor, a recuperação metalúrgica global e as razões de separação para os testes de flotação de fosfato sem uso de dispersante e com emprego de dispersão e deslamagem. Cabe ressaltar que nessa seção, o ensaio utilizando o dispersante DP-304A com dosagem de 500 g/t e deslamagem passará a ser comparado com os demais ensaios, visto que foi a única condição passível de análise utilizando esse reagente. Quando se compara o ensaio com esse reagente em relação aos demais, percebe-se um comportamento semelhante ao ensaio sem dispersão e sem deslamagem. Outro ponto que precisa ser salientado é que os dados apresentados daqui para frente nas tabelas e figuras, também se referem as médias dos valores obtidos para cada par de réplica.

Tabela 10 - Teor de P_2O_5 , recuperação metalúrgica global e razões de separação para SiO_2 e Fe_2O_3 (médias)

REA	DOS (g/t)	DESL	P_2O_5 (%)	REC. MET. (%)	RS SiO_2	RS Fe_2O_3
Sem reagente	-	Não	24,57	69,90	2,76	5,82
Sem reagente	-	Sim	26,63	59,33	3,93	8,69
Sil	500	Não	27,19	48,79	4,29	8,89
Sil	3000	Não	23,92	24,72	3,20	6,78
Sil	500	Sim	24,93	68,04	2,84	6,47
Sil	3000	Sim	22,50	76,24	1,98	4,93
DP	500	Sim	24,20	69,70	2,62	6,52
Lau	500	Não	15,21	87,34	0,80	1,84
Lau	3000	Não	6,09	98,10	0,22	0,42
Lau	500	Sim	24,31	60,55	2,55	5,79
Lau	3000	Sim	12,23	72,52	0,55	1,37

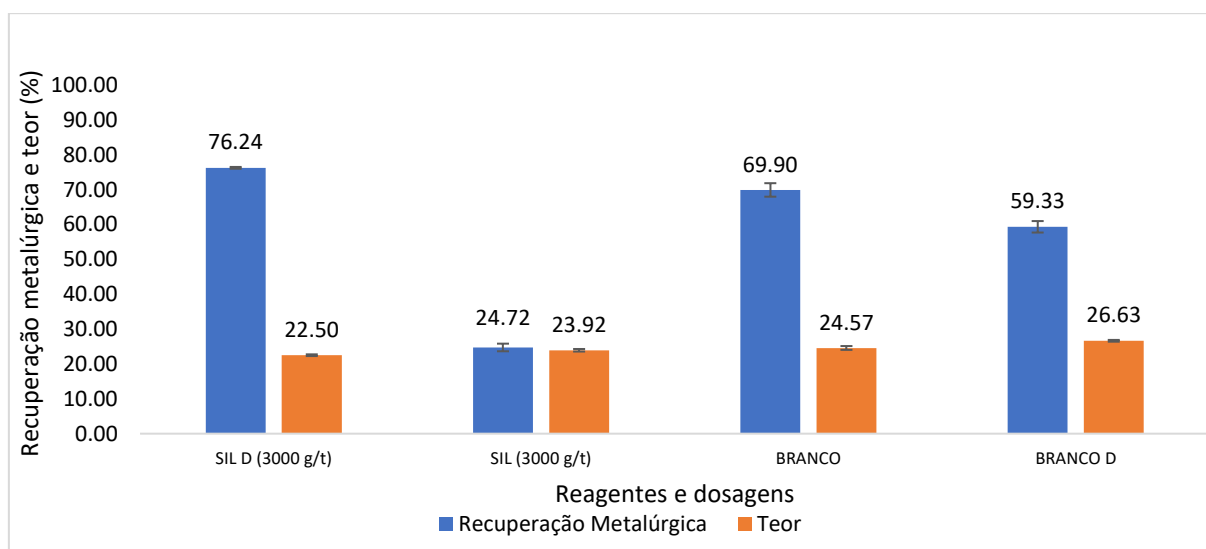
Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Com base na Tabela 10 é possível observar que a condição que apresentou maior teor de P_2O_5 foi com o uso do reagente silicato de sódio (Sil), na dosagem de 500 g/t e sem deslamagem (27,19% de P_2O_5). Esse aumento de teor utilizando o reagente, pode estar relacionado a sua função de depressor, comportamento que é mostrado nos estudos de Pereira

(2004) e Marinakis e Shergold (1985). Sabe-se que alguns tipos de dispersantes podem agir como depressores de ganga, o que favorece mais ainda a flotação (LOPES *et al.*, 2016). Observa-se também que os menores valores de teor encontrados foram todos utilizando o reagente lauril-éter sulfato de sódio (Lau). Os resultados de recuperação metalúrgica global, teor e as razões de seletividade, serão apresentados posteriormente em gráficos para facilitar a visualização. Todos os gráficos constam o desvio padrão por se tratar da média dos valores encontrados para os ensaios individuais, visto que foram realizados com uma réplica.

Após encontrar a condição otimizada com o planejamento fatorial, foi realizada uma comparação dos resultados de teor de P_2O_5 e de recuperação metalúrgica global da melhor condição (dispersão com silicato de sódio, dosagem de 3000 g/t e com deslamagem- SIL D) com os ensaios sem dispersão, apresentada na Figura 26. O teste de flotação precedida de deslamagem foi denominado Branco D e apenas flotação de Branco. Pode-se observar que quando se trata da condição otimizada SIL D, comparada com o ensaio apenas de flotação (BRANCO), há diminuição de 2,07% no teor, porém aumento de 6,34% da recuperação metalúrgica. Quando se compara o SIL D com o ensaio de flotação precedida de deslamagem (Branco D), também nota-se o mesmo comportamento, a diminuição de 4,13% no teor e o aumento, nesse caso ainda mais considerável, da recuperação metalúrgica global (16,91%).

Figura 26 - Comparativo entre recuperação metalúrgica e teor na condição otimizada (médias)



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

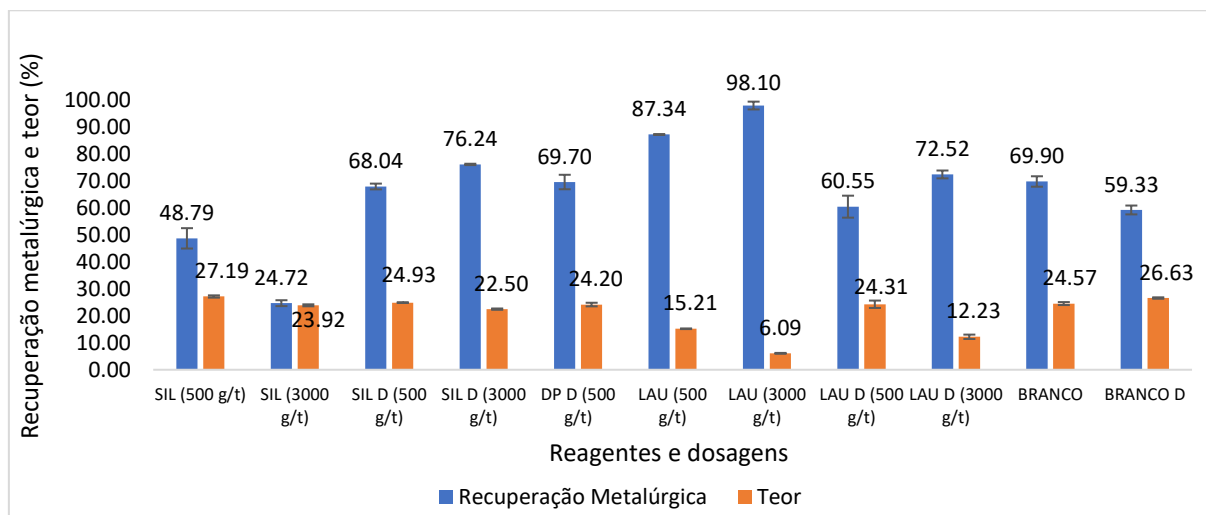
Onde: D = presença de deslamagem.

Além disso, comparou-se o teste de flotação com dispersão e deslamagem com a flotação precedida de dispersão, utilizando os mesmos reagentes nas mesmas dosagens. Analisando a condição utilizando silicato com 3000 g/t mas sem deslamagem (SIL), percebe-se que se obteve um teor 1,42 % maior que na condição com silicato e deslamagem (SIL D), porém uma queda drástica no valor da recuperação metalúrgica global (diminuição de 51,52%).

Na Figura 26 foi possível comparar ainda o ensaio de flotação (BRANCO) com o teste de deslamagem e flotação (BRANCO D). Observa-se que o ensaio com deslamagem aumentou o teor, mas abaixou a recuperação metalúrgica. Isso foi devido ao ensaio sem deslamagem proporcionar uma maior recuperação mássica do que o ensaio com deslamagem e flotação. Esse aumento de teor, pode justificar o uso e a importância da deslamagem para processos onde há quantidade expressiva de partículas finas. Sabe-se que nessa condição a flotação é menos seletiva devido aos inúmeros problemas causados pela presença de finos como a dificuldade do contato bolha-partícula, a adsorção não seletiva dos reagentes, o recobrimento das partículas grossas, o aumento da rigidez da espuma, entre outros (BALTAR, 2021; OLIVEIRA, 2006)

A Figura 27 mostra um comparativo entre as médias de teor e recuperação metalúrgica global e por meio dela observa-se que as maiores recuperações metalúrgicas obtidas foram nos ensaios utilizando o reagente lauril-éter sulfato de sódio. Durante a realização desses ensaios, notou-se que houve formação de muita espuma e, conseqüentemente, alta recuperação de massa, o que pode estar associado ao poder espumante do reagente, ou seja, ao invés de agir como dispersante, o reagente pode estar agindo como espumante, assim como foi utilizado por Moudgil *et al.* (1988) e coletor.

Figura 27 - Comparativo entre as médias de teor e recuperação metalúrgica global.



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

A Figura 28, mostra o comportamento dos ensaios utilizando o reagente lauril-éter sulfato de sódio com dosagem de 3000 g/t e sem deslamagem. Notou-se um comportamento muito diferente na flotação: houve formação de muita espuma, a princípio com bolhas pequenas e estáveis, ou seja, como espumante ele preveniu a coalescência e isso fez com que houvesse o aparecimento das bolhas pequenas. Com o passar do tempo, as bolhas começaram a aumentar e a espuma ficou menos estável.

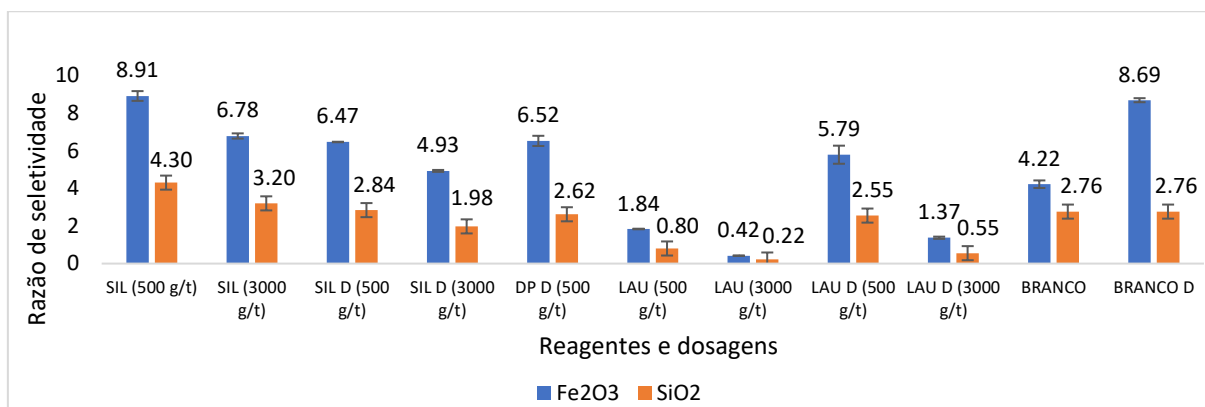
Figura 28 - Flotação (sem deslamagem) utilizando lauril-éter sulfato de sódio com dosagem de 3000 g/t



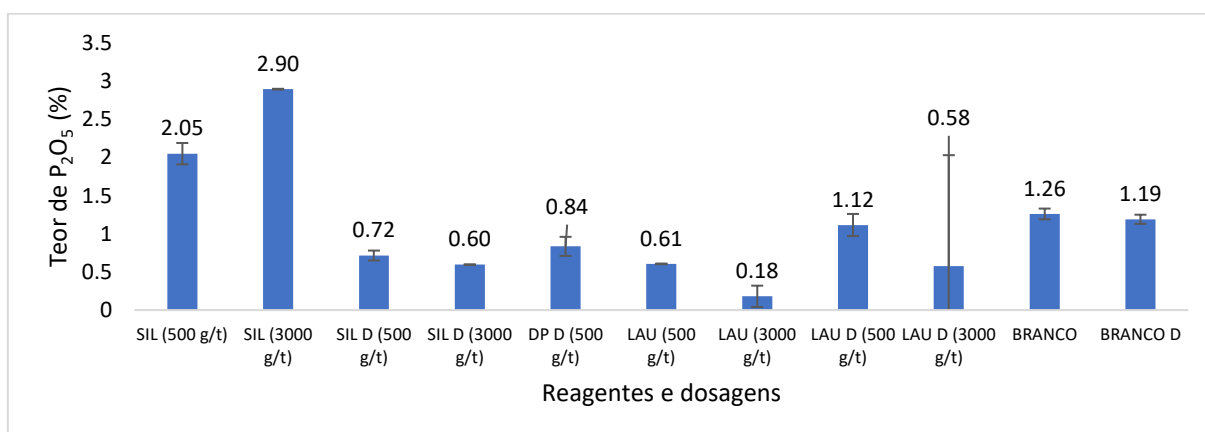
Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Também é possível afirmar que esse reagente pode estar agindo como coletor devido à sua estrutura, pois por ser um surfactante possui uma parte apolar com cadeia longa e uma parte polar com caráter iônico. Isso leva a supor sua ação coletora e isso pode explicar a grande formação de espuma e a elevada recuperação metalúrgica encontrada para o reagente. A Figura 29 mostra a estrutura molecular do lauril-éter sulfato de sódio e a Figura 30 a estrutura de um ácido graxo (ácido linoleico), coletores tradicionais de fosfato.

Figura 31 - Comparação entre as médias das razões de seletividade



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Figura 32 - Comparação entre os teores de P_2O_5 no rejeito

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Os menores teores de P_2O_5 no rejeito foram alcançados nos testes com uso de dispersante em relação aos apresentados nos testes BRANCO e BRANCO D. Isso pode ter acontecido porque a dispersão pode ter contribuído para a redução do *slime coating* e assim, facilitou a adsorção do coletor na superfície da apatita causando menor perda de fósforo no rejeito. Uma exceção foi evidenciada para o silicato de sódio sem deslamagem, onde obteve-se um valor de teor de P_2O_5 no rejeito maior que nos ensaios sem uso de dispersantes (Branco e Branco D). Outro ponto a ser observado é sobre a barra de erro encontrada para a condição utilizando o lauril-éter sulfato de sódio, com dosagem de 3000 g/t e com deslamagem. O valor mais alto de erro pode ser explicado pela dificuldade de manuseio e uso do reagente.

4.3.2 – Ensaios de deslamagem

Nessa seção serão apresentados os resultados das deslamagens, sem e com adição dos dispersantes silicato de sódio, lauril-éter sulfato de sódio e DP-304A, realizada previamente a flotação. Serão incluídos os ensaios com o reagente DP-304A, pois a massa coletada na deslamagem foi suficiente para a realização da caracterização química. A fração passante na malha de 0,037 mm, foi submetida a análise química dos principais óxidos. A Tabela 11 mostra a média dos resultados e a Figura 33 mostra um gráfico que compara as médias dos teores de P_2O_5 encontrado na lama.

Tabela 11 - Análise química dos principais óxidos da lama (médias)

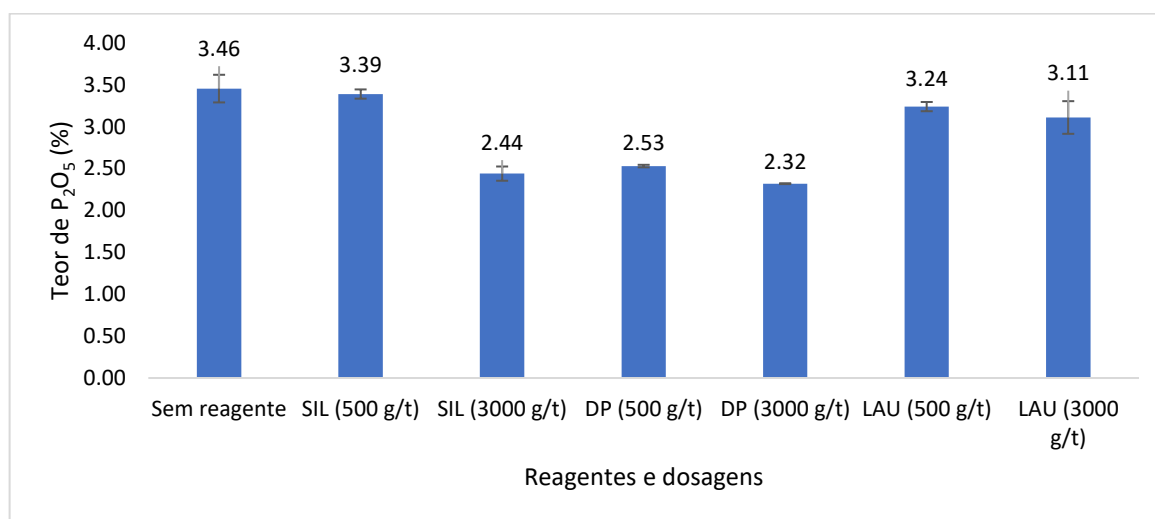
Reagente	Dosagem (g/t)	P_2O_5	CaO	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MnO	SiO ₂	MgO	K ₂ O
Sem reagente	-	3,46	11,35	5,11	17,80	4,97	0,29	33,71	7,32	1,15
SIL	500	3,39	10,90	4,87	17,92	4,51	0,29	33,63	7,38	1,12
SIL	3000	2,44	7,76	4,24	19,82	5,42	0,30	34,05	7,38	1,11
DP	500	2,53	8,41	4,60	19,39	5,73	0,30	33,37	7,29	1,20
DP	3000	2,32	7,67	4,30	19,93	5,96	0,30	33,51	7,42	1,16
LAU	500	3,24	10,84	5,38	17,52	5,11	0,29	32,87	7,18	1,23
LAU	3000	3,11	10,61	5,08	17,66	4,85	0,29	33,28	7,40	1,19

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Considerando o teor de P_2O_5 da alimentação (3,74%), é possível verificar que em todos os processos de deslamagem realizados, inclusive sem reagente, o teor encontrado foi menor que o encontrado na alimentação. É possível verificar também que em todas as deslamagens utilizando dispersante, os valores de teor foram menores que o encontrado para a deslamagem sem reagente. Com isso, é possível concluir que o uso de dispersantes realmente impacta positivamente na deslamagem e isso pode ter acontecido pois o uso de dispersantes na deslamagem pode ter feito com que as partículas minerais ficassem mais “limpas”, ou seja, evitou que partículas grossas estivessem recobertas por partículas finas (*slime coating*). Nessa etapa, o melhor resultado encontrado foi de 2,32% de P_2O_5 utilizando DP-304A na dosagem de

3000 g/t, seguido pelo teor de 2,44% utilizando silicato de sódio com dosagem de 3000 g/t. A conclusão da influência positiva dos dispersantes na etapa de deslamagem também pode ser vista no trabalho de Totou (2010).

Figura 33 – Médias dos teores de P_2O_5 na lama

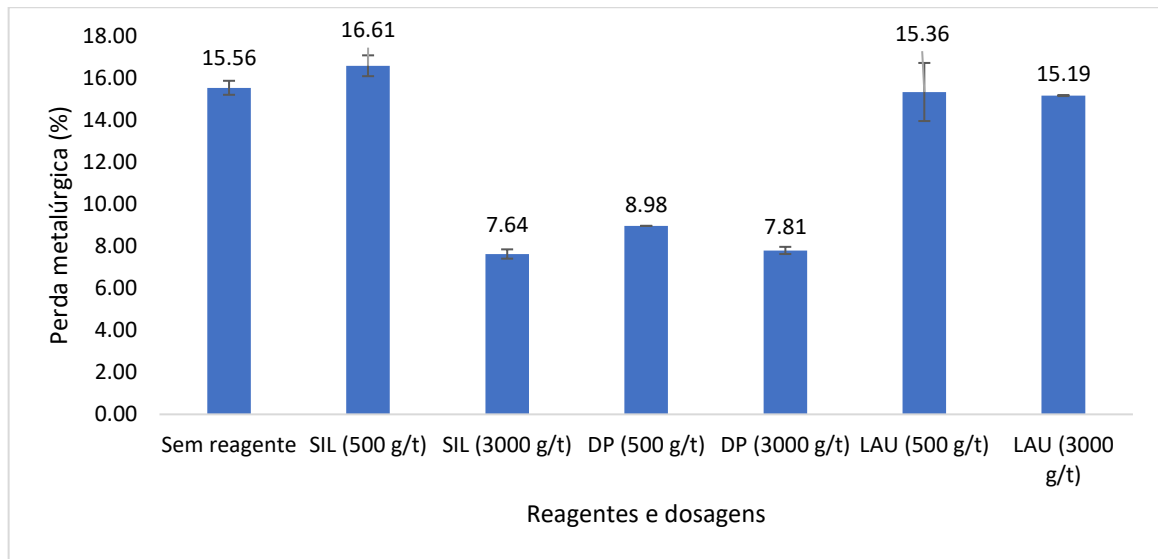


Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Também é possível comparar a perda metalúrgica média, como é mostrado na Figura 34. Observa-se que a menor perda metalúrgica foi encontrada para o silicato de sódio, na dosagem de 3000 g/t (7,92% menor em relação ao ensaio sem dispersão), mesma condição de dosagem e tipo de reagente obtida como ótima para flotação. A maior perda, foi encontrada para o reagente silicato de sódio na dosagem de 500 g/t, 1,05% maior em relação ao ensaio sem dispersão.

Ademais, em relação a deslamagem, notou-se um comportamento diferente durante o tempo de sedimentação utilizando lauril-éter sulfato de sódio na dosagem de 3000 g/t. Nessa condição, houve a formação de uma camada muito grande de espuma que dificultou o processo de sifonamento. A espuma gerada por ser vista através da Figura 35.

Figura 34 - Médias das perdas metalúrgicas.



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Figura 35 - Deslamagem utilizando lauril-éter sulfato de sódio com dosagem de 3000 g/t.



Fonte: PRÓPRIA AUTORA

5. CONCLUSÕES

Com base nos experimentos realizados e a quantificação dos seus resultados, foi possível chegar as seguintes conclusões:

- Aproximadamente 30% da amostra está abaixo de 0,037 mm e sua composição mineralógica consiste basicamente de apatita, piroxênio, magnetita, quartzo, flogopita, biotita e vermiculita.
- O reagente lecitina de soja não foi indicado como dispersante, ele promoveu a agregação das partículas ao invés de dispersão.
- A variação do pH da polpa na faixa de 4 a 12 não promoveu diferença estatística no grau de dispersão.
- O maior grau de dispersão da polpa foi em pH natural, utilizando hexametáfosfato de sódio e com concentração de 3000 mg/L. Porém, apesar de ser o melhor para a dispersão, o reagente apresentou o pior resultado na flotação de bancada.
- A melhor condição encontrada nos ensaios de flotação de bancada para o minério fosfático foi utilizando o silicato de sódio na dosagem de 3000 g/t com deslamagem previamente a flotação.
- Na análise estatística dos ensaios de flotação, quando se trata de recuperação metalúrgica global, conclui-se que a dosagem de dispersante não foi um fator significativo e o que demonstrou maior influência foi a combinação do tipo de dispersante com a deslamagem. Já para o teor de P_2O_5 o que mais contribui foi o tipo de reagente.
- A realização de deslamagem previamente a flotação, sem adicionar dispersantes, aumentou o valor de teor de P_2O_5 , porém diminuiu o valor de recuperação metalúrgica. O aumento no teor, pode justificar o uso da deslamagem em sistemas que há presença de grande quantidade de finos.
- A única condição onde houve aumento no teor de P_2O_5 em relação aos ensaios sem utilização de dispersantes, foi utilizando silicato de sódio, sem deslamagem e com dosagem de 500 g/t. Essa condição apresentou o maior teor dentre todos os ensaios.
- O uso do reagente lauril-éter sulfato de sódio antes da flotação proporcionou as maiores recuperações de apatita. Suspeita-se que ao invés de ter feito papel de dispersante, ele

pode ter se comportado como espumante e/ou coletor. Porém, nesses ensaios foram obtidos concentrados com baixo teor de P_2O_5 .

- As maiores razões de seletividade, tanto para SiO_2 quanto para Fe_2O_3 , foram encontradas no ensaio utilizando silicato de sódio, sem deslamagem e com dosagem de 500 g/t. Concluiu-se também que o aumento na dosagem de dispersante acarretou diminuição nos valores das razões de seletividade, a flotação ficou menos seletiva.
- A menor perda metalúrgica encontrada na deslamagem foi para o ensaio utilizando silicato de sódio com dosagem de 3000 g/t. Sendo assim, essa condição foi a melhor tanto para a deslamagem quanto para a flotação.

6. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

- 1 – Estudar a influência da dispersão na deslamagem e flotação de fosfato, utilizando hidrociclone para fazer a deslamagem.
- 2 – Avaliar o desempenho do reagente “extran” como dispersante para deslamagem e flotação.
- 3 – Estudar a influência da dispersão utilizando misturas de reagentes dispersantes.
- 4 – Estudar a influência da alteração de pH, juntamente com os dispersantes, na dispersão, deslamagem e flotação.
- 5 – Avaliar a ação do lauril-eter sulfato de sódio como coletor e espumante (estudo fundamental) através de análises de FTIR e tensão superficial, respectivamente.
- 6 – Analisar o efeito do lauril-éter sulfato de sódio, combinado com algum coletor.
- 7 – Avaliar o impacto da utilização dos dispersantes no desaguamento de rejeito (espessamento e filtração).
- 8 – Avaliar o mecanismo de floculação da lecitina de soja, para verificar possível floculação seletiva.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

AHMED, H. A. M. Optimization of desliming prior to phosphate ore upgrading by flotation. **Physicochemical Problems of Mineral Processing**. v. 41, p. 79-88, 2007.

ALBUQUERQUE, R. O. de. **Alternativas de processo para concentração do minério fósforo-uranífero de Itataia**. 2010. 214p. Tese de Doutorado – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte – MG, 2010.

ALEXANDRINO, J. S. **Correlação entre estado de dispersão, propriedades eletrocinéticas e flotabilidade de hematita**. 2013. 126p. Tese de Doutorado – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte – MG, 2013.

APPLICATIONS of Atmospheric Pressure. **Science And Technology**, 2012. Disponível em: <literatureoftruth.blogspot.com/2012/08/applications-of-atmospheric-pressure.html>. Acesso em setembro de 2022.

ASSIS, V. F. **Uso de dispersantes nas etapas de concentração de nióbio**. 46p. Monografia de especialização em Tratamento de Minérios – Universidade Federal de Goiás, Catalão – GO, 2014.

BALTAR, C. A. M. **Flotação**: em nova abordagem. Recife: Editora Universitária UFPE. 2021, 537p.

BALTAR, C. A. M. **Flotação no Tratamento de Minérios**. 2ª edição. Recife: Editora Universitária UFPE. 2010, 232p.

BASF S.A. **DP-304A**: Ficha de Informação de Segurança de Produto Químico. Morumbi: BASF, 2019. 10p.

CAPPONI, F. **Avanços na recuperação de finos de minérios pelo processo de flotação “extensora”, o caso da Mina de Chuquicamata**. 2005. 110p. Dissertação de Mestrado – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre – RS, 2005.

CARNEIRO, A. A. **Avaliação de diferentes tipos de amido na flotação aniônica direta de minério fosfático sílico-carbonatado**. 2018. Trabalho de Conclusão de Curso, Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – Unidade Araxá, 2018. Disponível em: <

<https://www.eng-minas.araxa.cefetmg.br/wp-content/uploads/sites/170/2018/12/Amanda-Aparecida-Carneiro-min.pdf>>. Acesso em maio de 2022.

CARPINÉ, D. **Desenvolvimento e caracterização de filme emulsionado biodegradável produzido a partir de proteína isolada de soja, óleo de coco e surfactantes naturais**. 2015. 116p. Tese de Doutorado – Universidade Federal do Paraná, Curitiba - PR, 2015.

CEKINSKI, E. **Tecnologia de produção de fertilizantes**. São Paulo: IPT, 1990. Cap. 3, p. 35-130: Fertilizantes fosfatados. (Publicações IPT, 1816).

CHAVES, A. P. Classificação. *In*: CHAVES, A. P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: Bombeamento de polpa e classificação**. 4^a ed. São Paulo: Oficina de Textos, 2012. Cap. 3, p. 181-284.

CHAVES, A. P.; FILHO, L. S. L.; BRAGA, P. F. A. **Tratamento de Minérios**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. Cap. 11, p. 465-513.

CHAVES, A. P. **Flotação: o estado da arte no Brasil**. 1^a ed. São Paulo: Signus Editora, 2006. 229 p.

CUNHA, M. V.; ALVES, J. V. S.; OLIVEIRA, M. S. Avaliação da deslamagem de minério fosfático utilizando diferentes geometrias de hidrociclones. **Brazilian Journal of Development**, Curitiba, v. 7, n. 3, p. 30314-30330, 2021.

CUNHA, M. V. **Avaliação dos efeitos da massa específica e pressão na operação do hidrociclone**. 2019. Trabalho de Conclusão de Curso, Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais – Unidade Araxá, 2019. Disponível em: < https://www.eng-minas.araxa.cefetmg.br/wp-content/uploads/sites/170/2020/02/TCC_Maria_Virginia.pdf>. Acesso em novembro de 2021.

EL-SHALL, H.; ZHANG, P.; ABDEL-KHALEK, N. A.; EL-MOFTY, S. Beneficiation Technology of Phosphate: Challenges and Solutions. **Minerals & Metallurgical Processing**, v. 21, n. 1, p. 17-26, 2004.

FRIEDRICH, L. C.; SILVA, V. O.; MOREIRA Jr, P. F.; TCACENCO, C. M.; QUINA, F. H. Time-resolved fluorescence quenching studies of sodium lauryl ether sulfate micelles. **J. Braz. Chem. Soc**, v. 24, n. 2, p.241-245, 2013.

- GALERY, R. **Influência do estado de dispersão na flutuabilidade do sistema willemita/dolomita**. 1985. 92p. Dissertação de Mestrado – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte – MG, 1985.
- GOCEN, T.; BAYAR1, S. H.; GUVEN, M. H. Linoleic acid and its potassium and sodium salts: A combined experimental and theoretical study. **Journal of Molecular Structure**. v. 1150, p. 68-81, 2017.
- GUIMARÃES, R. C.; PERES, A. E. C. **Máquinas de flotação**. São Paulo: EPUSP, 1995.
- HOANG, D. H.; KUPKA, N.; PEUKER, U. A.; RUDOLPH, M. Flotation study of the fine grained carbonaceous sedimentar apatite ore – Challenges in process mineralogy and impact of hydrodynamics. **Minerais Engineering**. v. 121, p. 196-204, 2018.
- KALIPATNAPU, S; CHATTOPADHYAY, A. Membrane Protein Solubilization: Recent advances and challenges in solubilization of serotonin_{1A} receptors. **IUMBMB Life**, 57, v. 7, p. 505-512, 2005.
- KLASSEN, V. I.; MOKROUSOV, V. A. **An Introduction to the Theory of Flotation**. Londres: Butterworths, 1963, 493p.
- JUNIOR, C. H. de S. **Avaliação da interação entre laurel éter sulfato de sódio com goma guar**. 2019. 86p. Dissertação de Mestrado – Universidade Federal do Paraná, Curitiba - PR, 2019.
- LIMA, N. P.; SILVA, K.; SEGATO, M. C.; MATIOLO, E. **Caracterização e concentração de lamas de minérios de ferro por flotação**. In: 20º Simpósio de Mineração, 2019, São Paulo. Livro de Anais dos Seminário de Redução, Minério de Ferro e Aglomeração, 2019, v. 20, p.206-214.
- LINS, F. A. F.; ADAMIAN, R. **Minerais Coloidais, Teoria DLVO Estendida e Forças Estruturais**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, Série Tecnologia Mineral. n. 78, 2000.
- LÓPEZ-RAMIREZ, S.; ESTRADA-MONJE, A.; HERRERA-RESÉNDIZ, J. R. Copolimerización on Emulsion del Acrilato de Butilo y Estireno. **Consciencia Tecnológica**, 50, p. 32-37, 2015.
- LOPES, M. M.; LOPES, L. M. C.; MARTINS, E. L. C.; METSAVAH, V.; REZENDE, L. M.; BECHIR, J. L. C.; OLIVEIRA, C. A. M.; MELO, J. M. C.; LIMA, I. G. **Influência do dispersante AGLP na flotação, sedimentação e filtração do concentrado de zinco**

silicatado de Vazante. In: 46° Seminário de Redução/17° Minério de Ferro/4° Aglomeração, 2016, Rio de Janeiro. Livro de anais dos Seminários de Redução, Minério de Ferro e Aglomeração, 2016, v. 46, p.289-297.

LUZ, A. B.; LINS, F. A. F. **Rochas e Minerais Industriais:** usos e especificações. 2ª ed. Rio de Janeiro: CETEM – MCT, 2008, 974p.

LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. **Tratamento de Minérios.** 5ª ed. Rio de Janeiro: CETEM – MCT, 2010, 963 p.

LUZ, J. A. M. Conversibilidade entre distribuições probabilísticas usadas em modelos de hidrociclones. **Revista Escola de Minas**, Ouro Preto, v. 58, p. 89-93, 2005.

MARINAKIS, K. I.; SHERGOLD, H. L. Influence of sodium silicate addition on the adsorption of oleic acid by fluorite, calcite and barite. **International Journal of Mineral Processing**. v. 14, p. 177-193, 1985.

MARTINS, L. **Estudo da flotação de minério silicatado de zinco sem a etapa de deslamagem.** 2007. 63p. Dissertação de Mestrado – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte – MG, 2007.

MATIOLO, E.; COUTO, H. J. B.; TEIXEIRA, M. F. L.; FREITAS, A. S.; ALMEIDA, R. N. **Concentração de apatita contida em lamas de minério de fosfato.** In: XXVII ENTMMME, 2017, Belém. Livro de Anais XXVII ENTMMME, 2017.

MISHRA, S. K. The electrokinetics of apatite and calcite in inorganic electrolyte environmet. **International Journal of Mineral Processing**. v. 5, p. 69-83, 1978.

MOUDGIL, B. M.; BLANCHARD, F. N.; SHAH, D. O.; ONODAM G. Y.; WHITNEY, E. D. **Separation of dolomite from the south Florida phophate rock.** Florida: FIPR, 1988. 91 p.

OLIVEIRA, M. S. **Flotação em coluna do rejeito remoído do processo de concentração da apatita.** 2004. 145 p. Dissertação de Mestrado – Universidade Federal de Uberlândia, Uberlândia – MG, 2004.

OLIVEIRA, M. S. **Minério Fosfático Sílico-Carbonatado: Estudo Fundamental.** 2007. 223p. Tese de Doutorado – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte – MG, 2007.

OLIVEIRA, P. S. de. **Rotas para recuperação de ferro fino contido no *underflow* do espessador de lama da usina de Conceição**. 2006. 128p. Dissertação de Mestrado – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte – MG, 2006.

PEASE, J. D.; CURRY, D. C.; YOUNG, M. F. Designing flotation circuits for high fines recovery. **Minerais Engineering**. v. 19, p. 831-840, 2006.

PEREIRA, C. A. **Estudo da dispersão e concentração de minério calamínico**. 2004. 134p. Tese de Doutorado – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte – MG, 2004.

PERES, A. E. C. **Flotação**. Apostila PPGEM-UFMG, 2020.

PTÁČEK, P. Mining and Beneficiation of Phosphate Ore. *In*: PTÁČEK, P. **Apatites and their Synthetic Analogues: Synthesis, Structure, Properties and Applications**. IntechOpen, 2016. Cap 10. 514p.

REIS, A. S. **Estudo da influência do tamanho de bolha na flotação em coluna para diferentes granulometrias de apatita**. 2019. 127p. Tese de Doutorado – Universidade Federal de Uberlândia, Uberlândia – MG, 2019.

SANTANA, R. C. de. **Análise da influência do tamanho da partícula na flotação da apatita em coluna**. 2007. 106p. Dissertação de Mestrado – Universidade Federal de Uberlândia, Uberlândia – MG, 2007.

SILVA, A. Q. N. da. **Modelagem da relação teor-recuperação da célula de flotação pneumática**. 2015. 134p. Dissertação de Mestrado – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte – MG, 2015.

SILVESTRE, M. O. **Estudo do estado de dispersão das partículas em polpa de minério sulfetado de chumbo-zinco**. 2007. 90p. Dissertação de Mestrado – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte – MG, 2007.

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

SOMASUNDARAN, P. Principles of flocculation, dispersion and selective flocculation. *In*: SOMASUNDARAN, P. **Fine particles processing**, 1980. Vol 2. Cap 48, p. 947-976

- SOUZA, A. E. 2001. **Balanço Mineral Brasileiro**. Disponível em: <<https://www.gov.br/anm/pt-br/centrais-de-conteudo/dnpm/paginas/balanco-mineral/arquivos/balanco-mineral-brasileiro-2001>>. Acesso em abril de 2021.
- SOUZA, A. E.; FONSECA, D. S. **Economia Mineral do Brasil**. Brasília: DNPM, 2009. Cap 7. p. 546-568. Disponível em: <<https://www.gov.br/anm/pt-br/centrais-de-conteudo/publicacoes/serie-estatisticas-e-economia-mineral/outras-publicacoes-1/7-2-fosfato>>. Acesso em abril de 2021.
- TABOSA, E. O. **Flotação com reciclo de concentrados (FRC) para recuperação de finos de minérios: fundamentos e aplicações**. 2007. 117p. Dissertação de Mestrado – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, RS – 2007.
- TEAGUE, A. J.; LOLLBACK, M. C. The beneficiation of ultrafina phosphate. **Minerals Engineering**. v. 27-28, p. 52-59, 2012.
- TESTA, F. G. **Avanços na flotação de finos de minério em condicionamento de alta intensidade**. 2008. 98p. Dissertação de mestrado – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre – RS, 2008.
- TORTORELLI, J. P.; CRAVEN, J. W.; TOGURI, J. M.; DOBBY, G.S.; AGAR, G.E. The effect of external gas/slurry contacto n the flotation of fine particles. **Minerals Engineering**. v. 10, n. 10, p. 1127-1138, 1997.
- TOTOU, A. R. **Efeito da dispersão na deslamagem e flotação de polpas de minérios hematíticos itabiríticos**. 2010. 96p. Dissertação de Mestrado – Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto - MG, 2010.
- VALADÃO, G. E. S.; ARAUJO, A. C. **Introdução ao Tratamento de Minérios**. Belo Horizonte: Editora UFMG, 2012. 234p.
- WILLS, B. A.; NAPIER-MUNN, T. J. **Mineral Processing Technology**. 7^a ed. Austrália: Elsevier, 2006, 444p.

APÊNDICES

Na Tabela 12 são mostrados os valores encontrados na análise de densidade, bem como a média e o desvio padrão. A análise química dos principais óxidos dos ensaios preliminares de flotação: 500 g/t, com deslamagem está apresentada na Tabela 13. A tabela 14 mostra o planejamento fatorial, evidenciando a ordem dos ensaios e a Tabela 15 revela a análise química dos principais óxidos (médias) para todas as condições da flotação. Por fim, são mostrados os balanços metalúrgicos para as condições em que foram realizados ensaios preliminares e os ensaios de flotação precedidos por deslamagem, Tabelas 16 a 25.

Tabela 12 - Análise de densidade

Medida 1 (g/cm³)	Medida 2 (g/cm³)	Medida 3 (g/cm³)	Medida 4 (g/cm³)	Média	Desv. Pad.
3,008	3,105	3,106	3,098	3,10	0,0072

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 13 - Análise química dos principais óxidos dos ensaios preliminares de flotação: 500 g/t, com deslamagem

REA	P₂O₅	CaO	TiO₂	Fe₂O₃	Al₂O₃	MnO	SiO₂	MgO	K₂O
Hexametafosfato	11,03	31,45	11,06	7,64	1,00	0,13	23,49	3,63	0,39
DP-304A	24,57	45,11	2,53	3,85	1,28	0,13	9,69	1,82	0,35
Lauril	26,04	47,02	2,44	3,45	0,79	0,13	8,2	1,41	0,24
Silicato	26,99	47,77	1,90	3,06	0,94	0,11	7,52	1,32	0,30

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 14 - Planejamento de experimentos

Exp.	Ord.	DES	REA	DOS
4	1	NÃO	DP	3000
23	2	SIM	LAU	500
14	3	NÃO	SIL	3000
12	4	SIM	LAU	3000
7	5	SIM	SIL	500
20	6	SIM	SIL	3000
1	7	NÃO	SIL	500
13	8	NÃO	SIL	500
8	9	SIM	SIL	3000
24	10	SIM	LAU	3000
21	11	SIM	DP	500
11	12	SIM	LAU	500
17	13	NÃO	LAU	500
5	14	NÃO	LAU	500
10	15	SIM	DP	3000
2	16	NÃO	SIL	3000
3	17	NÃO	DP	500
9	18	SIM	DP	500
6	19	NÃO	LAU	3000
22	20	SIM	DP	3000
16	21	NÃO	DP	3000
19	22	SIM	SIL	500
18	23	NÃO	LAU	3000
15	24	NÃO	DP	500

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Onde: Exp = ordem dos experimentos não aleatorizados; Ord = ordem dos experimentos aleatorizados; DES = deslamagem; REA = reagente; DP = DP-304A; LAU = lauril-éter sulfato de sódio; SIL = silicato de sódio; DOS = dosagem (g/t).

Tabela 15 - Análise química dos principais óxidos dos ensaios de flotação (médias)

DES	REA	DOS	P ₂ O ₅	CaO	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MnO	SiO ₂	MgO	K ₂ O
Não	Sil	500	27,19	47,16	1,49	3,06	1,02	0,12	6,34	0,93	0,23
Não	Sil	3000	23,92	46,33	1,71	3,53	1,15	0,14	7,48	1,15	0,30
Sim	Sil	500	24,93	45,31	2,50	3,86	0,94	0,14	8,77	1,30	0,31
Sim	Sil	3000	22,50	43,32	3,46	4,57	1,05	0,15	11,38	1,63	0,35
Sim	DP	500	24,20	45,47	3,16	3,71	0,92	0,14	9,24	1,20	0,29
Não	Lau	500	15,21	34,43	5,99	8,28	1,19	0,16	18,96	3,20	0,42
Não	Lau	3000	6,09	20,86	7,78	14,55	2,43	0,23	28,28	5,70	0,85
Sim	Lau	500	24,31	44,78	2,84	4,20	0,89	0,15	9,53	1,35	0,30
Sim	Lau	3000	12,23	32,31	7,54	8,91	1,07	0,18	22,15	3,79	0,41
Não	-	-	24,57	44,64	2,16	4,22	1,20	0,14	8,90	1,31	0,32
Sim	-	-	26,63	47,55	1,88	3,07	0,87	0,12	6,78	0,97	0,24

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 16 - Balanço metalúrgico (ensaio preliminar): hexametafosfato de sódio, 500 g/t, com deslamagem

PRODUTOS	MASSAS		TEOR	MASSA*TEOR	DISTRIBUIÇÃO (%)
	t/h	%			
Alimentação	391,44	100,00	3,74	14,64	100,00
<i>Underflow</i>	341,65	87,28	3,74	12,79	87,37
<i>Overflow</i>	49,79	12,72	3,71	1,85	12,63
<i>Underflow</i>	341,65	87,28	3,74	12,79	87,37
Concentrado	11,50	2,94	11,03	1,27	8,66
Rejeito	330,15	84,34	3,49	11,52	78,70

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 17 - Balanço metalúrgico (ensaio preliminar): DP-304A, 500 g/t, com deslamagem

PRODUTOS	MASSAS		TEOR	MASSA*TEOR	DISTRIBUIÇÃO (%)
	t/h	%			
Alimentação	391,68	100,00	3,74	14,65	100,00
<i>Underflow</i>	344,29	87,90	3,49	12,01	82,02
<i>Overflow</i>	47,39	12,10	5,56	2,63	17,98
<i>Underflow</i>	344,29	87,90	3,49	12,01	82,02
Concentrado	35,77	9,13	24,57	8,79	60,00
Rejeito	285,48	72,89	1,13	3,23	22,02

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 18 - Balanço metalúrgico (ensaio preliminar): lauril-éter sulfato de sódio, 500 g/t, com deslamagem

PRODUTOS	MASSAS		TEOR	MASSA*TEOR	DISTRIBUIÇÃO (%)
	t/h	%			
Alimentação	393,16	100,00	3,74	14,70	100,00
<i>Underflow</i>	303,25	77,13	3,74	11,35	77,22
<i>Overflow</i>	89,91	22,87	3,73	3,35	22,78
<i>Underflow</i>	303,25	77,13	3,74	11,35	77,22
Concentrado	27,06	6,88	26,04	7,05	47,92
Rejeito	276,19	70,25	1,56	4,31	29,30

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 19 - Balanço metalúrgico (ensaio preliminar): silicato de sódio, 500 g/t, com deslamagem

PRODUTOS	MASSAS		TEOR	MASSA*TEOR	DISTRIBUIÇÃO (%)
	t/h	%			
Alimentação	398,79	100,00	3,74	14,91	100,00
<i>Underflow</i>	325,82	81,70	3,74	12,17	81,62
<i>Overflow</i>	72,97	18,30	3,76	2,74	18,38
<i>Underflow</i>	325,82	81,70	3,74	12,17	81,62
Concentrado	33,40	8,38	26,99	9,01	60,44
Rejeito	292,42	73,33	1,08	3,16	21,17

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 20 - Balanço metalúrgico (médias): silicato de sódio, 500 g/t

PRODUTOS	MASSAS		TEOR	MASSA*TEOR	DISTRIBUIÇÃO (%)
	t/h	%			
Alimentação	393,79	100	3,74	14,73	100,00
<i>Underflow</i>	327,39	83,14	3,80	12,42	84,36
<i>Overflow</i>	66,40	16,86	3,46	2,29	15,56
<i>Underflow</i>	327,39	83,14	3,80	12,42	84,36
Concentrado	32,83	8,34	26,63	8,74	59,33
Rejeito	294,56	74,80	1,19	3,51	23,80

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 21 - Balanço metalúrgico (médias): silicato de sódio, 3000 g/t

PRODUTOS	MASSAS		TEOR	MASSA*TEOR	DISTRIBUIÇÃO (%)
	t/h	%			
Alimentação	393,32	100	3,74	14,71	100,00
<i>Underflow</i>	321,17	81,66	3,82	12,27	83,40
<i>Overflow</i>	72,15	18,34	3,39	2,44	16,61
<i>Underflow</i>	321,17	81,66	3,82	12,27	83,40
Concentrado	40,15	10,21	24,93	10,01	68,04
Rejeito	281,02	71,45	0,72	2,01	13,67

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 22 - Balanço metalúrgico (médias): DP-304A, 500 g/t

PRODUTOS	MASSAS		TEOR	MASSA*TEOR	DISTRIBUIÇÃO (%)
	t/h	%			
Alimentação	398,67	100,00	3,74	14,97	100,00
<i>Underflow</i>	345,64	86,70	3,93	13,57	90,99
<i>Overflow</i>	53,03	13,30	2,53	1,34	8,98
<i>Underflow</i>	345,64	86,70	3,93	13,57	90,99
Concentrado	43,02	10,79	24,20	10,41	69,70
Rejeito	302,62	75,91	0,84	2,53	16,97

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 23 - Balanço metalúrgico (médias): lauril-éter sulfato de sódio, 500 g/t

PRODUTOS	MASSAS		TEOR	MASSA*TEOR	DISTRIBUIÇÃO (%)
	t/h	%			
Alimentação	398,35	100,00	3,74	14,90	100,00
<i>Underflow</i>	327,73	82,27	3,85	12,62	84,69
<i>Overflow</i>	70,63	17,73	3,24	2,28	15,36
<i>Underflow</i>	327,73	82,27	3,85	12,62	84,69
Concentrado	37,37	9,38	24,31	9,08	60,55
Rejeito	290,36	72,89	1,12	3,24	21,72

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 24 - Balanço metalúrgico (médias): lauril-éter sulfato de sódio, 3000 g/t

PRODUTOS	MASSAS		TEOR	MASSA*TEOR	DISTRIBUIÇÃO (%)
	t/h	%			
Alimentação	398,42	100,00	3,74	14,90	100,00
<i>Underflow</i>	325,25	81,64	3,89	12,64	84,78
<i>Overflow</i>	73,18	18,36	3,11	2,27	15,19
<i>Underflow</i>	325,25	81,64	3,89	12,54	84,78
Concentrado	88,85	22,30	12,23	10,87	72,51
Rejeito	236,40	59,33	0,58	1,36	9,13

Fonte: PRÓPRIA AUTORA

Tabela 25 - Balanço metalúrgico (médias): flotação precedida de deslamagem e sem dispersão

PRODUTOS	MASSAS		TEOR	MASSA*TEOR	DISTRIBUIÇÃO (%)
	t/h	%			
Alimentação	393,79	100,00	3,74	14,73	100,00
<i>Underflow</i>	327,39	83,14	3,80	12,42	84,36
<i>Overflow</i>	66,40	16,86	3,46	2,29	15,56
<i>Underflow</i>	327,39	83,14	3,80	12,24	84,36
Concentrado	32,83	8,34	26,63	8,74	59,33
Rejeito	294,56	74,80	1,19	3,51	23,80

Fonte: PRÓPRIA AUTORA