

UNIVERSIDADE FEDERAL DE SÃO JOÃO DEL-REI CAMPUS ALTO PARAOPEBA PROGRAMA PÓS GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA QUÍMICA - PPGEQ

Jaqueline Alves Roberto

"Estudo da influência dos parâmetros pH, volume de coagulante e frequência de rotação na separação sólido-líquido do minério de ferro"

Ouro Branco - MG

2018

Jaqueline Alves Roberto

"Estudo da influência dos parâmetros pH, volume de coagulante e frequência de rotação na separação sólido-líquido do minério de ferro"

Orientador: Dr. Fabiano Luiz Naves

Co-orientador: Dr. Demian Patrick Fabiano

Dissertação de Mestrado apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Química da Universidade Federal de São João del-Rei.

Ouro Branco - MG

2018

AGRADECIMENTOS

Agradeço a Deus, em primeiro lugar, pelo dom da vida, saúde, por me proporcionar sabedoria e perseverança durante este mestrado.

À minha mãe Ana Lúcia e à minha irmã Juliana, que sempre acreditaram no meu potencial, dando força e discernimento para vencer os obstáculos ao longo dessa etapa. Vocês são a razão da minha vontade de querer me superar cada vez mais! Também aproveito para agradecer ao Juscelino por compartilhar seu conhecimento e disponibilizar sua empresa PCM para realização de alguns testes. Obrigada pela confiança!

Ao meu namorado e amigo, Tomaz, que incondicionalmente me trouxe paz nos dias de desespero, amor e apoio nas revisões incansáveis ao longo da elaboração deste trabalho. Você foi um companheiro!

Ao meu orientador Dr. Fabiano Naves, pelo incentivo, dedicação e confiança em mim depositada e sentido prático com que sempre me orientou neste trabalho. E ao Carlos Vaz pelo apoio nas pesquisas no laboratório e incentivo para conclusão dessa etapa. Também agradeço a eles pela oportunidade de poder utilizar a patente na minha pesquisa. Sei que me trará bons frutos, foi enriquecedor.

Agradeço à minha amiga Ana Paula, que desde a graduação fez parte da minha vida acadêmica, onde compartilhamos nossas tristezas e alegrias. Que nossa amizade continue fortalecida por muitos anos! Que venha o doutorado!

Aos membros da banca de qualificação e defesa, e Prof. Dr. Reimar, Prof.^a Dra. Gisella e Prof. D. Juan pelas contribuições para a finalização deste trabalho.

Por fim, agradeço sinceramente a todos aqueles que de alguma forma contribuíram para a realização deste trabalho. Muito obrigada.

"Tropeçar também ajuda a caminhar"

Guimarães Rosa

RESUMO

Uma das operações mais utilizadas na separação de sólidos suspensos no tratamento de efluentes na indústria de mineração é a separação gravitacional, que envolve processos de sedimentação e flotação. Porém, essas partículas suspensas são finas, característica que dificulta a sedimentação, sendo necessária a adição de coagulantes e floculantes. Esse processo pode acontecer no equipamento conhecido como espessador, que é dimensionado através da relação de altura e diâmetro do tanque. No entanto, alguns parâmetros físico-químicos não são levados em consideração neste dimensionamento, como o pH da mistura de minério e água, frequência de rotação do espessador durante a separação, além do volume de coagulante e floculante possivelmente utilizado. As industriais da mineração também apontam alguns gargalos nesse processo, como a instabilidade no controle da concentração de sólidos e turbidez final do overflow. Sendo assim, este trabalho tem como objetivo principal a avaliação destes parâmetros e desenvolvimento de um modelo matemático que possa auxiliar na definição da melhor razão altura/diâmetro para o projeto de um espessador de lama, no intuito de minimizar as instabilidades no espessamento, trazendo como diferencial a oportunidade em controlar a concentração de sólidos no espessamento e sua turbidez final, aplicando coagulante/floculante proveniente da flor da Musa sp. Para isto, foi utilizado superfície de resposta Central Composite Design, Gradiente Reduzido Generalizado e Normal Boundary Intersection como algoritmo de otimização. Assim, obteve-se 99,5% de eficiência na remoção de turbidez do efluente. Além disso, no projeto do equipamento definiu-se o modelo que determina a melhor razão altura/diâmetro a partir de parâmetros industriais.

Palavra Chave: Separação sólido-líquido. Espessador. Otimização.

ABSTRACT

One of the most used unit operations in the separation of suspended solids from effluent treatment of mining industry is the gravitational separation, which consists of sedimentation and flotation processes. However, these suspended particles are thin, a characteristic that makes sedimentation difficult, requiring the addition of coagulants and flocculants. This process can be held in an equipment known as thickener, which is sized by the ratio between height and diameter of the tank. However, some physical-chemical parameters are not taken into account in this design, such as the pH of the ore and water mixture, the rotation frequency of the thickener during the separation, in addition to the volume of coagulant and flocculant likely employed. Mining companies also highlight some challenges in this process, such as instability in the control of solids concentration and final overflow turbidity. The main objective of this work is the evaluation of these parameters and the development of a mathematical model that can define the best height/diameter ratio in the design of a sludge thickener. The model aims to minimizing thickening instabilities, controlling the concentration of solids in the thickening and its final turbidity. Another novelty of this model is to apply coagulant/flocculant from the flower of Musa sp. In this sense, response surface Central Composite Design, Generalized Reduced Gradient and Normal Boundary Intersection Factorial were used as optimization algorithms. Thus, 99.5% efficiency was obtained in the removal of turbidity from the effluent. Furthermore, the equipment design defined the model that determines the best ratio height / diameter from industrial parameters.

Keyword: Solid-liquid separation. Thickener. Optimization.

| 1. | INTRODUÇÃO | 1 |
|-------|--|------|
| 2. | OBJETIVO | 3 |
| 2.1. | Objetivos Específicos | 4 |
| 3. | JUSTIFICATIVA DA DISSERTAÇÃO | 4 |
| 4. | REVISÃO BIBLIOGRÁFICA | 5 |
| 4.1. | O minério de ferro | 5 |
| 4.2. | Beneficiamento do minério de ferro | 9 |
| 4.3. | Separação sólido-líquido | . 12 |
| 4.3. | 1. Aglomeração (Coagulação e Floculação) | . 14 |
| 4.4. | Sedimentação | . 26 |
| 4.5. | Característica do espessador | . 30 |
| 4.6. | Métodos para o dimensionamento de um espessador | . 35 |
| 4.6. | 1. Método Mishler | . 37 |
| 4.6.2 | 2. Método Coe & Clevenger | . 38 |
| 4.6. | 3. Método Kynch | . 40 |
| 4.6.4 | 4. Método Roberts | . 41 |
| 4.6. | 5. Método Talmadge & Fitch | . 43 |
| 4.6. | 5. Método Oltmann | . 45 |
| 4.6.′ | 7. Método Wilhelm & Naide | . 46 |
| 4.6.3 | 3. Tempo de compressão | . 46 |
| 4.6.9 | P. Altura do espessador | . 48 |
| 4.7. | Otimização do modelo | . 48 |
| 5. | MATERIAIS E MÉTODOS | . 52 |
| 5.1. | Métodos de Otimização | . 55 |
| 5.2. | Modelagem para projeto de adensadores | . 56 |
| 6. | RESULTADOS E DISCUSSÃO | . 57 |
| 6.1. | Otimização | . 61 |
| 6.2. | Determinação dos parâmetros de projetos para um espessador de lama | . 63 |
| 7. | CONCLUSÕES | .72 |
| 8. | SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS | .73 |
| 9. | REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS | .74 |

SUMÁRIO

LISTA DE FIGURAS

| Figura 4.1 - Era das civilizações | 6 |
|---|---------------|
| Figura 4.2 - Participação das principais substâncias minerais no valor comercial mi Brasil | neral do 7 |
| Figura 4.3 - Classificação dos processos de separação sólido-líquido | |
| Figura 4.4 - Configuração esquemática da dupla camada elétrica | 14 |
| Figura 4.5 - Representação do mecanismo de coagulação e floculação | 18 |
| Figura 4.6 - Mecanismo para agregação das partículas através de pontes | 19 |
| Figura 4.7 - Exemplo de reações de hidrólise do íon Al ⁺³ | 20 |
| Figura 4.8 - Estrutura química de tanino hidrolisável | 25 |
| Figura 4.9 - Estrutura química de tanino condensado | 25 |
| Figura 4.10 – Zonas de sedimentação de um espessador contínuo | 28 |
| Figura 4.11 - Ensaios de sedimentação em batelada e sua respectiva cu sedimentação | ırva de 29 |
| Figura 4.12 - Fluxo esquemático de um espessador | |
| Figura 4.13 - Configuração do <i>Feedwell</i> | 31 |
| Figura 4.14 - Espessador convencional | 32 |
| Figura 4.15 - Esboço de um espessador de lamelas | 34 |
| Figura 4.16 - Esboço de um espessador de pasta (Modelo: <i>Deep Cone</i>) | 35 |

| Figura 4.17 - Ensaios de sedimentação | 36 |
|--|-----------|
| Figura 4.18 - Método Mishler para espessadores | 37 |
| Figura 4.19 - Zona limite de um espessador | 39 |
| Figura 4.20 - Determinação gráfica de u e C pelo método Kynch | .40 |
| Figura 4.21 - Construção gráfica do método Roberts | 43 |
| Figura 4.22 - Método gráfico de Talmadge e Fitch | 44 |
| Figura 4.23 - Formulação matemática e gráfica que representa o método NBI | 51 |
| Figura 5.1 - Esquema para separação do <i>underflow</i> e <i>overflow</i> | .52 |
| Figura 5.2 - Equipamento Jar Test alimentado com lama de minério de ferro | 56 |
| Figura 6.1 - Gráfico de Pareto para efeitos padronizados de y1(x) | 59 |
| Figura 6.2 - Superfície de resposta para a remoção de turbidez, que relaciona o volume coagulante e pH | de .60 |
| Figura 6.3 - Superfície de resposta para remoção de turbidez, que relaciona pH e frequência rotação | de 60 |
| Figura 6.4 – Gráfico de contorno para a remoção de turbidez | .61 |
| Figura 6.5 - Gráfico de contorno com condição otimizada para o GRG | 61 |
| Figura 6.6 - Teste de tamanho de amostragem para a validação do modelo | 62 |
| Figura 6.7 - Gráfico de efeitos principais e interações para turbidez | 65 |
| Figura 6.8 - Efeitos principais e interações para sólidos | .67 |
| Figura 6.9 - Fronteira de Pareto para sólidos versus turbidez | .69 |
| Figura 6.10 - Fronteira de Pareto para sólidos e turbidez | 72 IX |

LISTA DE TABELAS

| Tabela 4.1 - Principais elementos presentes no minério de ferro |
|--|
| Tabela 4.2 - Relação dos floculantes mais usados nas indústrias |
| Tabela 5.1 - Fatores e seus respectivos níveis |
| Tabela 5.2 - Planejamento Composto Central (CCD)54 |
| Tabela 5.3 - Fatores e seus respectivos níveis |
| Tabela 6.1 - Planejamento Composto Central57 |
| Tabela 6.2 – ANOVA para modelo quadrático completo na remoção de turbidez (Y _i) 58 |
| Tabela 6.3 - Validação Experimental |
| Tabela 6.4 - DCCR para sólidos e turbidez63 |
| Tabela 6.5 - ANOVA para turbidez64 |
| Tabela 6.6 - ANOVA para sólidos65 |
| Tabela 6.7 - Respostas para aplicação do método NBI-FA69 |
| Tabela 6.8 - Valores codificados NBI-FA para respostas (F1 e F2) e fatores70 |
| Tabela 6.9 - Valores de turbidez e sólidos para NBI sem correlação |

LISTA DE SIGLAS E ABREVIATURAS

CCD: Central Composite Design

COT: Carbono orgânico total

DCCR: Delineamento Composto Central Rotacional

GRG: Gradiente Reduzido Generalizado

NBI: Normal Boundary Intersection

OLS: Método Quadrado Ordinário

PAC: Polihidroxicloreto de alumínio

LISTA DE SÍMBOLOS

 $v_{t\infty}$: velocidade de sedimentação de uma partícula isolada

 ρ_s : massa específica do sólido ou partícula

 ρ_f : massa específica do fluido

 μ_f : viscosidade do fluido

 D_p : diâmetro

qs: fluxo de sólidos no sedimentador

vso: velocidade inicial de sedimentação em teste de batelada

 ε_{SO} : concentração volumétrica inicial de sólido

 ε_{Su} : concentração de lama desejada

 C_0 : concentração inicial da suspensão (ton/m³)

Z: altura final da compressão (m)

 Z_i : altura inicial da suspensão (m)

 θ : tempo (horas)

S: área de sedimentação – seção transversal do espessador (m²)

QA: vazão volumétrica da suspensão alimentada ao espessador (m³/h)

CA: concentração de sólidos na suspensão alimentada (ton/m³)

C_E: concentração da lama espessada (ton/m³)

C: concentração da suspensão na zona limite (t/m³)

C_c:concentração de sólidos da suspensão na zona crítica (ton/m³)

Z₀: altura inicial da suspensão (m)

Z_{ic}:altura inicial da suspensão na zona crítica (m)

Zc: altura final da suspensão na zona crítica (m)

z_E: altura de compressão (m)

 θ_E : tempo de espessamento (h)

Ho: altura da polpa no início do teste (m)

 H_{U} : altura da interface para a concentração $C_{U}\left(m\right)$

T_U: tempo necessário para se atingir a concentração de underflow (C_U)

V: volume médio de compressão (mL)

 σ : expoente de correlação de Wilhelm e Naide

Qs: vazão de sólidos diários que alimentam o espessador (ton/m³)

T_S: tempo de retenção necessário (horas)

 V_s : volume da zona de compressão no espessador contínuo (m³)

V_b: variação do volume comprimido no teste (mL)

 θ_C : tempo de compressão (dias)

 ρ_l : Densidade do líquido (ton/m³)

 ρ_{sl} : Densidade da polpa (ton/m³)

H1: altura da região de líquido clarificado (m)

H₂: altura da região de espessamento (m)

 H_3 : altura do fundo do espessador (m)

w: massa de sólidos na proveta (Kg)

 M_P : massa de polpa na proveta (Kg)

1. INTRODUÇÃO

As jazidas com qualidade superior quanto ao teor de ferro estão diminuindo, paralelamente ao crescimento da demanda dessa commoditie mineral no mercado brasileiro e internacional. Segundo Ferrante (2014), as indústrias minerais estão sendo forçadas a novos projetos tecnológicos, visando melhor processamento do minério de ferro e consequentemente reduzindo desperdícios comuns em caudais de água, visto que é necessária uma vazão de água aproximadamente de 29.170 litros/segundo em mineradoras no Brasil (IBRAM, 2015). Grande parte dessa água, juntamente com elevado teor de finos de minério de ferro, é depositada em grandes áreas conhecidas como barragens de rejeito. Entretanto, devido à elevada massa especifica da lama de minério acondicionada em barragens de rejeito, pode ocorrer problemas em suas contenções, acarretando fraturas e possível rompimento. Esse tipo de fratura nas paredes de uma barragem de rejeito, como a ocorrida na barragem de Fundão, unidade de Germano, localizada em Mariana (MG) em 2015, leva a desastres de grandes proporções, visto que 32,6 milhões de m³ de rejeitos foram despejados através de um longo caminho até o litoral do Espírito Santo (SAMARCO, 2018). De acordo com Andrade (2015), no Brasil existem 264 barragens de rejeito de mineração, o que gera iminentemente uma grande preocupação com possíveis impactos causados pelo processo de beneficiamento mineral. Dessa forma, uma otimização no processamento do espessamento da lama gerada, pode vir a recuperar além de pequenas partículas consideradas como finos de minério presentes ao meio, bem como a água utilizada no processo, diminuindo assim, os depósitos de rejeito (PORTES, 2013).

Geralmente, as partículas finas menores que 0,15 mm, que são geradas nas etapas anteriores como britagem e/ou moagem, dificultam o processo de separação sólido-líquido, etapa que acontece na operação de espessamento. Conforme disposto por Fonseca (2012), para que a separação sólido-líquido seja eficiente, é necessário produzir um líquido clarificado, separado da parte sólida composta com teores de sólidos acima de 60%. Sendo assim, esta operação pode ser considerada uma das etapas mais importantes para a recuperação da água utilizada no processo. Ela apresenta custo relativamente baixo e simplicidade de operação (BRAZ; NUNES; GUEDES, 2017).

Uma das características do processo de espessamento é obter maior velocidade de sedimentação imposta nas partículas suspensas. Dessa forma, ocorre concomitantemente dois processos, sendo eles o mecanismo de coagulação e floculação, que são responsáveis pela

estabilização das cargas elétricas, presentes na superfície das partículas suspensas e posterior processo de aglomeração formando flocos, que aumentam a velocidade de sedimentação (ZHOU et al., 2017). Para tanto, agentes coagulantes e floculantes são adicionados ao meio, os quais anulam as forças de repulsão entre as partículas coloidais, por mecanismos de ligação e adsorção na superfície da partícula coloidal e após coagulada pela ação de eletrólitos ocorre a agregação das partículas por forças de atração conhecidas com força de van der Waals (VAZ *et al.*, 2010; SHER; MALIK; LIU, 2013).

De acordo com Tzoupanos e Zouboulis (2008), os espessantes mais usados para o mecanismo de coagulação e floculação são os agentes sintéticos, com custos geralmente elevados, devido principalmente a elevadas cargas utilizadas no processo. Assim, devido às altas concentrações necessárias para efetividade desse processo, esses espessantes dispersos na água podem levar à contaminação de corpos receptores e ou solo (MAILOA et al., 2013). Dessa maneira, visando a diminuição do poder de contaminação desses compostos quando presentes em corpos d'água, muitos estudos tem sido feitos com biocoagulantes e biofloculantes (CHAKRABARTI et al., 2008; SARDINHA, 2014; ISHAK, 2016; CAMPOS et al., 2016). Com isso, uma possibilidade de aplicação se encontra na classe dos taninos, que estão presentes em algumas plantas, sementes e flores (YONGABI, 2010).

A extração do tanino pode ocorrer através de processos de percolação a quente com uso de diferentes solventes (PRITCHARD et al., 2010; DOTTO et al., 2013a; NORDMARK; PRZYBYCIEN; TILTON, 2016). Segundo Camacho e colaboradores (2017) e Keogh e colaboradores (2017), a Moringa oleífera, planta originária da Índia, tem sido muito utilizada na extração deste composto. Os taninos extraídos a partir desses vegetais podem ser classificados quanto à presença ou ausência de cargas como hidrolisáveis e condensados (MOREIRA BRAGA et al., 2018). Eles podem ser representados por uma molécula composta de grupos, que constituem uma molécula de polifenol (VAZ et al., 2018). Essas espécies químicas, geralmente utilizadas em espessadores na etapa de espessamento, podem realizar o mecanismo de coagulação e floculação sem a necessidade de adicionar reagentes sintéticos.

O espessador representa uma unidade de operação unitária responsável pela separação de sólidos e líquidos, através da diferença de densidade entre o minério e água (KUMAR; KARTHIKEYAN, 2016). Para o dimensionamento desse equipamento é considerado, principalmente, as forças de arraste das partículas realizada pela velocidade de sedimentação.

Essa velocidade pode ser medida em termos de escala laboratorial através do teste da proveta, onde é possível a criação de uma curva que relaciona o tempo de sedimentação e a altura da coluna de lama. Assim, a partir dessa curva, torna-se possível uma estimativa da velocidade crítica, que é definida como a velocidade onde a sedimentação começa a diminuir de forma mais expressiva, essencial no dimensionamento do espessador.

Dentre os métodos mais comuns para o dimensionamento de espessadores é aplicado o método Talmadge e Fitch. Esse método é gráfico e usual, devido sua simplicidade e rapidez na estimativa dos resultados, pois a partir de um único ensaio de sedimentação obtem-se o tempo crítico (PARSAPOUR et al., 2013).

Sendo assim, o objetivo dessa dissertação é propor um modelo matemático que viabilize a melhor razão altura/diâmetro para um espessador, utilizando um biopolímero extraído a partir da flor de Musa sp, caracterizado com as principais moléculas de ácido gálico e cumárico (MOREIRA BRAGA et al., 2018) aplicando como fatores o pH, volume de coagulante e frequência de rotação, modelados através de metodologia de superfície de resposta e otimizados pelo algoritmo Gradiente Reduzido Generalizado. E posteriormente, a determinação do modelo matemático que relaciona altura/diâmetro para o projeto de um espessador.

2. OBJETIVO

Verificar a eficiência do polímero extraído a partir da flor da Musa sp. no processo de separação de sólido-líquido através de coagulação, floculação e sedimentação de lama de minério de ferro.

2.1. Objetivos Específicos

Os objetivos específicos são:

Desenvolver um modelo matemático para definir a melhor razão altura/diâmetro no projeto de um espessador de lama a partir dos fatores pH, frequência de rotação e volume de coagulante pela metodologia de superfície de resposta, do inglês *Central Composite Design* (CCD) e Delineamento Composto Central Rotacionado (DCCR), visando a otimização da etapa de espessamento no controle da concentração de sólidos e turbidez do *overflow*.

3. JUSTIFICATIVA DA DISSERTAÇÃO

A preocupação com a conservação ambiental tem levado ao aperfeiçoamento de novas tecnologias de descontaminação de águas associadas a processos. Sendo assim, métodos que visam a inovação são aplicados no processo de recuperação da água e minimização das barragens de rejeito, que acontece na operação de espessamento. Essa operação tem como característica diminuir caudais de água do processo, aumentando a recuperação de minério de

ferro. É importante ressaltar que a eficiência no espessador é caracterizada pela definição correta dos parâmetros de projeto, bem como o percentual de finos de minério a serem separados.

Atualmente, os coagulantes e floculantes utilizados nos processos de separação de minérios de ferro possuem um custo elevado, além de serem sintéticos. Neste contexto, uma possibilidade para substituição desses compostos químicos pode estar atrelado a utilização de biocoagulantes, que além de possuírem um custo mais acessível, são biodegradáveis.

Visando minimizar os impactos com uso desses biocoagulantes, este trabalho vem de encontro a uma determinada carência ainda sustentada pelo uso de sintéticos. Contudo, essa técnica é inovadora e ainda não possui relatos do seu uso na literatura.

4. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

4.1. O minério de ferro

Cerca de 4,2% da litosfera é constituída de ferro (QUARESMA, 2001). Entretanto, o minério de ferro é encontrado presente em óxidos (CHAVES, 2009). Omachi (2015) e Chaves (2009) relacionam os principais minerais que contêm ferro, sendo eles: a hematita (Fe₂O₃), magnetita (Fe₃O₄), limonita (FeO(OH)_nH₂O) e siderita (FeCO₃), que também são conhecidos como mineral-minério, o minério de ferro.

Destes minerais, a hematita contém 69,9% de Fe e provém de sedimentos químicos que sofreram metamorfismo; A magnetita contém 72% de Fe e é encontrada em jazidas de origem

magmática; A limonita é amorfa e formada pela alteração da magnetita. E a siderita é um mineral argiloso, raro como constituinte de minério (CHAVES, 2009).

Em tempos remotos, o ferro era obtido pela redução de seus óxidos com carvão vegetal em pequenos fornos. Esta prática foi de tal importância que serviu para caracterizar uma época da história referente a Idade do Ferro, com início em 1.500 a.C., indo até 1.780 d.C. (CHAVES, 2009), conforme observa-se na Figura 4.1.



Figura 4.1 - Era das civilizações

Fonte: Omachi, (2015).

As jazidas de ferro foram formadas em períodos geológicos antigos, sendo encontradas em todas as eras geológicas (CHAVES, 2009). As formações, enriquecidas pelos processos geológicos, possibilitaram a existência de itabiritos intercalados com hematita compacta com teores de ferro bastante altos (QUARESMA, 2001).

Portes (2013) relata que a primeira descoberta no Brasil de depósitos de minério ocorreu em 1554, com a chegada de aventureiros, grupos organizados e membros da corte portuguesa, à procura de ouro no estado de Minas Gerais (REZENDE, 2016). Pinheiro e colaboradores (2016) acrescenta que conforme o aumento da ocupação do território e o conhecimento geológico, novas descobertas de depósitos minerais metálicos foram feitas, e substâncias como o ferro passaram a ter maior importância. Assim, o recurso mineral extraído em maior volume na crosta terrestre é o minéro de ferro (CARMO, 2015).

No Brasil, na região de Carajás, no Pará, e no Quadrilátero Ferrífero, em Minas Gerais, que representam ambientes continentais, formaram-se as jazidas de ferro. Essas formações ferríferas bandadas em Carajás e Quadrilátero Ferrífero, originalmente com teores de pouco mais de 30% de Fe, sofreram importantes enriquecimentos em ambiente laterítico, elevando seus teores para 68% de Fe (os mais altos existentes no planeta) (MELFI et al., 2016).

É citado por Pinheiro e colaboradores (2016) que, em 2015, dentre as substâncias da classe dos metálicos, o ferro é responsável por 61,7% do valor da produção comercializada, conforme mostra a Figura 4.2.





Fonte: Pinheiro et al (2016).

Portanto, justifica quão fundamental a descoberta do ferro foi para fomentar o processo de industrialização brasileira, onde se apresenta com expressiva produção concentrada, principalmente, nos estados de Minas Gerais e Pará.

Neste contexto, os minérios de ferro são rochas e minerais a partir dos quais o ferro metálico pode ser extraído com viabilidade econômica, e têm as seguintes variações de cores: cinza escura, amarelo claro, vermelho escuro e vermelho oxidado (HENRIQUES; SIMÃO; LUZ, 2010). Existem minérios com alto teor de ferro e baixos níveis de impurezas, que podem ser processados diretamente nas indústrias. Nestas formas, a cadeia de produção da mineração

pode ser dividida em apenas duas etapas, da seguinte forma: (i) extração do minério de ferro e esmagamento; (ii) variação da granulometria das partículas (CAMARGO et al, 2018).

No Brasil, os altos teores de ferro em seus minérios (60% a 69% nas hematitas e 40% a 60% nos itabiritos), levam o Brasil a ocupar um lugar de destaque no cenário mundial, em termos de ferro contido no minério e, especialmente, na exportação deste (GUIMARÃES, 2011). Sabe-se que quase 98% do volume de minério de ferro produzido no mundo é utilizado para fabricação de aço. Entretanto, o seu preço é determinado pelo que os produtores de aço estão dispostos a pagar, com base no comportamento do minério de ferro no processo de fabricação (GOMES, 2001).

Segundo Henrique e colaboradores (2010), além do ferro os minerais apresentam em sua composição, sílica, fósforo, alumínio e enxofre. Entretanto, esses constituintes podem afetar a produtividade de um alto forno no processo de fabricação do aço (GOMES, 2001), por serem considerados impurezas presentes no minério (NASCIMENTO, 2010). Assim, na Tabela 4.1 é apresentado o comportamento das principais impurezas encontradas no minério de ferro (HENRIQUES; SIMÃO; LUZ, 2010).

| Principais impurezas | Característica | | |
|----------------------|---|--|--|
| | Elemento que está presente no minério de ferro na forma de | | |
| Síliao | quartzo e silicatos, que são transformados em escória durante o | | |
| Silica | processo de fundição. O silício promove a formação de ferro | | |
| | cinzento. | | |

Tabela 4.1 - Principais elementos presentes no minério de ferro

(Continuação)

| Principais impurezas | Característica | | |
|----------------------|--|--|--|
| | É um contaminante deletério, pois torna o aço frágil e apresenta | | |
| Fásforo | alguns efeitos na presença de ferro: aumenta a dureza e | | |
| FOSIOFO | resistência, diminui a temperatura, aumenta a fluidez e fragilidae | | |
| | a frio. | | |
| Alumínio | Elemento presente em pequenas quantidades no minério de ferro | | |
| Aluiiiiiio | em forma de argila e algumas vezes como calcário. | | |

| Fnyofro | É um contaminante frequente em carvão e está presente em |
|---------|--|
| Enxone | pequenas quantidades de minérios sulfetos. |
| | Fonte: Henriques; Simão; Luz (2010). |

A partir da descrição dos efeitos que as impurezas citadas na Tabela 4.1 podem apresentar no processo siderúrgico, e segundo Jose e Pereira (2016), matérias-primas minerais precisam ser submetidas a etapas de beneficiamento, por meio das quais se pode adequá-las à forma de produtos finais ou a um sequencial processo de fabricação, a exemplo do minério de ferro que segue rota pirometalúrgica (extração metalúrgica). Sendo assim, o minério de ferro deve passar por etapas de beneficiamento para obtenção de alto teores de ferro e um mínimo de impurezas.

4.2. Beneficiamento do minério de ferro

É sabido que os minerais são insumos básicos para utilização nas indústrias do aço (ferro), cerâmica (argilas, caulim, calcários, feldspatos, filitos, quartzo, talco, dentre outros), do vidro (quartzo, calcários, feldspatos, etc.), de cimento e cal (calcários, gipsum, etc.), química (cloretos, fosfatos, nitratos, enxofre, etc.), de papel (caulim, carbonato de cálcio, talco, etc.), bem como na construção civil (areia, brita e cascalho), além das espécies consideradas insumos da indústria joalheira (gemas) (PORMIN, 2008).

Entretanto, esses minerais nem sempre estão presentes na natureza na forma em que serão consumidos pela indústria, quer seja por suas granulometrias, quer por estarem associados a outros minerais que não têm interesse ou são indesejáveis para o processo industrial a que se destinam (PORMIN, 2008). Com isso, segundo Nascimento (2010), a concentração de minério de ferro pode ser efetuada através de vários métodos e, principalmente, da combinação entre eles, sendo que o diferencial na escolha e emprego do método de concentração do minério de uma empresa para outra são as características físicas, químicas e mineralógicas.

Portanto, é citado por José, Oliveira e Pereira (2016) que, para cada espécie mineral, são necessários procedimentos técnicos definidos e capazes de adequar a granulometria, a forma e a proporção relativa das espécies minerais, os quais constituem o beneficiamento ou concentração do minério de ferro. E, assim, define-se a melhor rota de adequação do bem mineral.

De acordo com Carvalho e colaboradores (2013), o minério de ferro é classificado em três categorias, do ponto de vista metalúrgico, de acordo com a granulometria: granulado (dump ore), que compreende a faixa de granulometria entre 32 mm e 6 mm; finos para sínter (sinter feed), entre 6 mm e 0,15 mm; e finos para pelotas (pellet feed), inferior a 0,15 mm (GUIMARÃES, 2011). Entretanto, para a obtenção de minério em diferentes granulometrias, é necessário basear-se nas diferenças de massa específica, suscetibilidade magnética, condutividade elétrica, propriedades químicas de superfície, cor, radioatividade magnética e forma para obtenção da granulometria desejada (NASCIMENTO, 2014).

Neste contexto, as operações para o beneficiamento do minério de ferro incluem as etapas de cominuição, classificação, concentração, separação sólido-líquido, dentre outras operações auxiliares. Essas operações são arranjadas sequencialmente de modo a maximizar a recuperação dos minerais úteis presentes no minério e ajustar os produtos obtidos à qualidade e granulometria desejada.

Segundo Nascimento (2010) e Guimarães (2011), para o processamento de minérios de ferro de alto teor, faz-se uso das etapas de cominuição, classificação e deslamagem. A granulometria do mineral na etapa de cominuição, que ocorrem nas operações de britagem e/ou moagem, pode variar de centímetros até milímetros. Nos circuitos de cominuição, são aplicáveis as operações de separação por tamanho ou classificação (peneiramento, ciclonagem, dentre outros) para obter, nos procedimentos mais simples, um concentrado e um rejeito (LUZ; SAMPAIO; FRANÇA, 2010). Entretanto, para os minérios de ferro de baixo teor, além da britagem e moagem, se faz necessário realizar operações de concentração pelo método de separação magnética ou flotação (HENRIQUES; SIMÃO; LUZ, 2010), a fim de se aumentar o teor de ferro e minimizar os teores de SiO₂, Al₂O₃ no concentrado da flotação (NASCIMENTO, 2010).

O minério bruto ROM, do inglês *Run of Mine*, procedente da etapa de lavra de uma mina, passa por diversas operações unitárias (CARVALHO, 2012). Essas operações unitárias são etapas essenciais para o beneficiamento mineral e possuem características próprias, cujo interrelacionamento forma o beneficiamento (VALE, 2017).

As operações de britagem e moagem têm como objetivo reduzir as partículas minerais com alto grau de fragmentação, ou seja, partículas com menores dimensões. Dessa forma, após a fragmentação do minério de ferro, a próxima etapa é a separação por granulometrias específicas, espécie ou por fase, quando o minério é separado da água.

Com isso, na etapa de separação por tamanho, o minério passa por operações de peneiramento e classificação, e tem a função de produzir minérios de ferro que atendam as especificações granulométricas do mercado (GOMES, 2011). A operação de classificação do minério de ferro é realizada em ciclones e classificadores espirais, que utilizam a força centrífuga para aumentar a velocidade de separação das partículas sólidas. Assim, o material representado por uma maior granulometria, é retirado através da parte inferior do equipamento, conhecido como *underflow* e o material mais fino e leve, conhecido como *overflow*, sai pela abertura superior juntamente com a água (VALE, 2017).

Já a etapa de concentração é constituída por operações que têm a função de elevar os teores de minério de ferro e eliminar os elementos indesejáveis (ganga) (BOCCAMINO, 2017). Na produção do sínter feed, segundo Guimarães (2011), é necessário o processo de concentração, o qual a fração grossa (*oversize*) é tratada pelo método de concentração gravimétrica e, para a fração fina (*undersize*), são empregados métodos gravíticos, como espirais concentradoras, ou métodos magnéticos, através de concentradores magnéticos de média e alta intensidade de campo. Já para a produção do *pellet feed* são empregados os métodos de concentração magnética e/ou flotação em espuma.

Entretanto, na etapa de concentração pelos métodos gravimétricos, gravíticos e flotação, essas operações geram rejeitos que são direcionados para as barragens na forma de polpa (GUIMARÃES, 2011). Boccamino (2017) acrescenta que o rejeito derivado do processo de beneficiamento mineral é separado em função da granulometria, classificados em rejeito fino e arenoso, tendo que o fino é oriundo da etapa de classificação ou deslamagem e o rejeito arenoso é descartado da flotação.

A água é imprescindível para a execução da maioria das operações de beneficiamento do minério de ferro, além de apresentar como vantagem a redução de partículas finas que geram uma névoa. No entanto, uma das principais desvantagens desse processo via úmida seria a futura disposição de rejeitos em barragens, fato que impacta o meio ambiente. Assim, uma operação unitária de separação sólido-líquido pode ser essencial para diminuição do efeito

negativo gerado pela disposição em barragens dessa lama, sendo possível realizar o desaguamento, que podem ocorrer pelas etapas de espessamento e filtragem.

4.3. Separação sólido-líquido

Muitos pesquisadores têm feito uso do processo de separação sólido-líquido para recuperação da água. Andrade (2015) aplicou este processo para a recuperação da água no beneficiamento do minério de ferro. Já Santos (2011a) usou o mesmo processo para tratamento de efluentes na produção de bebidas na unidade fabril de Santarém. Além dos autores Bastos e Afonso (2015) que enfatizaram sua aplicação nas indústrias farmacêuticas e refinos de petróleo. De acordo com Wakeman (2011), a maioria das indústrias utiliza esta operação para recuperar componentes sólidos, líquidos, as duas fases ou nenhuma delas (exemplo, quando um líquido está sendo limpo antes do descarte, como na prevenção da poluição da água).

Esta operação envolve a separação de duas fases, que produz uma fração com alta concentração de sólido e uma fração líquida (WAKEMAN, 2011; SORSAMAKI; NAPPA, 2015; COCOLO et al., 2016). Geralmente, este processo é realizado em tanques de decantação, onde os sólidos são removidos do fundo do tanque com auxílio de bombas (HJORTH et al., 2010). Entretanto, para a escolha do equipamento ideal é necessário avaliar as características das partículas. Sorsamaki e Nappa (2015) apresentam as técnicas para o processo de separação sólido-líquido, de acordo com a Figura 4.3, onde a escolha da técnica dependerá da concentração de sólidos e taxa de alimentação no processo.

Figura 4.3 - Classificação dos processos de separação sólido-líquido



Fonte: Svarovsky (2000) - Adaptado.

É importante ressaltar que o tamanho, forma e propriedades físicas da partícula influenciam no processo de separação de rejeitos de minério, pois, como apresentado por Sorsamaki e Nappa (2015), a separação é realizada por forças físico-mecânicos que atuam nas partículas e líquidos, onde essas forças podem ser gravitacionais e centrífugas, mecânicas e cinéticas. Os rejeitos minerais são ricos em material sólido, com partículas ultrafinas e coloidais (<10 μ m), característica considerada como problema no tratamento do rejeito para disposição nas barragens, pois interfere no tempo de separação sólido-líquido e no estágio posterior de sedimentação (ANDRADE, 2015). Dessa forma, para minimizar os efeitos produzidos pelo tamanho das partículas, no pré-tratamento ocorre o processo de aglomeração das partículas.

Neste contexto, o estágio de pré-tratamento na separação sólido-líquido é usado principalmente para lamas com elevada densidade de sólidos dispersos (WAKEMAN, 2011). Kunz, Steinmetz e Bortoli (2010), relatam que nesse estágio ocorrem dois fenômenos classificados em: fenômeno químico ou coagulação, que envolve a estabilização química e a

colisão entre as partículas dos colóides suspensos e o agente químico; e o fenômeno físico ou floculação que ocorrem colisões entre essas partículas geradas na primeira etapa, formando partículas maiores ou flocos, promovendo ou melhorando a sedimentação.

4.3.1. Aglomeração (Coagulação e Floculação)

A lama gerada no beneficiamento mineral apresenta particulas suspensas ou coloidais que variam entre a faixa de 10⁻⁶ m até 10⁻⁹ m (SVAROVSKY, 2000). Sendo assim, essas partículas coloidais são consideradas um problema nos processos minerais para a recuperação de água, ou seja, na remoção de cor e turbidez na água (FERREIRA, 2013; TREVISAN, 2014), pois apresentam dificuldade de sedimentação e não podem ser removidas somente por processos de tratamento físicos convencionais.

Assim, a partir do momento que existe a presença de sólidos em solução aquosa, neste caso, partículas de minério de ferro em água, produz uma região elétrica heterogênea na interface sólido/líquido. Dessa forma, na superfície das partículas minerais existem excesso de cargas positivas e negativas que se equilibram por uma região difusa de carga igual e oposta, conhecida como dupla camada elétrica (LUZ; LINS, 2010), representada pela Figura 4.4.



Figura 4.4 - Configuração esquemática da dupla camada elétrica

Fonte: Pavanelli (2001).

As partículas coloidais possuem carga elétrica negativa que atraem os íons de carga positiva presentes no meio, formando uma camada compacta de íons aderidos em torno da superfície do coloide, conhecida como camada de Stern (PORTA, 2016). Esta camada cria a estabilidade das partículas, onde o fenômeno pode ser explicitado pelo método Stern. Segundo Bragança (2008), no método um plano separa as camadas interna e externa da partícula, onde a camada interna constitui-se de íons ligados à superfície por forças eletrostáticas e/ou de van der Waals, para superar o movimento térmico e manter os íons relativamente imóveis. Estes íons são considerados cargas pontuais que se aproximam numa distância de um raio de íon hidratado da superfície.

Todavia, ao redor da camada de Stern, forma-se uma camada menos densa de íons, denominada camada difusa (PORTA, 2016), que foi desenvolvida a partir do modelo de Gouy e Chapman, o qual baseia-se nos seguintes critérios, conforme Bragança (2008): a superfície é plana e com cargas elétricas distribuídas de maneira uniforme; os íons são cargas pontuais baseando-se na distribuição de Boltzmann; o solvente possui o mesmo valor de constante dielétrica, por toda a camada difusa.

Contudo, Schoenhals (2006) explicita que a camada de Stern e a camada difusa mantêmse próximas da superfície da partícula coloidal, devido às forças de van der Waals, força de atração molecular entre as partículas causadas pela interação de partículas dipolares permanentes ou induzidas e repulsão devido à força eletrostática ou da dupla camada elétrica. Sendo assim, são consideradas forças que dificultam o processo de coagulação e floculação. Portanto, o conjunto das camadas resulta na denominada dupla camada elétrica (PAVANELLI, 2001).

Lédo (2008) salienta que o potencial elétrico relativo à solução é produzido a partir do coloide negativo e a atmosfera carregada positivamente. Este potencial tem um valor máximo na superfície e diminui exponencialmente com a distância, aproximando-se de zero fora da camada difusa. Conforme Porta (2016), este potencial elétrico é conhecido como Potencial de Nernst. Entretanto, quando ele passa pelas camadas compacta e difusa, o potencial elétrico é classificado como Potencial Zeta.

O Potencial Zeta tem como objetivo medir o potencial elétrico de uma partícula em movimento livre entre a superfície externa da camada compacta e o meio líquido (SANTOS, 2011). Em outras palavras, quanto maior o Potencial Zeta, menor a desestabilização das partículas suspensas, fato que impacta o processo de sedimentação. Através de potencial é possível determinar o estado de aglomeração das partículas em suspensão (PORTA, 2016). Portanto, pode ser considerada uma opção para controlar o comportamento do coloide, pois indica mudanças no potencial da superfície e as forças de repulsão dos coloides, sendo em tratamento de água uma maneira de se avaliar o pH e a dosagem de coagulantes empregados no processo (LÉDO, 2008).

Dessa forma, pesquisadores desenvolveram mecanismos de coagulação e floculação para desestabilizar essas partículas coloidais, causando a aglomeração, e assim, viabilizando as técnicas de separação (SVAROVSKY, 2000; FURLAN, 2008; MOOSAVIRAD, 2016; PORTA, 2016; SAMBOR; FERENC, 2017). Esses mecanismos são considerados como pré-tratamento para as etapas posteriores ao condicionamento do rejeito em barragens (VAZ, 2009).

A coagulação está relacionada à redução do Potencial Zeta (magnitude de repulsão) a valores que possibilitam a posterior aglomeração (CREMASCO, 2014). Sendo assim, as partículas coloidais são neutralizadas, formando coágulos através da adição de coagulantes que eliminam a carga eletroestática negativa da superfície das partículas, o que diminui a repulsão entre elas, e através da agitação rápida promove a colisão entre as mesmas (CACHEIRA et al., 2012). Guedes e colaboradores (2004) salientam algumas propriedades da água que são importantes para ocorrer o mecanismo de coagulação, sendo elas: temperatura, alcalinidade e pH, parâmetros operacionais que afetam as condições hidrodinâmicas do meio, presença e natureza do agente coagulante e sua dosagem (PADILHA, CERUTI, VIDAL, MARTINS, 2011).

Entretanto, conforme Furlan (2008), existem quatro principais formas de desestabilização das partículas coloidais na coagulação: compressão da camada difusa; adsorção e neutralização; varredura; adsorção e formação de pontes:

Compressão da camada difusa: É citado por Ribeiro (2010) que neste mecanismo ocorrem duas forças, uma devido à presença de forças van de Waals e outra devido às camadas iônicas da partícula. Com a adição de sais há uma compressão da camada dupla iônica fazendo com que as forças de atração sejam dominantes e a aglomeração das partículas ocorra. E, Bragança (2008), salienta que, para a melhor

eficiência da coagulação, é necessário adicionar contra íons com carga elevada, tais como Fe^{3+} e Al^{3+} . Assim, esses íons adsorvem na superfície das partículas carregadas negativamente e reduzem o potencial superficial, diminuindo a barreira energética entre as duas partículas (LÉDO, 2008);

- Adsorção e neutralização de cargas: Segundo Porta (2016), é um mecanismo resultante da agregação que as macromoléculas, naturais ou sintéticas, possuem em suas interfaces. Neste mecanismo, pode ocorrer a precipitação de hidróxidos de metais. Com isso, Di Bernardo e Dantas (2005) ressaltam que, após finalizar a coagulação, deve-se realizar a filtração, fazendo com que as partículas desestabilizadas fiquem retidas no interior do meio filtrante;
- Varredura: Neste mecanismo, a precipitação de alguns íons pode acontecer, conforme a quantidade de coagulante adicionado ao meio (LÉDO, 2008). Assim, as partículas coloidais são envolvidas pelos precipitados (FURLAN, 2008), o que resulta em uma velocidade de sedimentação rápida. Este mecanismo é usado nas estações de tratamento em que se tem a floculação e sedimentação antecedendo a filtração (SANTOS, 2011), pois os flocos formados são maiores do que aqueles formados quando se utiliza do mecanismo de adsorção e neutralização (PAVANELLI, 2001);
- Adsorção e formação de pontes: Este mecanismo é típico de sistemas com adição de compostos orgânicos de cadeia longa (polieletrólitos) (PORTA, 2016). Com isso, a aglomeração ocorre entre interações dos sítios ativos destas macromoléculas e os coloides (SANTOS, 2011).

Segundo Yang e colaboradores (2016), após a desestabilização das partículas pela ação do coagulante, elas se agregam em flocos com adição de floculantes que se ligam através de "pontes" (CACHEIRA et al., 2012), processo conhecido como floculação (DALSASSO; SENS, 2006), conforme Figura 4.5. Por meio de mecanismos de transporte, tais como o movimento Browniano e a força da gravidade, esses flocos podem ser removidos por sedimentação.



Figura 4.5 - Representação do mecanismo de coagulação e floculação

Fonte: Cacheira et al. (2012).

É apresentado por Bragança (2008), as duas etapas para ocorrer a floculação:

- Adsorção do polímero na superfície das partículas: os polímeros podem apresentar três tipos de configuração quando estão em contato com a partícula coloidal: configuração estirada, que é apresentada por uma série de segmentos consecutivos em contato com a superfície; configuração alça, que são segmentos em contato apenas com o meio líquido, delimitada pela configuração estirada; e a configuração cauda, que é a terminação delimitada pelo segmento com a configuração do tipo alça e com movimento livre na solução. Geralmente, este mecanismo é rápido e irreversível, pois considera a dessorção um processo que todos os segmentos se desligam simultaneamente.
- Agregação das partículas formando flocos: é a segunda etapa para floculação, onde forma agregados através de pontes, conforme Figura 4.6. O polímero adsorvido na partícula, projeta como configuração alça e cauda na fase aquosa para encontrar outra partícula e assim formar flocos.



Figura 4.6 - Mecanismo para agregação das partículas através de pontes

Fonte: Rodrigues (2010).

Entretanto, para Cunha e França (2017), a eficiência da floculação depende de alguns fatores, como: dosagem (YANG et al., 2016), carga elétrica (aniônico, catiônico ou neutro) e peso molecular do polímero, pH, temperatura da polpa e características do rejeito a ser tratado, como granulometria e densidade de cargas das partículas.

No âmbito dos mecanismos de coagulação e floculação, Bai e colaboradores (2018) utilizaram os mecanismos de floculação para formação de flocos a partir de partículas suspensas de minério de ferro com tamanho menor que 20 µm e 29,85% Fe, onde foi obtido 81,45% na recuperação do ferro para o processo. Já Singh e colaboradores (2015) aplicaram o método de coagulação para melhorar a recuperação de minério de ferro de baixo teor, onde com o mecanismo obteve recuperação em até 56% de ferro. Sendo assim, percebe-se que o mecanismo de coagulação e floculação são essenciais para adquirir elevados percentuais de concentrados de minério de ferro e reduzir sua perda no processo.

Sabe-se que os floculantes são auxiliares para a formação de flocos, ou seja, aumento do tamanho da partícula coloidal, para que a velocidade de sedimentação seja rápida e viabilize o processo de sedimentação (NETO, 2016). Dessa forma, instiga pesquisadores a aprimorar os reagentes químicos para desestabilizar as partículas coloidais suspensas em águas e formarem flocos pelo processo de floculação (YANG et al., 2016), com objetivo de melhorar a eficiência e aumentar a velocidade de sedimentação.

Os polímeros de diferentes composições químicas são empregados nas indústrias de beneficiamento mineral (MENSAH; RALSTON, 2004), atuando como coagulantes, floculantes e dispersantes (BULATOVIC, 2007). Segundo Mailoa e colaboradores (2013), os polímeros empregados na coagulação e floculação geralmente possuem características sintéticas, (BULATOVIC, 2007) podendo ser naturais, sendo classificados em inorgânicos e orgânicos, respectivamente (BULATOVIC, 2007).

Os coagulantes inorgânicos mais empregados nos processos de tratamento de efluentes para o beneficiamento mineral são os sais de alumínio (Al⁺³) e ferro (Fe⁺³) (VAZ, 2009; LÉDO, 2008). Segundo Vaz (2009), a eficiência da coagulação depende intimamente da carga associada ao íon carregado presente no meio. Assim, dentre eles cita-se o polihidroxicloreto de alumínio (PAC), sulfato de alumínio, cloreto férrico e sulfato férrico (BRAGANÇA, 2008; WANG *et al.*, 2014).

O sulfato de alumínio quando adicionado à água libera íons metálicos trivalentes Al⁺³, que sofrem reações de hidrólise (LÉDO, 2008), conforme Figura 4.7. Este coagulante apresenta baixo custo e a coagulação efetiva ocorre com pH na faixa entre 5,0 a 8,0 (VAZ, 2009). Entretanto, como o lodo produzido não é biodegradável (VAZ, 2009), pesquisas apontam desvantagem em seu uso, como problemas de saúde causados pelo alumínio residual em águas tratadas, produção excessiva de lodo e consumo da alcalinidade do meio, que provoca custos adicionais com produtos químicos (VAZ, 2009).



$$\begin{array}{ccc} Al^{+3} \\ H_2O & H^+ \\ \rightarrow & \downarrow & \rightarrow \\ Al(OH)^{+2} \\ H_2O & H^+ \\ \rightarrow & \downarrow & \rightarrow \\ Al(OH)^+_2 \\ H_2O & H^+ \\ \rightarrow & \downarrow & \rightarrow \\ Al(OH)_3 (s) \\ H_2O & H^+ \\ \rightarrow & \downarrow & \rightarrow \\ Al(OH)_4 \end{array}$$

Fonte: Lédo (2008).

Segundo Vaz (2009), o cloreto férrico neutraliza as cargas negativas dos coloides e ocorre a formação de hidróxidos insolúveis de ferro, que, além de apresentarem baixa solubilidade produzem flocos eficientes na faixa de pH entre 5,0 e 11,0. Contudo, o mesmo autor salienta que esse reagente inorgânico, se adicionado em excesso, causa coloração amarelada no líquido, afetando a cor e turbidez do efluente gerado.

As macromoléculas poliméricas, denominadas floculantes, também conhecidas como polímeros hidrossolúveis, são classificados de acordo com sua natureza, propriedades físicas, químicas e estruturais (RODRIGUES, 2010; WANG *et al.*, 2014). Segundo Ribeiro (2010), conforme sua natureza, tais polímeros dividem-se em:

- Minerais: sílica ativada, alguns hidróxidos metálicos com estrutura polimérica, como hidróxido de ferro e alumínio. Sendo que, para utilização da sílica ativada, é necessário adicionar sulfato de alumínio como coagulante para obter resultados eficazes;
- Orgânicos: são os compostos fabricados pelos produtos naturais, como os alginatos, amidos, derivados da celulose ou de borracha, ou sintéticos, como, por exemplo, as poliacrilamidas e as poliaminas.

Ribeiro (2010) também salienta que os floculantes podem ser classificados quanto à sua origem, sendo divididos em: naturais, derivados do amido, onde pode-se citar os polissacarídeos e os alginatos; e os floculantes sintéticos, como polímeros não iônicos, e as poliacrilamidas. Os floculantes são classificados também de acordo com a carga elétrica, em aniônicos, catiônicos e não iônicos. Sendo assim, na Tabela 4.2, são relacionados os floculantes mais usados na indústria.

| Tabela 4.2 - Relação dos floculantes mais usados nas indústrias | | | | | |
|---|---------------|-------------|----------------|--|--|
| Nome | Concentração | Faixa de pH | Faixa pH ótimo | | |
| | $(mg.L^{-1})$ | | | | |
| Poliacrilamida não iônica | 1 – 30 | 0 -12 | | | |
| Poliacrilamida aniônica | 1 -30 | 5 -11 | | | |
| Poliacrilamida catiônica | 1 – 30 | 4 -12 | 5 -9 | | |
| Óxido de polietileno | 1 – 100 | 3 -11 | | | |
| Amido | 5-200 | 2 -10 | | | |

Fonte: Assis (2007).

Pavanelli (2001) avaliou os coagulantes sulfato de alumínio, cloreto férrico e outros usuais na coagulação para recuperação da água no beneficiamento mineral e em outros tratamentos de efluentes industriais, onde concluiu-se que o cloreto férrico mostrou melhor desempenho em valores de pH baixos. Yang e colaboradores (2010) utilizaram uma mistura de 356 mg.L⁻¹ de cloreto férrico e cloreto de polialumínio como coagulante, 5,4 mg.L⁻¹ do floculante poliacrilamida para o de tratamento de efluente do beneficiamento mineral, que alcançaram em seus resultados 80% na remoção de turbidez. Porém, Dotto e colaboradores (2013b) utilizaram em seu estudo um copolímero natural como floculante e 300 mg.L⁻¹ sulfato de alumínio como coagulante, onde obtiveram 85% de remoção de turbidez. Dessa forma, nota-se a melhor eficiência no processo quando ocorrem mudanças nos reagentes e, principalmente, ao se utilizar coagulantes e floculantes naturais, além de saber-se que os floculantes sintéticos, como os derivados da poliacrilamida, são cancerígenos e neurotóxicos aos seres humanos (SARDINHA, 2014).

Com isso, Prasad e Kumar (2013) explicitam que os floculantes poliméricos naturais estão sendo utilizados para melhorar o processo de sedimentação das partículas finas e apresentam facilidade de manuseio. Além da utilização nas indústrias de mineração (WANG et al., 2014), processamento de carvão, desaguamento de aterro em minas de ouro, Zhuo e colaboradores (2007) acrescentam a aplicação no tratamento de efluentes de indústrias têxtil. Wang e colaboradores.(2014) ainda salientam que é muito importante determinar a dosagem ideal do floculante para maximizar a fixação de sólidos e evitar excesso no meio.

A aplicação de polímeros naturais no beneficiamento mineral para a separação sólidolíquido na sedimentação de partículas coloidais visando o tratamento do efluente residual, é uma área de interesse para os pesquisadores (WANG *et al.*, 2014; PAL *et al.*, 2008), com o objetivo de desenvolver floculantes eficientes, de baixo custo e biodegradáveis (SILVA, SOUZA; MAGALHÃES, 2003). Dessa forma, as sementes da árvore *Moringa oleífera* são consideradas um insumo para extração do polímero natural utilizado no tratamento de efluentes com remoção de turbidez até 98% do efluente para o processo de coagulação-floculação (HENRIQUES *et al.*, 2014; FEIHRMANN *et al.*, 2017). Segundo Siqueira e colaboradores (2015), essas sementes possuem proteínas com baixo peso molecular e, quando dissolvidas em água, geram cargas positivas que atraem partículas negativas, que formam flocos densos e
sedimentam. Entretanto, a *Moringa oleífera*, comparada ao sulfato de alumínio, não apresenta vantagem econômica para o processo de coagulação e floculação, além de causar impactos no tratamento de efluentes para consumo humano, por ser rica em matéria orgânica e favorecer o crescimento microbiológico, que afeta a cor, sabor e odor da água (RIBEIRO, 2010; MUNIZ; DUARTE; OLIVEIRA, 2015).

Dentre os polímeros naturais destacam-se os biofloculantes, que têm despertado a curiosidade dos pesquisadores. Segundo Sardinha (2014), os microorganismos se aderem seletivamente à superfície dos minerais, com ação efetiva nas propriedades. Também existem pesquisas relacionadas aos floculantes derivados das plantas, sendo estes polímeros naturais economicamente viáveis. Dessa forma, Limatainen e colaboradores (2011) obtiveram microfibras de celulose como floculantes, a partir da moagem via úmida da polpa de madeira Kraft. Dotto e colaboradores (2013b) obtiveram a quitina a partir de conchas de crustáceos, e removeram 85% de turbidez em pH 6,0 a 8,5, porém são gerados em seu processo compostos orgânicos que podem contaminar o efluente. Já Nourani e colabradores (2016) obtiveram sulfato de celulose a partir da sulfonação do algodão, e 98% de remoção de turbidez foi alcançada com pH 6,2. Há também a extração de taninos a partir da casca de café (ALMEIDA; MAI; PUGET, 2011), bruguiera gumnorrhiza 'Tancang'' (SUBANDRIYO, 2016) e flor de Musa sp., os quais apresentam como resultados remoções de turbidez maiores que 98% no tratamento de água (BRAGA et al., 2018). De acordo com Lima (2007), os taninos, diferente dos outros compostos orgânicos, são auxiliares tanto na coagulação como na floculação (COSTA et al., 2016) e apresentam desempenho superior ou igual aos compostos orgânicos já existentes.

4.3.1.1. Taninos

Os taninos são conhecidos historicamente como auxiliares no curtimento de couro pela sua capacidade em interagir (CAPPARUCCI; GIRONI; PIEMONTE, 2011; CORAL, BERGAMASCO; BASSETTI, 2009). Contudo, pesquisadores descobriram sua importância para indústria de alimentos e bebidas (PANSERA et al., 2003), farmacêutica e indústria nutracêutica, pelos seus efeitos positivos na saúde humana, agente dispersante para controlar a viscosidade de argilas na perfuração de poços (PAES et al., 2006), e também como agente coagulante e floculante no tratamento de efluentes industriais (TANAC, 2018; KLUMB; FARIA, 2012; PRESTES *et al.*, 2016) e beneficiamento de minério de ferro (VAZ et al., 2018).

Esses polímeros naturais podem ser obtidos a partir da extração de espécies vegetais, como: septo de nogueira utilizando água como solvente extrator (CAPPARUCCI; GIRONI; PIEMONTE, 2011), acácia negra pelo processo de lixiviação no uso em estações de tratamento de água e esgoto, conhecidos comercialmente como Tanac e Tanfloc (LIMA, 2007; KLUMB; FARIA, 2012; DARIFF; DAMO; KEMPKA, 2017), quebracho (*Schinopsis balansae*) e Castanheiro (*Castanea sativa*) (ARANTES et al., 2014), casca de jurema preta (*Mimosa tenuiflora*) (CALEGARI et al., 2016), além da extração pela flor de Musa sp. (VAZ et al., 2018).

Segundo Nakano (2016), os taninos são moléculas compostas por anéis aromáticos policíclicos que apresentam massa molar elevada, estando entre 500 a 3.000 Daltons, e que possuem cadeia carbônica longa que realiza ligações com as partículas presentes na água. Conforme Monteiro e colaboradores (2005), os taninos são compostos fenólicos reativos quimicamente, formam pontes de hidrogênios, intra e intermoleculares. No mecanismo de coagulação, estes compostos orgânicos podem se transformar em coagulantes catiônicos ou aniônicos (LIMA, 2007). Sendo assim, segundo Bongiovani e colaboradores (2010), os taninos atuam em sistemas de partículas coloidais, neutralizando cargas que formam pontes entre as partículas, sendo este processo responsável pela formação de flocos e posterior sedimentação.

Vive, Rizk e Almeida (2013) explicitam que os taninos são efetivos na faixa de pH 4,5 a 8 e não alteram o pH da água tratada, uma vez que não consomem alcalinidade do meio (NAKANO, 2016). Com isso, ainda de acordo com Vive, Rizk e Almeida (2013) e (NAKANO, 2016), por apresentarem uma ampla faixa de pH, eliminam o uso de alcalinizantes, como soda ou cal, característica que reduz o volume de lodo a ser descartado e possui eficiência na remoção de turbidez.

Segundo Fagundes (2017), os taninos são classificados como taninos hidrolisáveis e taninos condensados. Os taninos hidrolisáveis são passíveis de hidrólise pela ação de ácidos minerais diluídos, álcalis e certas enzimas, devido à presença de ligações éster, originando glicose e ácido gálico e seus derivados (ácidos fenol carboxílicos) (OLIVEIRA, 2008), conforme Figura 4.8. Almeida, Mai e Puget (2011) salientam que os taninos hidrolisáveis estão presentes em concentração elevada nos frutos verdes, porém diminuem à medida que eles amadurecem.

Figura 4.8 - Estrutura química de tanino hidrolisável



Fonte: Battestin, Matsuda e Macedo (2004).

Já os taninos condensados ou proantocianidinas são responsáveis por quase 90% da produção mundial de tanino (SKORONSKI et al., 2014). São denominados proantocianidinas por apresentarem pigmentos avermelhados da classe das antocianidinas, como cianidina e delfinidina (MONTEIRO et al., 2005). De acordo com Fagundes (2017), os taninos condensados são substâncias formadas pela polimerização de unidades de flavonoides: (BATTESTIN; MATSUDA; MACEDO, 2004) flava-3-ols (catequina) ou flavan 3,4-diols (leucoantocianinas), conforme Figura 4.9. Sendo assim, a partir da reação entre o tanino condensado e o cloreto de imínio (formado pela reação do cloreto de amônio, por exemplo, e o aldeído fórmico), formam um polímero orgânico catiônico (OLIVEIRA, 2008). Esses taninos condensados estão presentes em quase todas as plantas, coníferas, e no cerne de várias essências florestais (ALMEIDA; MAI; PUGET, 2011).





Fonte: Battestin, Matsuda e Macedo (2004).

Nota-se que a utilização dos taninos influencia na melhoria da qualidade dos efluentes descartados e na recuperação da água em processos de separação sólido-líquido. Eles são agentes coagulantes e floculantes biodegradáveis, como também economicamente viáveis no mecanismo de coagulação e floculação. Dito isso, após a desestabilização das partículas suspensas por mecanismos na utilização de coagulante e floculantes, ocorre a sedimentação dos flocos formados (SANTOS, 2015; VARGAS, 2016). Essa operação é essencial para obtenção do tempo crítico, que avalia a eficiência da sedimentação na operação de espessamento para adquirir elevada remoção de turbidez no efluente e consequentemente, reaproveitamento da água do processo (ANDRADE, 2015; FELLOW, 2006; WAKEMAN, 2011).

4.4.Sedimentação

Atualmente, a prática da recirculação de água nas indústrias de beneficiamento mineral e a preocupação na redução dos espaços usados para a disposição do rejeito são questões primordiais para minimizar os impactos ambientais causados pela mineração. Sendo assim, conforme Andrade (2015), a sedimentação e filtração são etapas que se destacaram nos estudos relacionados ao reaproveitamento de água nas atividades industriais, visando uma separação sólido-líquido eficiente, além da redução de cor e turbidez do efluente.

De acordo com Fonseca (2012), na operação de sedimentação ocorre a remoção das partículas sólidas em suspensão, que apresentam densidade superior à da água. Esse processo baseia-se pela ação do campo gravitacional, característica que torna a operação simples e de baixo custo (BRAZ; NUNES; GUEDES, 2017). Com isso, têm-se como resposta uma remoção significativa de sólidos suspensos entre 60 a 75%, remoção de cor, turbidez, minerais dissolvidos e compostos químicos perigosos (FONSECA, 2012). Essa operação é conhecida como método de sedimentação gravitacional, utilizada de forma significativa no processamento de minerais (MOOSAVIRAD, 2016). Segundo Fabreti (2006), a sedimentação pode ser classificada como:

- Sedimentação de partículas discretas: é a sedimentação de partículas não floculentas, cujas características, dimensão e velocidade não se alteram ao longo do processo;
- Sedimentação floculenta: as partículas coloidais se colidem durante a sedimentação, formando aglomerados de maior peso molecular que influenciam no processo, onde a velocidade de sedimentação é variável;

- Sedimentação por zona: devido à alta concentração de sólidos no meio, ocorre a interação das partículas de maneira significativa, ocasionando uma sedimentação como um bloco rígido;
- Sedimentação por compressão: quando existe uma elevada concentração de sólidos, as partículas se agregam significativamente e a compressão ocorre com auxílio de rakes.

Pinto (2012) salienta que o regime de escoamento na sedimentação deve ser laminar, pois relaciona a velocidade de deposição das partículas suspensas no meio fluido obedecendo a Lei de Stokes. A Lei de Stokes considera o movimento lento de uma partícula isolada em um fluido (MOREIRA, 2014) e relaciona a densidade e o tamanho da partícula (D'AGOSTINHO, 2008), onde a velocidade de sedimentação de uma partícula isolada ($v_{t\infty}$) é função da sua densidade (ρ_s) e do seu diâmetro (D_p) (FRANÇA; CASQUEIRA, 2007), conforme Equação 4.1.

$$v_{t\infty} = \frac{(\rho_s - \rho_f)gD_p^2}{18\mu_f} \tag{4.1}$$

Onde,

 ρ_s : massa específica do sólido ou partícula (Kg/m³)

 ρ_f : massa específica do fluido (Kg/m³)

 μ_f : viscosidade do fluido (cp)

Entretanto, o processo de sedimentação pode ser influenciado pela geometria das partículas, ou seja, sua natureza, onde as partículas esféricas, em comparação àquelas que tem formato irregular e diâmetros maiores, sedimentam com maior facilidade (FRANÇA; CASQUEIRA, 2007; LUZ; LINS, 2010). Também abordada por França e Casqueira (2007), a velocidade de sedimentação das partículas pode ser afetada pela concentração de sólidos no meio, pois quanto maior o percentual de sólidos menor será a velocidade de sedimentação, o que afeta os processos que utilizam essa operação.

Neste contexto, segundo Setiawan e colaboradores (2013), na mineração e em operações de tratamento de águas residuais, a sedimentação ocorre na etapa conhecida como espessamento

(SOUSA, 2012), onde atinge uma maior concentração de sólidos no *underflow* e líquido clarificado no *overflow*. Araújo (2016) explicita que o espessamento recupera a água do processo isenta ou quase sem a presença de sólidos, através de um equipamento chamado espessador de lama. Sendo assim, conforme Chaves e colaboradores (2010), esta operação tem as seguintes finalidades nas usinas de beneficiamento de minério de ferro:

- Espessamento das lamas ultrafinas, na recuperação de água para recirculação (*overflow*) e adensamento da polpa (*underflow*) para transporte e descarte;
- Espessamento de concentrados para adequação da concentração de sólidos para a etapa seguinte de filtragem;
- Espessamento de materiais ainda não concentrados para adequação do percentual de sólidos para a etapa seguinte de concentração por flotação ou concentração magnética.

Sabe-se que durante a sedimentação conforme o método de Coe e Clevenger (COE; CLEVENGER, 1916), dependendo da concentração de sólidos, pode-se definir algumas regiões de separação (NETO, 2016), conforme Figura 4.10.



Figura 4.10 - Zonas de sedimentação de um espessador contínuo

Fonte: Neto (2016).

 A zona 1 apresentada na Figura 4.10 é chamada de zona de clarificação. Nesta região, a sedimentação é livre por apresentar baixa concentração de sólidos (DEURSEN, 2016). Assim, o líquido é clarificado e pode ser coletado pelo transbordo do overflow (NETO, 2016). A velocidade de sedimentação deve ser determinada pelo teste da proveta, método Kynch (KYNCH, 1952).

- A zona 2 é conhecida como sedimentação perturbada, pois as partículas suspensas apresentam igual concentração à alimentação, ou seja, uniforme e a velocidade de sedimentação é constante (NETO, 2016).
- A zona 3 denominada zona de transição, onde ocorre a variação da concentração tanto no *overflow* como *underflow*, representada pela transição da sedimentação livre para perturbada, ou seja, é a mudança da zona 1 e 2 para 3 (NETO, 2016; DEURSEN, 2016).
- Zona 4 é classificada zona de compressão, região que apresenta uma concentração elevada de partículas sólidas sedimentadas, onde a compressão acontece na presença de rakes (braços do equipamento) (CHAVES et al., 2010).

Segundo Chaves e colaboradores (2010), para avaliar o comportamento da sedimentação das partículas suspensas aplica-se industrialmente o teste físico laboratorial com ensaios em provetas graduadas. Este teste é baseado pelo método Coe e Clevenger (COE; CLEVENGER, 1916) e Kynch (KYNCH, 1952), que relacionam o deslocamento da interface superior da suspensão com o tempo, conforme Figura 4.11.



Figura 4.11 - Ensaios de sedimentação em batelada e sua respectiva curva de sedimentação

Fonte: Neto (2016)

A curva de sedimentação determinada através do teste de sedimentação na proveta apresentado na Figura 4.11b, destaca as quatro zonas de sedimentação gravitacional citadas. A partir dessa curva, torna-se possível dimensionar um espessador. Sendo assim, para que os

espessadores possam apresentar maior eficiência na velocidade de sedimentação das partículas suspensas, com percentuais elevados de partículas sólidas no *underflow* e líquido clarificado na redução de cor e turbidez no *overflow*, é necessário o conhecimento das características desse equipamento para um dimensionamento ideal ao processo (BRAZ; NUNES; GUEDES, 2017).

4.5.Característica do espessador

O espessador tem como função receber uma polpa diluída (5% a 10% de sólidos) ou mais adensada e gerar um produto (*underflow*) que tenha maior concentração de sólidos que a alimentação (CHAVES et al., 2010). Um segundo efluente, (*overflow*), exibe concentração de sólidos menor que aquela apresentada pela alimentação, onde o material constituído é a fase líquida clarificada (PINTO et al., 2009).

Geralmente esse equipamento possui um custo de instalação e manutenção elevado, e fica instalado fora da usina, por apresentar uma estrutura robusta, e, consequentemente, exigir uma grande área de instalação. Sua geometria consiste em um tanque cilíndrico-cônico, onde a razão diâmetro pela altura é sempre maior que um (CHAVES et al., 2010). No interior do equipamento, ainda é acoplado um sistema de raspagem que é responsável por carregar o material sedimentado para fora do volume de controle.

Neste contexto, a alimentação nos espessadores acontece pelo centro do equipamento, onde as partículas mais densas sedimentam rapidamente, principalmente quando são administrados neste ponto coagulantes e floculantes, conforme a Figura 4.12. Dessa forma, o *underflow* é recolhido no ápice da parte cônica, enquanto o *overflow* transborda através de calhas que circulam o equipamento e direcionam o líquido clarificado para reservatórios de bombeamento de água de reutilização (GUIMARÃES, 2010).



Figura 4.12 - Fluxo esquemático de um espessador

A polpa e os agentes espessantes entram pelo *Feedwell*, Figura 4.13, que fica localizado no centro do espessador, através de uma tubulação suspensa (CHAVES et al., 2010). O *Feedwell* tem como função permitir que o material alimentado entre no espessador com mínima turbulência e distribuição uniformemente para dissipar a maior parte de sua energia cinética, atingindo a redução de velocidade necessária para que influencie no choque entre as partículas, promovendo uma rápida velocidade de sedimentação (GUIMARÃES, 2010).

Figura 4.13 - Configuração do Feedwell



Fonte: Souza (2012).

Fonte: Azam (2004).

De acordo com Araújo (2006), no processo de beneficiamento mineral os espessadores de lama produzem um *underflow* com 55% a 60% de sólidos em peso, que é conduzido para as barragens de rejeito através de calhas ou tubulações. Esse elevado percentual de sólidos produzido é importante para que o material depositado nas barragens de rejeito tenham a menor quantidade de água, o que minimiza os impactos ambientais (ARAUJO, 2006; CHAVES *et al.*, 2010).

O *overflow* transborda sobre vertedouros de chapa de aço e esse líquido clarificado é transportado para tanques de acumulação com auxílio de bombas (CHAVES et al., 2010). Entretanto, conforme Chaves e colaboradores (2010), deve-se avaliar os riscos para não afetar a operação, já que mesmo a separação sólido-líquido sendo eficiente e a quantidade de sólidos residuais seja mínima, pode ocorrer presença de sólidos no *overflow* e danificar o sistema de bombeamento. Segundo Souza (2012), a eficiência de um espessador é avaliada pela quantidade de sólidos no *underflow* e *overflow*, comparados à alimentação. Esse equipamento pode recuperar vazões superiores a 300 m³/h de água.

Existem vários modelos de espessadores, porém os mais utilizados são os espessadores convencionais, alta capacidade, lamelas e cones de sedimentação (pasta), que variam em função da granulometria para o processo de atuação. O espessador convencional foi desenvolvido por Dorr em 1905 (SETIAWAN et al., 2013). Este equipamento consiste em um eixo de transmissão central, dois rastelos do inglês *rakes* curtos e dois longos, que apresentam suportes e tirantes para uni-los. Também têm raspadores que movem o material para o centro, escoras para dar suporte ao braço vertical, e tirantes para distribuir a carga de torque entre os quatro braços (HENRIKSSON, 2005), conforme Figura 4.14.



Figura 4.14 - Espessador convencional

Fonte: Luz, Sampaio e França (2010).

Os rastelos presentes nos espessadores também têm como função aumentar a densidade e desprender as bolhas de ar presas no espessador, bem como organizar as partículas sólidas de forma que fiquem sobrepostas, de modo a ocupar mínimo volume e manter os sólidos depositados em suspensão, evitando o aterramento do espessador (CHAVES *et al.*, 2010).

Em 1970, com o desenvolvimento de coagulantes e floculantes, conhecidos como agentes espessantes, os espessadores passaram a apresentar resultados mais eficientes, que permitiram maiores concentrações de sólidos no *underflow* (> 50% p/p) (SETIAWAN et al., 2013), e melhorias no design do equipamento também foram realizadas para o processo de sedimentação. Assim, a altura do tanque e o grau de inclinação do fundo foram modificados e o torque foi introduzido para o mecanismo de operação (HENRIKSSON, 2005).

Praticamente todos os parâmetros e "*set-points*" são definidos pela variação no valor do torque, característica importante na operação do equipamento (GUIMARÃES, 2010). Sendo assim, segundo Parker e colaboradores (2016), nos espessadores modernos são necessários níveis elevados de torque. Entretanto, é necessário controlar o nível deste torque, pois pode danificar o equipamento e acarretar longas paradas no processo para manutenção do espessador.

Já no espessador de lamela, Figura 4.15, as partículas sólidas sedimentam sobre as lamelas e deslizam até o fundo do equipamento, formando o material espessado, que é bombeado para a próxima etapa ou barragens de rejeito (LUZ; SAMPAIO; FRANÇA, 2010). Esses espessadores contêm lamelas de metal ou em polímero, dispostas lado a lado com inclinação de 60° no seu interior (FONSECA, 2012). Em comparação aos convencionais, os espessadores de lamelas apresentam maior capacidade de sedimentação, economia de espaço e rápida velocidade de sedimentação das partículas suspensas (CHAVES et al., 2010).



Figura 4.15 - Esboço de um espessador de lamelas

Fonte: Luz, Sampaio, França (2010)

Segundo Lira (2010), o espessador de alta capacidade é semelhante ao convencional, porém apresenta lamelas e modificação no posicionamento do *feedwell*, característica que melhora a capacidade de sedimentação no equipamento. De acordo com Chaves e colaboradores (2010), esse modelo de espessador possui uma câmara de mistura e floculação antes da alimentação. O mesmo autor acrescenta que o custo para instalação desse equipamento é baixo, pois, comparado aos outros modelos de espessadores, o espessador de alta capacidade apresenta menor diâmetro.

A evolução desses equipamentos é representada pelo espessador de pasta, com o objetivo de depositar a lama nas barragens de rejeito com a menor quantidade de água possível e assim minimizar os impactos ambientais e aumentando a recuperação da água para o processo. Assim, apresenta menor área de instalação, comparado ao de alta capacidade e uma suspensão do solo superior ao de alta capacidade, Figura 4.16, para minimizar os problemas geotécnicos trazidos pela construção do túnel sob o espessador (CHAVES et al., 2010). Entretanto, conforme Chaves e colaboradores (2010), o dimensionamento dos espessadores de pasta não podem seguir a teoria tradicional da sedimentação a partir do método Kynch (KYNCH, 1952), por apresentar um percentual de sólidos além do convencional, que varia de 8% a 70% de sólidos.



Figura 4.16 - Esboço de um espessador de pasta (Modelo: Deep Cone)

Fonte: Neto (2016).

Deste modo, para obter uma resposta eficiente na velocidade de sedimentação, remoção de turbidez, cor e percentual sólidos elevados no *underflow*, faz-se importante o entendimento dos métodos para o dimensionamento dos espessadores conforme o produto a ser beneficiado e adquirido.

4.6. Métodos para o dimensionamento de um espessador

Ao longo dos anos foram realizados vários estudos sobre o dimensionamento de espessadores. O dimensionamento de espessadores determina a área e a profundidade do equipamento para obter um *overflow* clarificado e um *underflow* com concentrações de sólidos maiores que > 65% (CHAVES *et al.*, 2010; DEURSEN, 2016).

De acordo com Chaves e colaboradores (2010), os ensaios de espessamento citados no tópico 4.4 deste trabalho são base para o dimensionamento de espessadores e também fornecem

informações para as condições ótimas de espessamento (pH, %de sólidos e dosagem de floculantes). Durantes os testes de sedimentação mede-se a altura (Z) dos sólidos depositados no fundo da proveta graduada de 1000 mL ou 2000 mL em diversos instantes e traça-se a curva Z *versus* θ (tempo) (SMANIOTTO, 2017), conforme Figura 4.17.

Figura 4.17 - Ensaios de sedimentação



Fonte: Smaniotto (2017).

Segundo Smaniotto (2017), conforme Figura 4.17, Z representa a altura dos sólidos depositados no instante θ . Assim, no tempo θ_f a redução da turbidez máxima é alcançada e obtém-se a clarificação desejada, onde Z_f representa a altura dos sólidos depositados no espessador.

Com isso, a teoria para determinar a velocidade de sedimentação e dimensionar um espessador foi iniciada com o método de Coe e Clevenger, em 1916, que serviu de base para todos os outros métodos de dimensionamento que surgiram posteriormente. O método de Coe e Clevenger postula que a razão de espessamento é função exclusiva da velocidade de sedimentação na zona de sedimentação livre (CHAVES et al., 2010). O mesmo autor acrescenta que os métodos Kynch, Coe e Clevenger, Roberts, Talmadge e Fitch (1955), Oltmann, e Wilhelm e Naide (1981) (UNESI et al., 2018) representam a evolução da indústria mineral na busca da tecnologia. Entretanto, os métodos Coe e Clevenger, Talmadge e Fitch são os métodos mais utilizados para o dimensionamento de espessadores na indústria de beneficiamento mineral pela sua simplicidade nos cálculos (PARSAPOUR et al., 2013).

Torquato e Luz (2011) realizaram testes comparativos para o dimensionamento de um espessador com vazão na alimentação de 15,7 t/h, e concluíram que para o cálculo da área unitária do equipamento, o método indicado pela curva de sedimentação foi o Talmadge e Fitch com valor de 0,872 m². Pinto e colaboradores (2009) também utilizaram a mesma metodologia

com uma vazão de 80 t/h e obtiveram uma área de 151,7 m². Logo, são informações que confirmam a aplicação frequente do método no dimensionamento desse equipamento.

4.6.1. Método Mishler

Em 1912, Mishler propôs calcular a área da seção transversal do espessador pela velocidade ascensional do líquido, sendo igual a velocidade de sedimentação da partícula (GUIMARÃES, 2010). Este método consiste em medir a taxa de sedimentação de uma suspensão de mesma concentração que a alimentação para o espessante.

A Figura 4.18 representa o método Mishler, que considera o espessador de forma simples, onde o fluxo de sólidos é influenciado pela velocidade de sedimentação e pela concentração de sólidos na polpa.





Fonte: Guimarães (2010).

O fluxo da massa de sólidos é deduzido pelas equações, 4.1 e 4.2, abaixo:

$$A = D$$

$$A * D_A = D * D_D + R$$

$$(4.1)$$

$$(4.2)$$

Onde,

A: fluxo de massa de sólido na alimentação (massa de sólido/tempo);

D: fluxo de massa de sólido do underflow (massa de sólido/tempo);

DA: diluição da alimentação (massa de líquido/massa de sólido);

D_D: diluição do *underflow* (massa de líquido/massa de sólido);

R: fluxo de massa de água no overflow (massa de água/tempo).

Para o cálculo do fluxo volumétrico de água eliminada pelo espessado (O_R) usa-se:

$$O_R = \frac{R}{\rho} = \frac{A * (D_A - D_D)}{\rho} \tag{4.3}$$

Onde,

 ρ : massa específica do líquido (Kg/m³).

Considera-se que a velocidade de sedimentação do sólido (V_S) é igual à velocidade da água ascendente do líquido (V_f) e (S) é a área transversal ao fluxo, conforme equações 4.4 e 4.5, abaixo:

$$V_{S} = V_{f} = \frac{O_{R}}{S} = \frac{A * (D_{A} - D_{D})}{S * \rho}$$
(4.4)

$$S = \frac{A * (D_A - D_D)}{V_S * \rho} \tag{4.5}$$

G sendo o fluxo de massa de sólido é calculado por:

$$G = \frac{A}{S} = \frac{V_S * \rho}{D_A - D_D} \tag{4.6}$$

Entretanto, para obter a área unitária de espessamento, é necessário fazer o inverso de G e, para área total deve-se multiplicar pela massa em tonelada seca da alimentação (CHAVES et al., 2010).

4.6.2. Método Coe & Clevenger

É citado por Parsapour e colaboradores (2013) que, em 1916, Coe e Clevenger criaram um método que determina a área para os espessadores baseando no modelo de sedimentação, onde assumiram que a taxa de sedimentação é apenas em função da concentração de sólidos. Conforme Guimarães (2010), este método foi o aprimoramento do método de Mishler, que incluiu o volume de controle e nível de interface. Este método é a base para os métodos posteriores a serem apresentados neste trabalho. De acordo com Smaniotto (2017), se a área do espessador não for suficiente para o processo de separação sólido-líquido, haverá acúmulo de sólidos em algum ponto do equipamento, o que acarreta contaminação no líquido clarificado, conhecida como zona limite ou taxa de fluxo crítica (COE; CLEVENGER, 1916), conforme Figura 4.19.





Fonte: Smaniotto (2017).

Com isso, é necessário realizar inúmeros testes para determinar a curva de sedimentação e assim encontrar a velocidade de sedimentação para a área unitária de espessamento, a partir da equação 4.7,

$$q_S = \frac{v_{SO}}{\frac{1}{\varepsilon_{SO}} - \frac{1}{\varepsilon_{Su}}}$$
(4.7)

Onde,

 q_S : fluxo de sólidos no sedimentador;

 v_{SO} : velocidade inicial de sedimentação em teste de batelada;

 ε_{SO} : concentração volumétrica inicial de sólido;

 ε_{Su} : concentração de lama desejada.

A razão de espessamento pode ser calcula pela equação 4.8,

$$Razão \ de \ espessamento = 1,33 \ x \ \frac{\% \ sól. \ da \ alim. -\% sól. \ do \ Underflow}{Vel. \ de \ sedimentação * \ dens. \ da \ polpa}$$
(4.8)

Onde,

% sól. da alim: percentual de sólidos na alimentação do espessador;

% sól. do underflow: percentual de sólidos no concentrado (lama);

Vel. de sedimentação: velocidade de sedimentação da lama no espessador;

Dens. da polpa: densidade da polpa alimentação no espessador.

4.6.3. Método Kynch

Kynch (1952) propôs uma relação matemática para determinar a curva com um único teste de sedimentação, conforme Figura 4.20.





É citado por Parsapour e colaboradores (2013) que este método foi baseado na zona de sedimentação livre. Assim, a concentração (C) e velocidade (v) podem ser determinados pela curva de sedimentação e calculados pelas equações 4.9 e 4.10, respectivamente.

$$C = \frac{C_0 - Z}{Z_i} \tag{4.9}$$

$$v = \frac{Z_i - Z}{\theta} \tag{4.10}$$

Onde,

40

 C_0 : concentração inicial da suspensão (ton/m³)

Z: altura final da compressão (m)

 Z_i : altura inicial da suspensão (m)

v: velocidade de sedimentação na zona limite (m/h)

 θ : tempo (horas)

A partir da curva de sedimentação, calcula-se os diversos pares de valores da concentração e velocidade de sedimentação, e assim determina-se os pontos da seção transversal (GUIMARÃES, 2010; SMANIOTTO, 2017) pela equação 4.11,

$$S = \frac{Q_A C_A \left(\frac{1}{c} - \frac{1}{C_E}\right)}{v} \tag{4.11}$$

Sendo,

S: área de sedimentação – seção transversal do espessador (m²)

v: velocidade de sedimentação na zona limite (m/h)

QA: vazão volumétrica da suspensão alimentada ao espessador (m³/h)

C_A: concentração de sólidos na suspensão alimentada (ton/m³)

 C_E : concentração da lama espessada (ton/m³)

C: concentração da suspensão na zona limite (t/m^3)

De acordo com Nunes (2008), a partir deste método, avanços significativos ocorreram nos espessadores para as indústrias de mineração, onde o método Kynch ainda é utilizado nos dimensionamentos de espessadores pela sua simplicidade de execução.

4.6.4. Método Roberts

O método de Roberts determina o ponto crítico a partir do início da zona de compressão, característica diferencial dos métodos anteriores (GUIMARÃES, 2010; SMANIOTTO, 2017).

A partir dos testes de sedimentação, traça-se a curva Z-Z_f versus θ em papel mono-Log, conforme Figura 4.21. É dito por Smaniotto (2017) que a curva obtida mostra uma descontinuidade no ponto crítico, o que permite determinar o tempo crítico (θ_C) e assim calcular a área mínima a partir da equação 4.12,

$$S_{min} = \frac{Q_A C_A \left(\frac{1}{C_c} - \frac{1}{C_E}\right)}{v_c} \tag{4.12}$$

Sendo,

QA: vazão volumétrica da suspensão alimentada ao espessador (m³/h)

C_A: concentração de sólidos na suspensão alimentada (ton/m³)

C_c:concentração de sólidos da suspensão na zona crítica (ton/m³)

C_E: concentração da lama espessada (ton/m³)

 v_c :velocidade de sedimentação na zona crítica (m/h)

Onde,

$$C_c = \frac{C_0 Z_0}{Z_{ic}}$$
 (4.12.a)

Sendo,

 C_0 : concentração inicial (ton/m³)

Z₀: altura inicial da suspensão (m)

Zic: altura inicial da suspensão na zona crítica (m)

$$v_c = \frac{Z_{ic} - Z_c}{\theta_c} \tag{4.12.b}$$

Sendo,

Z_{ic}: altura inicial da suspensão na zona crítica (m)

Z_c: altura final da suspensão na zona crítica (m)

 $\theta_{\rm c}$: tempo crítico (h)



Figura 4.21 - Construção gráfica do método Roberts

Fonte: Guimarães (2010).

4.6.5. Método Talmadge & Fitch

Em 1953, Talmadge e Fitch basearam no método matemático de Kynch para calcular a velocidade de sedimentação de várias concentrações de sólidos com um único teste de sedimentação descontínuo (CHAVES, *et al.*, 2010; GUIMARÃES, 2010; SMANIOTTO, 2017).

Segundo Chaves e colaboradores (2010), neste método traça-se uma reta tangente a zona de sedimentação e outra tangente a curva de compressão. Essas curvas são separadas pelo ponto crítico, sendo o encontro da bissetriz das duas tangentes com a curva de sedimentação. Assim,

após determinar o ponto de cruzamento das duas tangentes, traça-se a tangente passando pelo ponto crítico, conforme Figura 4.22.



Figura 4.22 - Método gráfico de Talmadge e Fitch



Sendo assim, a altura de compressão é determinada pela equação 4.13,

$$z_E = \frac{z_0 C_0}{C_E}$$
(4.13)

z_E: altura de compressão (m);

z₀: altura inicial da interface (m);

C_E:concentração de sólidos do espessamento (Kg/m³)

C₀: concentração inicial de sólidos (Kg/m³)

Em seguida, determina-se θ_E e calcula-se a área,

$$S = \frac{Q_A C_A \theta_E}{z_0 C_0}$$
(4.14)

S: área do espessador (m²)

QA: vazão volumétrica da suspensão alimentada ao espessador (m3/h)

C_A: concentração de sólidos na suspensão alimentada (t/m³)

 θ_E : tempo de espessamento (h)

z₀: altura inicial da suspensão (m)

4.6.6. Método Oltmann

O método Oltmann baseia-se na concentração do *underflow* para construir uma única curva de sedimentação. Assim, determina o ponto de compressão no gráfico, traça-se uma reta passando pelo ponto de compressão e determina H_U pela equação 4.15,

$$H_U = \frac{C_o H_o}{C_U} \tag{4.15}$$

Onde,

Co: concentração inicial de sólidos (Kg/m³)

H_O: altura da polpa no início do teste (m)

 H_U : altura da interface para a concentração $C_U(m)$

Após determinar o valor de H_U , traça-se uma reta horizontal ao eixo y, partindo de H_U na curva de compressão, e determina-se o valor de T_U , a partir da interseção da horizontal H_U com a reta traçada. E encontra-se G,

$$G = \frac{C_O H_O}{T_U} \tag{4.16}$$

Sendo,

T_U: tempo necessário para se atingir a concentração de underflow (C_U)

É necessário considerar um "fator de segurança" de 1,20 para minimizar os erros devido à compressibilidade do sólido (CHAVES et al., 2010). Após calcular a área total de espessamento, deve-se determinar o diâmetro do espessador. Chaves e colaboradores (2010) salientam que para determinar a altura inicial de compressão com maior precisão, usa-se a equação 4.17,

Altura de compressão =
$$\frac{(t_f - t_c) * V}{Peso \ dos \ sólidos \ x \ razão \ de \ espessamento}$$
(4.17)

Sendo,

V: volume médio de compressão (mL)

4.6.7. Método Wilhelm & Naide

Conforme Chaves e colaboradores (2010), os métodos anteriormente citados são imprecisos para o dimensionamento de espessadores. Sendo assim, Wilhelm e Naide propuseram um método preciso, onde transforma a curva de sedimentação em sucessão de segmentos de reta e calcula a velocidade de sedimentação em cada trecho (GUIMARÃES, 2010). Dessa forma, é necessário calcular o método a partir das seguintes equações,

$$Razão \ de \ espessamento = \frac{\left(\frac{b-1}{b}\right)^{b-1}}{ab} * C_U^{b-1}$$
(4.18)

E considerar o "fator de escala" (σ) na equação da razão de espessamento real,

Razão de espessamento real = Razão de espessamento $batch * \left(\frac{h}{H}\right)^{\sigma}$ (4.19)

Onde,

H: altura total da zona de compressão (m)

H: altura de sedimentação da polpa (m)

 σ : expoente de correlação de Wilhelm e Naide

4.6.8. Tempo de compressão

De acordo com Guimarães (2010), ao estabelecer a concentração inicial a partir dos testes de sedimentação, deve-se realizar o teste de tempo de compressão determinando o tempo da

concentração aparente (t_a) e tempo de compressão (t_c) . Assim, o tempo de retenção do sólido no espessador é calculado por,

$$t_s = t_a - t_c \tag{4.20}$$

Em seguida, calcula-se o volume da zona de compressão contínua,

$$V_{S} = 1,33Q_{S}t_{s}({}^{V_{b}}/_{W})$$
(4.21)

Onde,

Qs: vazão de sólidos diários que alimentam o espessador (ton/m³);

Ts: tempo de retenção necessário (horas);

 V_S : volume da zona de compressão no espessador contínuo (ft³);

Vb: variação do volume comprimido no teste (mL);

W: massa do sólido no teste (g).

Sendo a zona de compressão calculada por,

$$V_S = \frac{\theta_c(\rho_s - \rho_l)}{\rho_s(\rho_{sl} - \rho_l)} \tag{4.22}$$

V_S: volume da zona de compressão (m³);

 θ_C : tempo de compressão (dias);

- ρ_s : Densidade do sólido (ton/m³);
- ρ_l : Densidade do líquido (ton/m³);
- ρ_{sl} : Densidade da polpa (ton/m³).

4.6.9. Altura do espessador

No espessador, conforme descrito no tópico sobre sedimentação deste trabalho, existem zonas de sedimentação. Com isso, deve-se calcular a altura de três zonas de espessamento e soma-las para determinar a altura do equipamento, conforme equações abaixo:

H₁: altura da região de líquido clarificado, que varia entre 0,45 a 0,75 m;

H₂: altura da região de espessamento calculada por,

$$H_{2} = \frac{4}{3} \frac{L_{a} c_{a} t}{A \rho_{s}} \frac{(\rho_{s} - \rho_{f})}{(\rho_{esp} - \rho_{f})}$$
(4.23)

H₃: altura do fundo do espessador calculada por,

$$H_3 = 7,3*10^{-2} * D \tag{4.24}$$

E assim, a altura do espessador pode ser calculada pela equação abaixo:

$$H = H_1 + H_2 + H_3 \tag{4.25}$$

De acordo com Bauman e Stepanenko (2012), novos projetos para dimensionamento de espessadores estão diretamente relacionados ao desenvolvimento de modelos matemáticos. Entretanto, ainda não existe modelagem matemática que analisa os fatores físico-químicos para a construção desse equipamento, de forma a minimizar as instabilidades nas respostas de turbidez e concentração de sólidos no processo de espessamento. Dessa forma, é necessário buscar modelos que possibilitem controlar fatores com o pH, volume de coagulante e frequência de rotação, que são auxiliares no controle do processo de separação sólido-líquido. Para tanto, deve-se visar a otimização dessa etapa, com intuito de reduzir montantes de lama de minério, diminuindo assim a utilização de barragens de rejeitos.

4.7.Otimização do modelo

As indústrias, na busca de recuperação da água, gestão ambiental e disposição de rejeitos nas barragens, visam a otimização na operação de espessamento pela aplicação de tecnologias

avançadas, incluindo dinâmica multivariada e multiobjetiva que minimizem as instabilidades no processamento (HENRIKSSON, 2005).

A aplicação da dinâmica multivariada é necessária para o desenvolvimento de novos produtos na melhoria do desempenho no processo (MONTGOMERY; RUNGER, 2009). A otimização multivariada apresenta como vantagem a redução do número de experimentos, o que resulta em menor gasto de recursos e tempo, como exemplo o planejamento fatorial e fracionário (NOVAES et al., 2017). E a dinâmica multiobjetiva, que visa buscar soluções ótimas de Pareto para encontrar pontos ótimos que resolvam os problemas relacionados a processos de engenharia (SHUKLA, 2007).

Dentre as operações de otimização para o beneficiamento do minério de ferro, cita-se: a melhoria na separação de minério de ferro nas etapas de classificação em espiral a partir de análises matemáticas pelo modelo Fuzzy Takagi-Sugeno (MORKUN et al., 2012), otimização nas operações de beneficiamento do minério de ferro utilizando o processo gaussiano (WANG et al., 2017), e Smith e colaboradores (2018) que realizaram testes laboratoriais para avaliar os fatores que impactam a etapa de filtração em uma mineradora.

A metodologia de superfície de resposta é uma das mais utilizadas nos processos industriais (NAVES et al., 2017a), em especial no tratamento de efluentes para mineração, que tem como exemplo a remoção das partículas suspensas de minério de ferro e fósforo nos efluentes de mineração (YANG et al., 2010). De acordo com Naves e colaboradores (2017), os projetos *Central Composite Design* (CCD) e *Box-Behnken Design* (BBD) geram funções objetivas para várias caracteristicas nos processos industriais, sendo utilizados frequentemente nas otimizações como metodologia de superfície de resposta. Também tem-se o Delineamento Composto Central Rotacional (DCCR), que é aplicado quando a função matemática de primeira ordem não consegue ajustar a superfície de resposta (CAMORIM; MORABITO; RODRIGUES, 2014). Dessa forma, deve-se incluir mais 2k pontos axiais. Neste delineamento α representa a distância do centro aos pontos axiais e é calculada por $\alpha = (2^k)^{1/4}$ (CAMORIM; MORABITO; RODRIGUES, 2014).

O projeto *Central Composite Design* (CCD) apresenta uma matriz de superfície de resposta composta pelo design fatorial 2^k , sendo k o número de fatores controláveis, 2k pontos axiais e n pontos centrais, onde $2^{(k/4)}$ representa a distância entre os pontos axiais e o centro.

Sahoo e colaboradores (2017) utilizaram o método *Central Composite Design* para avaliar a influência do diâmetro das partículas em pastas de minério de ferro e ANOVA para obter a influência de cada um dos fatores utilizados na pesquisa.

Também existem os métodos de superfície de segunda ordem que geram funções objetivas e relacionam uma entrada (x) e uma saída (y), podendo ser otimizada a partir do momento que encontram um ponto estacionário na função objetiva, sendo ele mínimo, máximo ou ponto de sela (NAVES et al., 2017a). Naves e colaboradores (2017b) ainda acrescentam que a convexidade de uma função deve ser avaliada a partir dos seus autovalores para definir se é convexa ou côncava, o que pode influenciar no processo de otimização. Dessa forma, caso a função seja convexa é necessário incluir restrições para maximizar a função objetiva. Sendo assim, os problemas que envolvem minimização (ou maximização) simultânea de um conjunto de objetivos são chamados problemas de otimização multiobjetivo que podem ser resolvidos por algoritmos como *Normal Boundary Intersection* (NBI) para obter soluções eficientes ao processo (JUNIOR, 2011).

O método NBI foi desenvolvido por Das e Dennis (1998) para encontrar soluções ótimas de Pareto uniformemente equispaçadas para um problema geral de otimização multiobjetiva não-linear. De acordo com Naves e colaboradores (2017), este método foi criado para substituir as deficiências do método das somas ponderadas que apresenta a incapacidade de encontrar soluções uniformes ótimas de pareto, principalmente em regiões não convexas do modelo que representa um processo qualquer.

Segundo Naves e colaboradores (2017) a aplicação da fronteira de Pareto estabelecida pela metodologia *Normal Boundary Intersection* apresenta como vantagem permitir que o pesquisador estabeleça soluções em uma região viável, pois essas soluções podem ser modeladas e otimizadas nesta região através da fronteira de Pareto. Naves e colaboradores (2017) ainda salientam que a formulação matemática e gráfica que representa o método NBI pode ser observada na Figura 4.23. Assim, t é escalar perpendicular à linha da utopia, ϕ é a matriz *payoff* (limite superior), gerada pelo cálculo do mínimo individual de cada função objetiva, $\overline{\phi}$ é a *payoff* escalonar (limite inferior), β representa diferentes pontos na linha de utopia, $\overline{F}(x)$ é o vetor da função objetiva escalonada e \hat{n} é um vetor quase normal.



Figura 4.23 - Formulação matemática e gráfica que representa o método NBI

Fonte: Naves e colaboradores (2017b).

Siddiqui, Azarm e Gabriel (2012) ressaltam que o NBI é projetado para encontrar o limite próximo ao ponto da utopia, que representa a melhor condição do processo. E, para a construção do método, é necessário apenas um ponto na superfície e uma direção específica do vetor, onde t é a distância entre P₀ que está em CHIM e o P_{max}, situado em qualquer ponto da Fronteira, conforme Figura 4.23 à direita (NAVES et al., 2017a). De acordo com Naves e colaboradores (2017), a ortogonalidade será mantida quando t for máximo e repetida em qualquer ponto no CHIM representado por um vetor.

Sabe-se que a fronteira de pareto gera várias soluções ótimas, característica que necessita de um índice de desempenho para a escolha do ponto ótimo, ou seja, um índice que apresente o ponto ótimo próximo da utopia e longe do ponto de Nadir. Dessa maneira, neste estudo será utilizado para os experimentos e validação da otimização o método *Power Sample Size*, onde determinará a quantidade de experimentos a serem realizados no laboratório para a confirmação dos resultados encontrados pelo NBI.

Diante do exposto, percebe-se que não há relatos de pesquisas as quais visem avaliar melhorias na etapa de espessamento, a partir da metodologia de superfície de resposta utilizando os fatores pH, frequência de rotação e volume de coagulante. Além da otimização desses parâmetros pelo Gradiente Reduzido Generalizado (GRG) e algoritmo *Normal Boundary Intersection*.

Sendo assim, pretende-se obter a otimização no espessamento para minimizar as instabilidades no processo de separação sólido-líquido, reduzindo as variações de turbidez no *overflow*. E desenvolvimento de um modelo matemático que relaciona altura e diâmetro para o projeto de um espessador.

5. MATERIAIS E MÉTODOS

Os testes de coagulação, floculação e sedimentação foram realizados no equipamento Jar Test com seis provas, Modelo JT-102/6. Este equipamento possui um controlador de frequência de rotação e tempo. Para os testes foi utilizada lama de minério de ferro oriunda da etapa de ciclonagem do processo de beneficiamento de uma mineradora situada no quadrilátero ferrífero de Minas Gerais.

Sendo assim, para a realização dos testes, foi necessário determinar o percentual de sólidos em suspensão a fim de minimizar os erros durante a realização dos experimentos. Com isso, transferiu-se 2 litros de lama em um frasco do equipamento Jar Test, pesou-se e registou-se a massa de polpa na proveta (Mp). Em seguida, adicionou-se extrato da flor de *Musa sp* (NAVES et al., 2017b), coagulante/floculante auxiliar no processo, agitou-se com auxílio de um bastão por 3 minutos e observou-se o processo de sedimentação. Com auxílio de um sistema de filtragem a vácuo, conforme Figura 5.1, separou-se o *underflow* do *overflow* e colocou-se o *underflow* em estufa a 105 °C. Posteriormente, pesou-se o material seco e, a partir da equação 5.1, determinou-se o percentual de sólidos na polpa.



Figura 5.1 - Esquema para separação do underflow e overflow

Fonte: O autor (2018).

$$\% S = \frac{W}{Mp} * 100$$

Onde,

% S: percentual de sólidos seco

w: massa de sólidos na proveta (Kg);

 M_P : massa de polpa na proveta (Kg).

Com o objetivo de minimizar as instabilidades no processo de separação sólido-líquido, percebe-se a necessidade de avaliar alguns fatores importantes para o controle dessa etapa. Dessa forma, a partir de Zahrim, Nasimah e Hilal (2015) foi determinado os fatores e níveis para a condução dos experimentos no equipamento Jar Test. Com isso, os fatores avaliados foram: pH, volume de coagulante e frequência de rotação. Assim, para modelar esses fatores foi aplicado o planejmento experimental utilizando o método *Central Composite Design* (CCD), a fim de avaliar a relação entre esses fatores experimentais. Tais parâmetros estão representados pelas variáveis independentes: pH (x_1), volume de coagulante (x_2) e frequência de rotação (x_3), conforme os respectivos níveis respresentados na Tabela 5.1.

| | | | Níveis codificados | | | | |
|-----------------|-----------------------|-----|--------------------|-------|------------|-------|-------|
| | | | -1,68 | -1,00 | 0,00 | 1,00 | +1,68 |
| | | | | | | | |
| Fatores Unidade | | | |] | Níveis rea | is | |
| X1 | рН | _ | 4,1 | 5,0 | 6,25 | 7,5 | 8,3 |
| X2 | Volume de coagulante | mL | 3,3 | 5,0 | 7,5 | 10,0 | 11,7 |
| X3 | Frequência de rotação | rpm | 26,0 | 50,0 | 85,0 | 120,0 | 144,0 |

| Tabela 5.1 - | Fatores | s e | seus | respectivos | níveis |
|--------------|---------|-----|------|-------------|--------|
|--------------|---------|-----|------|-------------|--------|

Os fatores foram combinados em $2^k = 2^3 = 8$ pontos fatoriais, seis pontos axiais e seis pontos centrais, resultando em 20 experimentos, conforme Tabela 5.2, que apresenta a matriz de CCD. A distância axial adotada foi de 1,682 correspondente à restrição esférica representada através $x^Tx \le 1,682$.

(5.1)

| Ordem Pad. | pH [x1] | Volume de coagulante – mL [x ₂] | Frequência - rpm [x ₃] |
|------------|---------|---|------------------------------------|
| 1 | 5,00 | 5,00 | 50,00 |
| 2 | 7,50 | 5,00 | 50,00 |
| 3 | 5,00 | 10,00 | 50,00 |
| 4 | 7,50 | 10,00 | 50,00 |
| 5 | 5,00 | 5,00 | 120,00 |
| 6 | 7,50 | 5,00 | 120,00 |
| 7 | 5,00 | 10,00 | 120,00 |
| 8 | 7,50 | 10,00 | 120,00 |
| 9 | 4,15 | 7,50 | 85,00 |
| 10 | 8,35 | 7,50 | 85,00 |
| 11 | 6,25 | 3,29 | 85,00 |
| 12 | 6,25 | 11,70 | 85,00 |
| 13 | 6,25 | 7,50 | 26,14 |
| 14 | 6,25 | 7,50 | 143,86 |
| 15 | 6,25 | 7,50 | 85,00 |
| 16 | 6,25 | 7,50 | 85,00 |
| 17 | 6,25 | 7,50 | 85,00 |
| 18 | 6,25 | 7,50 | 85,00 |
| 19 | 6,25 | 7,50 | 85,00 |
| 20 | 6,25 | 7,50 | 85,00 |

Tabela 5.2 - Planejamento Composto Central (CCD)

Dessa forma, a partir da Tabela 5.2, realizou-se os testes em laboratório. Com isso, adicionou-se dois (02) litros de lama no frasco do Jar Test. Hidróxido de sódio (NaOH) e ácido sulfúrico adquiridos da empresa Vetec Ltda, foram utilizados no preparo de soluções com concentração de 0,1 mol/L. Essas soluções foram utilizadas para o controle do pH, aferido através de um medidor de pH da marca Hanna e modelo pH21. Extrato da flor de *Musa sp* (NAVES et al., 2017b), foi utilizado na coagulação e floculação, a fim de conferir maior velocidade de sedimentação (USHER; SCALES, 2005). A frequência de rotação e tempo também foram controladas. Sendo que, a frequência do primeiro estágio foi determinada pelo planejamento experimental. Já no segundo estágio, a frequência foi de 40 rpm, bem como os tempos de 3 minutos no primeiro estágio e 15 minutos no segundo, foram mantidos constantes (BELTRÁN-HEREDIA; SÁNCHEZ-MARTÍN, 2009).

É importante ressaltar que a frequência no primeiro estágio foi o fator utilizado no planejamento experimental, justificada pela fase onde ocorre o processo de estabilização das cargas (coagulação), levando à formação de flocos. A estabilização das cargas ocorre devido à entropia no sistema durante a agitação. Neste contexto, considera-se o primeiro estágio como fase crítica, pois frequências elevadas podem levar à desintegração dos flocos, comprometendo a etapa posterior, no caso deste estudo, a sedimentação (BELTRÁN-HEREDIA; SÁNCHEZ-MARTÍN, 2009).

O planejamento experimental em questão teve como resposta a remoção de turbidez, que foi medida através de uma sonda multiparamétrica da marca Horiba UV-50. Geralmente, nas indústrias de beneficiamento mineral existe uma instabilidade para essa resposta, fato que afeta no descarte da lama e reutilização da água no processo. Portanto, pode-se afirma que a turbidez no *overflow* está correlacionada positivamente com a concentração de sólidos Dessa maneira, elevadas concentrações de sólidos no *overflow* influencia diretamente na turbidez final do líquido clarificado. Este fato pode ser justificado pelo percentual de sólidos na alimentação do espessador que nem sempre é padronizado, além da quantidade de reagentes, agitação e controle de pH. Sendo assim, existe a necessidade em otimizar a etapa de espessamento avaliando os parâmentos pH, volume de coagulamente e frequência de rotação para minimizar as instabidades na etapa de separação sólido-líquido.

5.1. Métodos de Otimização

Buscando adquirir estabilidade na etapa de espessamento, utilizou-se o algoritmo Gradiente Reduzido Generalizado (GRG), a fim de otimizar os parâmetros pH, frequência de rotação e volume de coagulante.

Sendo assim, para a validação dos resultados obtidos através do *GRG*, aplicou-se o método *Power Sample Size* que determina o tamanho da amostra. Dessa forma, foram realizados os experimentos de validação em laboratório, conforme Figura 5.2 representativa.

Figura 5.2 - Equipamento Jar Test alimentado com lama de minério de ferro



Fonte: O autor (2018).

De acordo com o tópico 4.6 deste trabalho, existem vários métodos para o dimensionamento de um espessador. Porém, esses métodos convencionais não avaliam a influência dos parâmetros pH, volume de coagulante e frequência de rotação na minimização das instabilidades nas respostas para a remoção de turbidez e concentração de sólidos no *overflow*. Sendo assim, após a validação experimental, buscou-se desenvoler um modelo matemático que relaciona-se os três (03) fatores otimizados para o projeto de um espessador, com intuito de reduzir montantes de lama de minério, diminuindo assim a utilização de barragens de rejeitos.

5.2. Modelagem para projeto de adensadores

A partir dos modelos determinados pela superfície de resposta, foi possível otimiza-los em detrimento a melhor concentração de coagulante, pH e frequência de rotação, visando eficiência na remoção de turbidez. A remoção de turbidez é diretamente correlacionada com a concentração de sólidos na lama de minério de ferro utilizada nesta pesquisa. Sendo assim, em função das melhores condições operacionais, construiu-se um novo planejamento experimental em termos de superfície de resposta DCCR, com dois fatores e consequentemente restrição esférica de x^Tx de 1,41. Este segundo planejamento experimental teve como objetivo criar dois modelos para determinar os parâmetros necessários para a construção de um espessador, conforme Tabela 5.3. Dessa forma, os fatores avaliados foram a razão altura/diâmetro do espessador e concentração de sólidos presentes no *overflow*.

| | | Níveis codificados | | | | |
|-------------------------|-------------------|--------------------|-------|------|------|-------|
| | | -1,41 | -1,00 | 0,00 | 1,00 | +1,41 |
| | | | | | | |
| Fatores | Unidade | - Níveis reais | | | | |
| Razão Altura/Diâmetro | _ | 5,59 | 2,0 | 3,0 | 4,0 | 4,41 |
| Concentração de sólidos | g.L ⁻¹ | 6,69 | 10,0 | 18,0 | 26,0 | 29,31 |

Tabela 5.3 - Fatores e seus respectivos níveis

As respostas analisadas foram turbidez e sólidos coletados no *overflow*. As razões de altura e diâmetro de acordo com a Tabela 5.3, foram definidos conforme Bauman e Stepanenko (2012). Sendo assim, a partir das duas respostas foi possível otimizar os modelos usando algoritmo NBI-FA (NAVES et al., 2017a) e obteve-se diferentes configurações atribuídas às melhores respostas.

6. RESULTADOS E DISCUSSÃO

A lama utilizada no estudo apresentava 22% de sólidos suspensos. Dessa forma, a partir da matriz de CCD randomizada para cada um dos experimentos realizados no Jar Test, foram obtidas as respostas para remoção de turbidez, conforme Tabela 6.1.

| Ordem | pH | Volume de coagulante – mL | Frequência - rpm | Remoção de turbidez - % |
|-------|--------------|---------------------------|------------------|-------------------------|
| Pad. | [X 1] | [X2] | [X3] | [y ₁ (x)] |
| 6 | 7,50 | 5,00 | 120,00 | 99,59 |
| 17 | 6,25 | 7,50 | 85,00 | 99,91 |
| 18 | 6,25 | 7,50 | 85,00 | 99,87 |
| 9 | 4,15 | 7,50 | 85,00 | 99,92 |
| 14 | 6,25 | 7,50 | 143,86 | 99,83 |
| 1 | 5,00 | 5,00 | 50,00 | 99,91 |
| 8 | 7,50 | 10,00 | 120,00 | 99,75 |
| 11 | 6,25 | 3,29 | 85,00 | 99,69 |
| 10 | 8,35 | 7,50 | 85,00 | 99,70 |

Tabela 6.1 - Planejamento Composto Central

| Pad. [x1] [x2] [x3] [y1(x)] 7 5,00 10,00 120,00 99,85 20 6,25 7,50 85,00 99,92 3 5,00 10,00 50,00 99,83 12 6,25 11,70 85,00 99,85 19 6,25 7,50 85,00 99,84 2 7,50 5,00 50,00 99,76 | Ordem | pН | Volume de coagulante – mL | Frequência - rpm | Remoção de turbidez - % |
|--|-------|--------------|---------------------------|------------------|---------------------------------------|
| 75,0010,00120,0099,85206,257,5085,0099,9235,0010,0050,0099,83126,2511,7085,0099,85196,257,5085,0099,8427,505,0050,0099,76 | Pad. | [X 1] | [X2] | [X3] | [y ₁ (x)] |
| 20 6,25 7,50 85,00 99,92 3 5,00 10,00 50,00 99,83 12 6,25 11,70 85,00 99,85 19 6,25 7,50 85,00 99,84 2 7,50 5,00 50,00 99,76 | 7 | 5,00 | 10,00 | 120,00 | 99,85 |
| 3 5,00 10,00 50,00 99,83 12 6,25 11,70 85,00 99,85 19 6,25 7,50 85,00 99,84 2 7,50 5,00 50,00 99,76 | 20 | 6,25 | 7,50 | 85,00 | 99,92 |
| 12 6,25 11,70 85,00 99,85 19 6,25 7,50 85,00 99,84 2 7,50 5,00 50,00 99,76 | 3 | 5,00 | 10,00 | 50,00 | 99,83 |
| 19 6,25 7,50 85,00 99,84 2 7,50 5,00 50,00 99,76 | 12 | 6,25 | 11,70 | 85,00 | 99,85 |
| 2 7,50 5,00 50,00 99,76 | 19 | 6,25 | 7,50 | 85,00 | 99,84 |
| | 2 | 7,50 | 5,00 | 50,00 | 99,76 |
| 13 6,25 7,50 26,14 99,87 | 13 | 6,25 | 7,50 | 26,14 | 99,87 |
| 5 5,00 5,00 120,00 99,91 | 5 | 5,00 | 5,00 | 120,00 | 99,91 |
| 15 6,25 7,50 85,00 99,88 | 15 | 6,25 | 7,50 | 85,00 | 99,88 |
| 16 6,25 7,50 85,00 99,86 | 16 | 6,25 | 7,50 | 85,00 | 99,86 |
| 4 7,50 10,00 50,00 99,93 | 4 | 7,50 | 10,00 | 50,00 | 99,93 |

(Continuação)

A partir do planejamento composto central (*CCD*), de acordo com a Tabela 6.1, obtevese o modelo quadrático completo para remoção de turbidez predita, onde nota-se uma remoção maior que 99%. Assim, a fim de identificar quais fatores foram significantes para a resposta na remoção de turbidez no overflow, realizou-se a análise de variância (ANOVA) conforme apresentado na Tabela 6.2.

| Dados | DF | Adj SS | Adj MS | F-Valor | P-Valor |
|--------------------------------------|----|--------|--------|---------|---------|
| Modelo | 9 | 0,147 | 0,016 | 16,540 | 0,000 |
| Linear | 3 | 0,080 | 0,027 | 26,970 | 0,000 |
| рН | 1 | 0,053 | 0,053 | 53,500 | 0,000 |
| Volume de coagulante | 1 | 0,016 | 0,016 | 15,960 | 0,003 |
| Frequência de rotação | 1 | 0,011 | 0,011 | 11,460 | 0,007 |
| Termo do modelo quadrático | 3 | 0,023 | 0,008 | 7,900 | 0,005 |
| (pH) ² | 1 | 0,006 | 0,006 | 6,490 | 0,029 |
| (Volume de coagulante) ² | 1 | 0,019 | 0,019 | 19,010 | 0,001 |
| (Frequência de rotação) ² | 1 | 0,001 | 0,001 | 1,040 | 0,333 |
| Interação Quadrática | 3 | 0,044 | 0,015 | 14,750 | 0,001 |
| pH* Volume coagulante | 1 | 0,027 | 0,027 | 27,380 | 0,000 |
| pH*Frequência | 1 | 0,017 | 0,017 | 16,850 | 0,002 |
| Vol. coagulante*Frequência | 1 | 0,000 | 0,000 | 0,010 | 0,931 |

Tabela 6.2 – ANOVA para modelo quadrático completo na remoção de turbidez (Yi)
| (Continuação) | | | | | |
|-----------------|----------------|---------------|--------------------|---------|---------|
| Dados | DF | Adj SS | Adj MS | F-Valor | P-Valor |
| Erro | 10 | 0,010 | 0,001 | | |
| Falta de Ajuste | 5 | 0,006 | 0,001 | 1,340 | 0,379 |
| Erro Puro | 5 | 0,004 | 0,001 | | |
| Total | 19 | 0,157 | | | |
| Modelo | \mathbb{R}^2 | 93 ,7% | R ² adj | 88,04% | |

De acordo com Montgomery (2013), o ajuste para o modelo pode ser avaliado pelos resultados obtidos na ANOVA. Sendo assim, neste estudo o modelo predito foi de 88,04%, portanto, conforme a literatura, o modelo prediz de forma satisfatória o processo para a remoção de sólidos suspensos. O mesmo autor ainda salienta que a partir da ANOVA, também pode-se analisar se os fatores são importantes para a resposta, a partir do p-valor menor que o nível de significância de 5%. Dessa forma, percebe-se pela Tabela 6.2 que os parâmetros estudados possuem uma certa relevância no projeto de espessadores e essa significância pode ser observada pelo gráfico de Pareto para os efeitos padronizados para $y_1(x)$, conforme a Figura 6.1.





Também é justificado a relevância dos fatores em questão, analisando o gráfico de pareto representado pela Figura 6.1, o qual percebe-se que pH, volume de coagulante e frequência de

rotação, bem como algumas de suas interações, excederam o valor de F crítico. Sendo assim, esses parâmetros podem modificar a resposta final quando são usados em diferentes níveis. Dessa forma, para analisar a significância das interações para a remoção de turbidez foi aplicando a superfície de resposta gerada para o modelo, conforme Figura 6.2 e 6.3.



- 12,5 10.0

Volume de

coagulante (mL)

× 75 50

99,6

99,4

Figura 6.2 - Superfície de resposta para a remoção de turbidez, que relaciona o volume de coagulante e pH

Figura 6.3 - Superfície de resposta para remoção de turbidez, que relaciona pH e frequência de rotação

pН



Conforme Montgomery (2013), a superfície de resposta define a convexidade do modelo. Portanto, as Figuras 6.2 e 6.3 mostram uma região de máximo global, que caracteriza uma função côncava. Sendo assim, é previsível que existam níveis relacionados aos fatores, os quais influenciam na melhor remoção de turbidez, como mostrado na Figura 6.4 através dos gradientes de cor.



Figura 6.4 – Gráfico de contorno para a remoção de turbidez

A partir do gradiente de cor, é previsível determinar as regiões para otimização do modelo. Portanto, nota-se pela Figura 6.4 existe uma região que apresenta menores valores de turbidez, atribuídos aos níveis dos fatores pH, frequência de rotação e volume de coagulante. Entretanto, torna-se inviável encontrar um determinado ponto que possa otimizar a resposta, a partir da minimização da turbidez em detrimento dos fatores discutidos. Para isso, foi utilizado o algoritmo Gradiente Reduzido Generalizado (GRG), que determina as condições experimentais para alçancar a minimização da turbidez, a partir de sucessivas interações.

6.1.Otimização

A partir do algoritmo do Gradiente Reduzido Generalizado, foi possível determinar as condições ótimas de pH, volume de coagulante e frequência de rotação para a eficiência na remoção de turbidez para o processo, conforme Figura 6.5.





Dessa maneira, conforme Figura 6.5, as condições experimentais foram: pH 4,7, volume de coagulante 6,8 mL e frequência de rotação de 100 rpm. Assim, para a validação das condições otimizadas pelo *GRG*, aplicou-se o teste *One-Sample-T*. Neste teste é utilizado a potência de 0,8 que relaciona à diminuição do erro tipo II, através das condições de menor variância do arranjo, atribuídas a remoção de turbidez, conforme apresentado na Figura 6.6 (MONTGOMERY, 2013).





Neste contexto, usando a potência de 0,8 no teste *One-Sample-T*, o mesmo determinou três (03) experimentos para a validação do método de otimização. Assim, a partir da realização dos testes em laboratório, foi possível obter os valores para a validação experimental na remoção de turbidez e variância, conforme Tabela 6.3.

| Tabela 6.3 - | Validação | Experimental |
|--------------|-----------|--------------|
|--------------|-----------|--------------|

| Amostras | Remoção de turbidez (%) | Média (%) | Desvio Padrão | Variância |
|----------|----------------------------|-----------|---------------|---------------------------|
| 1 | 99,9476 | | | |
| 2 | 99,9505 | 99,9490 | 0,0014 | 2,0408 x 10 ⁻⁶ |
| 3 | 99,9490 | | | |

É sabido que na otimização pelo método do Gradiente Reduzido Generalizado foi determinado estatisticamente que alcançaria remoção de turbidez entre 99,93%. Portanto, a 62

partir dos testes laboratoriais, nota-se que a média para a remoção de turbidez predita pelos níveis utilizados para os fatores no trabalho foi 99,95%, fato que justifica a pertinência da validação.

Sabe-se da existência de vários métodos para o dimensionamento de um espessador, porém os mesmos não relacionam os fatores pH, volume de coagualnte e frequência de rotação para o projeto. Fato relevante, já que estes fatores mostraram relevância na resposta para a remoção de turbidez. Dessa forma, a partir dos valores otimizados, foi possível prever o projeto para um espessador de lama. Assim, realizou-se um novo planejamento experimental considerando como fatores: razão altura/diâmetro do espessador e concentração de sólidos na alimentação.

6.2. Determinação dos parâmetros de projetos para um espessador de lama

De acordo com Bauman e Stepanenko (2012), as melhores razões altura/diâmetro para espessadores de alta eficiência estão apresentadas na Tabela 5.3 no tópico 5, Materiais e Métodos. Os mesmo autores ainda salientam que as melhores razões de altura e diâmetro para espessadores de alta eficiência estão na faixa de 1-6. Dessa maneira, a partir das concentrações de sólidos na alimentação, foi possível criar o CCD e obter como resposta, a remoção de sólidos e turbidez no *overflow*, como mostrado na Tabela 6.4.

| Experimentos | Razão H/D | Concentração (g.L ⁻ 1) | Turbidez (NTU) | Sólidos (g.L ⁻ 1) |
|--------------|-----------|--------------------------------------|-------------------|---------------------------------|
| 1 | 2,00 | 10,00 | 76,20 | 6,75 |
| 2 | 4,00 | 10,00 | 205,30 | 7,09 |
| 3 | 2,00 | 26,00 | 145,00 | 6,33 |
| 4 | 4,00 | 26,00 | 243,08 | 8,44 |
| 5 | 1,59 | 18,00 | 76,20 | 7,74 |
| 6 | 4,41 | 18,00 | 244,50 | 9,22 |
| 7 | 3,00 | 6,69 | 129,00 | 5,54 |
| 8 | 3,00 | 29,31 | 217,00 | 6,08 |
| 9 | 3,00 | 18,00 | 117,30 | 8,05 |
| 10 | 3,00 | 18,00 | 118,00 | 8,05 |
| 11 | 3,00 | 18,00 | 115,80 | 8,07 |
| 12 | 3,00 | 18,00 | 112,00 | 7,99 |
| 13 | 3,00 | 18,00 | 116,12 | 7,98 |

Tabela 6.4 - DCCR para sólidos e turbidez

Para tanto, é necessário avaliar a influência de cada fator para as respostas do modelo. Com isso, a Tabela 6.5 apresenta a ANOVA para o modelo completo na remoção de turbidez.

| Dados | DF | Adj SS | Adj MS | F-Valor | P-Valor |
|---------------------------------------|----|---------|---------|---------|---------|
| Modelo | 5 | 42186,1 | 8437,2 | 764,57 | 0,000 |
| Linear | 2 | 33722,4 | 16861,2 | 1527,93 | 0,000 |
| Razão H/D | 1 | 27050,5 | 27050,5 | 2451,27 | 0,000 |
| Concentração (g/L) | 1 | 6671,9 | 6671,9 | 604,60 | 0,000 |
| Termo do modelo quadrático | 2 | 8223,2 | 4111,6 | 372,58 | 0,000 |
| Razão H/D*razão H/D | 1 | 3500,8 | 3500,8 | 317,24 | 0,000 |
| Concentração (g/L)*Concentração (g/L) | 1 | 5753,2 | 5753,2 | 521,35 | 0,000 |
| Interação Quadrática | 1 | 240,6 | 240,6 | 21,80 | 0,002 |
| Razão H/D*Concentração (g/L) | 1 | 240,6 | 240,6 | 21,80 | 0,002 |
| | | | | | |
| Erro | 7 | 77,2 | 11,0 | | |
| Falta de Ajuste | 3 | 55,6 | 18,5 | 3,43 | 0,132 |
| Erro Simples | 4 | 21,6 | 5,4 | | |
| Total | 12 | 42263,3 | | | |

Tabela 6.5 - ANOVA para turbidez

Observa-se, pela Tabela 6.5, que todos os fatores foram significativos para a resposta de turbidez, bem como suas interações. De acordo com Montgomery (2013), também nota-se que o modelo não possui falta de ajuste, pois o p-valor foi maior que 5%. Para avaliar a magnitude da influência de cada um dos fatores para turbidez, a Figura 6.7 apresenta os gráficos de efeitos principais e suas interações.





Menores razões de altura/diâmetro favoreceram a minimização da turbidez. De acordo com Bauman e Stepanenko (2012), para que ocorra uma melhor estabilização das cargas no interior do sistema são necessários diâmetros maiores para o espessador. A concentração de sólidos totais afeta diretamente na capacidade de separação e espessamento. Um ligeiro aumento na concentração de sólidos, como previsto na Figura 6.7, favorece a remoção de turbidez, visto que a proximidade entre as partículas influencia na estabilização das cargas na superfície do colóide. Porém, concentrações acima de 15 g.L⁻¹ dentro dos níveis atribuídos nesta pesquisa, influenciam o crescimento quase que exponencial da turbidez no sistema.

Ainda analisando o comportamento das razões altura/diâmetro, para qualquer aumento na razão, a eficiência do processo de separação sólido-líquido é favorecida. De acordo com Bauman e Stepanenko (2012), modelos robustos podem prever com maior precisão os níveis de operação na separação sólido-líquido. Porém, os mesmos autores ressaltam que não existem modelos matemáticos que possam prever a melhor razão altura/diâmetro para determinadas concentrações de lama.

Neste contexto, é importante avaliar a influência dos fatores na concentração de sólidos no *overflow*. Sendo assim, na Tabela 6.6 é demonstrado que todos os fatores influenciaram na característica do *overflow* no final do processo de espessamento.

| Tabela 6.6 | - ANOVA pa | ra sólidos | | | |
|------------|------------|------------|-----|-------|-------|
| Dados | D | Adj SS | Adj | F- | Р- |
| | F | | MS | Valor | Valor |
| | | | | | 65 |

| Modelo | 5 | 13,235 | 2,6471 | 730,55 | 0,000 |
|--|----|--------|--------|--------|-------|
| | | 7 | 4 | | |
| Linear | 2 | 2,9400 | 1,4700 | 405,69 | 0,000 |
| | | | 0 | | |
| Razão H/D | 1 | 2,5760 | 2,5760 | 710,92 | 0,000 |
| | | | 2 | | |
| Concentração (g.L ⁻¹) | 1 | 0,3640 | 0,3639 | 100,45 | 0,000 |
| | | | 8 | | |
| Termo do modelo quadrático | 2 | 9,5160 | 4,7580 | 1313,1 | 0,000 |
| | | | 1 | 0 | |
| Razão H/D*Razão H/D | 1 | 0,3682 | 0,3682 | 101,63 | 0,000 |
| | | | 4 | | |
| Concentração (g.L ⁻¹)*Concentração (g.L ⁻ | 1 | 8,5237 | 8,5237 | 2352,3 | 0,000 |
| 1) | | | 1 | 5 | |
| Interação Quadrática | 1 | 0,7797 | 0,7796 | 215,18 | 0,000 |
| | | | 9 | | |
| Razão H/D*Concentração (g.L ⁻¹) | 1 | 0,7797 | 0,7796 | 215,18 | 0,000 |
| | | | 9 | | |
| Erro | 7 | 0,0254 | 0,0036 | | |
| | | | 2 | | |
| Falta de Ajuste | 3 | 0,0190 | 0,0063 | 3,95 | 0,109 |
| | | | 2 | | |
| Erro Simples | 4 | 0,0064 | 0,0016 | | |
| | | | 0 | | |
| Total | 12 | 13,261 | | | |
| | | 1 | | | |
| | | | | | |

Como todos os fatores e suas interações foram importantes, é necessário a analisar os efeitos principais, conforme Figura 6.8





Percebe-se pela Figura 6.8 que maiores razões de altura/diâmetro dificultam a remoção de sólidos no *overflow*, já que maiores diâmetros do tanque de espessamento facilitam a estabilização das cargas no meio. O comportamento dos efeitos principais para concentração de sólidos pode ser justificado pela variação das zonas de sedimentação, já descrito no tópico 4 deste trabalho. Assim, na primeira fase ocorre a sedimentação discreta, onde se tem baixa concentração de partículas suspensas. Na segunda zona acontece a sedimentação floculenta, pelo uso de coagulantes. E por fim, a sedimentação por compressão, pelo aumento da concentração de sólidos no meio. Segundo Metcalf e Eddy (2002), os mecanismos de sedimentação são favorecidos pelas forças de atração e repulsão das partículas.

A partir da Figura 6.8, pode-se afirmar que a turbidez é influenciada pela concentração de sólidos na alimentação. Bauman e Stepanenko (2012) salientam que os sistemas de espessamento de lama apresentam dificuldade em sedimentarem partículas muito finas.

Na mesma figura, avaliando as interações, observa-se que as menores razões altura/diâmetro são eficazes em qualquer concentração de sólidos. A menor razão altura/diâmetro na remoção de sólidos no *overflow* é caracterizada pelo excesso de sólidos no meio. Com isso, aumentar a razão desses fatores, diminui a eficiência na separação sólido-

líquido. Também, nota-se que a razão altura/diâmetro não interfere em baixas concentrações de sólidos, pois o modelo construído para esse trabalho, a partir da superfície de resposta, foi baseado em espessadores de alta eficiência.

Neste contexto, os modelos foram gerados a partir da regressão utilizando o algoritmo método dos quadrados ordinários (OLS), que estão apresentados pelas equações 6.1 e 6.2.

 $\begin{aligned} &Turbidez \ (NTU) = 171,6-59,00 * Razão(^{H}/_{D}) - 9,658 * Concentração(^{g}/_{L}) + 22,43 * \\ &Razão(^{H}/_{D}) * Razão(^{H}/_{D}) + 0,4493 * Concentração(^{g}/_{L}) * Concentração(^{g}/_{L}) - 0,969 * \\ &Razão(^{H}/_{D}) * Concentração(^{g}/_{L}) \end{aligned}$ $\begin{aligned} &(6.1) \end{aligned}$

$$\begin{split} & S \acute{o} lidos ~(g.L^{-1}) = 5,292 - 1,806 * Razão (H/_D) + 0,4837 * Concentração (g/_L) + 0,2301 * \\ & Razão (H/_D) * Razão (H/_D) - 0,017296 * Concentração (g/_L) * Concentração (g/_L) + 0,05519 * \\ & Razão (H/_D) * Concentração (g/_L) \end{split}$$
 (6.2)

A partir dos modelos, Equação 6.1 e 6.2, é possível prever qual a melhor razão H/D para um determinado percentual de sólidos na alimentação e a turbidez desejada no *overflow*. Contudo, como já mencionado, essas respostas são correlacionadas positivamente, visto que uma maior concentração de sólidos leva a uma maior turbidez. Neste contexto, a otimização de ambas as respostas, utilizando o algoritmo NBI realiza a inversão da fronteira, levando a valores não confiáveis, conforme Figura 6.9.





Como percebido, é totalmente equivocado relacionar a aumento da concentração de sólidos com o aumento de turbidez no *overflow*. Visando solucionar este problema, foi removida a correlação entre ambas as respostas, a partir do método NBI com análise fatorial (NBI-FA) (NAVES et al., 2017c). Para remoção da correlação, foi necessária a determinação de mais duas respostas, visto que o método somente pode ser aplicado quando o problema tem no mínimo quatro respostas. Sendo assim, as respostas escolhidas foram as variâncias de cada uma das respostas originais, no intuito de construir um problema de otimização de média e variância. As variâncias foram determinadas a partir do erro padrão dos coeficientes do modelo, determinados a partir do algoritmo OLS, conforme descrito por Naves e colaboradores (2017c). Com isso, as quatro respostas estão descritas na Tabela 6.7.

Tabela 6.7 - Respostas para aplicação do método NBI-FA

| Turbidez (NTU) | Sólidos (g.L ⁻¹) | Var[turbidez] | Var[sólidos] |
|----------------|------------------------------|---------------|--------------|
| 76,20 | 6,75 | 118,25 | 2,14 |
| 205,30 | 7,09 | 281,48 | 5,09 |
| 145,00 | 6,33 | 204,25 | 3,70 |
| 243,08 | 8,44 | 331,32 | 6,00 |
| 76,20 | 7,74 | 120,92 | 2,19 |
| 244,50 | 9,22 | 335,44 | 6,07 |
| 129,00 | 5,54 | 183,78 | 3,33 |
| 217,00 | 6,08 | 295,58 | 5,35 |

| (Continuação) | | | |
|----------------|------------------------------|---------------|--------------|
| Turbidez (NTU) | Sólidos (g.L ⁻¹) | Var[turbidez] | Var[sólidos] |
| 117,30 | 8,05 | 164,42 | 2,98 |
| 118,00 | 8,05 | 165,31 | 2,99 |
| 115,80 | 8,07 | 162,57 | 2,94 |
| 112,00 | 7,99 | 157,65 | 2,85 |
| 116,12 | 7,98 | 162,82 | 2,95 |

A partir das quatro respostas apresentadas observadas na Tabela 6.7, com aplicação de NBI, foi possível separar o grupo em dois *clusters* de resposta, onde o primeiro grupo representa a variância de ambas respostas que deverá ser minimizada, e o segundo grupo a turbidez e sólidos. A definição desses dois grupos é feita a partir de combinações lineares, de forma que não exista mais correlação entre essas combinações. Essas combinações são apresentadas por *constructos* ou *scores* de fatores (F1 e F2), conforme apresentado na Tabela 6.8.

| Razão H/D | Concentração de sólidos | F1 (Variâncias) | F2 (Turbidez e sólidos) |
|-----------|-------------------------|-----------------|-------------------------|
| -0,1044 | -0,0493 | -1,1941 | -0,0298 |
| -0,2045 | -0,0997 | -1,1834 | -0,1407 |
| -0,2879 | -0,1549 | -1,1556 | -0,2354 |
| -0,3556 | -0,2148 | -1,1154 | -0,3183 |
| -0,4083 | -0,2788 | -1,0662 | -0,3927 |
| -0,4480 | -0,3445 | -1,0106 | -0,4608 |
| -0,4772 | -0,4097 | -0,9502 | -0,5245 |
| -0,4985 | -0,4730 | -0,8863 | -0,5848 |
| -0,5141 | -0,5335 | -0,8198 | -0,6426 |
| -0,5255 | -0,5910 | -0,7513 | -0,6985 |
| -0,5335 | -0,6459 | -0,6813 | -0,7529 |
| -0,5397 | -0,6978 | -0,6099 | -0,8061 |
| -0,5442 | -0,7472 | -0,5376 | -0,8584 |
| -0,5475 | -0,7943 | -0,4643 | -0,9097 |
| | | | |
| -0,5500 | -0,8394 | -0,3903 | -0,9604 |
| -0,5515 | -0,8827 | -0,3157 | -1,0105 |
| -0,5527 | -0,9242 | -0,2405 | -1,0600 |
| -0,5532 | -0,9643 | -0,1648 | -1,1091 |
| -0,5535 | -1,0030 | -0,0887 | -1,1577 |
| -0,5535 | -1,0404 | -0,0122 | -1,2060 |
| -0,3958 | -1,1195 | 0,0776 | -1,2416 |

Tabela 6.8 - Valores codificados NBI-FA para respostas (F1 e F2) e fatores

Nota-se pela Tabela 6.8 que todos os valores estão codificados, e que os valores de F1 e F2 praticamente não tem sentido físico e técnico para o processo estudado. Contudo, para cada valor desses *constructos*, existem pares de níveis dos fatores estudados. Como a correlação entre as respostas foram removidas a partir do método NBI-FA, para cada um dos valores de altura/diâmetro e concentração de sólidos, poderão ser determinadas as respostas de interesse, através das equações 6.1 e 6.2. Os valores de cada uma das respostas estão apresentados na Tabela 6.9.

| Experimentos | Turbidez [NTU] | Sólidos [g.L ⁻¹] |
|--------------|----------------|------------------------------|
| 1 | 108,623 | 7,960 |
| 2 | 102,137 | 7,898 |
| 3 | 96,834 | 7,843 |
| 4 | 92,534 | 7,792 |
| 5 | 89,142 | 7,739 |
| 6 | 86,561 | 7,683 |
| 7 | 84,681 | 7,622 |
| 8 | 83,379 | 7,557 |
| 9 | 82,530 | 7,489 |
| 10 | 82,048 | 7,417 |
| 11 | 81,877 | 7,343 |
| 12 | 81,927 | 7,267 |
| 13 | 82,167 | 7,189 |
| 14 | 82,564 | 7,110 |
| 15 | 83,089 | 7,030 |
| 16 | 83,737 | 6,949 |
| 17 | 84,470 | 6,867 |
| 18 | 85,297 | 6,785 |
| 19 | 86,191 | 6,702 |
| 20 | 87,146 | 6,618 |
| 21 | 96,617 | 6,409 |

Tabela 6.9 - Valores de turbidez e sólidos para NBI sem correlação

Como o método NBI-FA remove as correlações, verifica-se que a construção da fronteira de Pareto para os valores das respostas, deve manter uma veracidade técnica, onde o aumento da turbidez é caracterizado pelo aumento da concentração de sólidos no *overflow*, conforme apresentado na Figura 6.10.





Na primeira parte da fronteira, apesar de pequena entre os valores de turbidez de 84 a 87 NTU, ainda ocorre uma diminuição da turbidez com aumento da concentração de sólidos. Esse fato pode ser explicado pelo percentual de sólidos suspensos, que levam a um ligeiro aumento da turbidez.

7. CONCLUSÕES

Diante do exposto, conclui-se que o processo de sedimentação para lamas de minério de ferro com utilização do coagulante extraído da Flor de *Musa sp* foi eficiente na etapa de separação sólido-líquido, a partir da análise das principais interações e efeitos

A otimização a partir do algoritmo Gradiente Reduzido Generalizado foi satisfatória, pois na validação experimental obteve-se 99,5%, resultado coerente ao determinado estatisticamente. Além de apresentar a possibilidade de ser aplicada em indústrias para o tratamento de efluentes, com objetivo de minimizar as instabilidades para a remoção de remoção de turbidez nos processos de separação sólido-líquído.

A partir dos modelos convencionais aplicados nas industrias para o dimensionamento de espessadores, percebe-se que os mesmos não consideram os parâmetros pH, volume de

coagulante e frequência de rotação para o projeto do equipamento. Entretanto, de acordo com os resultados obtidos neste estudo, percebe-se a relevância desses fatores na resposta para a remoção de turbidez, o que pode influenciar no dimensionamento. Dessa forma, o modelo matemático utilizando como fatores razão H/D e concentração de sólidos foi inovador para o desenvolvimento de projetos de um espessador, com a possibilidade de controlar as instabilidades na operação, sendo elas: concentração de sólidos e turbidez.

As respostas turbidez e sólidos estão correlacionadas positivamente, fato já esperado, pois na indústria a concentração de sólidos influência na turbidez no *overflow*. Dessa forma, a metodologia *Normal Boundary Intersection* foi determinante para a solução de problemas de correlação entre respostas de turbidez e sólidos. Porém, obteve-se um novo modelo para a fronteira de Pareto, mas a veracidade técnica continua, onde o aumento da turbidez é caracterizado pelo aumento da concentração de sólidos no líquido clarificado.

8. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Como continuidade deste estudo seria interesse realizar um projeto para espessadores, avaliando o comportamento da granulometria das partículas presentes na lama de minério de ferro e sua influência na separação sólido-líquido.

9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALMEIDA, T. D.; MAI, B. F.; PUGET, F. P. **Extração de tanino da casca do café**. Congresso Brasileiro de Engenharia Química (COBEQ).Florianópolis/SC: 2011

ANDRADE, L. S. Estudo do efeito de floculantes rheomax no tratamento de rejeito de níquel. **Jornal de Iniciação Científica - CETEM**, 2015.

ARANTES, C. C. et al. Uso de coagulantes naturais à base de Moringa Oleifera e Tanino como auxiliares da filtração em geotêxtil sintético não tecido. **Engenharia Agrícola**, v. 34, n. 4, p. 780–788, 2014.

ARAUJO, C. B. Contribuição ao estudo do comportamento de barragens de rejeito de mineração de ferro. Universidade Federal do Rio de Janeiro, 2006.

ASSIS, A. A. R. Estudo de Mycobacterium phlei (ATCC 11758) como agente agregante para hematita e quartzo, 2007.

AZAM, S. Thickening of Mine Waste Slurries. Acesso em 10 de novembro de 2018.

BAI, S. J. et al. Beneficiation of micro-fine magnetic minerals from reductive iron ore with ultrafine grinding-magnetic flocculation separation. **Separation Science and Technology** (**Philadelphia**), v. 53, n. 1, p. 136–145, 2018.

BASTOS, A. R.; AFONSO, J. C. Separação sólido-líquido: centrífugas e papéis de filtro. **Química Nova**, v. 38, n. 5, p. 749–756, 2015.

BATTESTIN, V.; MATSUDA, L. K.; MACEDO, G. A. Fontes e aplicações de Taninos e Tanases em alimentos. **Alimentação Nutricional**, v. 15, n. 1, p. 63–72, 2004.

BAUMAN, A. V.; STEPANENKO, A. I. **Design of water rotation and thickening plants in no-ferrous metal and alumina production**. Novosibirsk, 2012.

BELTRÁN-HEREDIA, J.; SÁNCHEZ-MARTÍN, J. Municipal wastewater treatment by modified tannin flocculant agent. **Desalination**, v. 249, n. 1, p. 353–358, 2009.

BOCCAMINO, G. D. Desenvolvimento de geometria para empilhamento de rejeito 74 desaguados de minério de ferro. Universidade Federal de Ouro Preto, 2017.

BONGIOVANI, M. C. et al. Os benefícios da utilização de coagulantes naturais para a obtenção de àgua potàvel. **Acta Scientiarum Technology**, v. 32, n. 2, p. 167–170, 2010.

BRAGA, W. L. M. et al. Extraction and optimization of the Musa sp flower extract applied to the treatment of iron ore dump. **Journal of Environmental Chemical Engineering**, 2018.

BRAGANÇA, A. C. C. R. Avaliação de reagentes alternativos para substituição da cal em sistema de bombeamento de longa distância de polpa de minério de ferro. Universidade Federal de Minas Gerais, 2008.

BRAZ, K. S.; NUNES, L. F.; GUEDES, F. N. Estudo do processo de separação sólido-líquido por sedimentação no setor mínero-metalúrgico. **Revista Engenharia de Interesse Social**, v. 1, p. 1–7, 2017.

BULATOVIC, S. M. Handbook of Flotation Reagents. 1^a ed. Ontario: Elsevier, 2007.

CACHEIRA, C. S. et al. Processo de coagulação-floculação. Porto, 2012.

CALEGARI, L. et al. Quantificação de taninos nas cascas de jurema-preta e acácia-negra. **Brazilian Journal of Forestry Research**, v. 36, n. 85, p. 61, 2016.

CAMACHO, F. P. et al. The use of Moringa oleifera as a natural coagulant in surface water treatment. **Chemical Engineering Journal**, v. 313, p. 226–237, 2017.

CAMARGO, L. F. R. et al. A method for integrated process simulation in the mining industry. **European Journal of Operational Research**, v. 264, n. 3, p. 1116–1129, 2018.

CAMORIM, J. E. V.; MORABITO, R.; RODRIGUES, M. I. Estudo comparativo de aproximações aara redes de filas de manufatura utilizando planejamento de experimentos. **Revista Eletrônica Pesquisa Operacional para o Desenvolvimento**. São Paulo, 2014.

CAMPOS, V. et al. Physicochemical characterization and evaluation of PGA bioflocculant in coagulation-flocculation and sedimentation processes. Journal of Environmental Chemical Engineering, v. 4, n. 4, p. 3753–3760, 2016.

CAPPARUCCI, C.; GIRONI, F.; PIEMONTE, V. Tannins extraction from walnuts residues. **Chemical Engineering Transactions**, v. 24, p. 469–474, 2011.

CARMO, S. S. Avaliação de procedimentos de preparação de amostras e rotinas de análises de imagem automatizada por microscopia eletrônica de varredura. Universidade de São Paulo, 2015.

CARVALHO, B. C. L. Aproveitamento de minérios de ferro de baixo teor: Tendências, tecnologias utilizadas e influências no sequenciamento de lavra. [s.l.] Dissertação (Mestrado em Engenharia de Minas), - Escola de Minas de Ouro Preto, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2012.

CARVALHO, P. S. L. et al. Minério de ferro. Biblioteca Digital, p. 197-234, 2013.

CHAKRABARTI, S. et al. Application of biodegradable natural polymers for flocculated sedimentation of clay slurry. **Bioresource Technology**, v. 99, n. 8, p. 3313–3317, 2008.

CHAVES, A. P. et al. **Teoria e prática do tratamento de minérios**. 3ª Edição ed. São Paulo, 2010. v. 2

CHAVES, L. F. M. Estudo da adição do resíduo proveniente da extração de minério de ferro em argilas do Rio Grande do Norte. Universidade Federal do Rio Grande do Norte, 2009.

COCOLO, G. et al. Effect of acidification on solid-liquid separation of pig slurry. **Biosystems Engineering**, v. 143, p. 20–27, 2016.

COE, H. S.; CLEVENGER, G. H. Methods for determining the capacities of slime settling tanks. Transactions of the American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, v. 60, p. 356–84, 1916.

CORAL, L. A.; BERGAMASCO, R.; BASSETTI, F. J. Estudo da viabilidade de utilização do polímero natural (TANFLOC) em substituição ao sulfato de alumínio no tratamento de águas para consumoInternational Workshop Advances in Cleaner Production, 2009. Disponível em: http://www.advancesincleanerproduction.net/second/files/sessoes/4a/4/F. J. Bassetti - Resumo Exp.pdf>. COSTA, T. F. R. et al. Uso de diagramas de coagulação para análise comparativa da eficiência de taninos como agentes coagulantes. Associação Brasileira de Engenharia Sanitária e Ambiental (ABES), n. 1, p. 1–11, 2016.

CREMASCO, M. A. **Operações unitárias em sistemas particulados e fluidomecânicos**. Blucher ed. São Paulo, 2014.

D'AGOSTINHO, L. F. **Praias de barragens de rejeitos de mineração: características e análise de sedimentação**. Tese (Doutorado em Engenharia) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2008.

DALSASSO, R. L.; SENS, M. L. Filtração direta com pré-floculação e coagulação com sulfato de alumínio e hidroxicloreto de alumínio: Estudo com água de manancial eutrofizado. **Engenharia Sanitária Ambiental**, v. 11, n. N° 3, p. 241–249, 2006.

DARIFF, A. P.; DAMO, A. C. M.; KEMPKA, A. P. Clarificação de efluente proveniente de uma agroindústria do oeste catarinense utilizando extrato de acácia negra (Acácia mearnsii) como coagulante. **Engevista**, v. 19, n. 1, p. 86–98, 2017.

DAS, I.; DENNIS, J. E. Normal-Boundary Intersection: A New Method for Generating the Pareto Surface in Nonlinear Multicriteria Optimization Problems. **SIAM Journal on Optimization**, v. 8, n. 3, p. 631–657, 1998.

DEURSEN, C. M. V. Métodos de desaguamento e disposição de rejeito da bauxita: estudo de caso e avaliação econômica. Dissertação (Mestrado em Ciências) - Escola Politécnica de São Paulo, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2016.

DI BERNARDO, L.; DANTAS, A. D. B. Métodos e Técnicas de Tratamento de Água. 2^a ed. ed. São Carlos, 2005.

DOTTO, G. L. et al. Treatment of chitin effluents by coagulation-flocculation with chitin and aluminum sulfate. **Journal of Environmental Chemical Engineering**, v. 1, n. 1–2, p. 50–55, 2013.

FABRETI, A. A. Pós-Tratamento de Efluente de Lagoa de estabilização através de processo físico-químico. Universidade de São Paulo, 2006.

FAGUNDES, G. M. Leguminosas taniniferas como estratégia nutricional na mitigação das emissões de metano em bovinos e a interface animal-solo. Universidade de São Paulo, 2017.

FEIHRMANN, A. C. et al. Evaluation of Coagulation / Floculation Process for Water Treatment using Defatted Cake from Moringa oleifera. **Chemical Engineering Transaction**, v. 57, p. 1543–1548, 2017.

FELLOW, P. J. **Tecnologia do processamento de alimentos: princípios e prática**. 2 ed. Porto Alegre: Artmed, 2006.

FERRANTE, F. Estudo de viabilidade para recuperação de minério de ferro em rejeitos contidos em barragens. Universidade Federal de Ouro Preto, 2014.

FERREIRA, D. S. Estudo comparativo da coagulação/floculação e eletrocoagulação no tratamento de lixiviado de aterro. Universidade Federal do Rio de Janeiro, 2013.

FONSECA, J. C. M. C. **Desempenho de Sedimentadores Primários em ETAR**. Universidade do Minho - Escola de Engenharia, 2012.

FRANÇA, S. C. A.; CASQUEIRA, R. G. Ensaios de sedimentação, 2007.

FURLAN, F. R. Avaliação da eficiência do processo de coagulação-floculação e adsorção no tratamento de efluentes têxteis. Universidade Federal de Santa Catarina, 2008.

GOMES, M. A. Caracterização tecnológica no aproveitamento do rejeito de minério de ferro. Universidade Federal de Ouro Preto, 2011.

GOMES, R. G. Minério de Ferro para uso na Siderurgia: Seleção e Relações com o Mercado Internacional. Universidade Federal de Ouro Preto, 2001.

GUEDES, C. D. et al. Coagulação/Floculação de suspensões ricas em óxidos de ferro por sulfato de alumínio. **Química Nova**, v. 27, n. 5, p. 715–719, 2004.

GUIMARÃES; VALADÃO, A. G. Revisão nos métodos de dimensionamento de espessadores e comparação dos modelos industriais. Universidade de Minas Gerais, 2010.

GUIMARÃES, N. C. Filtragem de rejeitos de minério de ferro visando a sua disposição 78 em pilhas. Universidade Federal de Minas Gerais, 2011.

HENRIKSSON, B. Mining: The evolution of thickening rake mechanisms. Filtration and Separation, v. 42, n. 10, p. 26–27, 2005.

HENRIQUES, A.; SIMÃO, K.; LUZ, M. D. A. Concentrabilidade de minério de ferro de cateruca. Universidade Federal de Ouro Preto, 2010.

HENRIQUES, J. A. et al. Potencial de uso da Moringa oleifera Lamarck na clarificação de água para abastecimento em comunidades difusas de áreas semiáridas. **Revista Brasileira de Ciências Ambientais**, p. 76–83, 2014.

HJORTH, M. et al. Solid-liquid separation of animal slurry in therory and practice. A review. **Agronomy for Sustainable Development**, v. 30, n. 30, p. 153–180, 2010.

IBRAM. Água e mineração. Disponível em: <http://www.ibram.org.br/150/15001002.asp?ttCD_CHAVE=241456>. Acesso em: 6 de junho de 2018.

ISHAK, S. A. Application of banana stem and rice straw derived bio-flocculants for textile wastewater treatment. Dissertação (Mestrado em Ciências) - Universidade de Sains Malaysia, 2016, 2016.

JOSÉ, F. S.; OLIVEIRA, C. G.; PEREIRA, C. A. Recuperação de ferro a partir do rejeito de espirais da mina de água limpa por meio de separação magnética. Associação Brasileira de Metalurgia, Materiais e Mineração, p. 296–301, 2016.

JUNIOR, G. P. Métodos de otimização multiobjetivo e de simulação aplicados ao problema de planejamento operacional de lavra em minas a céu aberto. Ouro Preto: Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) - Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2011.

KEOGH, M. B. et al. Evaluation of the natural coagulant Moringa oleifera as a pretreatment for SODIS in contaminated turbid water. **Solar Energy**, v. 158, n. September, p. 448–454, 2017.

KLUMB, A. K.; FARIA, O. L. V. Produção de coagulante vegetal catiônico a partir de cascas de Eucalipto (Eucalyptus tereticornis). **Vetor**, v. 22, n. 1, p. 71–80, 2012.

KUMAR, M. M.; KARTHIKEYAN, R. Wastewater Using Salt Solution Extracted Moringa oleifera Seeds Protein Coagulant. Asian Journal of chemistry, v. 28, n. 7, p. 1561–1570, 2016.

KUNZ, A.; STEINMETZ, R. L. R.; BORTOLI, M. Separação sólido-líquido em efluentes da suinocultura. **Revista Brasileira de Engenharia Agrícola e Ambiental**, v. 14, n. 11, p. 1220–1225, 2010.

KYNCH, G. . A theory of sedimentation. Transactions Faraday Society, v. 48, p. 166–76, 1952.

LÉDO, P. G. S. Flotação por ar dissolvido na clarificação de águas com baixa turbidez utilizando sulfato de alumínio e sementes de moringa oleifera como coagulantes. Universidade Federal do Rio Grande do Norte, 2008.

LIIMATAINEN, H. et al. Characterization of highly accessible cellulose microfibers generated by wet stirred media milling. **Carbohydrate Polymers**, v. 83, n. 4, p. 2005–2010, 2011.

LIMA, G. J. A. **Uso de polímero natural do quiabo como auxiliar de floculação e filtração em tratamento de água e esgoto**. Dissertação (Mestrado em Engenharia Ambiental) - Centro de Tecnologia e Ciências, Universidade do Estado do Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, 2007.

LIRA, J. R. Estudo dos Parâmetros que Influenciam a Floculação na Sedimentação Contínua. Universidade Federal de Uberlândia, 2010.

LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. **Tratamento de minérios**. 5^a Edição ed. 2010.

MAILOA, M. N. et al. Tannin Extract Of Guava Leaves (Psidium Guajava L) Variation With Concentration Organic Solvents. International Journal of Scientific & Technology Research, v. 2, n. 9, p. 106–110, 2013.

MELFI, A. J. et al. Recursos Minerais no Brasil: problemas e desafios. Rio de Janeiro, 2016.

MENSAH, J. A.; RALSTON, J. Interfacial chemistry and particle interactions and their impact upon the dewatering behaviour of iron oxide dispersions. **Hydrometallurgy**, v. 74, n. 3–4, p. 221–231, 2004.

METCALF, L.; EDDY, H. P. Wastewater Engineering: Treatment and Reuse. v. 1408, 2002.

MONTEIRO, J. M. et al. Taninos: Uma abordagem da química à ecologia. **Quimica Nova**, v. 28, n. 5, p. 892–896, 2005.

MONTGOMERY, D. C. Design and Analysis of Experiments Eighth Edition, 2013.

MONTGOMERY, D. C.; RUNGER, G. C. Estatística aplicada e probabilidade para engenheiros. 4^a Edição ed. Arizona, 2009.

MOOSAVIRAD, S. M. Increasing efficiency of thickener operation in concentrate plant of iron ore mine using coagulation-flocculation. Journal of Advances in Environmental health Research, 2016.

MOREIRA, B. A. Estudo da sedimentação em suspensões de fluidos com características reológicas pseudoplásticas. Tese (Doutorado em Engenharai Química) - Pós-Graduação em Engenharia Química, Universidade Federal de Uberlândia, Uberlânida, 2014.

MOREIRA BRAGA, W. L. et al. Extraction and optimization of the Musa sp flower extract applied to the treatment of iron ore dump. **Journal of Environmental Chemical Engineering**, v. 6, n. 4, p. 0–1, 2018.

MORKUN, V. et al. Iron ore benefication processes optimization. **Teka Commission of Motorization and Energetics in Agriculture**, v. 12, n. 4, p. 162–166, 2012.

MUNIZ, G. L.; DUARTE, F. V.; OLIVEIRA, S. B. Uso de sementes de Moringa oleifera na remoção da turbidez de água para abastecimento. **Ambiente & Água - An Interdisciplinary Journal of Applied Science**, v. 66, n. 2, p. 17–35, 2015.

NAKANO, F. N. Obtenção de microesferas quitosana/taninos extraídos da casca de Eucalyptus urograndis para utilização piloto na tratabilidade físico-química de água bruta com turbidez entre 100- 110 NTU. Universidade de São Paulo, 2016.

NASCIMENTO, D. R. Flotação aniônica de minério de ferro. Universidade Federal de Ouro Preto, 2010.

NASCIMENTO, D. R. Flotação de minério de ferro com oleato de sódio e silicato de sódio. Dissertação (Mestrado em Engenharia de Minas) - Escola de Minas de Ouro Preto, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2014.

NAVES, F. L. et al. Multivariate Normal Boundary Intersection based on rotated factor scores: A multiobjective optimization method for methyl orange treatment. **Journal of Cleaner Production**, v. 143, n. January 2017, p. 413–439, 2017a.

NAVES, F. L. et al. **Process for the benefit of iron ore using natural polymer for coagulation and flocculation.** Brazil, 2017b.

NAVES, F. L. et al. Multivariate Normal Boundary Intersection based on rotated factor scores: A multiobjective optimization method for methyl orange treatment. **Journal of Cleaner Production**, v. 143, n. January 2017, p. 413–439, 2017c.

NETO, M. C. R. Estudo de pastas minerais a partir do espessamento de lamas de processamento fosfático. Belo Horizonte, Universidade Federal de Minas Gerais, 2016.

NORDMARK, B. A.; PRZYBYCIEN, T. M.; TILTON, R. D. Comparative coagulation performance study of Moringa oleifera cationic protein fractions with varying water hardness. **Journal of Environmental Chemical Engineering**, v. 4, n. 4, p. 4690–4698, 2016.

NOURANI, M. et al. Production of a biodegradable flocculant from cotton and evaluation of its performance in coagulation-flocculation of kaolin clay suspension: Optimization through response surface methodology (RSM). **Journal of Environmental Chemical Engineering**, v. 4, n. 2, p. 1996–2003, 2016.

NOVAES, C. G. et al. Otimização de métodos analíticos usando metodologia de superfícies de resposta - Parte I: Variáveis de Processo. **Revista Virtual de Química**, v. 9, n. 3, p. 1184–1215, 2017.

NUNES, J. F. **Estudo da sedimentação gravitacional de suspensões floculentas**. Universidade Federal de Uberlândia, 2008.

OLIVEIRA, F. B. Utilização de matéria-prima obtida de fonte renovável na preparação de compósitos de matriz do tipo fenólica. Universidade de São Paulo, 2008.

OMACHI, G. Y. Estudos para o aumento da vida útil das minas de minério de ferro do **Quadrilátero Ferrífero, MG**. Universidade Federal de Ouro Preto, 2015.

PADILHA, D. J. et al. Análise da utilização de três diferentes coagulantes na remoção da turbidez de água de manancial de abastecimento. **VII Encontro Internacional de Produção Científica Cesumar**, p. 5, 2011.

PAES, J. B. et al. Avaliação do potencial tanífero de seis espécies florestais de ocorrência no semi-árido brasileiro. **Cerne**, v. 12, n. 3, p. 232–238, 2006.

PAL, S. et al. High performance flocculating agents based on cationic polysaccharides in relation to coal fine suspension. **Carbohydrate Polymers**, v. 74, n. 3, p. 590–596, 2008.

PANSERA, M. R. et al. Análise de taninos totais em plantas aromáticas e medicinais cultivadas no Nordeste do Rio Grande do Sul. **Revista Brasileira de Farmacognosia**, v. 13, p. 17–22, 2003.

PARKER, B. et al. DEBOTTLENECKING OF THICKENERS IN A CHANGING ENVIRONMENT. **Outotec**, p. 1–26, 2016.

PARSAPOUR, G. A. et al. Effect of settling test procedure on sizing thickeners. **Separation** and **Purification Technology**, v. 122, p. 87–95, 2013.

PAVANELLI, G. Eficiência de diferentes tipos de coagulantes na coagulação, floculação e sedimentação de água com cor ou turbidez elevada. Dissertação de mestrado em Hidráulica e Saneamento, 2001.

PINHEIRO, W. F.; FILHO, O. B. F.; NEVES, C. A. R. Principais substâncias Metálicas. In:
Anuário Mineral Brasileiro. Departamento Nacional de Produção Mineral - DNPM, 2016. p. 31.

PINTO, T. C. S. et al. Dimensionamento de espessadores: validação experimental de três técnicas convencionais. **Mineração**, 2009.

PINTO, T. C. S. Modelagem da velocidade crítica de transporte de polpas minerais contendo partículas grossas. Universidade de São Paulo, 2012.

PORMIN. Beneficiamento de minérios. p. 10, 2008.

PORTA, M. G. D. Avaliação da eletrocoagulação no tratamento de efluentes líquidos da indústria de processamento de pescado. Universidade Federal de Santa Catarina, 2016.

PORTES, A. M. C. Avaliação da disposição de rejeitos de minério de ferro nas consistências polpa e torta. Universidade Federal de Minas Gerais, 2013.

PRASAD, M. D.; KUMAR, D. S. Application of polymeric flocculant for enhancing settling of the pond ash particles and water drainage from hydraulically stowed pond ash. **International Journal of Mining Science and Technology**, v. 23, n. 1, p. 21–26, 2013.

PRESTES, A. P. B. et al. Tratamento de efluente de indústria de papel com agente coagulante tanino vegetal. **Centro Científico Conhecer- Goiânia**, v. 13, n. 24, p. 152–166, 2016.

PRITCHARD, M. et al. A study of the parameters affecting the effectiveness of Moringa oleifera in drinking water purification. **Physics and Chemistry of the Earth**, v. 35, n. 13–14, p. 791–797, 2010.

QUARESMA, L. F. Ferro. Balanço Mineral Brasileiro, p. 1–27, 2001.

REZENDE, V. L. A mineração em Minas Gerais: uma análise de sua expansão e os impactos ambientais e sociais causados por décadas de exploração. **Scielo Analytics**, v. 28, n. 3, p. 375–384, 2016.

RIBEIRO, A. T. A. Aplicação da moringa oleifera no tratamento de água para consumo humano. Universidade do Porto, 2010.

RODRIGUES, C. O. Mecanismo de floculação com polímeros hidrossolúveis, geração de flocos aerados, floculação em núcleos de bolhas floculantes e aplicações na separação de

partículas modelos por flotação. Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2010.

SAHOO, B. K. et al. Application of response surface analysis to iron ore slurry rheology using microwave pre-treatment. **South African Journal of Chemical Engineering**, v. 23, p. 81–90, 2017.

SAMARCO. **Rompimento da barragem de Fundão**. Disponível em: <https://www.samarco.com/rompimento-da-barragem-de-fundao/>. Acesso em: 19 de junho de 2018.

SAMBOR, A.; FERENC, Z. The influence of hydraulic conditions on coagulation process effectiveness. **E3S Web of Conferences**, v. 22, p. 00153, 2017.

SANTOS, A. M. M. **Tratamento de efluentes de biodiesel pelo processo combinado de coagulação-floculação e fenton**. Belo Horizonte, Universidade Federal de Minas Gerais, 2015.

SANTOS, F. S. S. M. **Optimização da Unidade de Desidratação de Lamas da Estação de Tratamento de Águas Residuais da UNICER - Santarém**. Universidade Novã de Lisboa, 2011a.

SANTOS, G. R. Estudo de clarificação de água de abastecimento público e otimização da estação de tratamento de água. Universidade Federal do Rio de Janeiro, 2011b.

SARDINHA, D. P. S. **Produção de biofloculante de Bacillus e sua aplicação na floculação de suspensões de resíduos provenientes do beneficiamento de caulim**. Dissertação (Mestrado em Engenharia Química) - Instituto de Tecnologoa em Engenharia Química, Universidade Federal do Pará, Belém, 2014.

SCHOENHALS, M. Avaliação da eficiência do processo de flotação aplicado ao tratamento primário de efluentes de abatedouro avícola, 2006.

SETIAWAN, R. et al. Model predictive control of a paste thickener in coal handling and preparation plants. **IFAC Proceedings Volumes (IFAC-PapersOnline)**, v. 10, n. PART 1, p. 247–252, 2013.

SHER, F.; MALIK, A.; LIU, H. Industrial polymer effluent treatment by chemical coagulation

and flocculation. Journal of Environmental Chemical Engineering, v. 1, n. 4, p. 684–689, 2013.

SHUKLA, P. K. On the normal boundary intersection method for generation of efficient front. **Computational Science–ICCS 2007**, p. 310–317, 2007.

SIDDIQUI, S.; AZARM, S.; GABRIEL, S. A. On improving normal boundary intersection method for generation of Pareto frontier. **Structural and Multidisciplinary Optimization**, v. 46, n. 6, p. 839–852, 2012.

SILVA, F. J. A.; SOUZA, L. M. M.; MAGALHÃES, S. L. Uso potencial de biopolímeros de origem vegetal na descolorização de efluente têxtil índigo. **22º Congresso Brasileiro de Engenharia Sanitária e Ambiental**, n. 1, 2003.

SINGH, S. et al. Separation of hematite from banded hematite jasper (BHJ) by magnetic coating. **Journal of Central South University**, v. 22, n. 2, p. 437–444, 2015.

SIQUEIRA, M. S. S. et al. Viabilidade da utilização da Moringa Olifera como método alternativo de tratamento de água no seminárido nordestino. **Scire**, v. 08, p. 1–8, 2015.

SKORONSKI, E. et al. Estudo da aplicação de tanino no tratamento de água para abastecimento captada no rio Tubarão, cidade de Tubarão, SC. **An Interdisciplinary Journal of Applied Science**, v. 66, n. 2, p. 17–35, 2014.

SMANIOTTO, A. L. A. Aplicação de sedimentadores de fluxo vertical na separação sólidolíquido de água de processo em usinas de beneficiamento de carvão mineral na região sul de Santa Catarina. Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2017.

SMITH, J. et al. Optimal ceramic fi ltration operating conditions for an iron-ore concentrate. **Minerals Engineering**, v. 115, n. October 2016, p. 1–3, 2018.

SORSAMAKI, L.; NAPPA, M. Design and Selection of separation processes, 2015.

SOUSA, P. A. **Espessamento de polpas**. Belo Horizonte, Universidade Federal de Minas Gerais, 2012.

SUBANDRIYO, N. I. S. Extraction Process for Reducing Tannin of Mangrove Fruit [Bruguiera gumnorrhiza (Lamarck, 1798)] as a Raw Material for Food Flour. **Aquatic Procedia**, v. 7, p. 231–235, 2016.

SVAROVSKY, L. Solid-liquid separation. Fourth ed. Czech Republic. v. 31, 2000.

TANAC. **Taninos**. Disponível em: <<u>http://tanac.com.br/pt-br/unidades/taninos</u>>. Acesso em: 11 de junho de 2018.

TORQUATO, N. C.; LUZ, J. A. M. Espessadores no beneficiamento de minério de ferro. **Mineração**, v. 64, n. 1, p. 91–96, 2011.

TREVISAN, T. S. Coagulantes químicos no tratamento de água da ETA, 2014.

TZOUPANOS, N. D.; ZOUBOULIS, A I. Coagulation-Flocculation Processes in Water / Wastewater Treatment: the Application of New Generation of Chemical Reagents. 6th IASME/WSEAS International Conference on Heat Transfer, Thermal Engineering and Environment, p. 309–317, 2008.

UNESI, M. et al. Designing paste thickeners for copper flotation tailings, using bed depth scaleup factor. **Whioce**, v. 2, n. 1, 2018.

USHER, S. P.; SCALES, P. J. Steady state thickener modelling from the compressive yield stress and hindered settling function. **Chemical Engineering Journal**, v. 111, p. 253–261, 2005.

VALE. Portal Mineração, 2017.

VARGAS, J. S. Desenvolvimento de um processo de coagulação-floculação em uma estação de tratamento de efluentes de serigrafia. Canoas: Centro Universitário La Salle, 2016.

VAZ, C. et al. Use of the extract of the flower of Musa sp, in the treatment from coagulation - flocculation, of iron ore fines Carlos Vaz. **Journal of Environmental Chemical Engineering**, 2018.

VAZ, L. G. L. Performance do processo de coagulação/floculação no tratamento do efluente líquido gerado na galvanoplastia. Universidade Estadual do Oeste do Paraná, 2009.

VAZ, L. G. L. et al. Avaliação da eficiência de diferentes agentes coagulantes na remoção de cor e turbidez em efluente de galvanoplastia. **Eclética Quimica**, v. 35, n. 4, p. 45–54, 2010.

VIVE, V. A.; RIZK, M. C.; ALMEIDA, P. M. A. Aplicação do coagulante tanino no tratamento da vinhança em pH neutro, 2013.

WAKEMAN, R. J. Liquid-Solid separation. Thermopedia, 2011.

WANG, C. et al. Current state of fine mineral tailings treatment: A critical review on theory and practice. **Minerals Engineering**, v. 58, p. 113–131, 2014.

WANG, C. et al. Data-Driven surrogate-assisted multi-objective optmization of complex beneficiation process. **IFAC-PapersOnLine**, v. 50, n. 1, p. 14982–14987, 2017.

YANG, R. et al. A review on chitosan-based flocculants and their applications in water treatment. **Water Research**, v. 95, n. 2015, p. 59–89, 2016.

YANG, Y. et al. Applying hybrid coagulants and polyacrylamide flocculants in the treatment of high-phosphorus hematite flotation wastewater (HHFW): Optimization through response surface methodology. **Separation and Purification Technology**, v. 76, n. 1, p. 72–78, 2010.

YONGABI, K. A. Biocoagulants for Water and Waste Water Purification: a Review. International Review of Chemical Engineering, v. 2, n. 3, p. 444–458, 2010.

ZHOU, Y. et al. Investigating the effect of hardness cations on coagulation: The aspect of neutralisation through Al(III)-dissolved organic matter (DOM) binding. **Water Research**, v. 115, p. 22–28, 2017.

ZHUO, Q. et al. Catalytic decolorization of azo-stuff with electro-coagulation method assisted by cobalt phosphomolybdate modified kaolin. **Journal of Hazardous Materials**, v. 142, n. 1–2, p. 81–87, 2007.