

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
ESCOLA POLITÉCNICA
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL

RENATA MONTEIRO FURTADO

**Desaguamento e disposição de rejeitos de nióbio adensados não segregáveis
em barragens**

São Paulo
2024

RENATA MONTEIRO FURTADO

**Desaguamento e disposição de rejeitos de nióbio adensados não segregáveis
em barragens**

Versão Corrigida

Dissertação apresentada à Escola
Politécnica da Universidade de São
Paulo para obtenção de título de
Mestre em Ciências.

Área de Concentração: Engenharia
Mineral

Orientador: Prof. Dr. Arthur Pinto
Chaves

São Paulo
2024

Autorizo a reprodução e divulgação total ou parcial deste trabalho, por qualquer meio convencional ou eletrônico, para fins de estudo e pesquisa, desde que citada a fonte.

Este exemplar foi revisado e corrigido em relação à versão original, sob responsabilidade única do autor e com a anuência de seu orientador.

São Paulo, 22 de junho de 2024

Assinatura do autor: Renata Furtado

Assinatura do orientador: [assinatura]

Catálogo-na-publicação

Furtado, Renata Monteiro

Desaguamento e disposição de rejeitos de nióbio adensados não segregáveis em barragens / R. M. Furtado -- versão corr. -- São Paulo, 2024. 114 p.

Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo.

1.Rejeitos de Mineração 2.Processamento Mineral I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo II.t.

DEDICATÓRIA

Dedico este trabalho aos meus pais e minha família.

AGRADECIMENTOS

Agradeço, primeiramente, a Deus por ter me concedido saúde e força para superar as dificuldades e por guiar meus caminhos.

Aos notáveis professores do Departamento de Minas e Petróleo (PMI), minha sincera gratidão pelos valiosos ensinamentos que desempenharam um papel fundamental na minha formação e na realização deste trabalho. Também estendo meus agradecimentos à diligente equipe da secretaria e da biblioteca.

Ao meu respeitado orientador, Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves, sou profundamente grata. Cada minuto de interação com ele foi uma oportunidade única de aprendizado. Sua confiança, dedicação e tempo disponibilizado ao meu crescimento acadêmico são inestimáveis.

Aos membros da banca, Prof. Dr. George Valadão e Profa. Dra. Denise Espinosa, meu agradecimento pelas contribuições que enriqueceram este trabalho.

Agradeço com todo o meu coração aos meus pais, Renato e Vitória, e ao meu irmão, João Vitor, pelo suporte constante ao longo desta jornada.

À minha família como um todo, minha gratidão é imensa. Especialmente aos meus avós, em memória, José Monteiro, Rosa Monteiro, Nelson Furtado e Vilma Furtado, que sempre estiveram presentes no meu pensamento e coração, zelando por mim.

Ao Felipe, meu companheiro de vida, agradeço por seu apoio constante e encorajamento. Sua presença foi meu pilar durante desafios, tornando cada conquista mais significativa.

Não posso deixar de agradecer à dedicada equipe de Desenvolvimento de Processos, destacando Francisco Testa e Priscila Tavares, pela ajuda inestimável em cada etapa deste trabalho.

Por último, mas não menos importante, quero manifestar minha sincera gratidão aos amigos que fiz durante o mestrado. Mesmo à distância, sempre estiveram disponíveis para conversas e compartilharam a jornada comigo.

RESUMO

FURTADO, R. M. **Desaguamento e disposição de rejeitos de nióbio adensados não segregáveis em barragens**. 2023. 114 p. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo, Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2023.

A maneira convencional de se realizar a disposição de rejeitos é em barragens com polpas diluídas. Os sucessivos acidentes ocorridos nos últimos anos mostraram as dificuldades desta prática. Além disto, nestas condições a tendência é que ocorra a segregação de tamanho das partículas, situação em que as partículas mais grossas e densas tendem a sedimentar próximo ao ponto de lançamento, enquanto as mais finas ou com menores densidades são carregadas pelos fluxos de água para pontos mais distantes do local de lançamento. Além de levar à ocorrência de regiões com características geotécnicas distintas dentro do depósito, a segregação provoca perda de capacidade do reservatório devido aos espaços vazios entre as partículas grossas. Uma alternativa é a utilização de polpas de alta densidade, que apresenta como vantagens: redução ou eliminação da segregação granulométrica no depósito; ganho de vida útil da barragem; maior recuperação de água, por reduzir a evaporação e, possíveis ganhos de segurança, já que a presença de água está relacionada a alguns modos de falha de barragens. Tendo em vista tal cenário, este trabalho teve o objetivo de verificar a possibilidade de se atingir o nível de polpa de alta densidade, com rejeito de flotação do minério de nióbio, de modo que não ocorra tal segregação. Foi feita uma caracterização física, química e mineralógica do sólido. Para obtenção da polpa de alta densidade, foram feitos ensaios de espessamento em bancada e contínuos com espessador semi-piloto. A polpa gerada foi caracterizada por meio de: determinação de percentual de sólidos, tensão de escoamento, abatimento, segregação de partículas, ângulo de disposição e liberação de água. Os ensaios de espessamento em bancada indicaram parâmetros otimizados de sedimentação, que foram utilizados para os ensaios contínuos. Os ensaios contínuos foram feitos alterando taxa de alimentação unitária e a altura de camada. Foi verificado maior efeito da taxa de alimentação nas características do *underflow* do que da altura de camada. Foi possível atingir a consistência de polpa de alta densidade não segregável, atingindo a densidade de 1,96 t/m³, correspondente ao *underflow* com 66,8% de

sólidos em massa, 43,9 Pa de tensão de escoamento nas taxas de 0,5 (t/h)/m² e 0,50 m de altura de camada.

Palavras-chave: Disposição de rejeitos. Polpas não segregáveis. Espessamento.

ABSTRACT

FURTADO, R. M. **Dewatering and disposal of non-segregating niobium thickened tailings in dams**. 2023. 114 p. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo, Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2023.

The conventional method for tailings disposal is in dams with diluted slurries. The successive accidents occurred in recent years have highlighted deficiencies in this practice. Additionally, under these conditions, there is a tendency for particle size segregation to occur: the coarser particles or with higher density tend to settle close to the disposal point, while the finer ones or with lower densities are carried by water to more distant points. This segregation not only leads to the creation of regions with distinct geotechnical characteristics within the reservoir, but also results in a loss of reservoir capacity due to the empty spaces between the coarser particles. An alternative is the use of high-density slurries, which offers several advantages including the reduction or elimination of particle size segregation, increased capacity, enhanced water recovery by reducing evaporation, and potential safety improvements since the presence of water is related to certain dam failure modes. This work aimed to verify the possibility of achieving a high density non-segregating slurry, with fine and ultrafine tailings from niobium ore flotation. A physical, chemical and mineralogical characterization of the solid was conducted and batch and continuous semi-pilot thickening tests were carried out. The resulting slurry was characterized by determining solids content, yield stress, slump, particle size segregation, disposal angle and water liberation. Bench scale thickening tests indicated the optimized sedimentation parameters, which were applied in continuous tests. The continuous tests with semi-pilot thickener involved varying the feed flux rate and bed height. It was observed that the feed rate had a greater impact on the underflow characteristics than the bed height. A high density non-segregable tailings slurry was achieved with 1.96 t/m^3 , corresponding to an underflow with 66.8% solids by weight, 43.9 Pa of yield stress at a feed rate of 0.5 (t/h)/m^2 , and 0.50 m of bed height.

Keywords: Tailings disposal. Non-segregable slurries. Thickening.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Relação entre Tensão de Escoamento e Percentual de Sólidos	18
Figura 2 - Participação brasileira nas reservas mundiais de diferentes elementos. ...	22
Figura 3 - Vista da mina em Araxá, Minas Gerais.	24
Figura 4 - Etapas do beneficiamento de pirocloro em Araxá, Minas Gerais.....	25
Figura 5 - Alternativas de disposição de rejeito.....	26
Figura 6 - Desenho esquemático de alteamento a montante.....	29
Figura 7 - Desenho esquemático de alteamento a jusante.	29
Figura 8 - Desenho esquemático de alteamento por linha de centro.	30
Figura 9 - Linha do tempo de operações de disposição de rejeito espessado.....	31
Figura 10 - Disposição de rejeitos espessados em Myra Falls.....	32
Figura 11 - Comportamento de partículas em polpas diluídas e de alta densidade. .	33
Figura 12 - Efeito de evaporação do material adensado quando disposto.....	34
Figura 13 - Comportamento de fluidos newtonianos.	39
Figura 14 - Modelos de fluidos não newtonianos.	39
Figura 15 - Comportamento de fluidos não newtonianos dependentes do tempo.....	40
Figura 16 - Comportamento dos fluidos independentes do tempo	41
Figura 17 - Representação esquemática do ensaio de <i>slump</i>	42
Figura 18 - Aparato utilizado por Osorio (2005) para <i>flume test</i>	43
Figura 19 - Aparato para ensaio de <i>flume</i> utilizado por Blight <i>et al.</i> (1985).....	44
Figura 20 - Aparato utilizado por Sofrà e Boger (2002) para ensaio de <i>flume</i>	44
Figura 21 - Representação básica de um espessador convencional.	46
Figura 22 - Comparativo entre espessadores convencionais e de alta taxa com relação a área unitária e utilização de floculante.	47
Figura 23 - Regimes de sedimentação.....	50
Figura 24 - Curva de sedimentação típica com principais regiões.	50
Figura 25 - Representação esquemática da dupla camada elétrica.....	52
Figura 26 - Energia de interação de acordo com a Teoria DLVO.....	53
Figura 27 - Flocculação por ponte.....	56
Figura 28 - Flocculação por reversão de carga neutralizada.	56
Figura 29 - Fluxograma esquemático dos ensaios realizados.....	58
Figura 30 - Quarteador Jones.	59
Figura 31 - Granulômetro de Difração de Laser Bettersizer S3 Plus.....	60

Figura 32 - Picnômetro e balança utilizados para determinação de densidade do sólido.....	61
Figura 33 - Proveta de 2000 mL utilizada para os ensaios de sedimentação.	63
Figura 34 - (a) Haste utilizada para homogeneização. (b) Vista da base da haste ...	63
Figura 35 - Turbidímetro Hach utilizado nos ensaios de sedimentação.	64
Figura 36 - Espessador semi-piloto.....	68
Figura 37 - Agitador e hélice utilizados para preparação do floculante.	70
Figura 38 - Viscosímetro rotacional Brookfield DV3T.....	71
Figura 39 - Cilindro utilizado para o <i>slump test</i>	72
Figura 40 - Representação esquemática ensaio de <i>flume</i>	73
Figura 41 - Calha em acrílico utilizada para os ensaios de <i>flume</i>	74
Figura 42 - Determinação do ângulo de disposição pelo ensaio de <i>flume</i>	74
Figura 43 - Distribuição granulométrica por peneiramento.....	75
Figura 44 - Distribuição granulométrica por granulômetro de difração de laser.	76
Figura 45 - Ensaio de espessamento com diferentes percentuais de sólido na alimentação até 200 segundos.....	77
Figura 46 - Efeito do percentual de sólidos da alimentação em: (a) turbidez do <i>overflow</i> ; (b) percentual de sólidos no <i>underflow</i>	77
Figura 47 - Ensaio de espessamento com diferentes concentrações de floculante até 40 segundos.....	78
Figura 48 - Resultados variando a concentração de floculante a) turbidez no líquido sobrenadante; b) sólidos no <i>underflow</i>	79
Figura 49 - Ensaio de espessamento com diferentes floculantes até 40 segundos	80
Figura 50 - Resultados dos ensaios de espessamento com diferentes floculantes a) sólidos no <i>underflow</i> ; b) turbidez no <i>overflow</i> . (Continua).....	80
Figura 51 - Resultados de curva de sedimentação com diferentes dosagens de floculante nos 100 segundos iniciais: a) Magnafloc® 155; b) Magnafloc® 336; c) Magnafloc® 338; d) Magnafloc® 380; e) Magnafloc® 1011. (Continua)	82
Figura 52 - Curva de sedimentação comparativa dos floculantes na dosagem ótima nos 50 segundos iniciais.	84
Figura 53 - Resultados ensaios de espessamento com diferentes valores de pH a) velocidade sedimentação; b) turbidez no <i>overflow</i> ; c) sólidos no <i>underflow</i>	85
Figura 54 - Comparativo entre Magnafloc® 1011 e 155 no ensaio de espessamento semi-piloto.....	86

Figura 55 - Resultados do ensaio de espessamento semi-piloto com diferentes alturas de camada.....	86
Figura 56 - Resultado do ensaio de espessamento semi-piloto com variação de taxa de alimentação unitária.	87
Figura 57 - Relação entre tensão de escoamento e percentual de sólidos.....	89
Figura 58 - Relação entre abatimento e percentual de sólidos.	91
Figura 59 - Elevações medidas ao longo do <i>flume</i> com <i>underflow</i> de diferentes alturas de camada.....	91
Figura 60 - Elevações medidas ao longo do <i>flume</i> com <i>underflow</i> de diferentes taxas de alimentação unitária.	92
Figura 61 - Análises granulométricas do material ao longo do <i>flume</i> com diferentes alturas de camada a) 0,5 m; b) 1,0 m; c) 1,5 m. (Continua)	93
Figura 62 - Análises granulométricas do material ao longo do <i>flume</i> com diferentes taxas de alimentação unitárias a) 0,3 (t/h)/m ² ; b) 0,5 (t/h)/m ² ; c) 0,7 (t/h)/m ² ; d) 0,9 (t/h)/m ² . (Continua)	94
Figura 63 - Liberação de água durante o ensaio de <i>flume</i>	95

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Sumário de operações que utilizam pasta e rejeitos espessados no Canadá.	32
Tabela 2 - Tipos de espessador e suas características.	48
Tabela 3 - Partição dos rejeitos finos e ultrafinos na Usina de Concentração.	59
Tabela 4 - Tempos utilizados para registro da altura da interface sólido-líquido.....	63
Tabela 5 - Características dos floculantes utilizados.....	65
Tabela 6 - Planejamento dos ensaios de espessamento estático. (Continua)	66
Tabela 7 - Planejamento ensaios espessamento dinâmico.	69
Tabela 8 - Parâmetros e técnicas utilizados para caracterizar a polpa mineral adensada.....	71
Tabela 9 - Características do <i>spindle</i>	72
Tabela 10 - Resultados densidade de sólido por picnometria.	76
Tabela 11 - Resultados de tensão de escoamento com variação da camada de material adensado.....	88
Tabela 12 - Resultados de tensão de escoamento com variação da taxa de alimentação unitária.	88
Tabela 13 - Resultados de abatimento com variações da altura de camada de material adensado.....	89
Tabela 14 - Resultados de abatimento com variações de taxa de alimentação unitária.	90
Tabela 15 - Relação entre altura da camada e ângulo de disposição.....	92
Tabela 16 - Relação entre taxa de alimentação e ângulo de disposição/inclinação..	92

LISTA DE EQUAÇÕES

Equação 1 - Equação para tensão de cisalhamento.	37
Equação 2 - Equação de taxa de cisalhamento.	38
Equação 3 - Cálculo de viscosidade.	38
Equação 4 - Cálculo do abatimento (S).....	42
Equação 5 - Energia resultante.	53
Equação 6 - Energia total de interação de acordo com a Teoria DLVO estendida. ..	54
Equação 7 - Determinação da densidade de sólido relativa.	61
Equação 8 - Fórmula para cálculo da velocidade de sedimentação.	64
Equação 9 - Cálculo do ângulo de disposição pelo ensaio de <i>flume</i>	74

LISTA DE ABREVIATURAS E SÍMBOLOS

ABNT – Associação Brasileira de Normas Técnicas

ANM – Agência Nacional de Mineração

CAPEX – Custos de Capital

CBMM – Companhia Brasileira de Metalurgia e Mineração

d_{50} – tamanho de partícula em que 50% das partículas é menor.

d_{95} – tamanho de partícula em que 95% das partículas é menor.

DNPM – Departamento Nacional de Produção Mineral

NBR – Norma Brasileira

OPEX – Custo de Operação

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	17
2. OBJETIVO	20
2.1. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	20
3. JUSTIFICATIVA	21
4. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	22
4.1. BENEFICIAMENTO DE PIROCLORO	22
4.2. ALTERNATIVAS DE DISPOSIÇÃO DE REJEITOS.....	25
4.2.1. Empilhamento a seco (<i>dry stacking</i>).....	27
4.2.2. Disposição em barragem convencional	28
4.2.3. Disposição de polpas desaguadas (<i>paste and thickened tailings</i>).....	30
4.2.4. Caracterização de polpas adensadas.....	36
4.3. DESAGUAMENTO DE REJEITOS	45
4.3.1. Equipamentos.....	45
4.3.2. Espessamento	49
4.3.3. Flocculação e coagulação	51
5. MATERIAIS E MÉTODOS	58
5.1. PREPARO DA AMOSTRA	59
5.2. CARACTERIZAÇÃO DO SÓLIDO	60
5.2.1. Caracterização física	60
5.2.2. Caracterização química e mineralógica.....	61
5.3. ENSAIOS DE ESPESSAMENTO.....	62
5.3.1. Ensaios de espessamento em bancada	62
5.3.2. Ensaios de espessamento semi-piloto	67
5.3.3. Preparação do floculante.....	70
5.4. CARACTERIZAÇÃO DA POLPA DE ALTA DENSIDADE.....	71
5.4.1. Reologia	71

5.4.2. <i>Slump test</i>	72
5.4.3. Ensaio de <i>flume</i>	73
6. RESULTADOS E DISCUSSÃO	75
6.1. Caracterização do sólido.....	75
6.2. Ensaio de espessamento	76
6.2.1. Ensaio de espessamento em bancada.....	76
6.2.2. Ensaio de espessamento semi-piloto	85
7. CONCLUSÃO	96
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	98
APÊNDICE A – EXEMPLO DE REGISTRO ENSAIOS DE ESPESSAMENTO ESTÁTICO	111
APÊNDICE B - ENSAIOS DE ESPESSAMENTO CONTÍNUO	114

1. INTRODUÇÃO

Em uma operação de beneficiamento de minérios, ao recuperar seletivamente o mineral de minério, são gerados rejeitos. Os rejeitos estão em forma de polpa, partículas em suspensão em um líquido, com granulometria fina, em muitos casos, por já terem passado por um processo de cominuição. Estes podem ser dispostos na superfície de terrenos em bacias de contenção, pilhas ou em cavas exauridas. A utilização de estruturas de contenção denominadas barragens ainda é a forma mais usual de disposição (KOSSOFF *et al.*, 2014).

A disposição em barragens implica na construção de um barramento maciço de argila compactada ou mesmo de rejeitos ou estéril, com mecanismos que possibilitam a drenagem para garantir estabilidade e, quando necessária, sua impermeabilização. Inicialmente, é construído um dique de partida e então são feitos sucessivos alteamentos, de forma a diluir o investimento durante o período de construção. Geralmente, está localizada em um vale (SOARES, 2010).

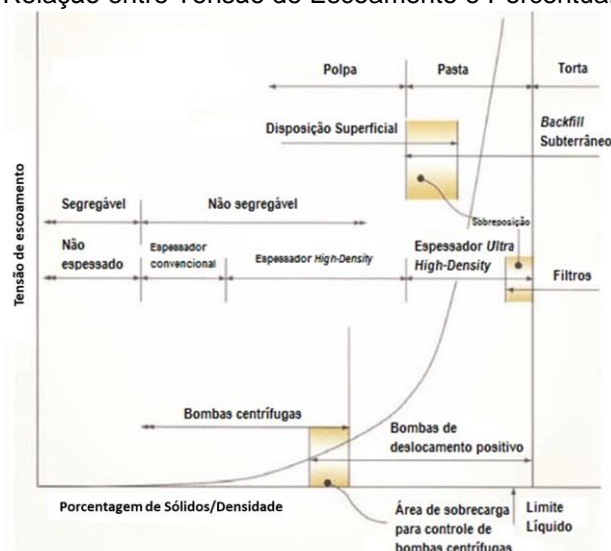
As estruturas de disposição de rejeito são fundamentais. Depósitos de alto teor são cada vez mais raros e há uma preocupação cada vez maior com a reutilização e consumo consciente da água, que passou a ser vista como um bem de alto valor agregado. Entretanto, há relatos de acidentes envolvendo barragens de rejeito no mundo, como exposto por Rico *et al.* (2008), Van Niekerk e Viljoen (2005), Wei *et al.* (2013) e Piciullo *et al.* (2022). A legislação brasileira também está mais rígida com relação às barragens, não só para aquelas em operação como também para as inativas. Tais motivos levam a um aumento na busca por alternativas de disposição e formas de tornar mais seguras as estruturas em operação. A importância do viés ambiental e sustentável do empreendimento também é ressaltada em diversos trabalhos (HILSON; MURCK, 2000).

O empilhamento dos rejeitos (“*dry stacking*”), por exemplo, está sendo estudado e utilizado em algumas operações, entretanto sua aplicação depende da possibilidade de se desaguar o material até os níveis de umidade necessários

do ponto de vista geotécnico. Alguns materiais, especialmente finos e ultrafinos, não atendem este requisito. Outros estudos desenvolvidos apresentam uma alternativa à disposição convencional em barragens de polpas diluídas, que é utilizar uma polpa com alta concentração de sólidos e, conseqüentemente, de alta densidade, que se tornou possível devido ao surgimento de espessadores de maior capacidade e alta compressão (JEWELL, 2010).

A Figura 1 apresenta diferentes níveis de adensamento de suspensões, tais como polpas, pastas e tortas. As polpas, que são suspensões de partículas sólidas em um fluido, podem ser segregáveis ou não segregáveis e podem ser transportadas com bombas centrífugas ou de deslocamento positivo. As polpas não segregáveis, também chamadas de polpas de alta densidade, podem ser obtidas por meio de espessadores convencionais e *high-density*. As pastas se aproximam do limite a partir do qual são requeridas bombas de deslocamento positivo e podem ser geradas a partir de espessadores *ultra high-density*, ou *deep cone*, também chamados de espessadores de pasta. Em percentuais de sólido mais baixo as polpas minerais se comportam como fluido newtoniano, entretanto a partir de certa concentração passam a se comportar como não newtoniano e apresentar tensão de escoamento (JEWELL, FOURIE¹ (2006); *apud* FOURIE (2012)).

Figura 1 - Relação entre Tensão de Escoamento e Percentual de Sólidos



Fonte: Jewell; Fourie¹ (2006); *apud* Fourie (2012). Adaptado pelo autor.

¹ Jewell, R.J. and Fourie, A.B. (eds). **Paste and Thickened Tailings – A Guide**. 2ª ed. Australian Centre for Geomechanics, Perth, 2006. 242 p.

De acordo com Souza *et al.* (2005), quando se tem um comportamento de polpa com alta tensão de escoamento, a partir de determinada porcentagem de sólidos, não mais se verifica a segregação das partículas, podendo-se obter ângulos maiores de disposição e ganhar capacidade de barragem. Pastas, que são sistemas coloidais e de aspecto homogêneo, também podem ser obtidas. Suas principais características são alta densidade e ausência de drenagem de água.

Neste trabalho estudou-se a viabilidade de se obter a consistência de polpa de alta densidade não segregável com o rejeito proveniente do processo de concentração de minério de nióbio de Araxá, MG. Para isso, foram realizados ensaios de espessamento em bancada e em espessador semi-piloto contínuo alterando variáveis do ensaio e avaliado o efeito no espessamento e nas características da polpa gerada. Foi realizada uma caracterização da polpa gerada determinando: percentual de sólidos no *underflow*, tensão de escoamento, abatimento e ângulo de disposição. A avaliação da segregação foi por meio da simulação da disposição do material por ensaio de *flume* e análises granulométricas em diversos pontos ao longo do percurso da polpa. Por fim, verificou-se a possibilidade de atingir uma polpa adensada não segregável e os parâmetros necessários, além do ganho de densidade com o adensamento.

2. OBJETIVO

O objetivo desta dissertação foi obter uma polpa de alta densidade não segregável, através de estudos de espessamento de polpas de rejeito de beneficiamento do pirocloro, investigando parâmetros envolvidos, como combinações de variáveis do espessamento e flocculantes e caracterizando a polpa obtida.

2.1. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Para atingir o objetivo descrito no item anterior foram desenvolvidas as seguintes atividades:

- Definir os parâmetros otimizados de espessamento através de ensaios em bancada;
- Avaliar a influência da altura de camada de material adensado e da taxa unitária de alimentação nas características do *underflow*, com relação ao percentual de sólidos obtido, à tensão de escoamento, abatimento, ângulo de disposição e segregação de partículas;
- Verificar se as características do *underflow* obtido em ensaios de espessamento contínuo são condizentes com a de uma polpa de alta densidade;
- Estimar possíveis ganhos de densidade com a utilização da polpa de alta densidade.

3. JUSTIFICATIVA

Estruturas de disposição de rejeitos são fundamentais para empreendimentos de mineração, uma vez que estes materiais são gerados ao se concentrar o bem mineral de interesse. Contudo, os recentes acidentes envolvendo barragens e as consequentes mudanças de legislação levaram à necessidade de aprofundar o conhecimento de formas alternativas de disposição do rejeito.

O presente trabalho visa estudar o espessamento e a disposição, de forma adensada, do rejeito de flotação de pirocloro fino e ultrafino em barragens. Ademais, justifica-se uma vez que não existem referências na literatura do comportamento deste material adensado. Há ainda alta geração de rejeitos no processo de concentração e crescente demanda por bens minerais, sendo necessária uma alternativa de desaguamento e disposição adequada.

Em paralelo, há a relevância ambiental, pois com o desaguamento a necessidade de novas estruturas também diminui já que há redução do aporte de água de processo e consequentemente o volume de polpa disposta é reduzido. A recuperação de água também passa a ser maior em função do retorno imediato do *overflow* após o espessamento reduzindo a perda por evaporação.

Do ponto de vista de segurança das estruturas, a água está associada a diversos modos de falha de barragem tendo, portanto, também uma contribuição neste sentido.

4. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

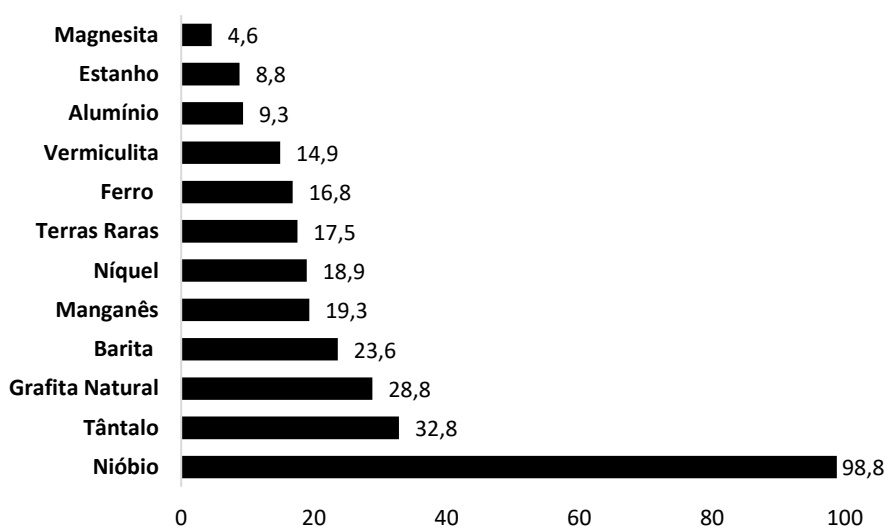
4.1. BENEFICIAMENTO DE PIROCLORO

O nióbio é o elemento químico de número atômico 41, símbolo Nb e que foi descoberto por Charles Hatchett em 1801. A origem de seu nome tem relação com a mitologia grega e vem de Níobe, filha do rei Tântalo. É um metal de transição que apresenta brilho, solidez em condições normais, resistência à corrosão, é macio, maleável e dúctil (NIOBIUM, c2024; SEER e MORAES, [2018?]; CBMM, c2024).

As características do nióbio são importantes, pois podem levar a melhorias nas propriedades de diversos materiais, como o aço, promovendo benefícios nos diversos segmentos em que é utilizado, como mobilidade, estrutural e energia. Os principais produtos de nióbio são o ferronióbio, os óxidos de nióbio, o nióbio metálico e ligas de grau vácuo. As aplicações vão desde carrocerias de automóveis até aceleradores de partículas (CBMM, c2024).

O nióbio é considerado um elemento estratégico uma vez que o Brasil tem importante papel na economia mundial de fornecimento de nióbio e grande participação nas reservas mundiais deste elemento conforme Figura 2 (BRASIL, 2019).

Figura 2 - Participação brasileira nas reservas mundiais de diferentes elementos.



Fonte: Brasil (2019).

De acordo Pereira Jr (2017), existem diversos depósitos com recursos de nióbio ao redor do mundo, em países como o Brasil, Austrália, Rússia e Estados Unidos. A maior produção de nióbio está no Brasil, em Araxá, MG. O depósito de Araxá com mineralização em nióbio foi descoberto pelo geólogo Djalma Guimarães em 1953, enquanto realizava uma pesquisa em busca de recursos minerais radioativos na região (CBMM, c2021). Os minerais que contêm nióbio mais comuns são o pirocloro, a columbita-tantalita e a loparita. As reservas de pirocloro presentes no Brasil se encontram em chaminés carbonatíticas, enquanto as externas estão associadas a pegmatitos (SEER e MORAES, [2018?]).

A jazida de nióbio em Araxá está inserida no Complexo Alcalino Carbonatítico do Barreiro, no Grupo Araxá. O complexo Alcalino Carbonatítico apresenta geometria circular com cerca de 5 km de diâmetro e apresenta como rochas encaixantes quartzitos e xistos, que envolvem as rochas alcalinas formando um anel ao redor. Milhões de anos atrás houve uma intrusão e arqueamento das rochas encaixantes, levando à formação de um domo e uma série de fraturas concêntricas e radiais. As rochas alcalinas no domo (flogopititos com diques e vênulas de carbonatito e magnetita-apatititos) sofreram hidrotermalismo e intemperismo ao longo do tempo, levando ao surgimento de um manto de intemperismo com enriquecimento de alguns minerais. Os horizontes são divididos em intemperito laranja, marrom, ocre e rocha sã. Em Araxá, se tem um teor médio de 2,7% de Nb_2O_5 no intemperito laranja, enquanto na rocha sã o teor médio é de cerca de 0,90%. O principal mineral portador de nióbio é o hidrokenopirocloro no intemperito laranja e no intemperito marrom também há predominância do hidrokenopirocloro, além do hidroxicalciopirocloro (ISSA FILHO; RIFFEL; SOUSA, 2001; BRAGA JÚNIOR, 2022).

Atualmente, o minério lavrado é essencialmente laterítico. Por ser friável, o desmonte é feito por escavadeiras hidráulicas, sem utilização de explosivos. Uma vista da mina de nióbio é apresentada na Figura 3. O minério proveniente da mina forma pilhas utilizando empilhadeiras para homogeneizar a alimentação da próxima etapa e é retomado por retomadoras, sendo direcionado para a usina de concentração (LEMOS JÚNIOR, 2012).

Figura 3 - Vista da mina em Araxá, Minas Gerais.

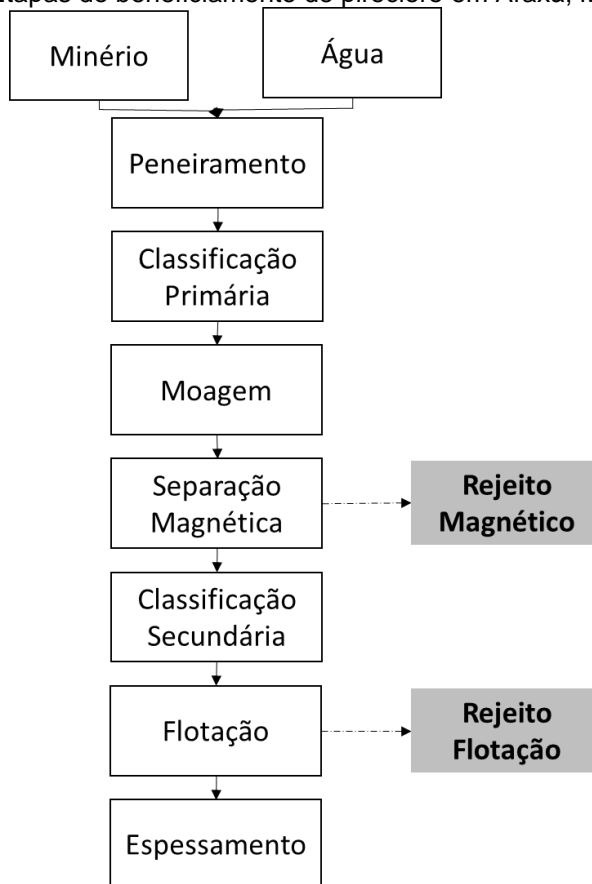


Fonte: CBMM, s.d.

O minério é direcionado para as usinas de concentração por transportadores de correia. As usinas são responsáveis por enriquecer o material proveniente da mina de em média 2,5% de Nb_2O_5 para teores de 50 a 55% de Nb_2O_5 . O minério passa por etapas de peneiramento, classificação por ciclones, cominuição, separação magnética de baixa intensidade e flotação. No processo, são gerados o rejeito magnético proveniente da etapa de separação magnética e o rejeito da etapa de flotação. A flotação é feita em três circuitos diferentes, os quais se distinguem pela granulometria e densidade: o circuito de grossos, de finos e de ultrafinos (ISSA FILHO; RIFFEL; SOUSA, 2001; LEMOS JÚNIOR, 2012 e BRAGA JÚNIOR, 2022; CBMM, s.d.).

A Figura 4 apresenta um diagrama de blocos simplificado do beneficiamento de pirocloro nas usinas de concentração

Figura 4 - Etapas do beneficiamento de pirocloro em Araxá, Minas Gerais.



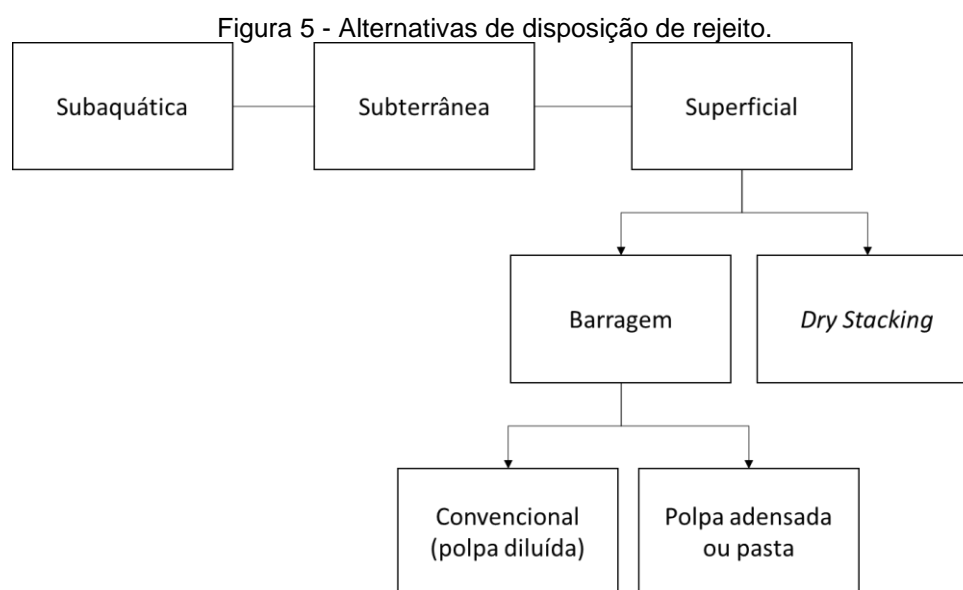
Fonte: CBMM, s.d.

O concentrado, após a flotação, é espessado para adequação do percentual de sólidos e segue o fluxo produtivo, passando por etapas de refino e metalurgia. Os rejeitos gerados são dispostos em estruturas de contenção denominadas barragens. Conforme descrito por Lemos Júnior (2012), o sistema atualmente utilizado para disposição de rejeitos é em barragens com impermeabilização e com alteamento para jusante. O rejeito é disposto em barragem de forma diluída com 18 a 25% de sólidos.

4.2. ALTERNATIVAS DE DISPOSIÇÃO DE REJEITOS

Segundo Chaves (2013), em uma operação de beneficiamento de minérios, há a geração de rejeitos, materiais que não seguirão o processo produtivo. Os rejeitos são provenientes de etapas de tratamento que podem incluir operações de cominuição e até tratamentos químicos. Estes materiais não são aproveitados e devem ter sua disposição em estruturas adequadas e seguras.

As estruturas de disposição de rejeitos são fundamentais em uma operação de concentração uma vez que os depósitos apresentam teores cada vez menores e a demanda por bens minerais cresce. O rejeito pode ser disposto de forma subterrânea, subaquática, ou em céu aberto. A disposição a céu aberto pode ser feita em estruturas de contenção em vales ou em pilhas. A Figura 5 apresenta um resumo das formas de disposição de rejeito (LOZANO, 2006; CHAVES, 2013).



A disposição subaquática era mais utilizada no passado, quando se dispunha o material diretamente em cursos de água locais e se tinha como critério principal o custo, entretanto apresenta uma série de questões relacionadas com graves impactos ambientais. A disposição subterrânea é feita em operações de lavra subterrânea (*“back fill”*), uma vez que as câmaras podem ser preenchidas pelo rejeito, tendo como vantagens: enchimento das cavidades e não ser necessária uma estrutura na superfície especificamente para este propósito, diminuindo os custos e processos de licenciamento. Existe a opção de utilizar cavas exauridas a céu aberto também para serem preenchidas pelo rejeito, com benefícios semelhantes à utilização de câmaras, entretanto, existe a restrição de que é necessário que já se tenha encerrado a lavra neste local (LOZANO, 2006; VICK, 1990).

Dentre as formas de disposição a mais utilizada é a disposição superficial, que

pode ser por pilhas (*dry stacking*) ou barragens. Os itens a seguir apresentarão as características dos métodos de disposição.

4.2.1. Empilhamento a seco (*dry stacking*)

O empilhamento do rejeito é uma alternativa para a substituição de barragens, no qual o material é desaguado e empilhado. Utilizam-se filtros, na maior parte dos casos, até que se atinja certa umidade correspondente à densidade máxima para compactação e que se tenha competência geotécnica que viabilize o empilhamento (DAVIES, 2011).

O desaguamento que ocorre para possibilitar o empilhamento promove recuperação de água mais eficiente, reduzindo perdas por evaporação. Não é necessária a topografia adequada como em barragens (vales fechados) e há maior facilidade nos projetos de descomissionamento. Entretanto, pode ser observado um custo associado mais alto e uma importante restrição está relacionada com a possibilidade de atingir a umidade ótima. Materiais argilosos do ponto de vista da distribuição de tamanho de partículas e de mineralogia, por exemplo, podem ser um desafio na filtragem. As condições climáticas do local também são uma variável importante que deve ser avaliada (DAVIES, 2011).

De acordo com Ulrich e Coffin (2013), a opção por filtragem e empilhamento de rejeitos vem aumentando, porém, as especificidades de cada local devem ser consideradas na definição da forma de disposição. Lara e León (2011) corroboram no estudo que fizeram sobre a experiência com filtragem de rejeito da mina de Cerro Lindo no Peru - ressaltam que é uma alternativa muito utilizada em locais em que existem restrições de espaço ou de disponibilidade de água, mas é importante que a topografia, geotecnia e aspectos geodinâmicos permitam a implementação da alternativa de disposição.

Uma variação é a disposição simultânea de rejeito e estéril em pilhas, que vem sendo utilizada para combinar as características de ambos os materiais e promover maior flexibilidade na disposição (SOUZA JUNIOR *et al.*, 2021; GOWAN *et al.*, 2010).

4.2.2. Disposição em barragem convencional

A disposição de rejeito em bacias de acumulação pode ser feita de duas formas basicamente: por bacias de retenção de água e por alteamento. Na primeira é feita a construção até a altura final inicialmente e é mais utilizada em casos em que são necessários grandes volumes de armazenamentos de água, e na segunda é feito o alteamento gradativo com a operação da estrutura iniciada com um dique de partida. O material utilizado pode ser de empréstimo, estéril ou mesmo o próprio rejeito, sendo que em alguns casos pode ocorrer uma classificação do rejeito por ciclones previamente para separar a fração grossa da fina, menos competente geotecnicamente. Neste caso, o material mais grosso é utilizado para a construção do maciço e o fino compõe a praia de rejeitos. A disposição usualmente ocorre por aterro hidráulico, no qual há a utilização de água para facilitar o transporte do material (LOZANO, 2006; RUSSO, 2007; VICK, 1990).

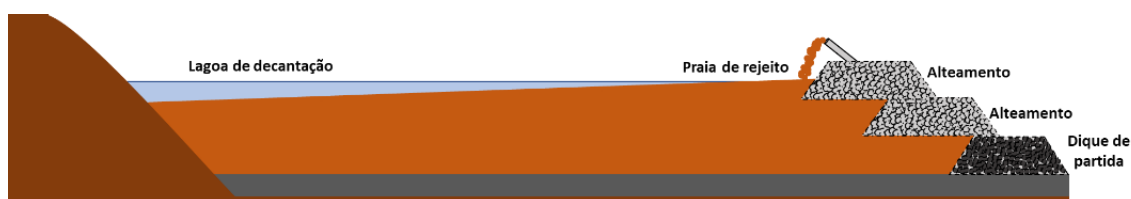
Ao fim da vida útil o depósito pode ser envelopado com geomembranas, coberto com solo e revegetado. Alternativamente, pode-se estudar a possibilidade de utilizar a área para geração fotoelétrica (CHAVES, 2013).

Existem três métodos construtivos para alteamento, os quais se diferem principalmente quanto à direção do alteamento em relação ao dique inicial, sendo eles para montante, para jusante e por linha de centro (ALBUQUERQUE FILHO, 2004).

No alteamento para montante (Figura 6), é feito um dique de partida e a praia de rejeito formada é utilizada no alteamento subsequente como base. É considerado mais econômico e mais fácil para operação e execução, uma vez que os diques subsequentes são feitos com o próprio rejeito depositado na barragem e demanda quantidade menor de material. Entretanto, como é utilizado o próprio rejeito que ainda não está totalmente consolidado, pode ocorrer liquefação. Ademais, existe uma dificuldade de se ter um controle efetivo do sistema de drenagem e na superfície freática a qual pode levar ao processo de *piping* e a uma limitação da altura da estrutura (RUSSO, 2007).

Do ponto de vista de segurança, é o método menos seguro e considerado mais crítico. Além de não ser recomendado pela norma brasileira de projeto de barragens para disposição de rejeito até sua revisão em 2006 (a qual removeu esse item), a Lei Federal Nº 14.066 de 30 de setembro de 2020 foi elaborada proibindo a construção e o alteamento de barragens de rejeito a montante no Brasil (ABNT, 1993; BRASIL, 2020).

Figura 6 - Desenho esquemático de alteamento a montante.

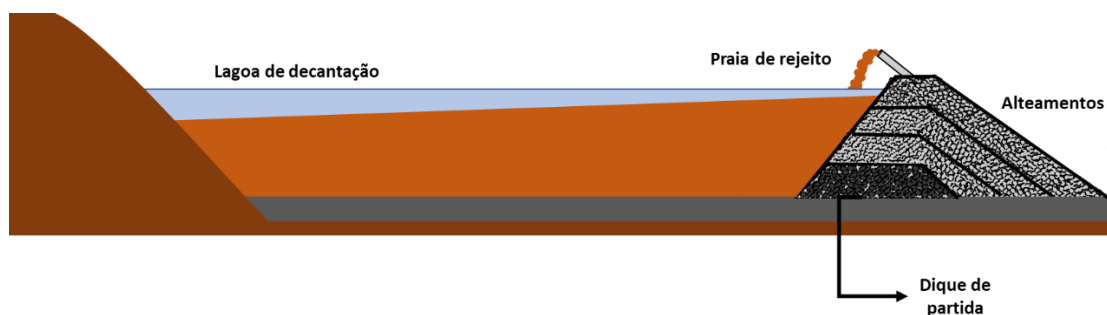


Fonte: Albuquerque Filho (2004) e Russo (2007). Adaptado pelo autor.

No método para jusante (Figura 7), a compactação do aterro subsequente é feita no talude anterior, e foi uma alternativa desenvolvida para operações em que os rejeitos não apresentam características adequadas do ponto de vista geotécnico para serem aplicados na fundação. De acordo com Lozano (2006), o dique de partida é impermeabilizado com sistema de drenagem interna para que a água não possa infiltrar-se no maciço.

É um método que apresenta custo maior e uma vez que os alteamentos são feitos para jusante, maior quantidade de material é necessária e deve-se garantir o espaço a jusante para que sejam feitas as sequências de alteamentos. Como vantagem, não há limitação de altura e não é utilizado o rejeito no barramento (KLOHN, 1982).

Figura 7 - Desenho esquemático de alteamento a jusante.

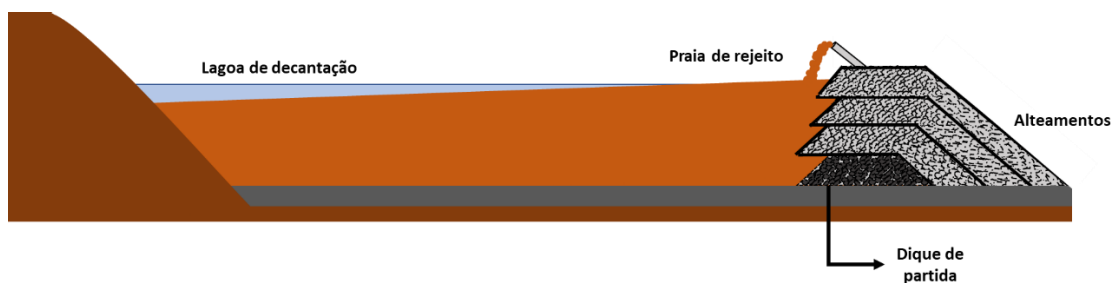


Fonte: Albuquerque Filho (2004) e Russo (2007). Adaptado pelo autor.

O método de linha de centro (Figura 8) consiste em alteamentos sem alteração da direção em relação ao dique de partida e é considerado um desdobramento do método de jusante. Sendo assim, as cristas dos alteamentos ficam alinhadas na vertical. Apenas uma parcela do alteamento é apoiada sobre o rejeito disposto na barragem, o restante tem como base ou a própria estrutura do terreno ou o alteamento anterior (RUSSO, 2007).

Como vantagem, há redução da quantidade de material de empréstimo necessário, comparado com o método de jusante, reduzindo custos.

Figura 8 - Desenho esquemático de alteamento por linha de centro.

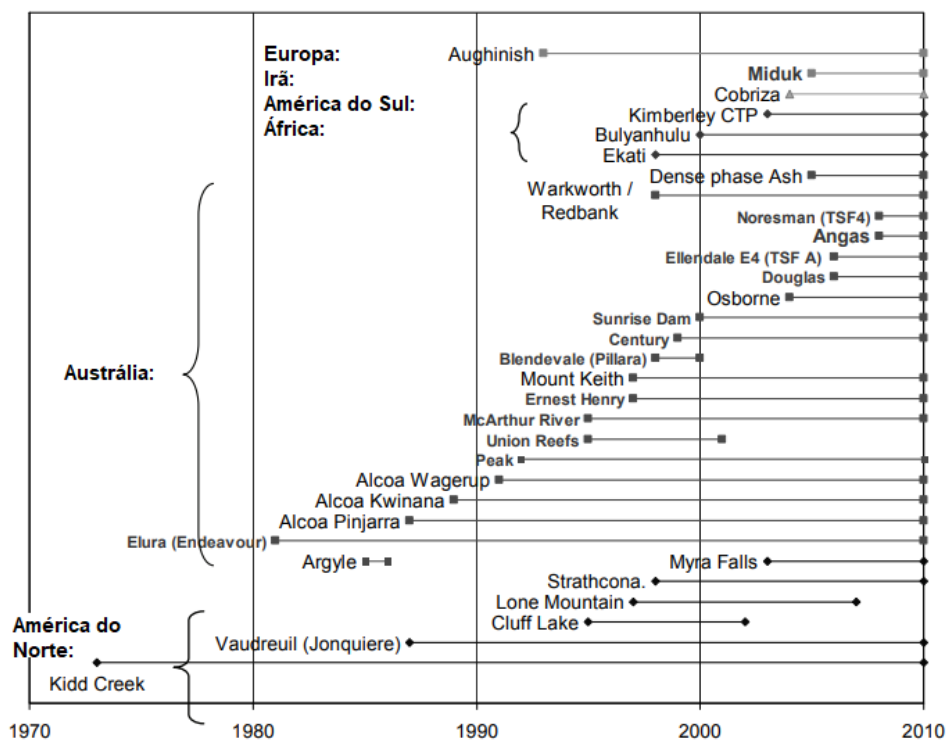


Fonte: Albuquerque Filho (2004) e Russo (2007). Adaptado pelo autor.

4.2.3. Disposição de polpas desaguadas (*paste and thickened tailings*)

A disposição de polpas desaguadas foi proposta por Robinsky (1975), que identificou que o material precisaria ser homogêneo, não segregável e ao ser disposto ter um ângulo de repouso mais acentuado. Entretanto, a técnica não foi aplicada amplamente no início. Apenas com o tempo e com a mudança de contexto relacionada à disposição de rejeito, passou a ser mais utilizada, como ilustrado na Figura 9, na qual é possível verificar a linha do tempo de operações de rejeito espessado (SEDDON e WILLIAMS, 2010).

Figura 9 - Linha do tempo de operações de disposição de rejeito espessado.



Fonte: Seddon e Williams (2010). Adaptado pelo autor.

O Canadá, como mencionam Oxenford e Lord (2006), liderou a vanguarda da disposição de rejeitos espessados, com início na década de 70, em Kidd Creek, numa mina de cobre e zinco, que utiliza disposição superficial, sendo a mais antiga e longa operação no mundo. Os autores ainda citam outras operações que seguiram esta linha no Canadá, como a refinaria de alumina Jonquière que implementou esta técnica em 1987. Desde então, outras operações vêm surgindo, como na Myra Falls Mine (Figura 10), que desagua o rejeito com espessadores e combina com uma porção filtrada resultando em um material com 65 a 68% de sólidos em massa. São utilizadas bombas de deslocamento positivo para realizar o transporte da polpa e a água é reaproveitada nas plantas industriais.

Figura 10 - Disposição de rejeitos espessados em Myra Falls.



Fonte: Oxenford e Lord (2006).

A Tabela 1 apresenta um sumário com esta e outras aplicações, sendo possível notar que a tecnologia de rejeitos espessados é utilizada por diferentes indústrias e já é aplicada há um tempo, porém nos últimos anos tem se expandido em maiores proporções devido aos acidentes com barragens e maior preocupação ambiental. No Brasil, por exemplo, o seu uso ainda é reduzido ao contrário de países como Peru, Canadá e Austrália (FRANÇA e TRAMPUS, 2018; PORTES, 2013).

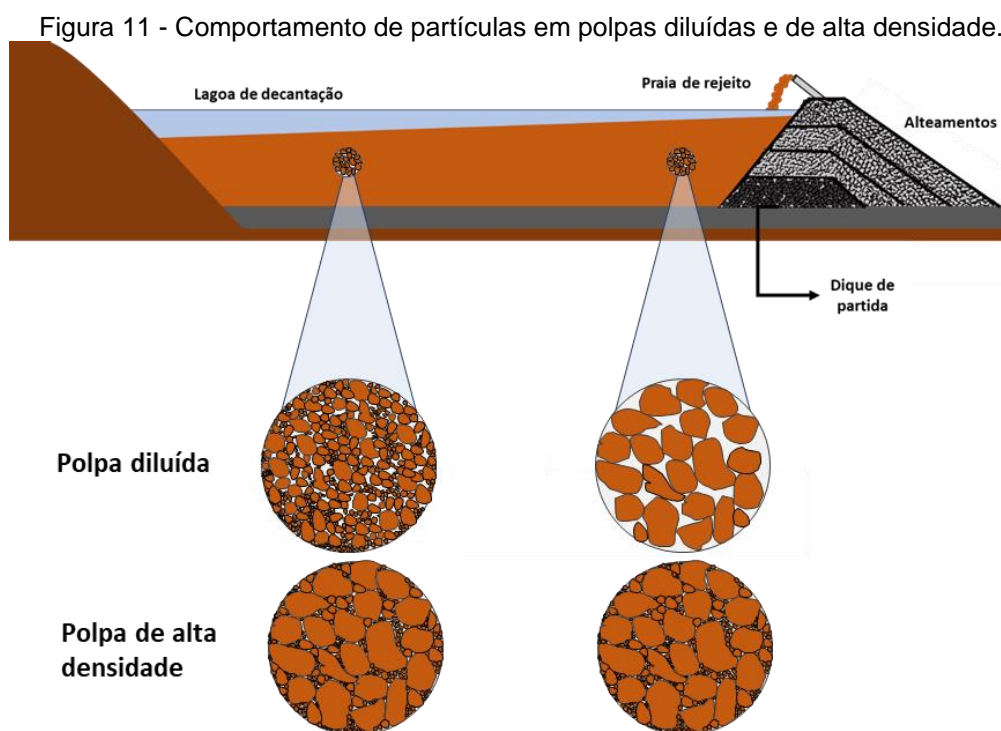
Tabela 1 - Sumário de operações que utilizam pasta e rejeitos espessados no Canadá.

Operação - Data de início	Indústria
Kidd – 1973	Zinco/Cobre
Line Creek – 1981	Carvão
Jonquière – 1987	Alumínio/Bauxita
Cluff Lake – 1995	Urânio
Ekati – 1995	Diamante
Misseg River – 2003	Areias betuminosas
Myra Falls – 2003	Zinco/Cobre

Fonte: Oxenford e Lord (2006). Adaptado pelo autor.

Nas barragens em operação, a disposição do rejeito de forma diluída representa maior aporte de água de processo. Tal característica é uma desvantagem exposta por Chaves (2013). A polpa de alta densidade tem menos água, portanto ocupa volume menor no reservatório. Devido à alta concentração de sólidos e à inclinação da superfície do depósito, a água de chuva se infiltra menos no material também. Nas polpas diluídas, há a segregação das partículas, na qual as partículas mais grossas tendem a se depositar próximas do ponto de

disposição enquanto que as mais finas, por terem massa e velocidade de sedimentação baixas apresentam, por consequência, quantidade de movimento reduzida, e se deslocam com o fluxo de água, o que não acontece no caso de polpas de alta densidade conforme pode ser observado na Figura 11 (BOGER, 2013; FRANÇA; TRAMPUS, 2018).



A disposição de rejeitos espessados vem sendo discutida por Fernández-Iglesias *et al.* (2013), Fourie (2012) e Davies *et al.* (2011) como uma possibilidade de redução de água de processo nas estruturas de contenção de rejeitos e pode representar um aumento da vida útil com o aumento da densidade da barragem, e aumento da segurança, uma vez que não há formação das lagoas de contenção. França e Trampus (2018), indicam que 47% dos rompimentos de barragem estão associados à liquefação, que está ligada à presença de água nas estruturas.

As vantagens de polpas de alta densidade não segregáveis também foram expostas por Fourie (2012). O autor menciona operações que tiveram custos diminuídos na construção e no fechamento das barragens. Relata ainda ganho de densidade e resistência com a utilização de rejeitos espessados. A redução de infiltração e lixiviação também foram notadas e vantagens na recuperação de

água, uma vez que é recuperada no equipamento de desaguamento evitando perdas de evaporação e infiltração (COOLING, 2007; KAM *et al.*, 2011; MCPHAIL *et al.*, 2004).

Van Deursen (2016) estudou alternativas de desaguamento e disposição para o rejeito de bauxita e levantou o efeito de secagem que ocorre no material quando depositado (Figura 12), destacando a importância da estratégia adequada de alternar pontos de disposição para isso. O autor ressalta ainda vantagens relacionadas com o uso de água e que a consistência que o material se encontra torna mais difícil que volte a estar em suspensão.

Figura 12 - Efeito de evaporação do material adensado quando disposto.



Fonte: Van Deursen (2016).

Watson *et al.* (2010) abordam uma comparação entre as vantagens e desvantagens da disposição de rejeitos espessados. O autor destaca as vantagens de recirculação de água, aumento de vida útil das estruturas de contenção, o custo menor com as mesmas e menores impactos ambientais. Entretanto, devem ser considerados alguns pontos de atenção: o percentual de sólidos atingido varia muito conforme o equipamento de desaguamento utilizado e a característica do material. Para melhorar a eficiência do espessamento e alcançar alta densidade é requerida a utilização de floculantes, e estrutura de preparo, acarretando custos de CAPEX e OPEX. De acordo com a tensão de escoamento que o material atinge, são necessárias bombas de deslocamento positivo (com custo superior ao de bombas centrífugas utilizadas em polpas diluídas), revestimento de tubulações em alguns casos e instalação de diversos pontos de descarga para distribuição do material.

Com relação aos custos de capital, Mcphail *et al.* (2004) verificaram que como

há aumento da vida útil da barragem na mina de Osborne e diminuição do seu volume, seria possível chegar a economias próximas de USD 2,5 milhões nos 6 anos de operação da barragem, devido à menor necessidade de alteamentos. Outros pontos são apresentados: redução na perda de água, redução nos custos de bombeamento de retorno de água e na manutenção com os equipamentos de bombeamento. Os autores estimam que a economia total de custo operacional é em torno de USD 56 mil por ano.

Riquelme (2020) realizou um estudo sobre a relação da recuperação de água, o consumo específico de energia e a concentração de sólidos em rejeitos espessados para projetos de engenharia. O trabalho propõe que os custos tendem a aumentar com o aumento da concentração de sólidos, embora seja possível, ao elaborar um modelo de consumo específico de energia associado à recuperação de água, encontrar uma faixa ótima de espessamento que promova o melhor custo-benefício.

Mcphail *et al.* (2004) apresentam o projeto de implementação de disposição de rejeito espessado utilizado na mina Osborne em Queensland, na Austrália. O projeto foi inicialmente motivado pela necessidade e potencial de recuperação de água e chegaram à conclusão de que havia outros ganhos, tais como redução de gastos, melhores condições de operação, a análise geotécnica mostrou menor potencial de erosão e infiltração. No estudo realizado por Macnamara; Khoshniaz e Hashemi (2011) sobre o projeto de disposição de rejeito espessado de uma mina de cobre no complexo de Sarchesmeh, foi verificado o ganho de recuperação de água com perdas pequenas e ganho de 30 anos na vida útil da estrutura de contenção.

Segundo Jewell (2010), é possível ter ganhos com água, energia, reagentes e redução de gastos com a estrutura de disposição, utilizando a tecnologia de disposição de rejeitos espessados, entretanto o autor afirma que para se ter uma real projeção das vantagens financeiras é necessário considerar todo o ciclo de vida e até os planos de fechamento. Um outro aspecto levantado pelo autor é o de que a imagem percebida pela sociedade desta alternativa deve ser considerada.

Para o caso de já existir uma estrutura de disposição e ser feita uma transição, Kam *et al.* (2011) abordaram o início da disposição de rejeitos espessados na mina Musselwhite no Canadá. Foram feitos ensaios em escala de bancada e piloto e a viabilidade foi confirmada em projeto conceitual. Os autores relatam que neste projeto a transição de uma disposição diluída para adensada foi fácil, e foi possível alcançar o nível de polpa não segregável e os parâmetros como ângulo, densidade, concentração de sólidos dentro do esperado e melhores em alguns casos. Desta forma, indicaram que a projeção de vida útil da estrutura seria ainda maior que o previsto inicialmente.

4.2.4. Caracterização de polpas adensadas

As polpas podem ser classificadas como segregáveis e não segregáveis. As polpas segregáveis tendem a possuir menor percentual de sólidos à medida que são adensadas, normalmente com adição de polímeros, o percentual de sólidos aumenta e é possível atingir um nível de alta densidade no qual não há mais segregação de partículas ou pasta. As pastas minerais são sistemas coloidais que apresentam elevada viscosidade e tensão de escoamento, homogeneidade e baixa presença de água livre superficial (FRANÇA; TRAMPUS, 2018).

Na caracterização das polpas, alguns aspectos devem ser levados em conta, tais como: tensão de escoamento, nível de abatimento, consistência, ângulo de disposição, liberação de água e segregação de partículas. Os parâmetros citados podem ser avaliados com ensaios de reologia, ensaios de *slump* e de *flume* (OSORIO *et al.*, 2008).

4.2.4.1. Reologia

De acordo com Whorlow (1980), a reologia é o ramo da ciência que estuda as deformações e escoamentos dos materiais, englobando medidas de elasticidade, plasticidade e viscosidade. Dealy (1995) apresentou os conceitos iniciais e nomenclaturas de materiais viscoelásticos solicitados no Comitê Executivo em 1981 e que teve o relatório final concluído em reunião do comitê

em 1983.

As polpas de rejeito espessados têm uma dependência com as características reológicas. De acordo com Sofrà e Boger (2011), foi uma evolução a importância que tem se dado à reologia, ao entender melhor a influência de diversas características das partículas na reologia, tais como tamanho e forma, cisalhamento e mineralogia.

Conforme Ferreira *et al.* (2005), entre as formas para caracterização da reologia de uma suspensão estão as medidas de tensão de cisalhamento *versus* taxa de cisalhamento, que podem ser feitas através de equipamentos denominados viscosímetros de tubo ou rotacionais. Segundo Possa e Nascimento (2010), Isaac Newton foi um dos precursores dos estudos envolvendo fluidos. Em seu modelo um fluido entre duas lâminas paralelas, com uma aplicação de força tangencial apenas na lâmina superior, teria a velocidade de partículas variando da mesma velocidade da lâmina superior até zero, próximo à lâmina inferior. A tensão de cisalhamento é calculada por uma relação entre a força e unidade de área cisalhante conforme a Equação 1:

$$\tau = \frac{F}{A}$$

Equação 1 - Equação para tensão de cisalhamento.

Onde:

τ : tensão de cisalhamento (Pa)

F: força de cisalhamento (N)

A: área (m²)

A taxa de cisalhamento é entendida como a deformação ou deslocamento das partículas e é uma relação entre o gradiente de velocidades entre as partículas e a distância, representada na Equação 2.

$$\gamma = \frac{\partial v}{\partial x}$$

Equação 2 - Equação de taxa de cisalhamento.

Onde:

γ : taxa de cisalhamento (s^{-1})

∂v : variação de velocidade da partícula (m/s)

∂x : variação da distância (m)

Segundo Possa e Nascimento (2010), os fluidos podem ser classificados em fluidos newtonianos e não newtonianos. Segundo a Lei de Newton da Viscosidade, alguns fluidos têm a viscosidade proporcional à taxa de cisalhamento e constante com o tempo, a constante de proporcionalidade é a viscosidade absoluta ou dinâmica, que pode ser calculada pela Equação 3, e os fluidos são denominados newtonianos. Os fluidos não newtonianos, por outro lado, não apresentam uma relação de proporcionalidade entre taxa e tensão de cisalhamento constante e a viscosidade é denominada viscosidade aparente, e que pode variar pelas características que fluido sofre deformação e com o tempo.

$$\eta = \frac{\tau}{\gamma}$$

Equação 3 - Cálculo de viscosidade.

Onde:

η : viscosidade (Pa.s)

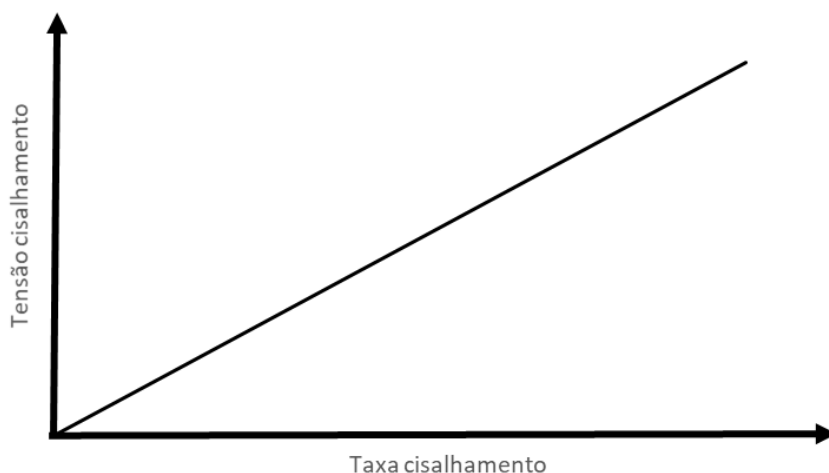
τ : tensão de cisalhamento (Pa)

γ : taxa de cisalhamento (s^{-1})

Chaves (2013) observou que líquidos usuais comumente apresentam o comportamento de fluidos newtonianos, que podem ser expressos conforme a Figura 13, na qual a viscosidade é o coeficiente angular da reta. Klimpel (1982) complementa que polpas de baixo percentual de sólidos, até 50% em volume, podem também apresentar comportamento newtoniano. Entretanto, o escoamento de polpas minerais tende a ser não newtoniano, e a maior parte podem ser descritos aproximadamente como modelos de Bingham ou visco-

plásticos.

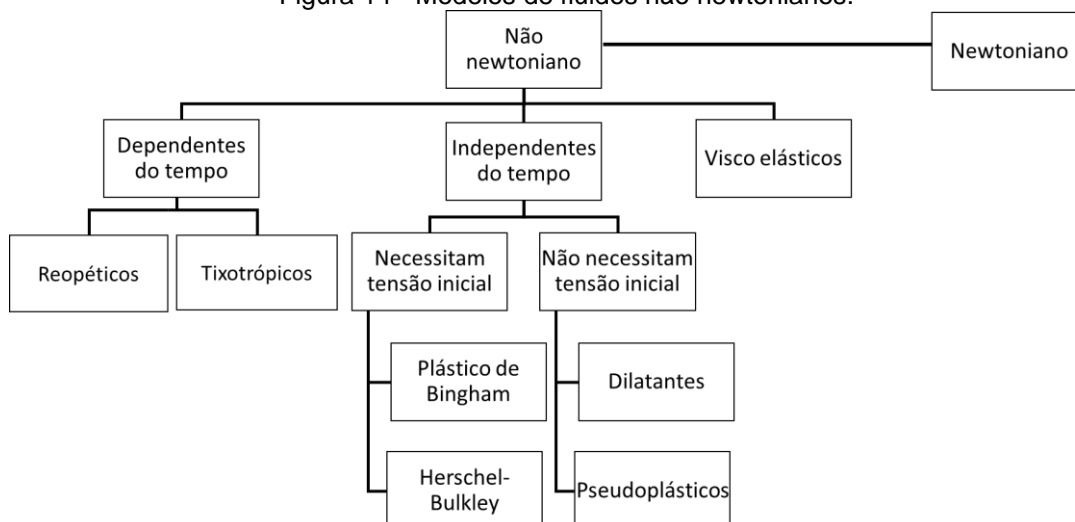
Figura 13 - Comportamento de fluidos newtonianos.



Fonte: Kawatra; Bakshi (1996). Adaptado pelo autor.

Segundo Nguyen e Nguyen (2012) os fluidos não newtonianos são classificados em dependentes do tempo, independentes do tempo e viscoelásticos. Os dependentes do tempo têm suas características variando com o tempo para uma mesma tensão aplicada, os independentes não alteram com o tempo e os viscoelásticos apresentam propriedades de materiais viscosos e elásticos e tendem a retornar à posição inicial após uma deformação. A Figura 14 apresenta os modelos de fluidos não newtonianos.

Figura 14 - Modelos de fluidos não newtonianos.

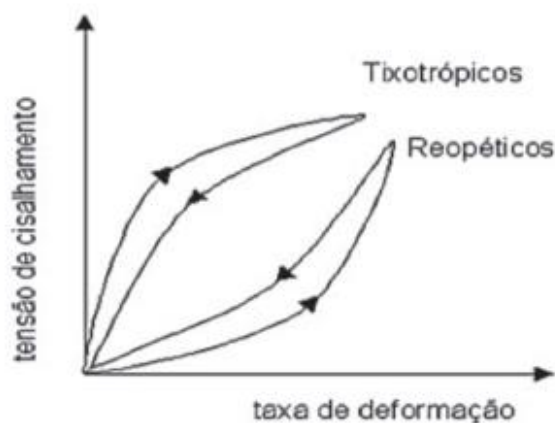


Fonte: Costa (2017). Adaptado pelo autor.

Os fluidos dependentes do tempo se dividem em reopéticos e tixotrópicos (Figura

15), quando submetidos a uma deformação constante os reopéticos apresentam um aumento de viscosidade com o tempo, enquanto os tixotrópicos possuem uma redução da viscosidade ao longo do tempo. Em ambos, a viscosidade tende a retornar ao valor inicial quando cessa a deformação (SOCHI, 2010).

Figura 15 - Comportamento de fluidos não newtonianos dependentes do tempo.

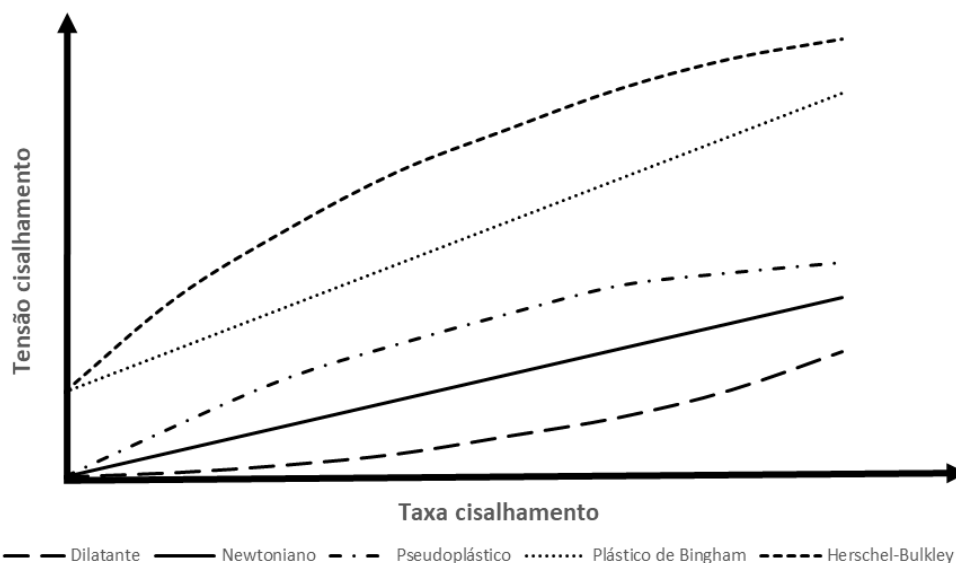


Fonte: Moreno (2005).

Os fluidos independentes do tempo (Figura 16) podem apresentar dois comportamentos distintos: necessitar de uma tensão inicial para iniciar o escoamento ou não. Os que apresentam a tensão inicial ou tensão limite de escoamento são denominados plásticos de Bingham ou Herschel-Bulkley. O plástico de Bingham é caracterizado por apresentar um comportamento de fluido newtoniano para tensões acima da tensão inicial de escoamento, ou seja, a partir desta há uma relação linear entre taxa e tensão de cisalhamento. O fluido Herschel-Bulkley não apresenta relação linear a partir da tensão inicial (NGUYEN; NGUYEN, 2012).

Os fluidos independentes do tempo, que não apresentam tensão inicial de escoamento, são denominados dilatantes ou pseudoplásticos. Nos dilatantes, quando há um aumento de taxa de cisalhamento, a viscosidade também aumenta, o material se expande, as moléculas estão menos ordenadas e geram mais contato e atrito, pois não há líquido suficiente para preencher os vazios, enquanto nos pseudoplásticos há uma redução da viscosidade com o aumento da taxa, as moléculas se apresentam mais ordenadas, gerando menos atrito (NGUYEN; NGUYEN, 2012).

Figura 16 - Comportamento dos fluidos independentes do tempo



Fonte: Nguyen; Nguyen (2012). Adaptado pelo autor.

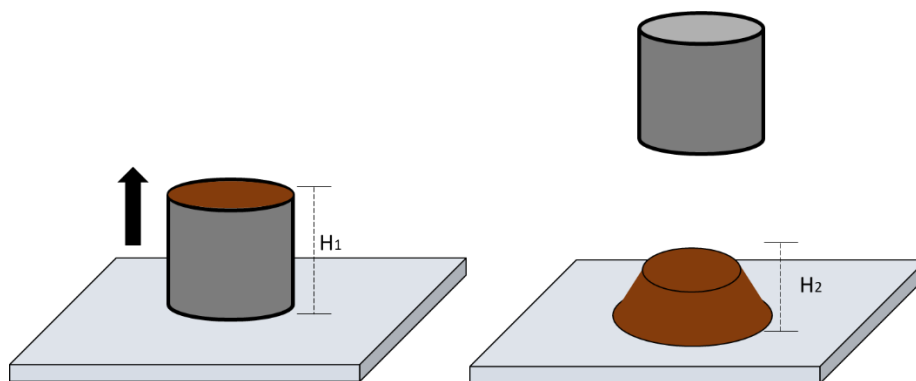
Em estudos de rejeitos adensados, a tensão de escoamento é um importante parâmetro e comumente analisada em função do percentual de sólidos. Boger (2011) verificou que as referências têm ampla variação, rejeitos espessados em alguns materiais não passam de tensões de 10 Pa e a pasta pode ir até 1000 Pa. Um dos exemplos apresentados pelo autor é a indústria de alumínio que manuseia um material de cerca de 40 Pa. Por conseguinte, é importante a realização de estudos aprofundados de cada material específico.

4.2.4.2. Ensaio de *slump*

Os ensaios de *slump* têm sido amplamente utilizados com o objetivo de verificar a consistência do material pela análise visual do material e pelo cálculo do abatimento. Outrossim, o ensaio foi normatizado pela ASTM em 1998 para verificar consistência do concreto e consiste em preencher um cone com dimensões pré-definidas, sendo o raio da base o dobro do raio do topo, com o material até completar o volume total. Em seguida o cone é retirado, o material escoar e é medida a altura final do material. Pela diferença de altura inicial e final dividido pela altura inicial é calculado o abatimento. Quanto menor a consistência maior será o valor do abatimento (PHASIAS *et al.*, 1996; CLAYTON *et al.*, 2003). Chandler (1986) iniciou o desenvolvimento de uma adaptação do ensaio ao utilizar cilindro ao invés de cone, a representação do ensaio está esquematizada

na Figura 17. Pashias *et al.* (1996) verificaram que o ensaio com cilindro possui boa correlação com a tensão de escoamento do material, além de ser um método rápido e fácil, que não necessita da aquisição de equipamentos de maior valor. Clayton *et al.* (2003) complementaram o tema fazendo um comparativo entre os métodos do cone e do cilindro e comparando com medidas de tensão de escoamento, corroborando que o método do cilindro resultou em valores mais acurados para correlação com tensão de escoamento.

Figura 17 - Representação esquemática do ensaio de *slump*.



Fonte: Clayton *et al.* (2003). Adaptado pelo autor.

O abatimento em percentual é então calculado pela razão entre a diferença de altura inicial e final e a altura inicial conforme Equação 4.

$$S = \frac{H_1 - H_2}{H_1} * 100$$

Equação 4 - Cálculo do abatimento (S).

Onde:

S: abatimento (%);

H₁: Altura inicial (cm);

H₂: Altura final (cm).

Segundo Clayton *et al.* (2003) e Osorio (2005) a utilização do cilindro na mineração apresenta algumas vantagens, tais como: melhor determinação da tensão de escoamento, facilidade de preenchimento do material no cilindro, além de maior consistência do material ao final do ensaio.

4.2.4.3. Ensaio de *flume*

O ângulo de disposição é relevante se tratando de rejeitos espessados ou pastas, uma vez que tende a ser diferente do de polpas diluídas. O parâmetro pode ser determinado através de ensaios de *flume* ou calha com boa precisão (BLIGHT *et al.* 1985).

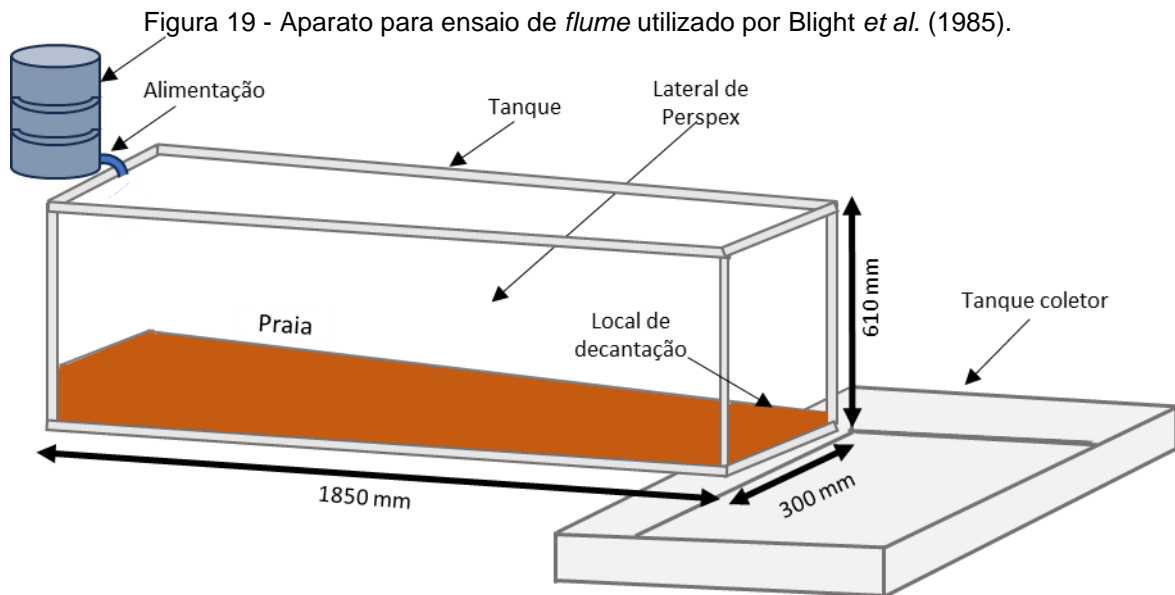
De acordo com Sofrà e Boger (2002), o ângulo de disposição pode variar de acordo com as características de reologia do fluido e parâmetros operacionais, como a vazão de disposição além da topografia. Osorio (2005) demonstrou que maiores percentuais de sólido nas polpas minerais levam a maiores valores de ângulo de repouso para uma mesma inclinação, a calha utilizada tinha dimensões de 100 cm de comprimento, 20 cm de largura e 20 cm de altura (Figura 18).

Figura 18 - Aparato utilizado por Osorio (2005) para *flume test*.



Fonte: Osorio (2005).

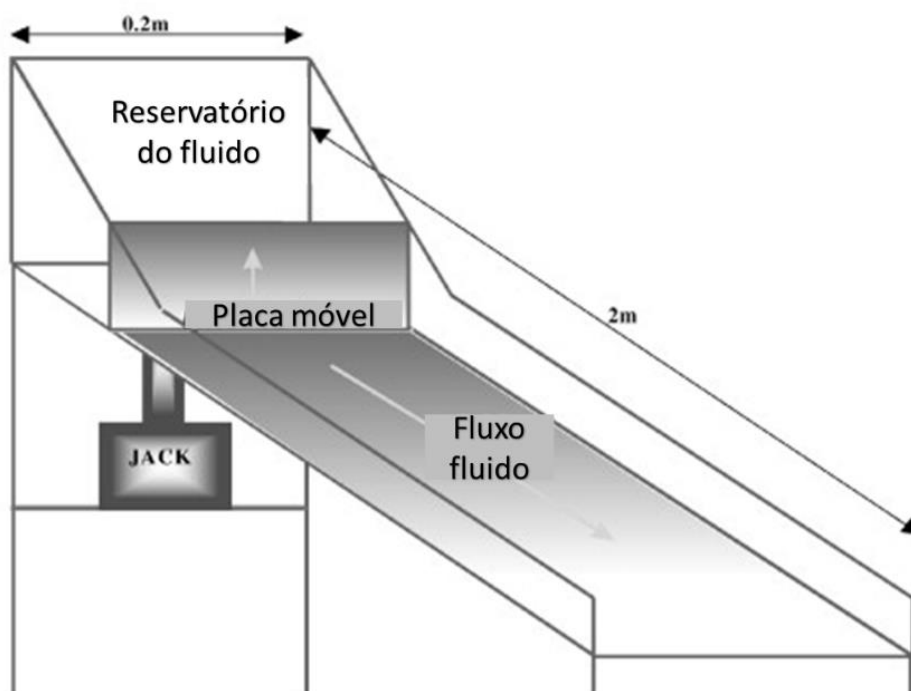
Blight *et al.* (1985) utilizaram o aparato apresentado na Figura 19, com 150 cm de comprimento efetivo, e verificaram que ensaios de laboratório podem fornecer boas aproximações do ângulo de repouso do material.



Fonte: Blight *et al.* (1985). Adaptado pelo autor.

Sofrà e Boger (2002) realizaram ensaios em estudos de reologia de lama vermelha utilizando um aparato com 2 m de comprimento e 0,2 m de largura (Figura 20). Os autores corroboraram a importância do conhecimento da reologia do material, e que além de auxiliar a previsão do ângulo de disposição da polpa para garantir o melhor aproveitamento do depósito, foi verificado que o ângulo tem relação com a tensão de escoamento e viscosidade.

Figura 20 - Aparato utilizado por Sofrà e Boger (2002) para ensaio de *flume*.



Fonte: Sofrà e Boger (2002). Adaptado pelo autor.

Gao e Fourie (2015) fizeram uma avaliação dos ensaios de *flume* na qual verificaram que este ensaio pode fornecer também uma boa estimativa da tensão de escoamento do material e constataram que o perfil final do material no *flume* é dependente de variações na tensão de escoamento, mas não apresentou tanta sensibilidade para variações da viscosidade.

4.3. DESAGUAMENTO DE REJEITOS

As operações de separação sólido-líquido são amplamente utilizadas no intuito de se obter uma polpa com maior percentual de sólidos ou obter um líquido clarificado. Dentre as operações de separação sólido-líquido para o desaguamento de rejeitos, destacam-se o espessamento e a filtragem (CHAVES, 2013).

A obtenção da polpa de alta densidade demanda equipamentos de separação sólido-líquido para que se consiga eliminar o máximo possível de água e adensar a polpa. Como exposto na Figura 1, uma alternativa é o uso de espessadores. A operação de separação sólido-líquido será detalhada nos itens 4.3.1 e 4.3.2.

4.3.1. Equipamentos

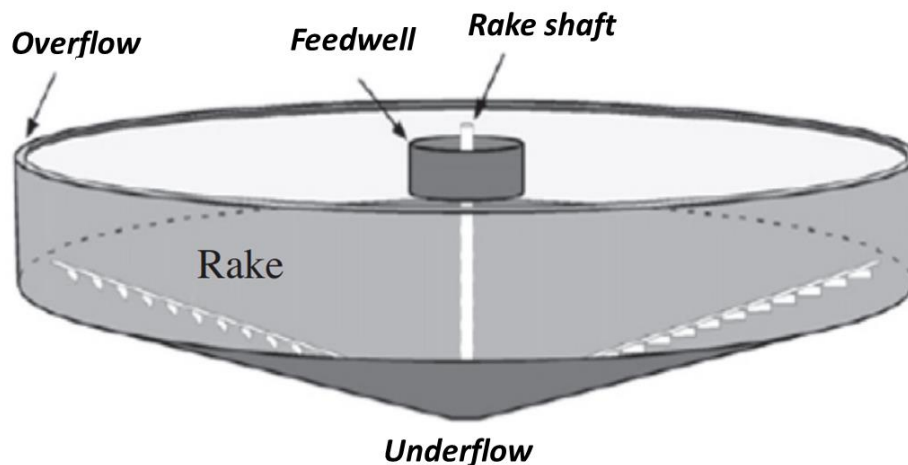
Os espessadores são equipamentos que promovem o desaguamento através da sedimentação dos sólidos em seu interior, de forma que se alcance um percentual de sólidos de 65 a 75%. À medida que o sólido se deposita há o efeito da compressão pela camada de material espessado sobrejacente. Além do aumento da concentração de sólidos no *underflow*, o espessador pode ser utilizado na recuperação de água, aumento da densidade da polpa para favorecer etapas subsequentes e separação de elementos dissolvidos provenientes de lixiviação (CHAVES, 2013; OLIVEIRA *et al.*, 2004).

A depender da finalidade do processo, a técnica pode ser denominada clarificação, caso o objetivo seja recuperar o líquido clarificado. Por outro lado, caso o interesse seja o material adensado, o processo é denominado

espesamento (CHAVES, 2013).

Segundo Chaves (2013), o equipamento é composto por uma parte cilíndrica e uma parte inferior cônica, sendo que o fluxo de líquido clarificado, denominado *overflow*, transborda em calhas, e o sólido adensado, denominado *underflow*, é direcionado para uma saída no centro da parte cônica (Figura 21). A alimentação é feita pelo *feedwell* projetado para melhor distribuir a polpa, dissipar a energia cinética e promover melhor contato entre partícula e floculante. O equipamento também possui um dispositivo responsável pelo direcionamento do material adensado para o ponto de saída, denominado rastelo ou *rake*, que além de auxiliar a remoção do material também auxilia na liberação de água do material à medida que rearranja os sólidos com seu movimento, promovendo o chamado *channeling*. O autor ainda pontua que o *rake* pode remover bolhas de ar ou de água presas nas partículas e evitar o aterramento do espessador ao manter o material depositado em suspensão.

Figura 21 - Representação básica de um espessador convencional.



Fonte: Shahrivar *et al.* (2013).

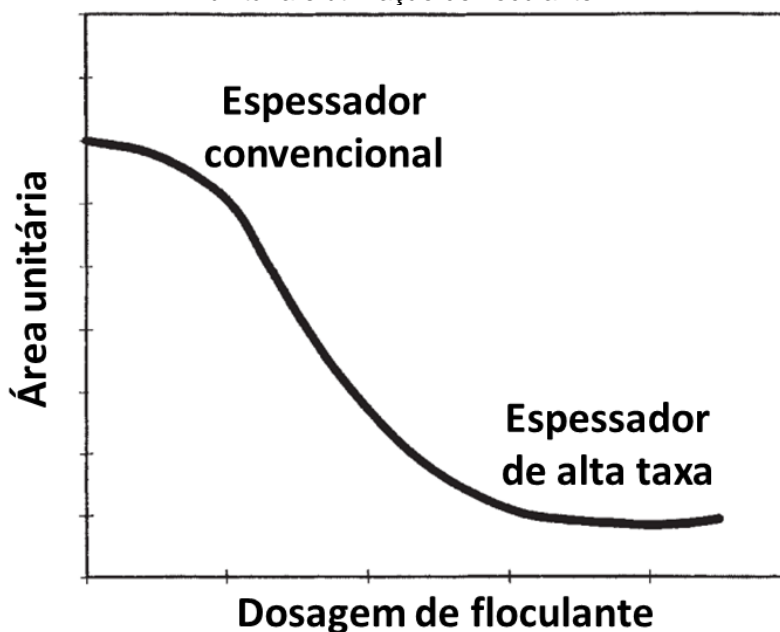
Existem diferentes mecanismos de sustentação dos equipamentos do espessador que são em ponte, quando o espessador tem diâmetro (\emptyset) de até 30 m, em coluna para tamanhos intermediários - superiores a 25 m de \emptyset -, que consiste em uma coluna estacionária de concreto ou aço. A terceira opção é a de *traction-drive*, para espessadores maiores que 60 m de \emptyset e que não possibilitam a construção de túneis abaixo do equipamento, segundo Dahlstrom

et al. (1999). Segundo Chaves (2003), há também a alternativa de sustentação em “*caisson*”, que elimina a necessidade de túnel, pois há uma estrutura de concreto no centro do espessador que abriga as bombas.

Os principais parâmetros que podem influenciar o desempenho do espessamento são a densidade, viscosidade e temperatura da polpa, tamanho, distribuição granulométrica e formato das partículas, presença de reagentes agregantes, molhabilidade das partículas e forma de alimentação e saída do *underflow* (OLIVEIRA *et al.*, 2004).

Conforme Schoenbrunn (2011) e Schoenbrunn *et al.* (2019), os principais tipos de espessadores são o convencional, de alta taxa, de alta taxa sem *rake*, de alta densidade e de pasta ou *deep cone*. O desenvolvimento de novas tecnologias possibilitou que progressivamente maiores valores de percentual de sólidos pudessem ser alcançados. O primeiro avanço tecnológico foi o desenvolvimento de polímeros floculantes, que possibilitaram o aumento da razão de espessamento, e então vieram os espessadores de alta taxa (*high rate*) ou de alta capacidade (*high capacity*). Um comparativo entre ambos em termos de utilização de floculante e área unitária está apresentado na Figura 22.

Figura 22 - Comparativo entre espessadores convencionais e de alta taxa com relação a área unitária e utilização de floculante.



Fonte: Dahlstrom *et al.* (1999). Adaptado pelo autor.

Com o aumento da altura da camada de material espessado, vieram os denominados espessadores de alta densidade (*high density*). Um novo avanço veio com o desenvolvimento dos espessadores *deep cone*, que além de ter camadas mais altas de materiais espessados e de coluna sobrejacente para aumentar a pressão hidrostática e promover o “*channeling*”, tem adaptações no ângulo da seção cônica para permitir o descarregamento do *underflow*. Esses equipamentos podem promover um adensamento tão alto do material que podem requerer até 5 a 10 vezes mais torque no mecanismo de acionamento do que equipamentos de alta taxa (SCHOENBRUNN, 2011). A Tabela 2 apresenta uma relação entre os diferentes espessadores e suas características.

Tabela 2 - Tipos de espessador e suas características.

Espessador	Hi-Rate	Ultra Rakeless	Hi-Density	Paste
Ângulo da parte cônica (°)	0-9	45-60	9-14	30-45
Tensão de Escoamento no <i>underflow</i>	Média (10-30 Pa)	Média (25-50 Pa)	Alta (30-100 Pa)	Muito Alta (100-250 Pa)
Tempo de residência camada (horas)	1-2	4-8	2-4	4-10
Taxa de alimentação unitária (t/h)/m ²	0,35-1,50	-	0,35-1,5	0,3-1,0
<i>Rake</i>	Sim	Não	Sim	Sim
<i>Picket</i>	Não	Não	Sim	Sim
Outras características	Baixa dosagem floculante, boa clarificação <i>overflow</i>	Sem partes móveis, redução de área necessária, baixa complexidade, maior altura lateral	Alta recuperação de água e densidade de <i>underflow</i> , maior altura e menor área comparado ao <i>hi-capacity</i>	Recuperação máxima de água, maior altura lateral

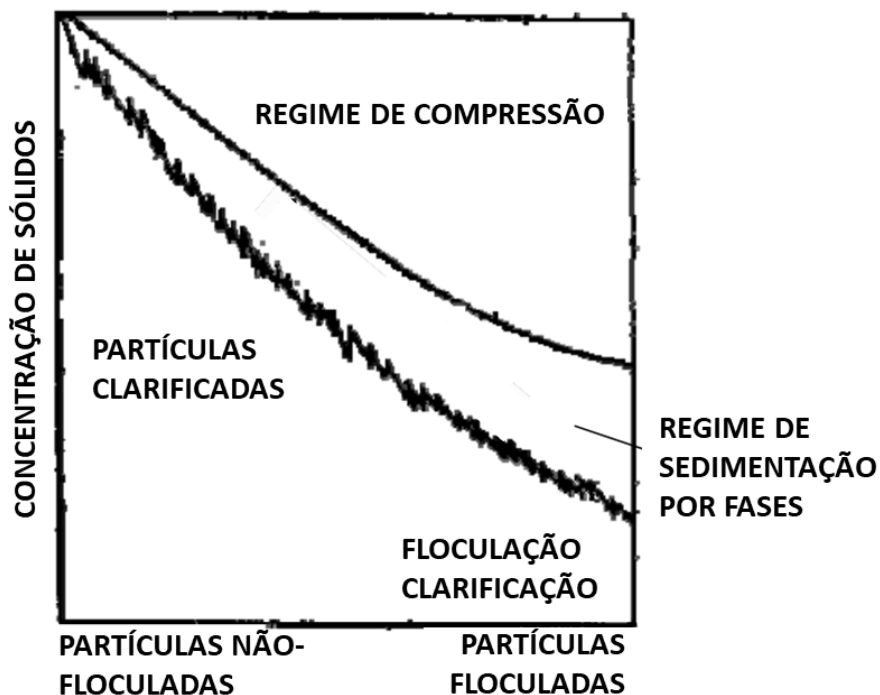
Fonte: McLanahan (c2023), Paterson & Cooke (2019) e Guimarães (2011). Adaptado pelo autor.

4.3.2. Espessamento

Um dos processos envolvidos no espessamento é a sedimentação e no momento da sedimentação é possível observar diferentes eventos ocorrendo com o material. Inicialmente, é formada uma interface entre a polpa em sedimentação e o líquido sobrenadante, que vai se deslocando em direção ao fundo do recipiente, inicialmente com velocidade maior uma vez que se tem sedimentação livre e então de forma mais lenta quando uma partícula começa a interferir na trajetória das outras, ocorrendo a sedimentação perturbada. A sedimentação tem a influência da ação da gravidade, e as partículas também são influenciadas pelo empuxo e pelo atrito entre o líquido e a partícula. Isto ocorre em polpa não floculada em espessadores convencionais (CHAVES, 2013).

De acordo com Fitch (1966), ocorrem três regimes durante a sedimentação que são denominados clarificação, sedimentação por fases e compressão, conforme apresentado na Figura 23. No regime inicial, as partículas não sofrem tanta interferência uma das outras, mas podem ocorrer algumas colisões e aumento de velocidade, caso tenham tendência a se agregar. À medida que se aumenta o percentual de sólidos, há mais colisões entre partículas, entrando no regime de sedimentação perturbada e em seguida o regime de compressão, quando há um efeito de compressão das partículas uma sobre as outras. A sedimentação por fase é o mecanismo das polpas floculadas. Com a utilização de floculantes, o espessamento ocorre por fase. Com floculantes de cadeia longa os flocos são soltos e com muita água contida dentro deles. Para eliminar a água é necessário romper os flocos, o que pode ser feito por pressão hidrostática ou por barras verticais no *rake*, denominadas *pickets*. O aumento da pressão hidrostática decorrente do aumento da altura do espessador permite que se possa romper os flocos e promover a saída da água contida dentro deles por *channeling* (abertura de canais nos flocos).

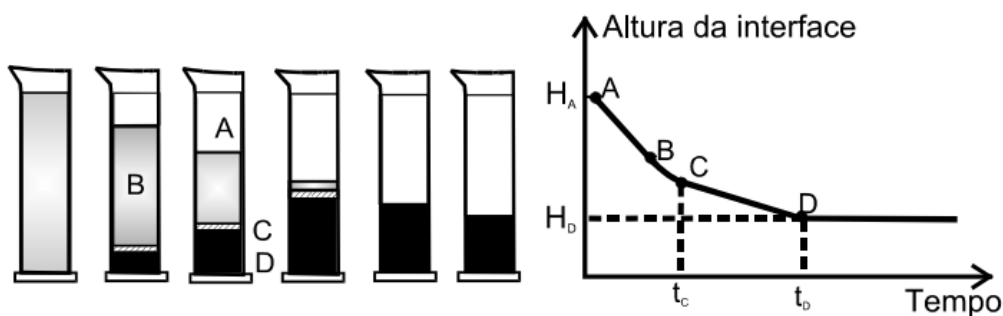
Figura 23 - Regimes de sedimentação.



Fonte: Fitch (1966). Adaptado pelo autor.

Estes comportamentos podem ser observados em ensaios de proveta, em bancada, que são muito utilizados para o dimensionamento de espessadores. A polpa é adicionada na proveta com determinado percentual de sólidos, homogeneizada e adicionado reagentes, se for o caso. Em seguida, a agitação é encerrada e começa a ser registrada a altura da interface entre a fase clarificada e a polpa alimentada em função do tempo, gerando um gráfico como o apresentado na Figura 24 (OLIVEIRA *et al.*, 2004).

Figura 24 - Curva de sedimentação típica com principais regiões.



Fonte: Oliveira *et al.* (2004).

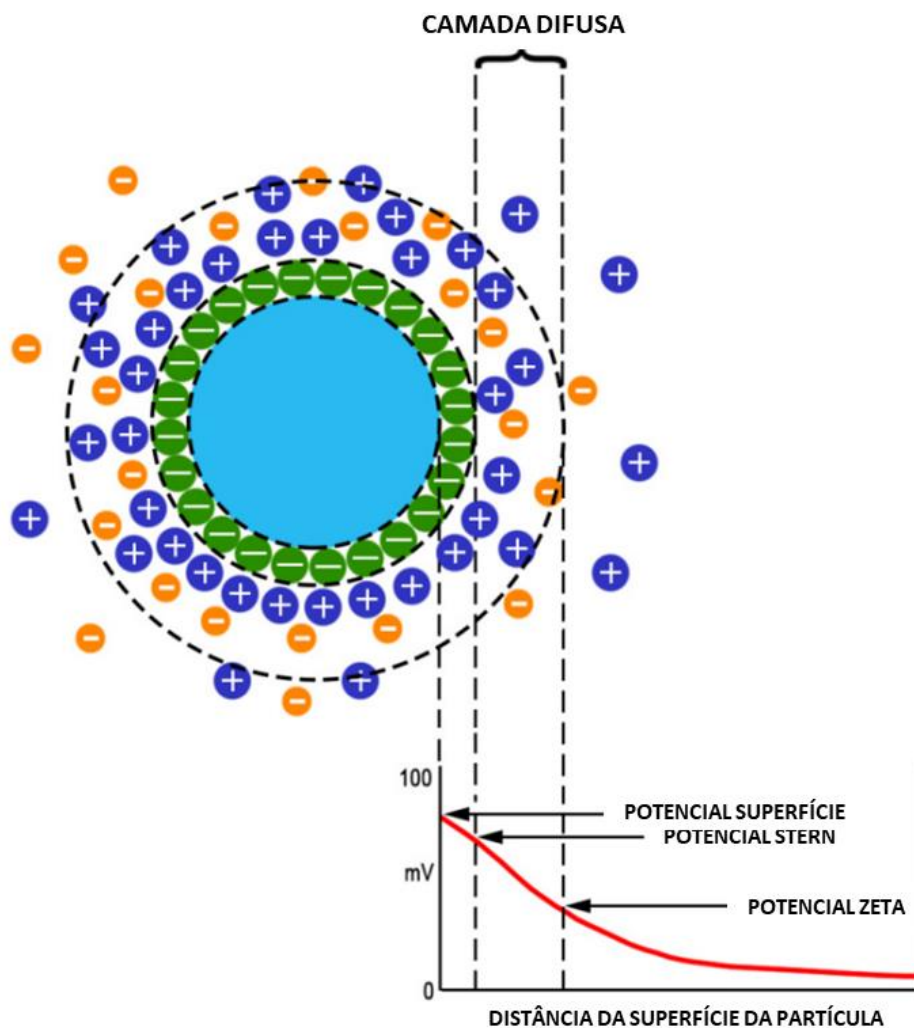
4.3.3. Floculação e coagulação

As partículas em meio aquoso na presença de reagentes estão sujeitas aos fenômenos de interfase, podendo ocorrer adsorção (concentração relativa de determinada espécie química em alguma interfase), que pode ser classificada como física ou química. A adsorção física é do tipo Van der Waals, que é rápida, apresenta baixa seletividade, é reversível e existe a possibilidade de formação de mais de uma camada. As características da adsorção química são: ocorre por ligações químicas primárias, seletividade, irreversibilidade, necessidade de um tempo mínimo de contato e pode haver apenas uma camada (OLIVEIRA *et al.* 2004).

A adsorção pode ser classificada também pela especificidade como não específica, nos casos de atração eletrostática e como específica quando ocorrem outros tipos de interação (OLIVEIRA *et al.*, 2004).

Segundo Monte e Peres (2010) as partículas adquirem carga pela interação entre os íons na superfície e as moléculas de água por diferentes mecanismos, como ionização da superfície e dissolução de íons, por exemplo. De acordo com o modelo de Stern-Gouy-Chapman há formação de uma camada de íons que podem adsorver por adsorção específica ou força eletrostática e os demais íons de carga contrária espalhados por agitação térmica, a dupla camada elétrica está representada esquematicamente na Figura 25.

Figura 25 - Representação esquemática da dupla camada elétrica.



Fonte: Matusiak e Grządka (2017). Adaptado pelo autor.

Segundo Lins e Adamian (2000), a teoria relacionada com a estabilidade de colóides é denominada DLVO em referência à Derjaguin-Landau e Verwey-Overbeek. A energia total livre de interação é calculada pela distância de separação entre as partículas, a energia de interação é o trabalho isotérmico reversível para trazer duas partículas de uma separação infinita até uma certa distância entre as mesmas. A resultante é o somatório da interação entre as duplas camadas elétricas pela superposição e as forças atrativas de Van der Waals conforme a Equação 5 e Figura 26.

$$V_t = V_w + V_e$$

Equação 5 - Energia resultante.

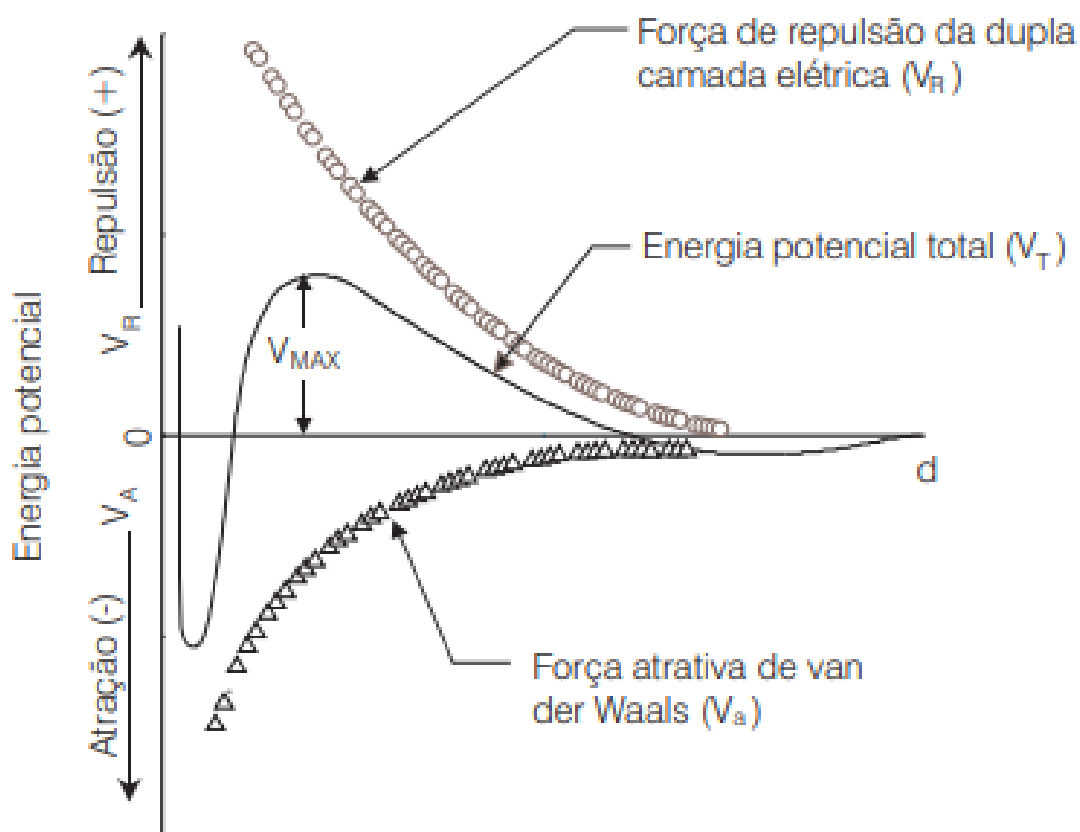
Onde:

V_t : energia total de interação;

V_w : energia das forças de Van der Waals;

V_e : energia das forças elétricas de repulsão.

Figura 26 - Energia de interação de acordo com a Teoria DLVO.



Fonte: Jafelicci Junior e Varanda (1999).

Ainda, de acordo com o exposto por Lins e Adamian (2000), foi verificado que outras forças deveriam ser incluídas na Teoria DLVO, as chamadas forças estruturais, que são hidrofóbicas (atração) ou de hidratação (repulsão), dando origem a Teoria X-DLVO ou DLVO estendida. A teoria estendida pode ainda incluir outras forças, além das estruturais conforme apresentado na Equação 6.

$$Vt = (Vw + Ve) + Vs + Vass + Vm + Vest + \dots$$

Equação 6 - Energia total de interação de acordo com a Teoria DLVO estendida.

Onde:

Vs: energias estruturais;

Vass: energia atrativa de associação hidrofóbica das cadeias orgânicas dos coletores adsorvidos nas partículas;

Vm: energia atrativa magnética para partículas com alta susceptibilidade magnética;

Vest: energia de repulsão da interação entre partes externas de cadeias de polímeros hidrofílicos.

Segundo Oliveira *et al.* (2004), os minerais de granulometria mais fina tendem a possuir maior dificuldade nos processos envolvendo separação sólido-líquido, pois têm menor quantidade de movimento (*momentum*) e as forças intermoleculares de longo alcance e da dupla camada elétrica podem dominar. Ademais, segundo Chaves (2013), partículas menores possuem maior área específica e, conseqüentemente, maior carga elétrica superficial com forças de repulsão proporcionalmente de maior magnitude. A agregação ocorrerá quando as forças de atração superam as forças repulsivas por meio de dois mecanismos principais: a coagulação e a floculação.

a) Coagulação

A coagulação é aplicada quando se tem uma suspensão com partículas muito finas (ditas colóides) e envolve a neutralização da carga, uma vez que os coagulantes são eletrólitos com carga oposta à da superfície das partículas. A adesão das partículas ocorre então com o contato e forças de atração moleculares. A coagulação acontecerá quando as forças atrativas superam as forças repulsivas formando o “coágulo” (OLIVEIRA *et al.* 2004).

Segundo Wills e Finch (2016) e Luz, Sampaio e França (2010), para promover a coagulação é necessário que se elimine ou reduza a barreira energética de caráter repulsivo por meio da redução do potencial zeta ou da espessura da dupla camada elétrica. Segundo os autores, isto pode ser feito alterando a carga

elétrica superficial das partículas com íons determinantes de potencial. Caso H^+ ou OH^- sejam íons determinantes de potencial pode-se promover o efeito por meio da alteração do pH. O ponto isoelétrico pode favorecer a agregação, já que não há repulsão pelas cargas superficiais. Pode ocorrer também pela adsorção específica de íons, que quando presentes na camada de Stern e de carga oposta à da superfície mineral levam à redução do potencial zeta. Pode-se ainda ter a compressão da dupla camada elétrica com utilização de eletrólitos.

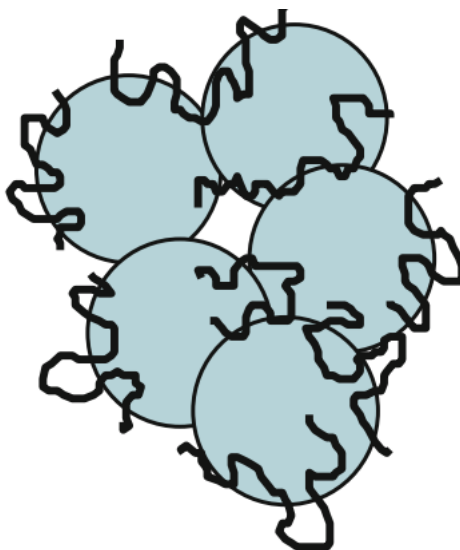
Os eletrólitos mais utilizados são sais solúveis de alumínio, ferro e cálcio, como exemplo o sulfato de alumínio, o cloreto férrico e a cal (CHAVES, 2013).

b) Flocculação

A flocculação acontece pela ação de polímeros solúveis em água, também chamados de flocculantes, formando agregados de partículas que tendem a ser mais abertos que os formados pela coagulação. Os agregados de partículas pela ação do flocculante são denominados “flocos”. O polímero pode ter diferentes cargas, tamanho de cadeia e pesos moleculares. De acordo com as características do material e do flocculante, o mecanismo de flocculação pode ser diferente (CHAVES, 2013).

Conforme exposto por Gregory (1992), existem dois mecanismos principais para flocculação, a flocculação por ponte (*bridging flocculation*) e a flocculação por reversão localizada de carga (*patch flocculation*). A primeira ocorre quando um polímero de cadeia longa se adsorve à partícula mineral em uma parte da cadeia, o restante se adsorve em outras partículas, como pontes. Os requisitos para que ocorra a flocculação por pontes são de se ter área superficial livre suficiente nas partículas para adsorção do polímero e que a extensão das pontes consiga abranger a distância em que há repulsão entre partículas. A flocculação por pontes é favorecida quando são polímeros de alto peso molecular. Os flocos formados apresentam estrutura aberta, são flexíveis e retêm água em seu interior. A Figura 27 apresenta esquematicamente o mecanismo de flocculação por pontes.

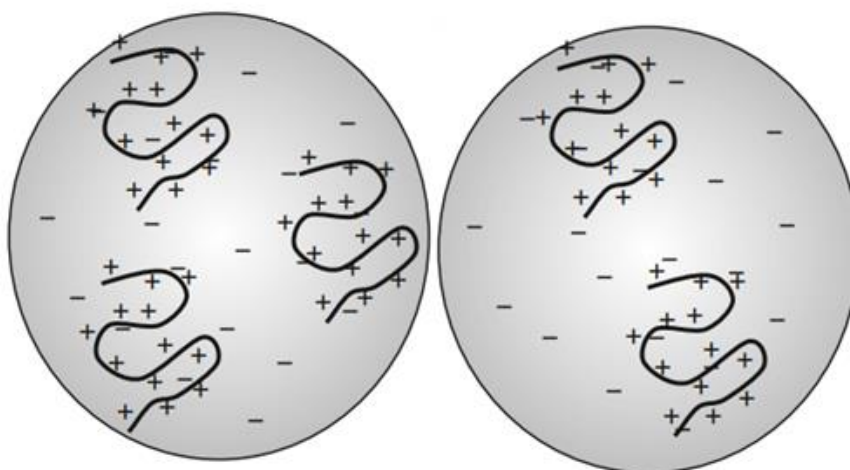
Figura 27 - Flocculação por ponte.



Fonte: Gregory (2013). Adaptado pelo autor.

O segundo mecanismo por reversão localizada de carga (Figura 28), no qual o floculante de carga oposta ao da partícula é adsorvido em uma região da superfície e revertendo a carga localmente. Sendo assim, a superfície da partícula passa a ter áreas com diferentes cargas, positivas e negativas. Favorecendo a formação de floco ao atrair partículas de carga opostas (CHAVES, 2013).

Figura 28 - Flocculação por reversão de carga neutralizada.



Fonte: Gregory (2013).

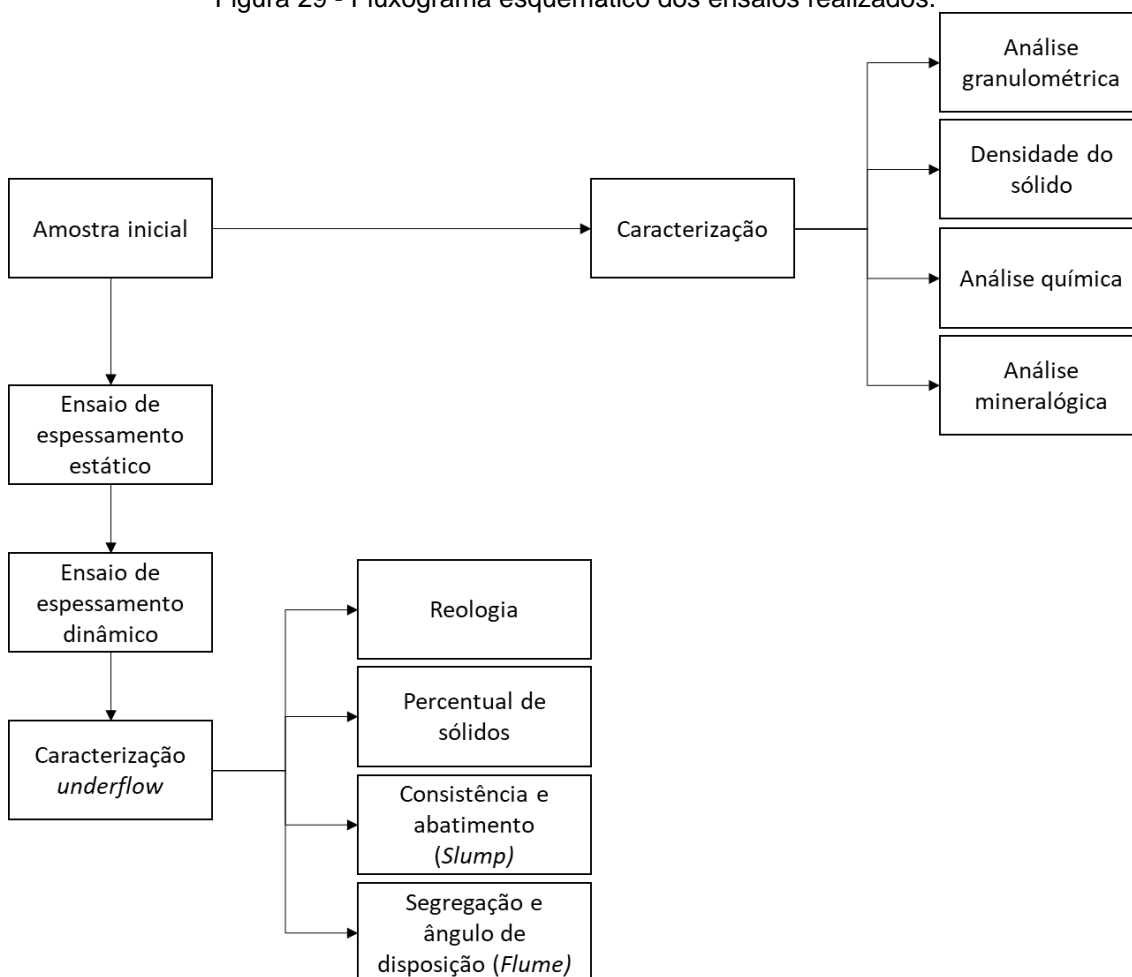
Segundo Oliveira *et al.* (2004), os flocos formados por reversão localizada de carga são menores, compactos, rígidos, densos e permeáveis, semelhantes ao formado na coagulação por eletrólitos.

De acordo com Chaves (2013), dentre os floculantes destaca-se a poliacrilamida, mas são utilizados também carboximetilcelulose, polietilenimina, amido, tanino e quebracho.

5. MATERIAIS E MÉTODOS

Para que fossem desenvolvidos os estudos propostos, foram realizados a caracterização do sólido e ensaios de espessamento em bancada estático e contínuo com espessador semi-piloto. A partir dos ensaios de espessamento, foi feita a caracterização da polpa adensada gerada (*underflow*) com medidas de tensão de escoamento, ensaios de *slump* para avaliar o abatimento e ensaios de *flume* para avaliar a segregação de partículas e o ângulo de disposição. A Figura 29 apresenta o fluxograma da caracterização do sólido e dos ensaios realizados.

Figura 29 - Fluxograma esquemático dos ensaios realizados.



5.1. PREPARO DA AMOSTRA

A amostra utilizada é proveniente do rejeito dos circuitos de flotação de finos e ultrafinos do processo de concentração de pirocloro. A amostragem foi feita na Usina de Concentração, com as coletas das alíquotas feitas no mesmo dia, na tubulação de rejeito da coluna de flotação *scavenger* de cada um dos circuitos utilizando um caminhão de sucção para a coleta da amostra. A amostra foi composta utilizando a mesma partição apresentada na usina conforme Tabela 3.

Tabela 3 - Partição dos rejeitos finos e ultrafinos na Usina de Concentração.

Rejeito de Flotação	Fino	Ultrafino
Partição (%)	51,6	48,4

A amostra em forma de polpa foi armazenada em tanque de 1 m³ e as alíquotas para os ensaios foram retiradas com o tanque sob agitação.

Para a caracterização, foi utilizado 1 kg de amostra, a qual foi seca em estufa a 100 °C, quarteada através de pilha alongada e quarteador Jones (Figura 30), até se obterem as alíquotas finais.

Figura 30 - Quarteador Jones.



Para os ensaios de espessamento a amostra foi mantida em polpa com objetivo de preservar as características da água de processo, que podem influenciar o comportamento do material na separação sólido-líquido. Ademais, a amostra tem tendência de aglomerar partículas quando seca por possuir partículas

ultrafinas (<10 μm).

5.2. CARACTERIZAÇÃO DO SÓLIDO

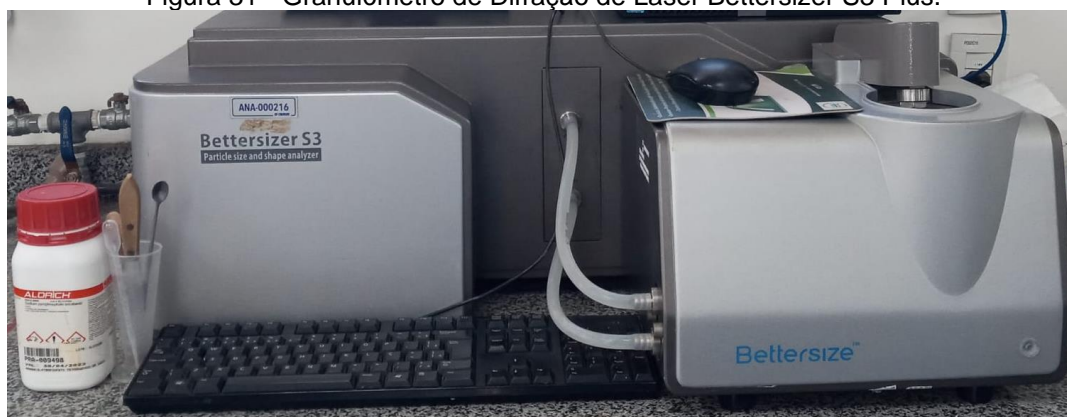
A caracterização é essencial para entender o comportamento do material, para isso foi feita uma caracterização física, química e mineralógica.

5.2.1. Caracterização física

A caracterização física foi feita por meio de análise granulométrica e determinação da densidade real do sólido. A análise granulométrica foi realizada por peneiramento a úmido com a seguinte série de peneiras: 30# (0,595 mm), 40# (0,420 mm), 50# (0,297 mm), 70# (0,210 mm), 100# (0,149 mm), 140# (0,105 mm), 200# (0,074 mm), 270# (0,053 mm), 325# (0,044 mm), 400# (0,037 mm), 500# (0,025 mm) e 635# (0,020 mm) Tyler. A massa utilizada para o ensaio foi de 240 g.

Foi feita também uma análise por granulômetro de difração de laser Bettersizer S3 Plus (Figura 31) em duplicata. A amostra foi adicionada seca e o ensaio foi feito com utilização de dispersante pirofosfato de sódio tetrabásico (concentração maior ou igual a 95%).

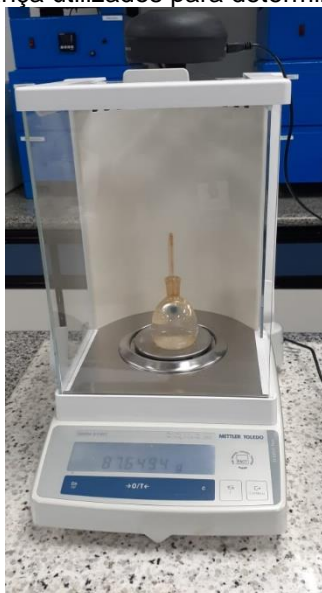
Figura 31 - Granulômetro de Difração de Laser Bettersizer S3 Plus.



A densidade do sólido foi medida através da técnica de picnometria simples,

utilizando balanças de precisão. O líquido utilizado foi água e o ensaio foi feito em triplicata. A Figura 32 ilustra o picnômetro de 50 mL utilizado e a balança de precisão.

Figura 32 - Picnômetro e balança utilizados para determinação de densidade do sólido.



A equação utilizada para determinar a densidade de sólido a partir da picnometria está apresentada na Equação 7.

$$\rho = \frac{A_2 - A_1}{(A_4 + A_2) - (A_1 + A_3)}$$

Equação 7 - Determinação da densidade de sólido relativa.

Onde:

ρ : densidade relativa do sólido;

A_1 : massa do picnômetro vazio (g);

A_2 : massa do picnômetro+amostra (g);

A_3 : massa do picnômetro+amostra+água (g);

A_4 : massa do picnômetro+água (g).

5.2.2. Caracterização química e mineralógica

A caracterização química foi feita através de análise por fluorescência de raios-

X quantificando os elementos Si, P, Ba e Fe com o equipamento Axios da Malvern Panalytical.

A identificação de fases mineralógicas foi feita por difração de raio-X com o equipamento D8 Advance da marca Bruker e a semi-quantificação pelo método Rietveld, as determinações foram feitas no laboratório de análises químicas e caracterização da empresa CBMM.

5.3. ENSAIOS DE ESPESSAMENTO

Os ensaios de espessamento foram feitos no Laboratório de Tratamento de Rejeitos da CBMM e foram divididos em uma primeira etapa com ensaios estáticos de bancada com proveta e, posteriormente, com espessamento semi-piloto de forma contínua, visando obter amostra suficiente para os ensaios de caracterização do *underflow*.

5.3.1. Ensaio de espessamento em bancada

Foram feitos ensaios de espessamento utilizando provetas de 2000 mL (Figura 33) observando a variação de altura da interface entre o líquido clarificado e a alimentação em função do tempo. A proveta era preenchida com a polpa nas condições definidas do ensaio até o volume de 2000 mL e era adicionado o floculante também em concentração e dosagem estabelecidas. Após adicionado, o floculante era homogeneizado na polpa com o auxílio de um êmbolo perfurado conforme ilustrado na Figura 34. Os ensaios foram realizados em duplicata.

Figura 33 - Proveta de 2000 mL utilizada para os ensaios de sedimentação.



Figura 34 - (a) Haste utilizada para homogeneização. (b) Vista da base da haste



Após a homogeneização da polpa e o floculante, o cronômetro era acionado e as verificações de altura eram feitas nos tempos pré-definidos. A Tabela 4 apresenta os tempos utilizados para verificação da altura da interface.

Tabela 4 - Tempos utilizados para registro da altura da interface sólido-líquido.

Tempo (s)	Tempo (min)
0	0,0
3	0,1
5	0,1
10	0,2
15	0,3
20	0,3
25	0,4
30	0,5
50	0,8
60	1,0
120	2,0
300	5,0
600	10,0
1.200	20,0
1.800	30,0
3.600	60,0
7.200	120,0
14.400	240,0
86.400	1.440,0

O ensaio foi feito durante 24 horas e ao final foi medido o percentual de sólidos no *underflow* e calculada a velocidade de sedimentação no trecho de sedimentação livre, em que a velocidade é constante no ensaio de espessamento, utilizando a Equação 8.

$$v = \frac{\Delta h}{\Delta t}$$

Equação 8 - Fórmula para cálculo da velocidade de sedimentação.

Onde:

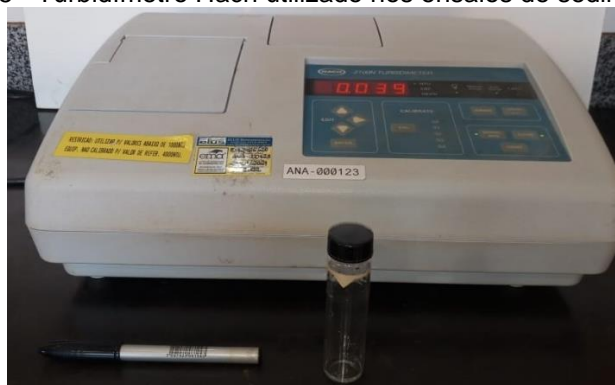
v : velocidade de sedimentação;

Δh : variação de altura da interface sólido líquido entre um ponto inicial e final;

Δt : variação de tempo entre o momento inicial e final;

A turbidez do *overflow* foi medida com 60 minutos de ensaio e ao final das 24 horas, utilizando o turbidímetro Hach 2100N (Figura 35).

Figura 35 - Turbidímetro Hach utilizado nos ensaios de sedimentação.



Foram avaliados os efeitos da variação do percentual de sólidos na alimentação, da concentração de floculante, da dosagem e do tipo de floculante e do pH. Inicialmente, foi avaliado o percentual de sólidos da alimentação variando em 5, 10, 15, 20 e 25%, mantendo a concentração de floculante em 0,1%, dosagem 50 g/t e pH da polpa entre 4,0 e 4,5. Em seguida, foi avaliada a concentração do floculante variando em 0,01; 0,05; 0,1 e 0,3%. O impacto das variações foi verificado na velocidade de sedimentação e definido como valor ótimo o que apresentou maior velocidade.

Com o percentual de sólidos da alimentação e concentração de floculante

definidos nos ensaios anteriores, foram testados 11 reagentes flocculantes da BASF compostos por poliacrilamida catiônicos, aniônicos e não iônicos, com pesos moleculares e densidade de carga variando de baixo a muito alto (Tabela 5). A dosagem foi fixada em 50 g/t. Os desempenhos dos flocculantes foram analisados com base na velocidade de sedimentação, percentual de sólidos no *underflow* e turbidez no *overflow*, visando maximizar velocidade de sedimentação e percentual de sólidos no *underflow* e turbidez no *overflow* de no máximo 150 NTU.

Tabela 5 - Características dos flocculantes utilizados.

Flocculante	Carga	Densidade de Carga	Peso Molecular
Magnafloc® 10	Aniônico	Baixa	Muito Alto
Magnafloc® 155	Aniônico	Baixa	Alto
Magnafloc® 292	Aniônico	Baixa	Baixo
Magnafloc® 336	Aniônico	Baixa/Média	Muito Alto
Magnafloc® 338	Aniônico	Baixa	Muito Alto
Magnafloc® 351	Não iônico	Neutra	Alto
Magnafloc® 380	Catiônico	Alta	Alto
Magnafloc® 504	Catiônico	Alta	Baixo
Magnafloc® 919	Aniônico	Média	Muito Alto
Magnafloc® 1011	Aniônico	Baixa/Média	Muito Alto
Magnafloc® 5250	Aniônico	Baixa/Média	Alto

Os cinco flocculantes com melhor desempenho em termos de velocidade de sedimentação foram selecionados para ser avaliada a dosagem ótima de cada um deles. Os ensaios para verificação da melhor dosagem de flocculante foram feitos com 30, 40, 50, 60 e 70 g/t. Por fim, foi realizada uma avaliação do efeito da variação do pH nos valores de 3,0; 4,0; 5,4; 6,0 e 10,0. O pH foi regulado com HCl e NaOH e verificado com o medidor de pH portátil Mettler Toledo Seven2Go. A Tabela 6 apresenta um resumo do planejamento de ensaios de espessamento estático em bancada.

Tabela 6 - Planejamento dos ensaios de espessamento estático. (Continua)

Item	Sequência	Sólidos alimentação (%)	pH	Concentração floculante (%)	Floculante	Dosagem floculante (g/t)
1.1	1	5	4	0,1	Magnafloc® 1011	50
1.2	2	10	4	0,1	Magnafloc® 1011	50
1.3	3	15	4	0,1	Magnafloc® 1011	50
1.4	4	20	4	0,1	Magnafloc® 1011	50
1.5	5	25	4	0,1	Magnafloc® 1011	50
2.1	6	Definido no item 1	4	0,01	Magnafloc® 1011	50
2.2	7	Definido no item 1	4	0,05	Magnafloc® 1011	50
2.3.	8	Definido no item 1	4	0,1	Magnafloc® 1011	50
2.4.	9	Definido no item 1	4	0,3	Magnafloc® 1011	50
3.1.	10	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Magnafloc® 10	50
3.2.	11	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Magnafloc® 155	50
3.3.	12	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Magnafloc® 292	50
3.4.	13	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Magnafloc® 336	50
3.5.	14	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Magnafloc® 338	50
3.6.	15	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Magnafloc® 351	50
3.7.	16	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Magnafloc® 380	50
3.8.	17	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Magnafloc® 504	50
3.9.	18	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Magnafloc® 919	50
3.10.	19	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Magnafloc® 1011	50
3.11.	20	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Magnafloc® 5250	50
4.1.	21	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 1 (item 3)	30
4.2.	22	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 1 (item 3)	40
4.3.	23	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 1 (item 3)	50
4.4.	24	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 1 (item 3)	60
4.5.	25	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 1 (item 3)	70
4.6.	26	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 2 (item 3)	30
4.7.	27	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 2 (item 3)	40
4.8.	28	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 2 (item 3)	50
4.9.	29	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 2 (item 3)	60
4.10.	30	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 2 (item 3)	70
4.11.	31	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 3 (item 3)	30
4.12.	32	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 3 (item 3)	40
4.13.	33	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 3 (item 3)	50
4.14.	34	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 3 (item 3)	60
4.15.	35	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 3 (item 3)	70
4.16.	36	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 4 (item 3)	30
4.17.	37	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 4 (item 3)	40
4.18.	38	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 4 (item 3)	50
4.19.	39	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 4 (item 3)	60
4.20.	40	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 4 (item 3)	70

Tabela 6 - Planejamento dos ensaios de espessamento estático. (Conclusão)

4.21.	41	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 5	30
4.22.	42	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 5	40
4.23.	43	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 5	50
4.24.	44	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 5	60
4.25.	45	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Floculante 5	70
5.1.	46	Definido no item 1	3	Definido no item 2	Definido no item 4	Definido no item 4
5.2.	47	Definido no item 1	4	Definido no item 2	Definido no item 4	Definido no item 4
5.3.	48	Definido no item 1	5,4	Definido no item 2	Definido no item 4	Definido no item 4
5.4.	49	Definido no item 1	6	Definido no item 2	Definido no item 4	Definido no item 4
5.5.	50	Definido no item 1	10	Definido no item 2	Definido no item 4	Definido no item 4

O ensaio de espessamento é amplamente utilizado para avaliação de forma inicial do percentual de sólidos possível de ser atingido no *underflow* do espessador, contudo ainda é recomendada a realização de ensaios em maior escala para uma melhor aproximação, tendo em vista também que foram desenvolvidos novos tipos de espessadores que podem levar a diferenças nas características do *underflow* (FERNÁNDEZ-IGLESIAS *et al.*, 2013). Por isto, com base nos parâmetros obtidos e nos floculantes selecionados, foram feitos também ensaios em espessador semi-piloto de forma contínua.

5.3.2. Ensaios de espessamento semi-piloto

Os ensaios em espessador foram feitos utilizando equipamento semi-piloto de 200 cm de altura útil e 14 cm de diâmetro interno. O ensaio dinâmico foi feito com alimentação contínua do espessador e o *underflow* sendo bombeado com vazão que mantivesse a camada de material adensado constante na altura estabelecida no planejamento de ensaios. O *underflow* era então amostrado para realização dos ensaios subsequentes de caracterização. O equipamento utilizado está apresentado na Figura 36.

Figura 36 - Espessador semi-piloto.



Os ensaios foram feitos utilizando os parâmetros ótimos definidos no item 5.2.2.1. Foram comparados os dois melhores flocculantes obtidos anteriormente e variadas a altura da camada de material adensado e taxa de alimentação unitária conforme apresentado na Tabela 7.

Tabela 7 - Planejamento ensaios espessamento dinâmico.

Item	Nº	Sólidos alimentação (%)	pH	Concentração floculante (%)	Floculante	Dosagem floculante (g/t)	Altura leito (m)	Taxa unitária de alimentação (t/h)/m ²
1.1	1	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Floculante 1 (Definido 5.2.2.1)	Definido 5.2.2.1	0,5	0,5
1.2.	2	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Floculante 2 (Definido 5.2.2.1)	Definido 5.2.2.1	0,5	0,5
2.1.	3	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Definido item 1	Definido 5.2.2.1	1,0	0,5
2.2.	4	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Definido item 1	Definido 5.2.2.1	1,5	0,5
3.1.	5	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Definido item 1	Definido 5.2.2.1	Defini do item 2	0,3
3.2.	6	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Definido item 1	Definido 5.2.2.1	Defini do item 2	0,7
3.3.	7	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Definido 5.2.2.1.	Definido item 1	Definido 5.2.2.1	Defini do item 2	0,9

O melhor valor de altura de camada de material adensado e a taxa de alimentação unitária foram avaliados visando maximizar o percentual de sólidos no *underflow* e minimizar a turbidez no *overflow*. A taxa de alimentação unitária foi alterada variando a vazão de alimentação, uma vez que a área do espessador era fixa.

As polpas coletadas dos *underflows* gerados nos ensaios dos itens 1.1 ou 1.2, a depender do floculante selecionado, 2.1, 2.2, 3.1, 3.2 e 3.3 foram submetidas a uma caracterização com o objetivo de verificar se apresentavam características de polpa de alta densidade. Os ensaios realizados foram de reologia, percentual de sólidos obtido no *underflow*, *slump* e ensaio de *flume*.

5.3.3. Preparação do floculante

O floculante foi preparado no dia dos ensaios, visando padronizar o tempo entre o preparo e a utilização, para que não houvesse efeito negativo do tempo de vida da solução utilizada.

O polímero em pó foi inicialmente pesado para que se obtivesse uma massa de 10 g, em seguida foi pesada a água destilada com volume de 1000 mL, resultando em uma solução inicial de 1,0%. Ambos foram misturados em um béquer de 2000 mL e deixados em agitação durante 1 hora a 250 rpm, observando ao final se ocorreu boa dissolução do polímero na água e não foram formados grumos. Foi utilizado um agitador Fisatom modelo 723, cuja hélice utilizada está apresentada na Figura 37 e uma balança de laboratório Sartorius.

Figura 37 - Agitador e hélice utilizados para preparação do floculante.



A solução inicial com concentração de 1,0% era então completada com o volume necessário de água destilada para diluir e atingir a concentração de floculante dos ensaios planejados.

5.4. CARACTERIZAÇÃO DA POLPA DE ALTA DENSIDADE

A polpa espessada obtida foi caracterizada por meio de: concentração de sólidos, comportamento reológico (tensão de escoamento), abatimento, ângulo de disposição e segregação das partículas. A Tabela 8 apresenta os parâmetros avaliados e as técnicas utilizadas.

Tabela 8 - Parâmetros e técnicas utilizados para caracterizar a polpa mineral adensada.

Parâmetro	Técnica
Percentual de sólidos	Secagem em estufa
Reologia	Viscosimetria e Vane
Abatimento e consistência	Ensaio de <i>slump</i>
Ângulo de disposição, segregação das partículas e liberação de água	Ensaio de <i>flume</i>

Os ensaios foram feitos no Laboratório de Tratamento de Rejeitos da CBMM.

5.4.1. Reologia

Os estudos de reologia têm sido amplamente utilizados durante a avaliação de rejeitos espessados e pastas, tanto para dimensionamento de sistema de transporte, como também para a própria operação (SOFRÀ; BOGER, 2011). As medidas de reologia foram feitas utilizando viscosímetro da marca Brookfield, modelo DV3T (Figura 38).

Figura 38 - Viscosímetro rotacional Brookfield DV3T.



Durante o ensaio em espessador dinâmico, a polpa gerada no *underflow* foi acondicionada em um béquer de 500 mL e imediatamente foi medida a tensão de escoamento da polpa floculada no viscosímetro. O *spindle* adequado foi selecionado conforme Tabela 9. No ensaio, a velocidade de rotação do *spindle* utilizada foi de 0,1 rpm, marca de imersão primária e sem tempo de pré-cisalhamento.

Tabela 9 - Características do *spindle*.

Identificação <i>spindle</i>	Faixa de leitura (Pa)
V-71	0,5-5,0
V-72	2,0-20,0
V-73	10,0-100,0
V-74	100,0-1000,0

5.4.2. *Slump test*

Foram feitos ensaios de *slump* com o intuito de avaliar a estabilidade e consistência do material, além de uma avaliação visual da liberação de água da amostra. O ensaio foi feito dispondo a amostra logo após retirada do espessador semi-piloto em um cilindro de PVC com altura de 10 cm e diâmetro de 10 cm (Figura 39). Em seguida, o cilindro foi removido e a altura final da amostra medida. A altura inicial é considerada a altura total do cilindro.

Figura 39 - Cilindro utilizado para o *slump test*.

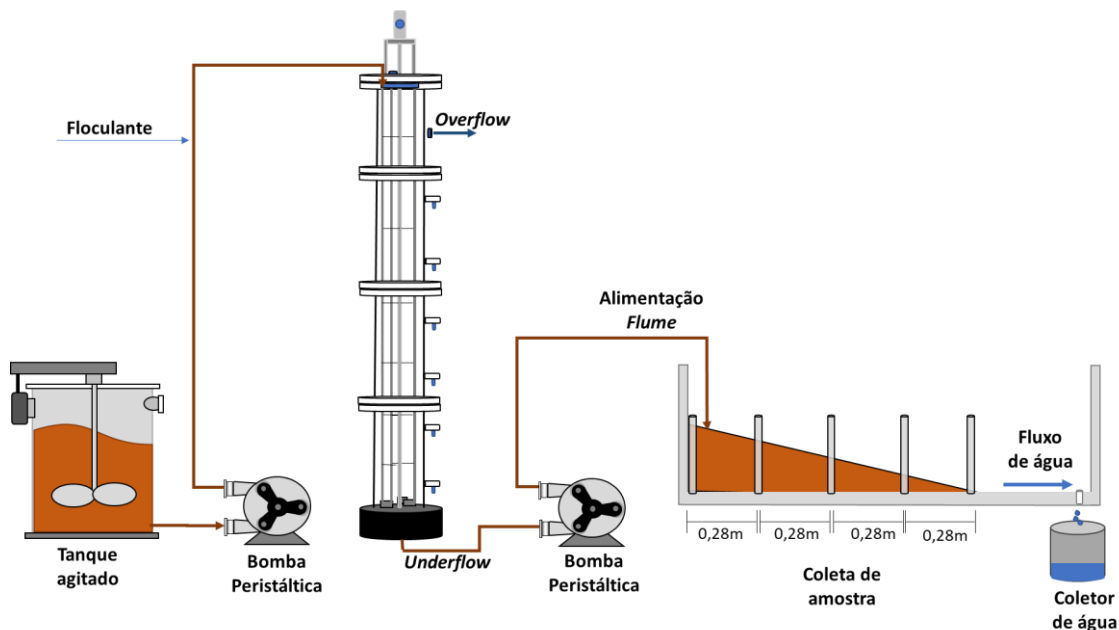


5.4.3. Ensaio de *flume*

Com o intuito de verificar o efeito do aumento da concentração de sólidos, foram feitos ensaios de *flume* para simular o comportamento do material na disposição em barragem, verificando segregação granulométrica das partículas, uma análise preliminar de ângulo de disposição e visualmente a liberação de água.

O procedimento do ensaio consistiu na disposição da polpa adensada com vazão controlada, por meio de bomba peristáltica com inversor de frequência que retirava o *underflow* do espessador semi-piloto para manter a camada de material adensado constante, deixando que o material se acumulasse ao longo do *flume*. O ensaio foi encerrado quando o material atingiu entre 1,1 a 1,2 m de comprimento, o restante foi deixado para permitir o escoamento e coleta de água liberada após 24 horas do início do ensaio. A representação esquemática do ensaio está apresentada na Figura 40.

Figura 40 - Representação esquemática ensaio de *flume*.



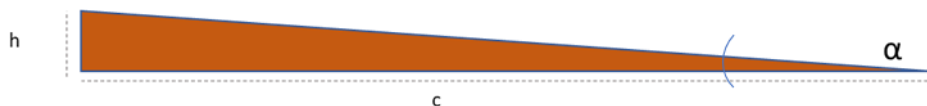
A calha em acrílico apresentada na Figura 41 foi feita para a condução dos ensaios, com 165 cm de comprimento, 30,7 cm de largura e 62 cm de altura. Não foi utilizada inclinação na calha.

Figura 41 - Calha em acrílico utilizada para os ensaios de *flume*.



Foram retiradas amostras em cinco pontos ao longo da disposição do material, igualmente espaçados, com o auxílio de um tubo de PVC. Para avaliar a segregação, foram realizadas análises granulométricas após 24 horas desde que o ensaio foi iniciado para que as partículas sedimentassem. O ângulo de disposição também foi avaliado pela altura do material e comprimento da calha conforme Figura 42 e Equação 9.

Figura 42 - Determinação do ângulo de disposição pelo ensaio de *flume*.



$$\alpha = \tan^{-1} \frac{h}{c}$$

Equação 9 - Cálculo do ângulo de disposição pelo ensaio de *flume*.

Onde:

α : ângulo de disposição (°);

h: altura da polpa adensada na calha (cm);

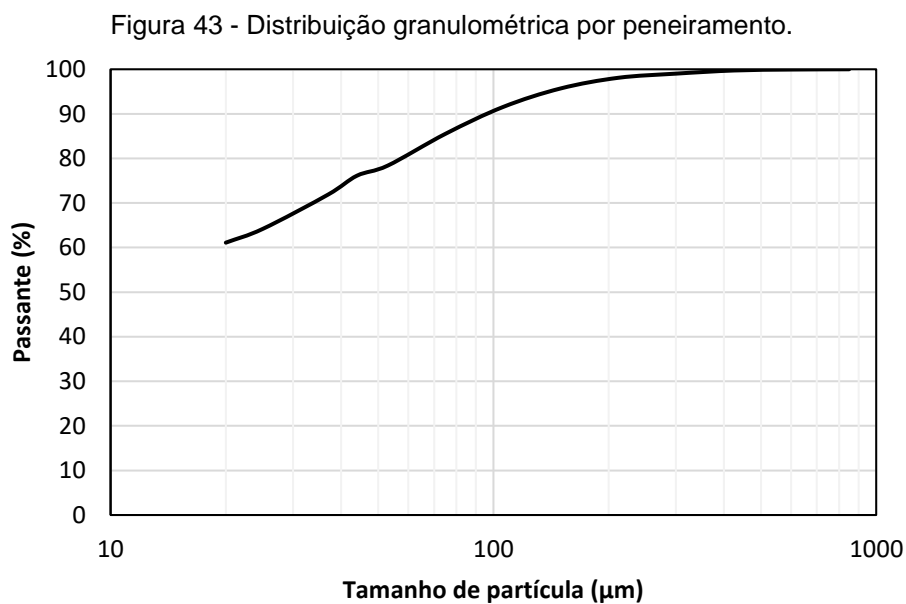
c: comprimento da calha (cm).

6. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Foi feita, inicialmente, a caracterização física, química e mineralógica da amostra de rejeito utilizada no estudo. Em seguida, foram feitos os ensaios de espessamento estático de bancada em proveta e contínuos em espessador semi-piloto com caracterização do *underflow*.

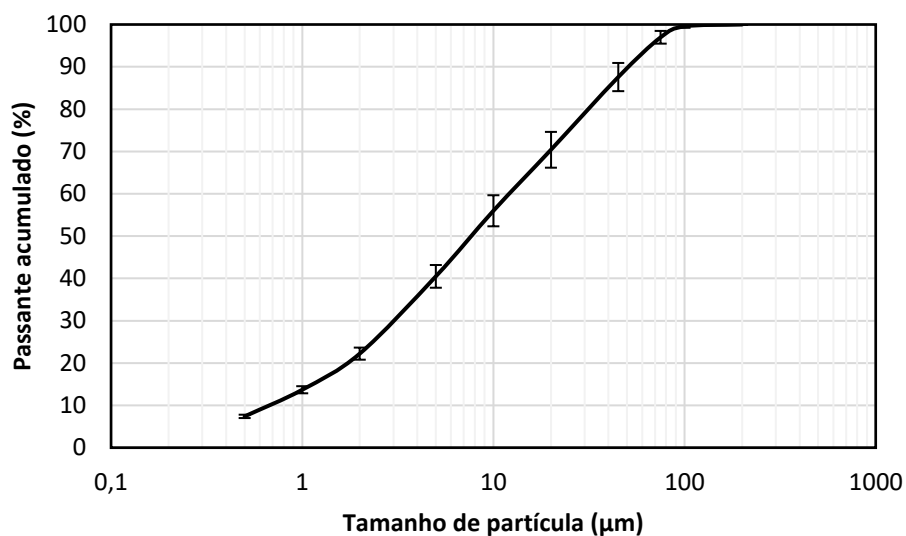
6.1. Caracterização do sólido

O material utilizado é um rejeito proveniente da etapa de concentração de pirocloro e possui granulometria fina. A análise granulométrica por peneiramento está apresentada na Figura 43, na qual é possível observar que 61% das partículas está abaixo de 20 μm .



De acordo com a análise em granulômetro de difração de laser, a amostra apresenta d_{50} de 8 μm e d_{95} de 68 μm e com uma fração de 13,7% do material abaixo de 1 μm , que pode afetar o processo de sedimentação (Figura 44).

Figura 44 - Distribuição granulométrica por granulômetro de difração de laser.



A densidade real do sólido obtida através de picnometria foi $3,720 \text{ g/cm}^3$ em média com desvio padrão de $\pm 0,0107 \text{ g/cm}^3$ conforme Tabela 10.

Tabela 10 - Resultados densidade de sólido por picnometria.

A1 (g)	36,4507	36,4287	36,4447
A2 (g)	41,4882	41,4429	41,4392
A3 (g)	91,3169	91,3594	91,3545
A4 (g)	87,6374	87,6894	87,7042
Densidade sólido (g/cm^3)	3,7095	3,7302	3,7156

A análise química foi feita por fluorescência de raios-X e apresentou principalmente 51,3% de Fe_2O_3 , 8,9% BaO , 9,0% SiO_2 e 3,0% P. Foi feita também análise mineralógica por difração de raios-X, na qual os principais minerais identificados foram 53,0% goethita, 11,5% gorceixita, 11,0% hematita, 7,0% barita e 6,4% quartzo.

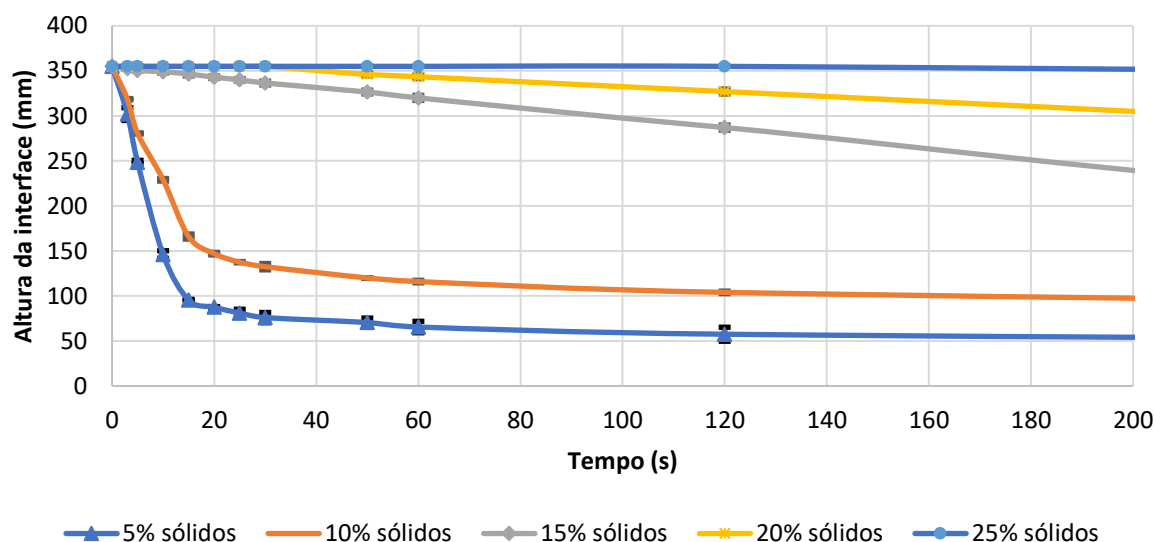
6.2. Ensaio de espessamento

6.2.1. Ensaio de espessamento em bancada

A Figura 45 apresenta os resultados dos 200 segundos iniciais do ensaio de sedimentação em proveta a partir da variação da porcentagem de sólidos na

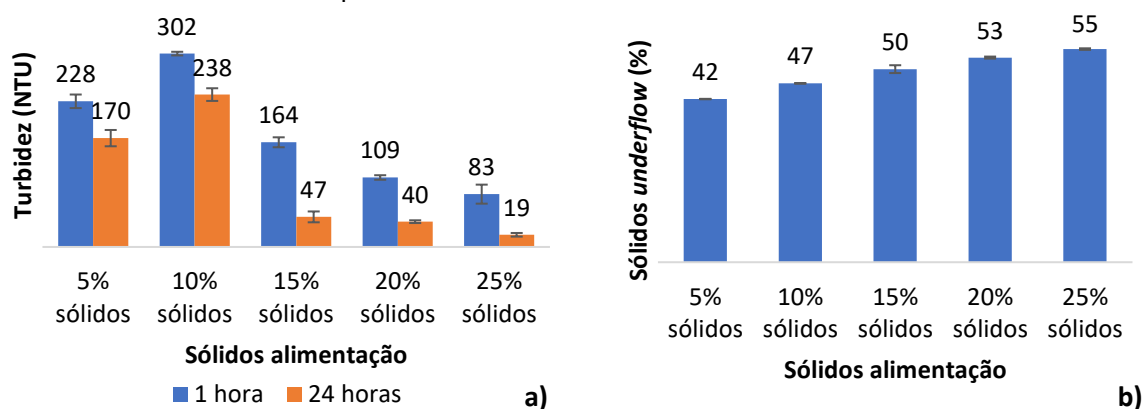
alimentação. Foi utilizado um floculante aniônico de densidade média e peso molecular alto (Magnafloc® 1011). Foi mantida fixa a dosagem de floculante em 50 g/t, com concentração de 0,1% e pH da polpa sem ajuste entre 4,0 e 5,5.

Figura 45 - Ensaio de espessamento com diferentes percentuais de sólido na alimentação até 200 segundos.



A Figura 46 apresenta os resultados obtidos de turbidez e percentual de sólidos no *underflow* com a variação de percentual de sólidos.

Figura 46 - Efeito do percentual de sólidos da alimentação em: (a) turbidez do *overflow*; (b) percentual de sólidos no *underflow*.

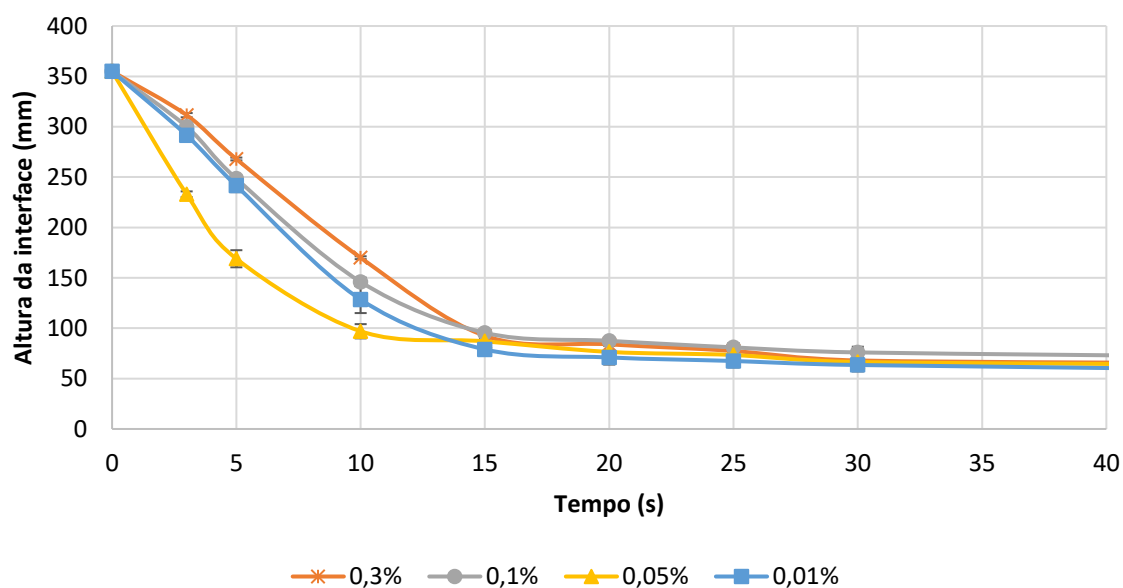


Devido à velocidade de sedimentação mais alta, foi adotado 5,0% de sólidos na alimentação como valor ideal. A turbidez ficou acima do limite estipulado de 150 NTU e o percentual de sólidos no *underflow* mais baixo, entretanto não foram

utilizados como critérios, pois poderiam ser otimizados com os demais ensaios. Percentuais de sólido mais altos na alimentação podem levar à sedimentação perturbada, uma vez que a trajetória de uma partícula passa a influenciar nas demais, reduzindo a velocidade de sedimentação. Os estudos de Arjmand *et al.* (2019) e Sadangi *et al.* (2020) corroboram demonstrando que o percentual de sólidos da alimentação é uma variável significativa para a velocidade de sedimentação, que tende a ser maior quanto menor o percentual de sólidos. Além disso, o espessador é um equipamento projetado para trabalhar com percentual de sólidos mais baixo na alimentação (CHAVES, 2013)

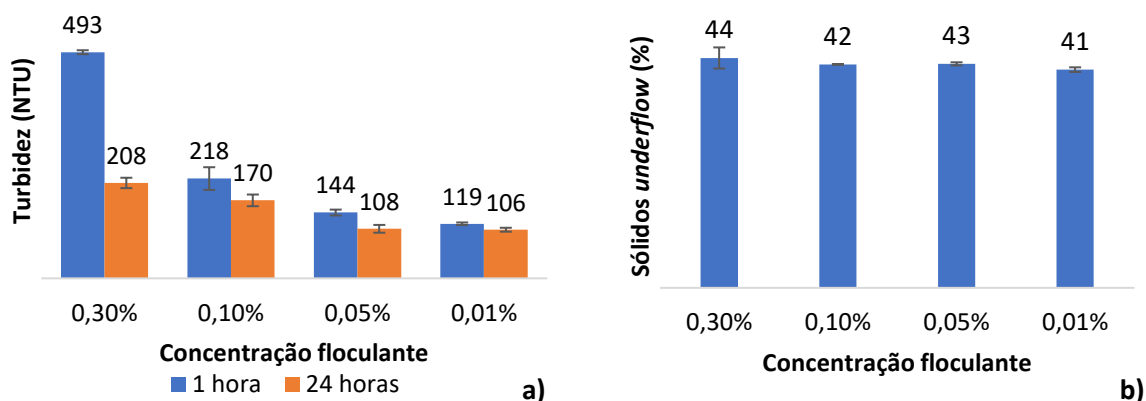
Em seguida, com percentual de sólidos da polpa de 5,0%, dosagem de 50 g/t e pH entre 4,6 e 5,2 variou-se a concentração do floculante. Os resultados estão apresentados na Figura 47, com foco no tempo inicial do ensaio.

Figura 47 - Ensaio de espessamento com diferentes concentrações de floculante até 40 segundos.



A Figura 48 apresenta os resultados de velocidade de sedimentação, turbidez com uma hora de ensaio e após 24 horas e percentual de sólidos no *underflow* com variação da concentração do floculante.

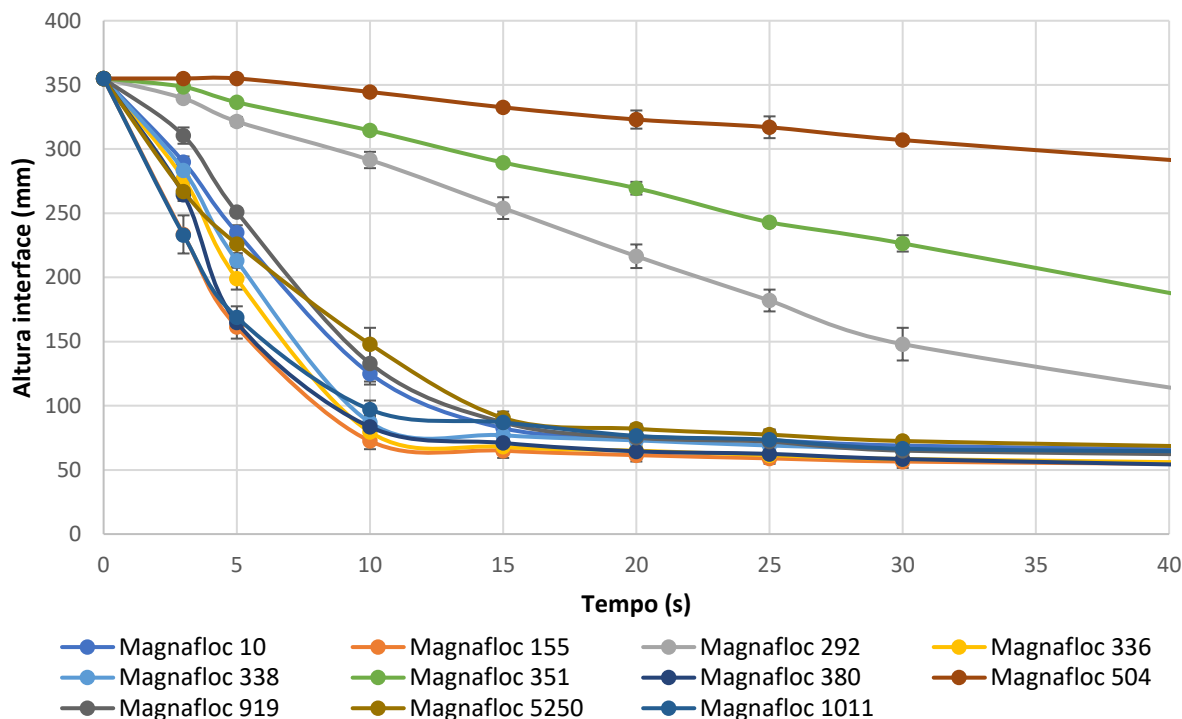
Figura 48 - Resultados variando a concentração de floculante a) turbidez no líquido sobrenadante; b) sólidos no *underflow*.



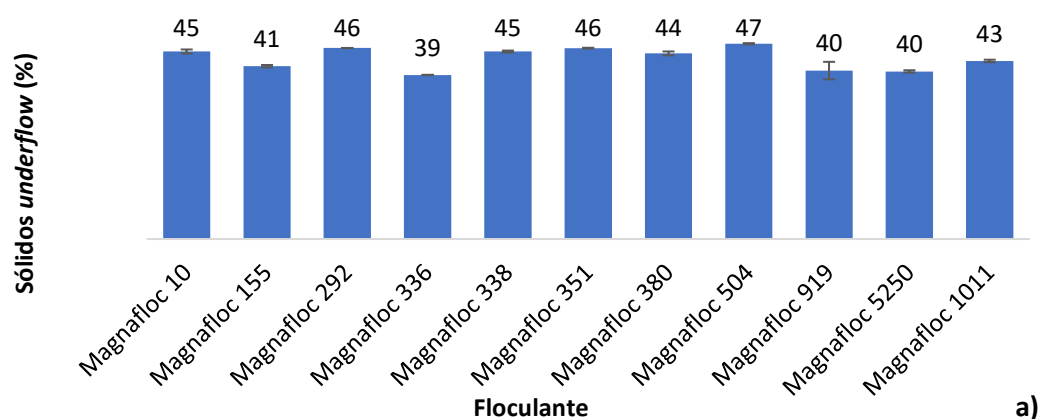
Foi possível observar que a maior velocidade de sedimentação foi obtida com concentração de 0,05% para o floculante, para turbidez os valores foram maiores quanto maior a concentração de floculante. De acordo com Connely e Richardson (1984), a concentração de floculante pode afetar o desempenho da sedimentação. Assim, acredita-se que diluições maiores promoveram velocidades de sedimentação maiores, o que foi atribuído à melhor distribuição do polímero na polpa mineral, o que contribui com a redução da turbidez também. Entretanto, os resultados indicam que há um limite, no qual não há ganhos de velocidade de sedimentação com uma maior diluição, como pode ser observado para a concentração de 0,01%. O efeito no percentual de sólidos no *underflow* foi menor, uma vez que variou de 41% a 44%.

Foram feitos ensaios com os diferentes floculantes selecionados, com 5% de sólidos na alimentação, concentração de 0,05% de floculante, dosagem de floculante de 50 g/t e pH sem ajuste, que equivale a um valor próximo de 5,4. As curvas de sedimentação com foco nos primeiros momentos do ensaio na Figura 49.

Figura 49 - Ensaio de espessamento com diferentes floculantes até 40 segundos

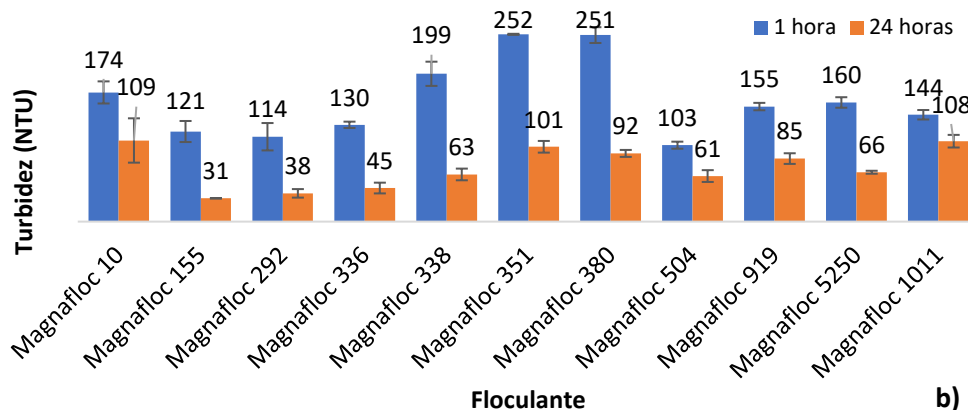


A Figura 50 apresenta um comparativo de percentual de sólidos no *underflow* e turbidez no *overflow* para os floculantes avaliados.

Figura 50 - Resultados dos ensaios de espessamento com diferentes floculantes a) sólidos no *underflow*; b) turbidez no *overflow*. (Continua)

a)

Figura 50 - Resultados dos ensaios de espessamento com diferentes flocculantes a) sólidos no *underflow*; b) turbidez no *overflow*. (Conclusão)



Em termos de velocidade de sedimentação os resultados mais baixos foram do flocculante não iônico (Magnafloc® 351) e os que apresentam baixo peso molecular para flocculantes catiônicos e aniônicos. De acordo com Dickinson e Eriksson (1991) cadeias mais longas favorecem a floculação por pontes, o que contribui para explicar os piores resultados obtidos com polímeros de baixo peso molecular. Com relação aos flocculantes aniônicos os que tiveram piores resultados tinham densidade de carga baixa e peso molecular baixo (Magnafloc® 292) e com densidade média e peso molecular muito alto (Magnafloc® 919). Entre os flocculantes catiônicos Magnafloc® 380 e Magnafloc® 504, ambos tinham alta densidade de carga, mas o 380 apresentou melhor desempenho com alto peso molecular. Os cinco flocculantes com maior velocidade de sedimentação foram o Magnafloc® 155, Magnafloc® 380, Magnafloc® 336, Magnafloc® 338 e Magnafloc® 1011.

O percentual de sólidos no *underflow* variou de 39% até 47%. Os piores resultados foram com o Magnafloc® 155, Magnafloc® 336, Magnafloc® 919 e Magnafloc® 5250. Com relação à turbidez, foi considerado como alvo uma turbidez inferior a 150 NTU após 1 hora de ensaio, os flocculantes que apresentaram esse valor foram Magnafloc® 155, 292, 336, 504 e 1011. Optou-se por realizar a avaliação de dosagem ótima com os cinco flocculantes que apresentaram maiores valores de velocidade de sedimentação para posteriormente avaliar a turbidez no *overflow* e percentual de sólidos no *underflow*. Os flocculantes foram testados e as curvas de sedimentação para

definição da dosagem ótima estão apresentadas na Figura 51.

Figura 51 - Resultados de curva de sedimentação com diferentes dosagens de floculante nos 100 segundos iniciais: a) Magnafloc® 155; b) Magnafloc® 336; c) Magnafloc® 338; d) Magnafloc® 380; e) Magnafloc® 1011. (Continua)

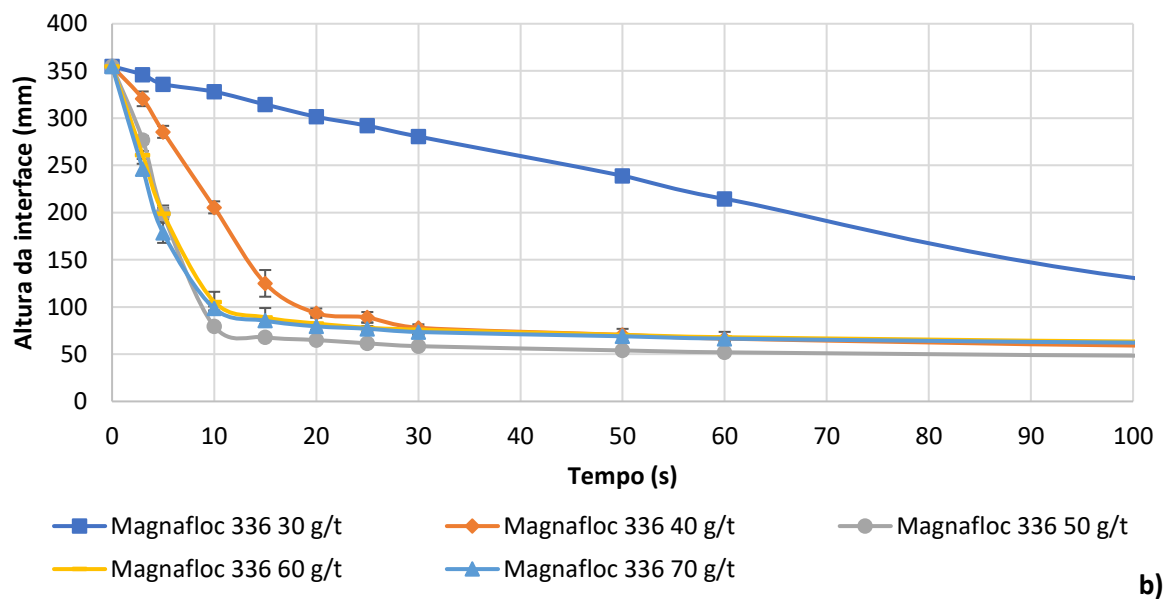
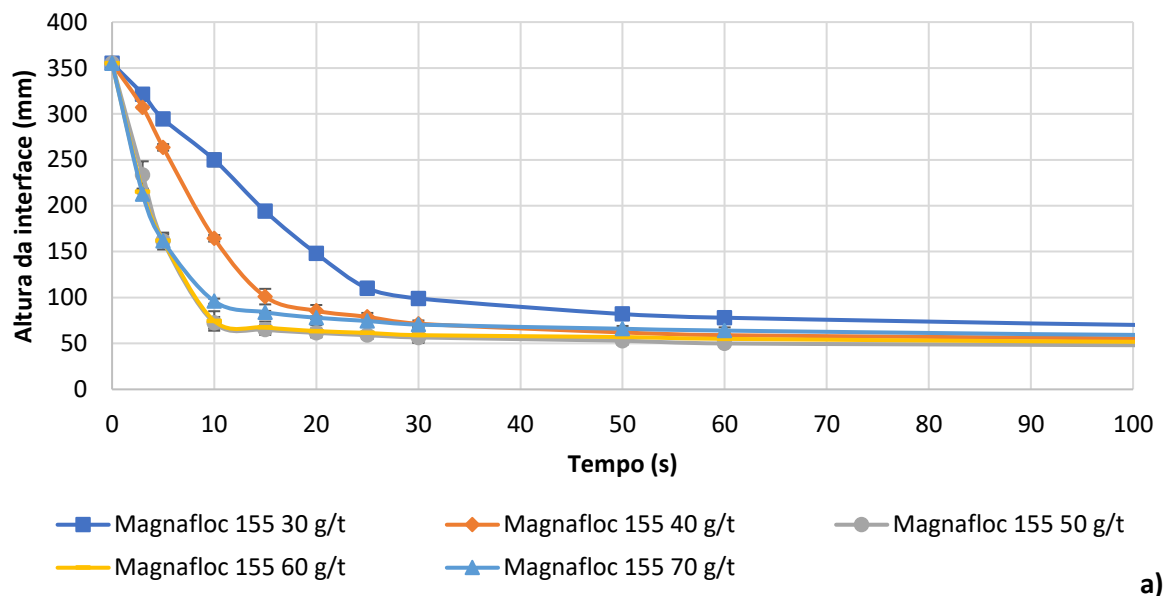
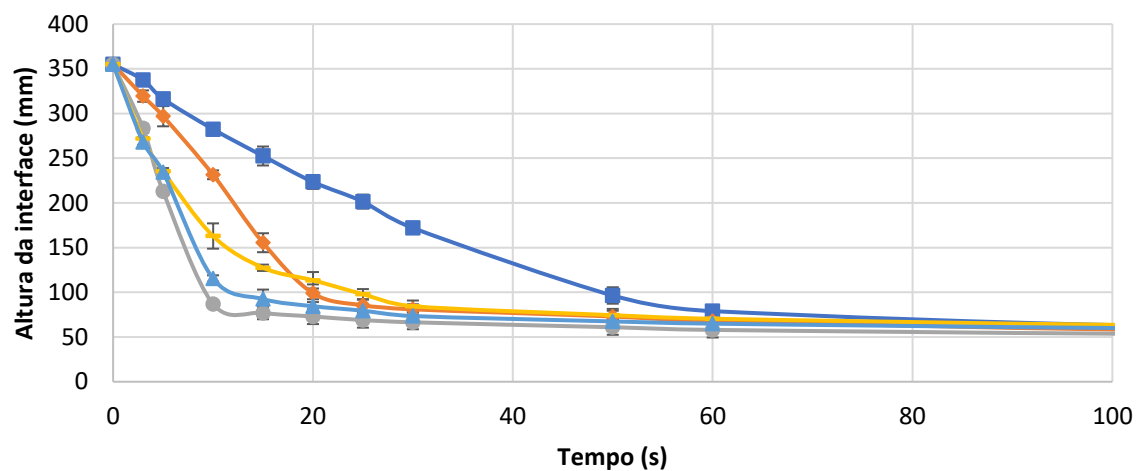
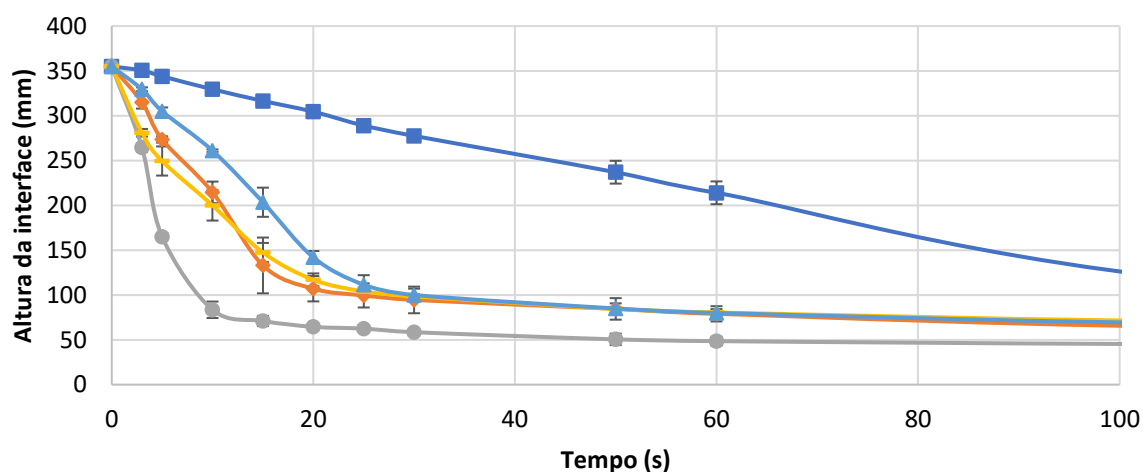


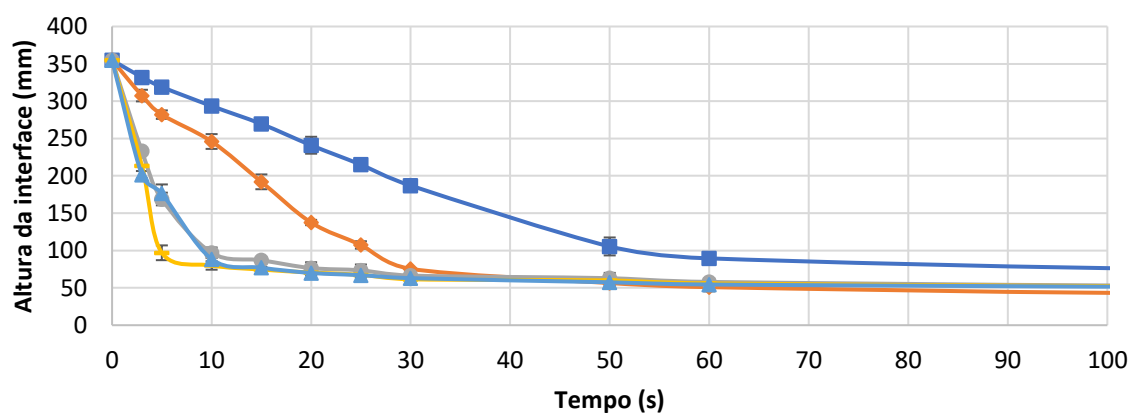
Figura 51 - Resultados de curva de sedimentação com diferentes dosagens de floculante nos 100 segundos iniciais: a) Magnafloc® 155; b) Magnafloc® 336; c) Magnafloc® 338; d) Magnafloc® 380; e) Magnafloc® 1011. (Conclusão)



c)



d)



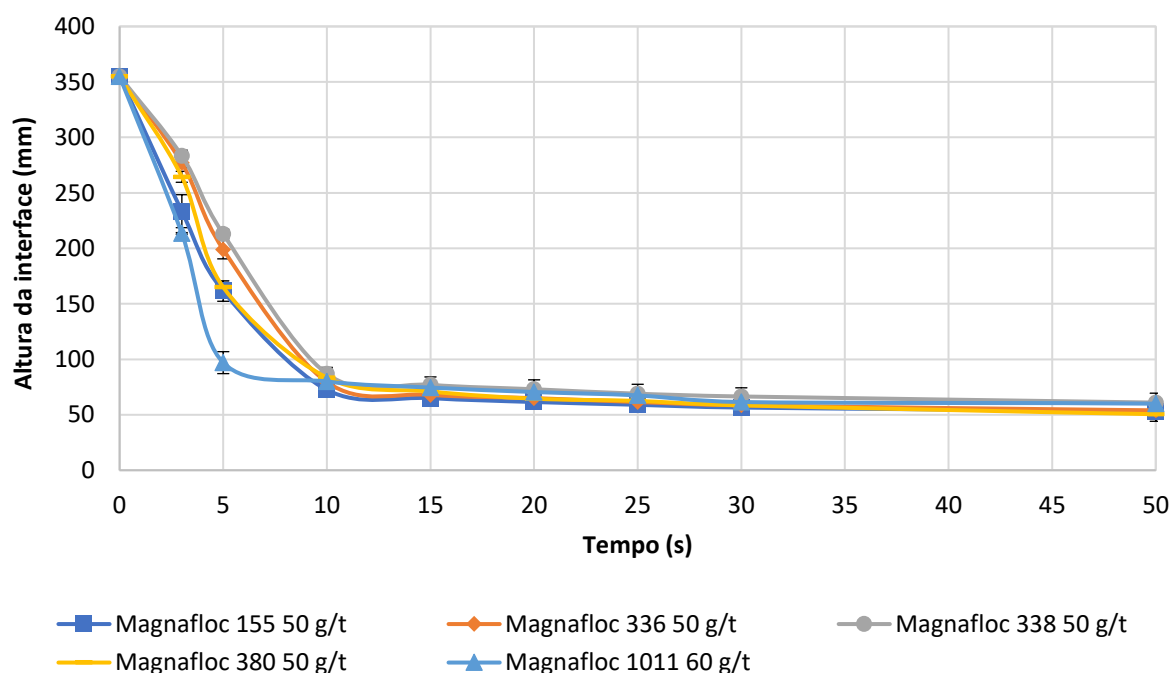
e)

Tendo em vista os resultados apresentados de velocidade de sedimentação na Figura 51, a dosagem ótima para os floculantes Magnafloc® 155, Magnafloc® 380, Magnafloc® 336 e Magnafloc® 338 foi definida como 50 g/t e para o Magnafloc® 1011 como 60 g/t.

Foi possível verificar ainda a redução de velocidade de sedimentação com valores mais altos de dosagem, o que pode indicar um excesso de floculante e com isso reversão das cargas das partículas pela formação de “colóides protetores” em torno das partículas.

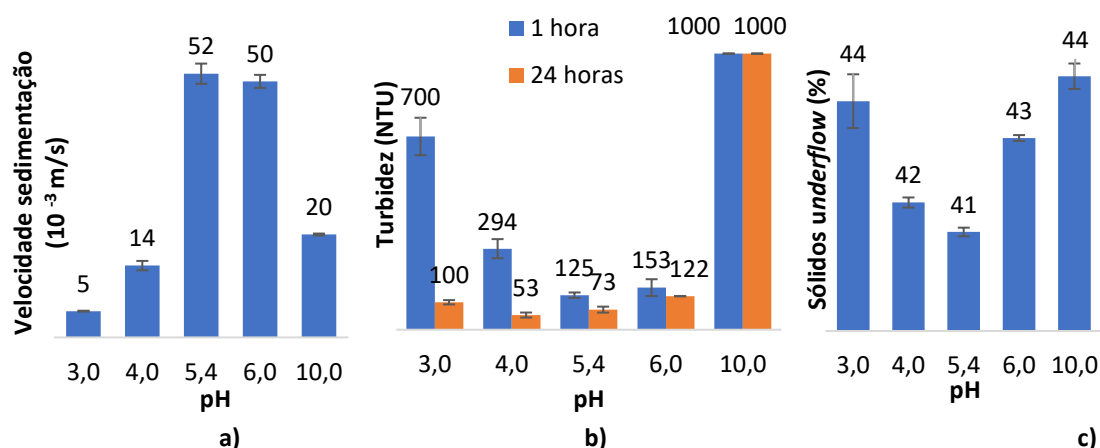
A Figura 52 apresenta um comparativo entre os floculantes na dosagem ótima definida, assim foi delineada a utilização do Magnafloc® 1011 para os ensaios seguintes pela maior velocidade de sedimentação.

Figura 52 - Curva de sedimentação comparativa dos floculantes na dosagem ótima nos 50 segundos iniciais.



Com o floculante Magnafloc® 1011, dosagem de 60 g/t, concentração de 0,05% e 5% de sólidos na alimentação foram feitos ensaios com variação de pH de 3,0; 4,0; 5,4; 6,0 e 10,0. A Figura 53 apresenta os resultados de velocidade de sedimentação, sólidos no *underflow* e turbidez no *overflow* para diferentes valores de pH.

Figura 53 - Resultados ensaios de espessamento com diferentes valores de pH a) velocidade sedimentação; b) turbidez no *overflow*; c) sólidos no *underflow*.

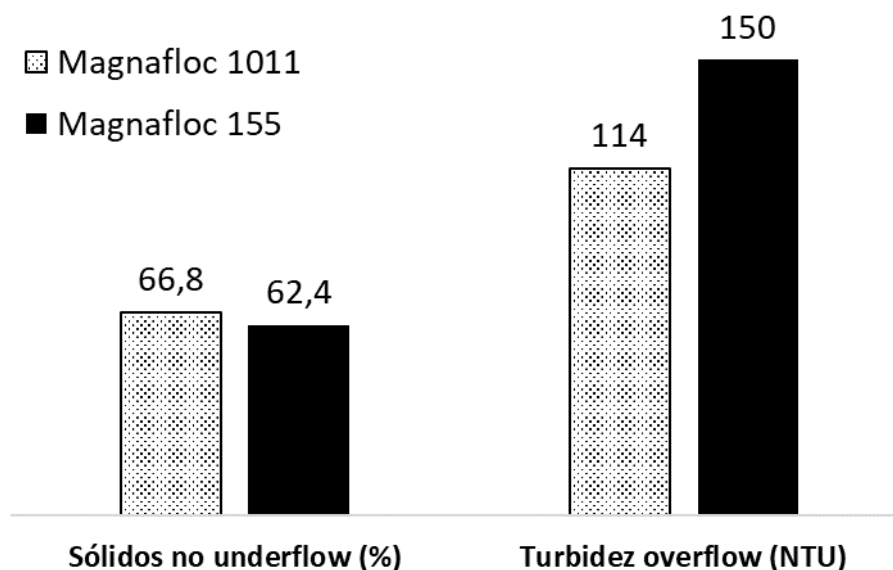


Foi verificado que os melhores resultados de sedimentação foram obtidos com pH 5,4 e 6,0, entretanto o percentual de sólidos no *underflow* ficou inferior com 5,4. Sadangi *et al.* (2020) também encontraram o melhor valor de pH como 5 em um material com predominantemente minerais de ferro, apesar de terem realizado avaliação do efeito do pH na sedimentação sem adição de floculante. Os melhores valores de turbidez principalmente para 1 hora de ensaio também foram obtidos nessa faixa, sendo que apenas com pH 5,4 a turbidez ficou abaixo de 150 NTU, por isso definiu-se 5,4, que é o pH da polpa tal qual, como valor ótimo. O estudo de Silva *et al.* (2023) apontou que o pH é a variável mais significativa para a turbidez no líquido clarificado sobrenadante. Além disso, observa-se que valores muito baixos de pH ou muito altos foram piores em velocidade e turbidez, o que pode ser explicado por a maior parte das partículas terem cargas semelhantes, levando a repulsão.

6.2.2. Ensaio de espessamento semi-piloto

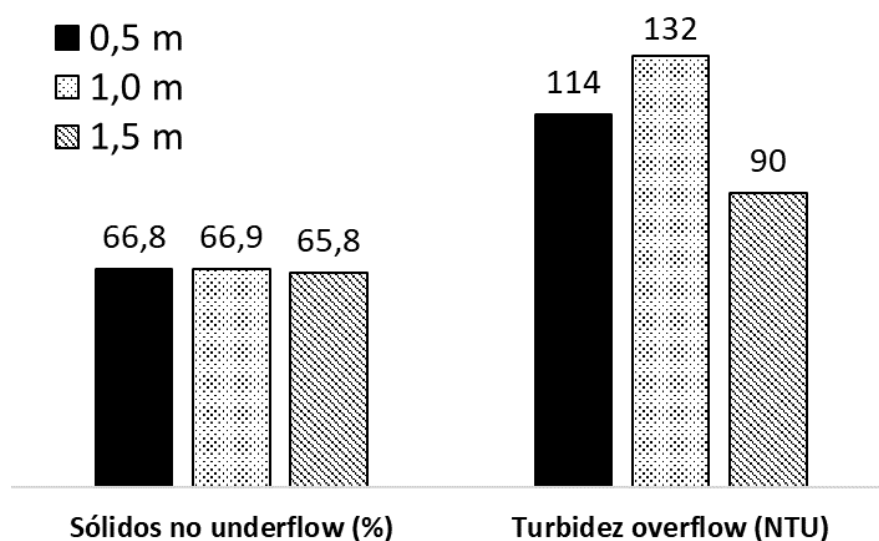
Os ensaios de espessamento dinâmico foram feitos com os parâmetros ótimos definidos no item 6.2.1. com 5% de sólidos na alimentação, floculante com 0,05% de concentração, pH tal qual, de aproximadamente 5,5. Inicialmente, foram comparados os dois floculantes com melhor desempenho nos ensaios de proveta o Magnafloc® 1011 com 60 g/t de dosagem e o Magnafloc® 155 com 50 g/t. A taxa de alimentação unitária para ambos os ensaios foi de 0,5 (t/h)/m² e a altura da camada 0,5 m. Os resultados estão apresentados na Figura 54.

Figura 54 - Comparativo entre Magnafloc® 1011 e 155 no ensaio de espessamento semi-piloto.



Como o percentual de sólidos obtido com o Magnafloc® 1011 foi maior e a turbidez menor do que o Magnafloc® 155, foi definido o Magnafloc® 1011 como floculante para a caracterização do *underflow* em diferentes valores de altura de camada de polpa adensada e taxa unitária de alimentação. Os resultados de variação de altura de camada sedimentada estão na Figura 55, com taxa unitária de alimentação de 0,5 (t/h)/m².

Figura 55 - Resultados do ensaio de espessamento semi-piloto com diferentes alturas de camada.

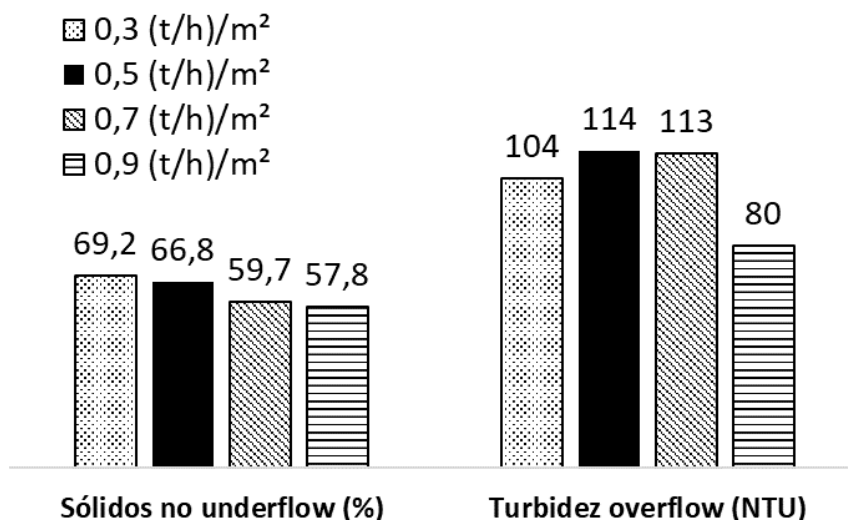


Foi verificado que a variação da altura de camada teve pouca influência no

percentual de sólidos no *underflow*. De acordo com Usher e Scales (2005), em seu estudo desenvolvendo um algoritmo de predição de taxa de alimentação unitária de sólidos *versus* o percentual de sólidos no *underflow*, a altura da camada tem menor influência no percentual de sólidos em taxas de alimentação unitária entre 0,1 e 3,0 (t/h)/m², pois segundo os autores a taxa impede que se tenha tempo de transmitir forças compressivas no leito, à medida em que se trabalha com taxas mais baixas se passa a ter maior influência da altura da camada. A turbidez ficou abaixo do limite estabelecido de 150 NTU.

A Figura 56 apresenta os resultados de percentual de sólidos no *underflow* e turbidez no *overflow* variando a taxa unitária de alimentação, na qual verifica-se que menores taxas de alimentação resultaram em maior percentual de sólidos no *underflow* e que maiores não prejudicaram a turbidez no *overflow*. Ainda segundo Usher e Scales (2005), na faixa de taxa de alimentação avaliada, os autores também encontraram em seus algoritmos maiores concentrações de sólidos no *underflow* à medida em que se diminuiu a vazão de alimentação.

Figura 56 - Resultado do ensaio de espessamento semi-piloto com variação de taxa de alimentação unitária.



6.2.2.1. Caracterização do *underflow*

Foram feitos inicialmente ensaios de reologia, os resultados do efeito da variação de altura de camada na tensão estão apresentados na Tabela 11, conforme

observado anteriormente a variação na tensão de escoamento foi relativamente baixa, de um ponto percentual de sólidos entre a camada de 0,5 m e 1,5 m, o que refletiu nas variações de tensão de escoamento, nas quais como esperado maiores percentuais de sólido levaram a maior tensão de escoamento.

Tabela 11 - Resultados de tensão de escoamento com variação da camada de material adensado.

Altura camada adensada (m)	Sólidos <i>underflow</i> (%)	Tensão de escoamento (Pa)
0,5	66,8	43,9
1,0	66,9	46,8
1,5	65,8	39,5

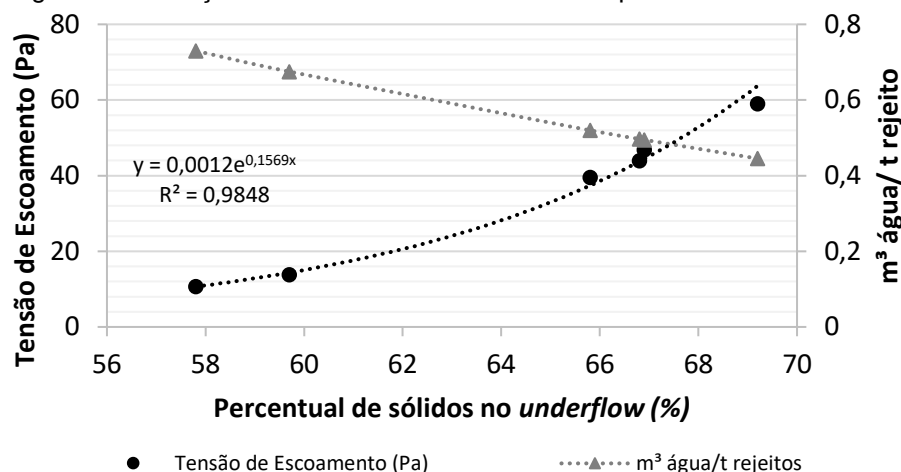
Na Tabela 12, é possível observar o efeito da taxa de alimentação unitária na tensão de escoamento, que acompanhou a variação do percentual de sólidos. Maiores taxas, levaram a menores valores de percentual de sólidos no *underflow* e conseqüentemente menores tensões e escoamento. É possível observar ainda que quanto maior o percentual de sólidos maior a variação de tensão mesmo com mudanças pequenas. Isso ocorre devido ao comportamento exponencial da curva de percentual de sólidos *versus* tensão de escoamento.

Tabela 12 - Resultados de tensão de escoamento com variação da taxa de alimentação unitária.

Taxa unitária alimentação (t/h)/m²	Sólidos <i>underflow</i> (%)	Tensão de escoamento (Pa)
0,3	69,2	59,0
0,5	66,8	43,9
0,7	59,7	13,8
0,9	57,8	10,7

A Figura 57 apresenta a relação entre o percentual de sólidos no *underflow* e as tensões de escoamento obtidas, além da relação de volume de água (m³) por tonelada de rejeito base seca com o percentual de sólidos. É possível observar uma maior tensão de escoamento e menor quantidade de água com o aumento do percentual de sólidos. O rejeito é atualmente disposto com 18% de sólidos com 4,5 m³ de água por tonelada de rejeito, com o adensamento chegou-se a entre 0,73 e 0,44 m³ de água por tonelada de rejeito.

Figura 57 - Relação entre tensão de escoamento e percentual de sólidos.



A consistência do material após a variação da camada e de taxa de alimentação unitária foi avaliada através de ensaios de *slump* e cálculo do abatimento. Os resultados obtidos com variação de altura de camada estão apresentados na Tabela 13, com variação de 9%, coerente com a variação também baixa nos valores de percentual de sólidos.





Tabela 13 - Resultados de abatimento com variações da altura de camada de material adensado.

Altura de camada adensada (m)	Abatimento (%)	Registro fotográfico
0,5	72,2	
1,0	72,9	
1,5	73,2	

Na Tabela 14, estão apresentados os valores de abatimento com as variações de taxa de alimentação no ensaio de espessamento. Verificou-se que em taxas de alimentação mais baixas, o percentual de sólidos foi mais alto, a tensão de escoamento também e conseqüentemente foi observado um abatimento menor.

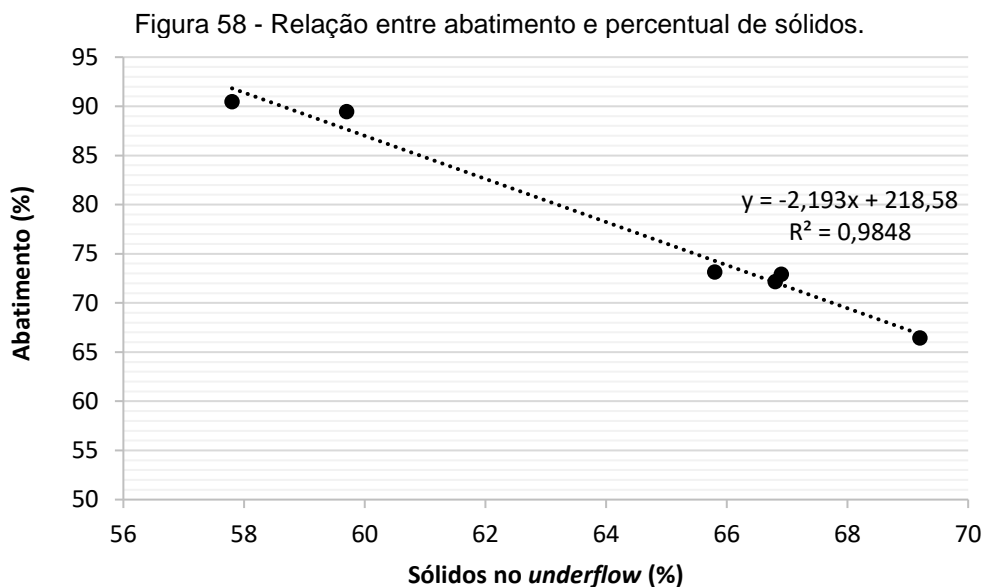
À medida que se aumentou a taxa o percentual de sólidos tendeu à redução, assim como a tensão de escoamento, e maior percentual de abatimento foi observado, uma vez que a amostra se tornou mais fluida. A diferença de coloração no registro fotográfico é devido à mudança de luminosidade no ambiente.

Tabela 14 - Resultados de abatimento com variações de taxa de alimentação unitária.

Taxa unitária alimentação (t/h)/m ²	Abatimento (%)	Registro fotográfico
0,3	66,4	
0,5	67,1	
0,7	89,4	
0,9	90,5	

Em ambos os casos, a tendência foi de redução do abatimento com o aumento do percentual de sólidos no *underflow* (Figura 58), o que também foi evidenciado

por Panchal *et al.* (2018) e Yang *et al.* (2017), obtendo uma relação linear e polinomial, respectivamente.



Foram feitos também os ensaios de *flume* a partir do *underflow* gerado no ensaio de espessamento e se estabeleceu como comprimento para disposição da polpa 1,10 a 1,20 m, para que se tivesse uma área na calha para liberação e fluxo de água. Os resultados de perfil de disposição e ângulo de disposição com variação de altura de camada estão apresentados na Figura 59 e Tabela 15

Figura 59 - Elevações medidas ao longo do *flume* com *underflow* de diferentes alturas de camada.

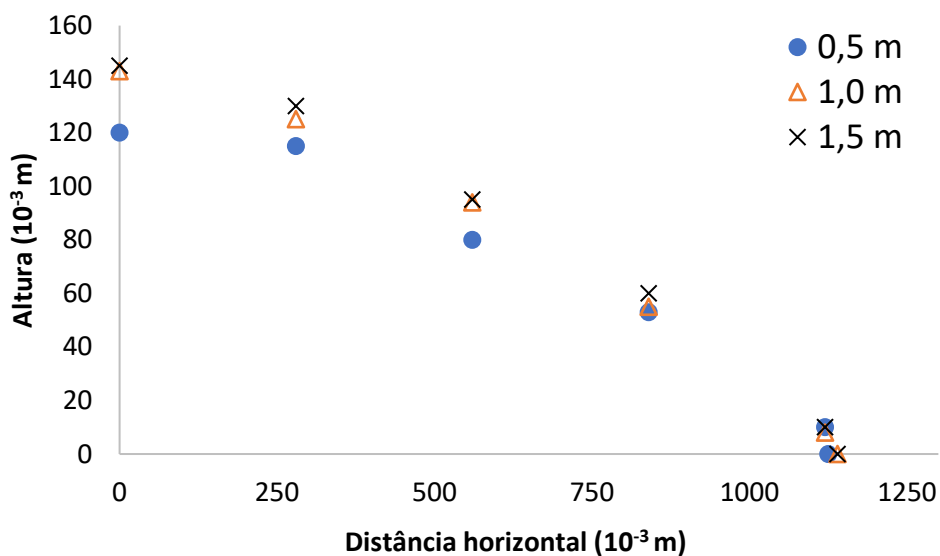


Tabela 15 - Relação entre altura da camada e ângulo de disposição.

Altura de camada adensada (m)	Ângulo de disposição (°)	Inclinação (%)
0,5	6,0	10,7
1,0	7,1	12,5
1,5	7,2	12,7

A elevação e ângulo de disposição obtidos com a variação da taxa de alimentação nos ensaios de espessamento estão apresentadas na Figura 60 e Tabela 16, respectivamente.

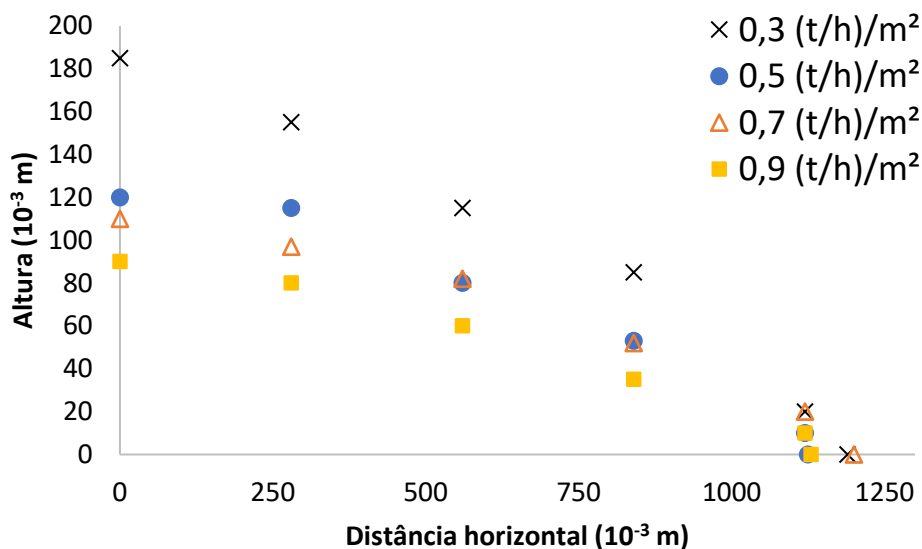
Figura 60 - Elevações medidas ao longo do *flume* com *underflow* de diferentes taxas de alimentação unitária.

Tabela 16 - Relação entre taxa de alimentação e ângulo de disposição/inclinação.

Taxa unitária alimentação (t/h)/m ²	Ângulo de disposição (°)	Inclinação (%)
0,3	8,8	15,5
0,5	6,0	10,7
0,7	5,2	9,2
0,9	4,6	8,0

Fitton (2018) apresentou que à medida que se aumenta a concentração de sólidos há uma tendência de aumento do ângulo de disposição de disposição, resultados semelhantes foram observados em rejeitos de minério de ferro por Osorio (2005), o qual realizou ensaios de *flume* para 58 a 65% de sólidos sem

inclinação da base com resultados que apresentaram ângulos entre $3,23^\circ$ a $8,38^\circ$, semelhantes aos obtidos no presente trabalho.

De acordo com Li *et al.* (2009) para a faixa de percentual de sólidos encontrada no presente trabalho (58 a 68%) em minas levantadas pelo autor, de diferentes rejeitos, a inclinação obtida oscila entre 1,5 a 4,0% em média, atingindo um máximo de 5,7%. Os valores são inferiores aos obtidos, uma vez que oscilaram entre 8,0 e 15,5%, entretanto a diferença foi relatada por Fourie e Gawu (2010), que ressaltaram a dificuldade em se ter valores exatos de ângulo de disposição em ensaios de *flume*, uma vez que se tem influência do atrito com as laterais da calha, resultando em valores mais íngremes que os obtidos na prática.

A segregação granulométrica ao longo do *flume* foi verificada coletando 5 amostras ao longo do percurso de disposição, sendo a primeira mais próxima do ponto de alimentação e a quinta a mais distante. As análises granulométricas das amostras após a disposição com diferentes alturas de camada no espessador e da amostra de alimentação do espessador para comparação estão apresentadas na Figura 61. É possível observar que não houve segregação granulométrica em nenhum caso, uma vez que as curvas ficaram muito próximas entre si.

Figura 61 - Análises granulométricas do material ao longo do *flume* com diferentes alturas de camada a) 0,5 m; b) 1,0 m; c) 1,5 m. (Continua)

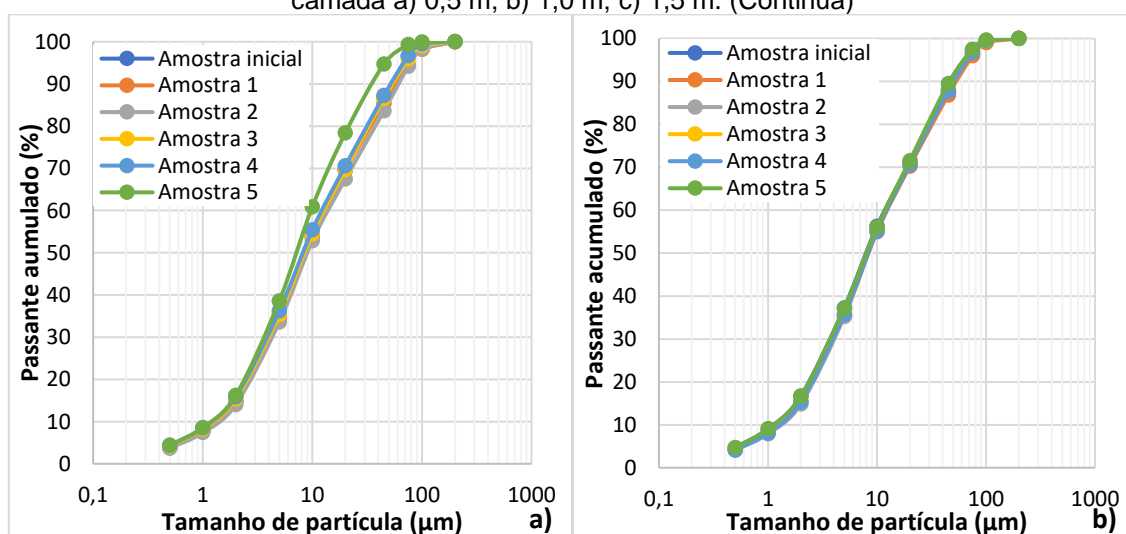
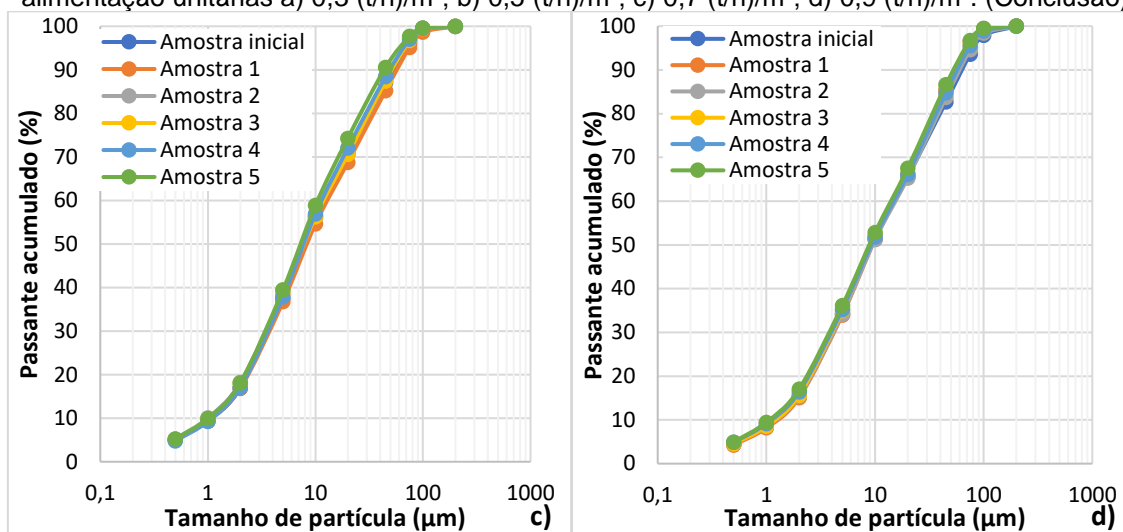


Figura 62 - Análises granulométricas do material ao longo do *flume* com diferentes taxas de alimentação unitárias a) 0,3 (t/h)/m²; b) 0,5 (t/h)/m²; c) 0,7 (t/h)/m²; d) 0,9 (t/h)/m². (Conclusão)



Através dos resultados obtidos foi verificada uma característica de polpa de alta densidade, uma vez que já não é possível verificar segregação granulométrica na disposição, entretanto o *slump* ainda não apresenta consistência de pasta, a tensão de escoamento medida é relativamente baixa e ainda é possível constatar liberação de água no ensaio de *flume* mesmo com o ensaio em que se obteve maior percentual de sólidos no *underflow* (Figura 63).

Figura 63 - Liberação de água durante o ensaio de *flume*.



7. CONCLUSÃO

Nos ensaios de espessamento de bancada foi verificada a possibilidade de desaguar o rejeito fino e ultrafino de nióbio. Foram avaliados o efeito do percentual de sólidos na alimentação, concentração de floculante, tipo de floculante, dosagem e pH. Menor percentual de sólidos na alimentação e menor concentração de floculante levaram a maior velocidade de sedimentação. O floculante não iônico não apresentou bom desempenho, assim como os catiônicos e aniônicos de baixo peso molecular.

Na avaliação de dosagem ótima dos cinco melhores floculantes, o Magnafloc® 1011 com 60 g/t alcançou maior velocidade de sedimentação que os demais e foi definido para o ensaio variando pH. Na variação de pH, o melhor resultado foi com 5,4, pois apresentou alta velocidade de sedimentação e turbidez abaixo de 150 NTU na primeira hora de ensaio. Nestas condições, foi verificado que o material pode chegar em bancada a um percentual de sólidos de cerca e 41% no *underflow* com 125 NTU de turbidez no *overflow* e 52 mm/s de velocidade de sedimentação.

Ensaio de espessamento semi-piloto foram realizados com os parâmetros previamente otimizados em escala de bancada e variações nas alturas da camada de material espessado e nas taxas de alimentação unitária. O espessador semi-piloto possibilitou a obtenção de polpas de alta densidade, alcançando maior percentual de sólidos no *underflow* que o obtido em ensaios de bancada. O *underflow* do espessador foi utilizado para avaliar de forma preliminar as características da disposição com ensaios de reologia, *flume* e *slump*. Os resultados indicaram que a altura do leito teve uma influência menor em comparação com as influências das taxas de alimentação unitária. Com variações na vazão de alimentação de sólidos, foi possível verificar que taxas de alimentação mais altas levaram a menores percentuais de sólidos no *underflow*, tensões de escoamento e ângulos de disposição, além de maiores abatimentos; visualmente, o *underflow* apresentou menos consistência e maior fluidez.

Em todas as condições, foi possível obter uma polpa sem segregação de

partículas no intervalo avaliado de 57,8 a 69,2% de sólidos. Embora as condições de taxa de alimentação unitária mais alta não tenham apresentado segregação de partículas, os fluxos maiores de 0,7 e 0,9 (t/h)/m² geraram baixa tensão de escoamento e polpas de baixa consistência que não correspondiam a uma polpa de alta densidade. Por outro lado, taxas de alimentação unitária muito baixas podem resultar em um espessador com uma área muito alta.

Portanto, os rejeitos de minério de nióbio não segregáveis podem ser obtidos com espessadores a partir de uma taxa de alimentação de 0,5 (t/h)/m² e uma altura de leito de 0,5 m, o que gerou um *underflow* com um teor de sólidos de 66,8%, uma tensão de escoamento de 43,9 Pa, abatimento de 67,1% e um ângulo de disposição de 6°. Ressalta-se que o ângulo de disposição obtido pelo ensaio de *flume* é uma avaliação preliminar e pode ter uma diferença geométrica devido ao atrito das paredes laterais, apresentando valores mais acentuados, conforme mencionado.

Um benefício notável da implementação da disposição de rejeitos de alta densidade é a utilização otimizada do volume do reservatório da barragem. Neste estudo, a condição de disposição com a polpa de alta densidade não segregável aumentou a densidade em 70%, de entre 1,15 a 1,17 para 1,96 t/m³, considerando 66,8% de sólidos, permitindo maior vida útil da estrutura de disposição. Foi obtida ainda alta recuperação de água com o aumento do percentual de sólidos do rejeito, com redução de 89% na água encaminhada para a barragem, sendo assim os resultados corresponderam às expectativas.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALBUQUERQUE FILHO, L.H. **Análise do comportamento geotécnico de barragens de rejeitos de minério de ferro através de ensaios de piezocone.** 191 p. Dissertação (Mestrado) - Programa de Pós-graduação do Departamento de Engenharia Civil da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2004.

ARJMAND, R.; MASSINAEI, M.; BEHNAMFARD, A. Improving flocculation and dewatering performance of iron tailings thickeners. **Journal of Water Process Engineering**, v. 31, p. 1–8, 2019.

ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS. **NBR 13028:** Elaboração e apresentação de projeto de barragens para disposição de rejeitos, contenção de sedimentos e reservação de água – Requisitos. São Paulo. 1993. 21 p.

BLIGHT, G.E.; THOMSON, R.R.; VORSTER, K. Profiles of hydraulic-fill tailings beaches, and seepage through hydraulically sorted tailings. **Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy**, v. 85, n. 5, p. 157–161, 1985.

BOGER, D.V. A Personal perspective on paste and thickened tailings - a decade on. (R. J. Jewell, A. B. Fourie) *In: International Seminar on Paste and Thickened Tailings*, 14th, 2011, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2011. p. 3–16.

BOGER, D.V. Rheology of slurries and environmental impacts in the mining industry. **Annual Review of Chemical and Biomolecular Engineering**, v. 4, p. 239–257, 2013.

BRAGA JÚNIOR, J.M. **Determinação dos Processos de Formação dos Tipos de Minérios Oxidados de Nióbio do Complexo Alcalino Carbonatítico de Araxá e suas implicações frente ao Processo De Beneficiamento Mineral.** 118 p. Tese (Doutorado) – Programa de Pós-graduação em Geologia,

Universidade Federal do Paraná, Curitiba, 2022.

BRASIL. Agência Nacional De Mineração (ANM). Sumário Mineral 2017. Volume 37, 2019. Disponível em: <https://sistemas.anm.gov.br/publicacao/mostra_imagem.asp?ID BancoArquivoArquivo=6385>. Acesso em: 14 nov. 2023.

BRASIL. Lei nº 14.066, de 30 de setembro de 2020. Altera a Política Nacional de Segurança de Barragens, Fundo Nacional do Meio Ambiente, Política Nacional de Recursos Hídricos e o Código de Mineração. **Diário Oficial da República Federativa do Brasil**: seção 1, Brasília, DF, p. 3, 30 set. 2020. Disponível em: <<https://www.in.gov.br/en/web/dou/-/lei-n-14.066-de-30-de-setembro-de-2020-280529982>>. Acesso em: 1 mar. 2022.

CBMM. Apresentação institucional. Araxá, s.d. (Apresentação interna).

CBMM. **Nossa história**. c2021. Disponível em: <<https://cbmm.com/pt/Our-Company/Our-History>>. Acesso em: 9 mar. 2022.

CBMM. **Nióbio**. c2024. Disponível em: <<https://cbmm.com/pt/Niobio>>. Acesso em: 12 jan. 2024.

CBMM. **Sobre nós**. c2021. Disponível em: <<https://cbmm.com/pt/Our-Company/About-CBMM>>. Acesso em: 14 fev. 2022.

CHANDLER, J.L. The stacking and solar drying process for disposal of bauxite tailings in Jamaica. *In*: International Conference on Bauxite Tailings, 1986, Kingston. **Proceedings** [...]. Kingston: Jamaica Bauxite Institute, University of the West Indies, 1986. p. 101–105.

CHAVES, A.P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**: Desaguamento, Espessamento e Filtragem. 4. ed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. v. 2.

CHAVES, A.P. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**: Manuseio de Sólidos Granulados. 4. ed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. v. 5.

CLAYTON, S.; GRICE, T.G.; BOGER, D.V. Analysis of the slump test for on-site yield stress measurement of mineral suspensions. **International Journal of Mineral Processing**, v. 70, p. 3–21, 2003.

CONNELY, L.J.; RICHARDSON, P.F. Coagulation and Flocculation in the Mining Industry. *In: Solid/Liquid Separation and Mixing in Industrial Practice Symposium*, 1984, Pittsburgh. **Proceedings** [...]. Pittsburgh: AIChE, 1984.

COOLING, D.J. Improving the Sustainability of Residue Management Practices — Alcoa World Alumina Australia. *In: 10th International Seminar on Paste and Thickened Tailings*, 10th, 2007, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2007. p. 3–16.

COSTA, C.M. CARACTERIZAÇÃO REOLÓGICA DE FLUIDOS COMPLEXOS. **Revista Brasileira de Iniciação Científica**, p. 3–28, 2017.

DAHLSTROM, D.A.; BENNETT, R.C.; EMMETT, Robert. C.; HARRIOT, P.; LAROS, T.; LEUNG, W.; MCCLEARY, C.; MILLER, S.A.; MOREY, B.; OLDSHUE, J.Y.; PRIDAY, G.; SILVERBLATT, C.E.; SLOTTEE, J.S.; SMITH, J.C.; TODD, D.B. Liquid-Solid Operations and Equipment. *In: PERRY, R.H.; GREEN, D.W.; MALONEY, J.O. Perry's Chemical Engineers' Handbook*. New York: McGraw-Hill Companies, 1999.p. 18-1 – 18-134.

DAVIES, M. Filtered Dry Stacked Tailings-The Fundamentals. *In: Proceedings Tailings and Mine Waste*, 2011, Vancouver. **Proceedings** [...]. Vancouver: University of British Columbia, 2011. p. 1–10.

DAVIES, M.; LUPO, J.; MARTIN, T.; MCROBERTS, E.; MUSSE, M.; RITCHIE, D. Dewatered tailings practice - Trends and observations. *In: International Conference on Tailings and Mine Waste*, 14th, 2011, Colorado. **Proceedings** [...]. Colorado: CRC Press. 2011. p. 133–142.

DEALY, J.M. Official nomenclature for material functions describing the response of a viscoelastic fluid to various shearing and extensional deformations. **Journal**

of Rheology, v. 39, n. 1, p. 253–265, 1995.

DICKINSON, E.; ERIKSSON, L. Particle flocculation by adsorbing polymers. **Advances in Colloid and Interface Science**, v. 34, p. 1–29, 1991.

FERNÁNDEZ-IGLESIAS, A.; ARAUJO, A.C.; GOOSENS, M. Studying feasibility of paste and thickened tailings at laboratory scale – pilot thickeners. *In: International Seminar on Paste and Thickened Tailings, 16th, 2013, Perth. Proceedings [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2013. p. 635–650.*

FERREIRA, E.E.; BRANDÃO, P.R.G.; KLEIN, B.; PERES, A.E.C. Reologia de suspensões minerais: uma revisão. **Revista Escola de Minas (REM)**, Ouro Preto, vol. 58, n. 1, p. 83–87, jan./mar. 2005.

FITCH, B. A mechanism of sedimentation. **Industrial & Engineering Chemistry Fundamentals**, v. 5, n. 1, p. 129–134, fev. 1966.

FITTON, T.G. Some comments on thickened tailings and beach slopes. *In: Paste 2018, 2018, Perth. Proceedings [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2018. p. 91–102.*

FOURIE, A.B. Perceived and realized benefits of paste and thickened tailings for surface deposition. *In: International Seminar on Paste and Thickened Tailings, 15., 2012, Sun City. Proceedings [...]. Sun City: Australian Centre for Geomechanics, 2012. v. 112, p. 53–64.*

FOURIE, A.B.; GAWU, S.K.Y. The validity of laboratory flume data for predicting beach slopes of thickened tailings deposits. *In: Paste 2010, 2010, Toronto. Proceedings [...]. Toronto: Australian Centre for Geomechanics, 2010. p. 241–254.*

FRANÇA, S. C. A.; TRAMPUS, B. C. **Desaguamento de Rejeitos Mineraias para Aplicação de Métodos de Disposição Alternativos às Barragens de Rejeito Convencionais**. Rio de Janeiro: CETEM/MCTIC, 2018. p. 1–59. (Série

Tecnologia Ambiental, 102).

GAO, J.; FOURIE, A. Using the flume test for yield stress measurement of thickened tailings. **Minerals Engineering**, p. 1–37, out. 2015.

GOWAN, M.; LEE, M.; WILLIAMS, D.J. Co-disposal techniques that may mitigate risks associated with storage and management of potentially acid generating wastes. *In: Mine Waste 2010: International Seminar on the Reduction of Risk in the Management of Tailings and Mine Waste, 2010, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2010. p. 389-404.*

GREGORY, J. Flocculation of Fine Particles. *In: MAVROS, P.; MATIS, K. A. **Innovations in Flotation Technology**. Dordrecht: Springer Science Business Media, 1992. p. 101–124.*

GREGORY, J. Flocculation Fundamentals. *In: TADROS, T. **Encyclopedia of Colloid and Interface Science**. Berlin: Springer, 2013. p. 459–491.*

GUIMARÃES, N.C. **Filtragem de rejeitos de minério de ferro visando a sua disposição em pilhas**. 2011. 129 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal De Minas Gerais, Belo Horizonte 2011.

HILSON, G.; MURCK, B. Sustainable development in the mining industry: Clarifying the corporate perspective. **Resources Policy**, v. 26, n. 4, p. 227–238, 2000.

ICOLD (INTERNATIONAL COMMISSION ON LARGE DAMS). **Tailings Dams Risk of Dangerous Occurrences: Lessons Learnt from practical experiences**. Paris, 2004.

ISSA FILHO, A.; RIFFEL, B. F.; SOUSA, C. A. de F. SOME ASPECTS OF THE MINERALOGY OF CBMM NIOBIUM DEPOSIT AND MINING AND PYROCHLORE ORE PROCESSING-ARAXÁ, MG-BRAZIL. *In: International Symposium Niobium, 2001, Orlando. **Proceedings** [...]. Orlando: Niobium 2001*

Limited, 2001. p. 1–13.

JEWELL, R. The evolution of paste and thickened tailings. **Newsletter: Australian Centre for Geomechanics**, Australia, v. 35, p. 1–3, dec. 2010.

JAFELICCI JUNIOR, M.; VARANDA, L.C. O mundo dos colóides. **Química nova na escola: Química e Sociedade**, São Paulo, nº 9, p. 9–13, mai. 1999.

KAM, S.; GIRARD, J.; HMIDI, N.; MAO, Y.; LONGO, S. Thickened tailings disposal at Musselwhite Mine. *In: International Seminar on Paste and Thickened Tailings*, 14th, 2011, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2011. p. 225–236.

KAWATRA, S.K.; BAKSHI, A.K. On-line measurement of viscosity and determination of flow types for mineral suspensions process. **International Journal of Mineral Processing**, vol. 46, p. 275-283, 1996.

KAWATRA, S.K.; BAKSHI, A.K. On-Line Viscometry in Particulate Processing. **Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review**, vol. 14, n. 3-4, p. 249-273, 1995.

KLIMPEL, R.R. Slurry Rheology Influence on the Performance of Mineral/Coal Grinding Circuits. **Mining Engineering**, v. 34, n. 12, p. 1665–1668, 1982.

KLOHN, E.J. **The Development Of Current Tailings Dam Design And Construction Methods**. Colorado: Colorado School of Mines, 1982.

KOSSOFF, D.; DUBBIN, W.E.; ALFREDSSON, M.; EDWARDS, S.J.; MACKLIN, M.G.; HUDSON-EDWARDS, K.A. Mine tailings dams: Characteristics, failure, environmental impacts, and remediation. **Applied Geochemistry**, v. 51, p. 229–245, 2014.

LARA, J.J.; LEÓN, E. Design and operational experience of the Cerro Lindo filtered tailings deposit. *In: International Seminar on Paste and Thickened*

Tailings, 14th, 2011, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2011. p. 25–37.

LEMOS JÚNIOR, M.A. **Estudos Para Avaliação Da Capacidade De Reservatório De Rejeitos De Nióbio**. 136 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2012.

LI, A.L.; BEEN, K.; RITCHIE, D.; WELCH, D. Stability of Large Thickened, Non-Segregated Tailings Slopes. *In: Paste 2009*, 2009, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2009. p. 301–311.

LINS, F.A.F.; ADAMIAN, R. **Minerais Coloidais, Teoria DLVO Estendida e Forças Estruturais**. Série Tecnologia Mineral. Rio de Janeiro: Centro de Tecnologia Mineral (CETEM), 2000. p. 1–29.

LOZANO, F.A.E. **Seleção de locais para barragens de rejeitos usando o método de análise hierárquica**. 2006. 142 p. Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2006.

LUZ, A.B. da; SAMPAIO, J.A.; FRANÇA, S.C.A. **Tratamento de Minérios**. 5. ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. 965 p.

MACNAMARA, L.; KHOSHNIJAZ, N.; HASHEMI, S. The Sarcheshmeh thickened tailings disposal project. *In: International Seminar on Paste and Thickened Tailings, 14th*, 2011, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2011. p. 237–243.

MATUSIAK, J.; GRZĄDKA, E. Stability of colloidal systems - a review of the stability measurements methods. *In: Annales Universitatis Mariae Curie-Sklodowska, sectio AA – Chemia*, 1., 2017, Lublin. **Proceedings** [...]. Lublin: Universitatis Mariae Curie-Sklodowska, 2017. v. 72, p. 33–45.

MCPHAIL, G.; NOBLE, A.; PAPAGEORGIOU, G.; WILKINSON, D. Development and Implementation of Thickened Tailings Discharge at Osborne Mine,

Queensland, Australia. *In: International Seminar on Paste and Thickened Tailings*, 2004, Queensland. **Proceedings** [...]. Queensland: Australian Centre for Geomechanics, 2004. p. 1–32.

MONTE, M.B. de M.; PERES, A.E.C. Química de Superfície na Flotação. *In: LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.A.; FRANÇA, S.C.A. Tratamento de Minérios*. 5. ed. Rio de Janeiro: Centro de Tecnologia Mineral (CETEM), 2010. p. 399–464.

MORENO, R. **Reología de suspensiones cerámicas**. Madrid: Consejo Superior de Investigaciones Científicas, 2005. 1–325 p.

NGUYEN, Q-H.; NGUYEN, N-D. Incompressible Non-Newtonian Fluid Flows. *In: GAN, Y.X. Continuum Mechanics – Progress in Fundamentals and Engineering Applications*. 1. ed. Croácia: InTech, 2012. p. 47-72.

OLIVEIRA, M.L.M. de; LUZ, J.A.M. da; LACERDA, C.M.M. Espessamento e Filtragem. Ouro Preto: Universidade Federal de Ouro Preto, 2004. Notas de aula da disciplina Filtragem e Espessamento.

OSORIO, C.A.H. **Caracterização de Pastas Minerai**s. 2005. 177 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2005.

OSORIO, C.A.H.; ARAUJO, A.C. de; VALADÃO, G.E.S. Estudo de Características de Algumas Pastas Minerais. **Tecnologia em Metalurgia e Materiais**, v. 4, n. 3, p. 50–55, 2008.

OXENFORD, J.; LORD, E.R. Canadian Experience in the Application of Paste and Thickened Tailings for Surface Disposal. *In: Ninth International Seminar on Paste and Thickened Tailings*, 2006, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2006. p. 93–105.

PANCHAL, S.; DEB, D.; SREENIVAS, T. Mill tailings based composites as paste backfill in mines of U-bearing dolomitic limestone ore. **Journal of Rock**

Mechanics and Geotechnical Engineering, v. 10, n. 2, p. 310-322, 2018.

PASHIAS, N.; BOGER, D.V.; SUMMERS, J.; GLENISTER, D.J. A fifty cent rheometer for yield stress measurement. **Journal of Rheology**, v. 40, n. 6, p. 1179–1189, 1996.

PATERSON & COOKE. O ‘estado da arte’ sobre as práticas em gestão de barragens de rejeitos. 2019. Apresentação em Power Point. EXPOSIBRAM, Belo Horizonte.

PEREIRA JR, R.F. Nióbio. *In*: MEDEIROS, K. A.; COSTA, M. M. D.; LIMA, T. M. **Sumário Mineral**. Brasília: Agência Nacional de Mineração, 2017. p. 135–137.

PICIULLO, L.; STORROSTEN, E.B.; LUI, Z.; NADIM, F.; LACASSE, S. A new look at the statistics of tailings dam failures. **Engineering Geology**. v. 303, 2022.

PORTES, A.M.C. **Avaliação da Disposição de Rejeitos de Minério de Ferro nas Consistências de polpa e torta**. 2013. 180 p. Dissertação (Mestrado) – Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2013.

POSSA, M.V.; NASCIMENTO, C.R. Reologia no Tratamento de Minérios. *In*: LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.A.; FRANÇA, S.C.A. **Tratamento de Minérios**. 5. ed. Rio de Janeiro: Centro de Tecnologia Mineral (CETEM), 2010. p. 597–634.

RICO, M.; BENITO, G.; SALGUEIRO, A. R.; DÍEZ-HERRERO, A.; PEREIRA, H. G. Reported tailings dam failures: A review of the European incidents in the worldwide context. **Journal of Hazardous Materials**, v. 152, n. 2, p. 846–852, 2008.

RIQUELME, C.P. Comparative study of Non-Newtonian thickened tailings in function of water recovered for a specific energy consumption. *In*: 23rd International Conference on Paste, Thickened and Filtered Tailings, 23th, 2020, Santiago. **Proceedings** [...]. Santiago: Gecamin Publications, 2020. p. 1–11.

ROBINSKY, E.I. **Thickened discharge - a new approach to tailings disposal**. Canada Institute of Mining and Metallurgy Bulletin, p. 47–53, 1975.

RUSSO, F. de M. **Comportamento de Barragens de Rejeito Construídas por Aterro Hidráulico: Caracterização Laboratorial e Simulação Numérica do Processo Construtivo**. 2007. 295 p. Tese (Doutorado) – Faculdade de Tecnologia, Universidade de Brasília, Brasília, 2007.

SADANGI, J.K.; SAHOO, A.K.; SUSHOBHAN, B.R.; CHOUDHURY, N. Effect of anionic flocculant on settling rate of iron ore ultra-fines. **Materials Today**, 30, parte 2, 2020.

SCHOENBRUNN, F. Dewatering to higher densities - an industry review. *In: International Seminar on Paste and Thickened Tailings*, 14th, 2011, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2011. p. 19–23.

SCHOENBRUNN, F.; LAROS, T.; HENRIKSSON, B.; ARBUTHNOT, I. Solid and Liquid Separation. *In: KAWATRA, S.K.; YOUNG, C.A. Mineral Processing & Extractive Metallurgy Handbook*. Colorado: Society for Mining, Metallurgy & Exploration, 2019. p. 1069–1107.

SEDDON, K.D.; WILLIAMS, M.P.A. The development and design of thickened tailings discharge methods – a review. *In: Mine Waste 2010*, 2010, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2010. p. 487–498.

SEER, H.J.; MORAES, L.C. **Nióbio**. CODEMGE, [2018?]. Disponível em: <<http://recursomineralmg.codemge.com.br/substancias-minerais/niobio/>>. Acesso em: 03 mar. 2022.

SHAHRIVAR, A.A.; GOHARRIZI, A.S.; EBRAHIMZADEH, M.; SARAFI, A. Application of response surface methodology and central composite rotatable design for modeling the influence of some operating variables of the lab scale thickener performance. **International Journal of Mining Science and Technology**, v. 23, n. 5, p. 717–724, set. 2013.

SILVA, J. P. P. DA, SILVA, G. R. DA, MARTINS, A. H., KANSAON, B. & PERES, A. E. C. Ultrafine quartz flocculation: Part II. Main variables. **REM, Int. Eng. J.**, 76, 1, 2023

SOARES, L. Barragem de Rejeitos. *In*: LUZ, A. B. DA; SAMPAIO, J. A.; FRANÇA, S. C. A. **Tratamento de Minérios**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. p. 831–896.

SOCHI, T. Non-Newtonian flow in porous media. **Polymer**, v. 51, p. 5007-5023, 2010.

SOFRÀ, F.; BOGER, D.V. Environmental rheology for waste minimisation in the minerals industry. **Chemical Engineering Journal**, v. 86, n. 3, p. 319–330, 2002.

SOFRÀ, F.; BOGER, D.V. Rheology for thickened tailings and paste — history, state-of-the-art and future directions. *In*: International Seminar on Paste and Thickened Tailings, 14th, 2011, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2011. p. 121–134.

SOUZA, C.C. de; AMARANTE, S.C.; ARAÚJO, A.C. Rejeitos adensados para disposição em superfície - Nova tecnologia em minério de ferro. **Tecnologia em Metalurgia e Materiais**, v. 1, p. 60–63, 2005.

SOUZA JUNIOR, L.; RÓGENES, E.; OLIVEIRA, S.; SILVEIRA, E.; MARQUES, A.; COELHO, A. Co-Disposal Dumps in Brazil: Challenges and Opportunities. *In*: International Conference on Tailings Management, 7th, 2021, Santiago. **Proceedings** [...]. Santiago: Gecamin, 2021. p. 1-8.

Thickeners. **McLanahan**, c2023. Disponível em: <<https://www.mclanahan.com/products/thickeners>>. Acesso em: 20 de janeiro de 2023.

ULRICH, B.; COFFIN, J. Considerations for tailings facility design and operation using filtered tailings. *In*: International Seminar on Paste and Thickened Tailings, 16th, 2013, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics,

2013. p. 201–210.

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.

VAN DEURSEN, C.M. **Métodos de desaguamento e disposição de rejeito da bauxita: estudo de caso e avaliação econômica**. 2016. 129 p. Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2016.

VAN NIEKERK, H.J.; VILJOEN, M.J. Causes and consequences of the merriespruit and other tailings-dam failures. **Land Degradation and Development**, v. 16, n. 2, p. 201–212, 2005.

VICK, S.G. **Planning, design, and analysis of tailings dams**. Vancouver: BiTech Publishers, 1990. 369 p.

WATSON, A.H.; CORSER, P.G.; GARCES PARDO, E.E.; LOPEZ CHRISTIAN, T.E.; VANDEKEYBUS, J. A comparison of alternative tailings disposal methods — the promises and realities. *In: International Seminar on the Reduction of Risk in the Management of Tailings and Mine Waste*, 1, 2010, Perth. **Proceedings** [...]. Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2010. p. 499–514.

WEI, Z.; YIN, G.; WANG, J. G.; WAN, L.; LI, G. Design, construction and management of tailings storage facilities for surface disposal in China: Case studies of failures. **Waste Management and Research**, v. 31, n. 1, p. 106–112, 2013.

WHORLOW, R.W. **Rheological techniques**. Chichester: Ellis Horwood, 1980. 447 p.

WILLS, B.A.; FINCH, J.A. **Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery**. 8 ed. Oxford: Elsevier Science e Technology Books, 2016. 496 p.

YANG, L.; QIU, J.; JIANG, H.; HU, S.; LI, H.; LI, S. Use of Cemented Super-Fine Unclassified Tailings Backfill for Control of Subsidence. **Minerals**, v. 7, n. 11, :216, 2017. <https://doi.org/10.3390/min7110216>

APÊNDICE A – EXEMPLO DE REGISTRO ENSAIOS DE ESPESSAMENTO ESTÁTICO

Dados do Teste					
Agitação/Quantidade:	3				
Data:	18/05/2022				
Tipo de proveta/Marca:	Plena Lab 3				
Descrição da Amostra					
Pilha	P. 24 e 32				
Amostra:	Rejeito Fino + Ultrafino				
Preparação de Floculante					
Floculante:	Magnafloc 1011				
Volume de solução(g):	400				
Concentração floculante(%):	0.1				
Massa de floculante(g):	0.4				
Volume de diluente(g):	399.60				
Dosagem de Floculante					
Dosagem de floculante(g/T):	50				
Dosagem de floculante(g):	0.006				
Dosagem de Sol. de floc.(g_ml):	5.7				
Preparação de Polpa					
Massa de polpa(g):	2,084.80				
Volume de polpa(ml):	2,000				
Massa de sólidos(g):	113.07				
Densidade da polpa(g/cm³):	1.0424000				
Porcentagem de sólidos(%):	5.42				
Porcentagem de sólidos recalculada(%):	6.44				
pH da amostra:	4.60				
TURBIDEZ (NTU)					
20 MIN.: 242	4 HORAS: 209				
1 HORA: 235	24 HORAS: 179				
5% só L. Rej. C2+C3 P. 24 e 32_ Magnafloc 1011_ 50g/t_					
minutos	segundos	mm	ml	Velocidade	mm
0	0	0	2000.00	0.00	355
0.05	3	58	1673.24	19.33	297
0.08	5	108	1391.55	21.60	247
0.17	10	212	805.63	21.20	143
0.25	15	259	540.85	17.27	96
0.33	20	268	490.14	13.40	87
0.42	25	277	439.44	11.08	78
0.50	30	283	405.63	9.43	72
0.83	50	288	377.46	5.76	67
1	60	294	343.66	4.90	61
2	120	303	292.96	2.53	52
5	300	307	270.42	1.02	48
10	600	310	253.52	0.52	45
20	1200	312	242.25	0.26	43
30	1800	314	230.99	0.17	41
60	3600	314	230.99	0.09	41
120	7200	315	225.35	0.04	40
240	14400	315	225.35	0.02	40
1440	86400	315	225.35	0.00	40
Volume final (ml)	225.35				
Massa polpa (g)	316.63				
Massa seca(g)	134.3				
% sólidos	42.42				

Dados do Teste					
Agitação/Quantidade:	3				
Data:	24/05/2022				
Tipo de proveta/Marca:	Plena Lab 4				
Descrição da Amostra					
Pilha	P. 24 e 32				
Amostra:	Rejeito Fino + Ultrafino				
Preparação de Floculante					
Floculante:	Magnafloc 1011				
Volume de solução(g):	400				
Concentração floculante(%):	0.1				
Massa de floculante(g):	0.4				
Volume de diluente(g):	399.60				
Dosagem de Floculante					
Dosagem de floculante(g/T):	50				
Dosagem de floculante(g):	0.006				
Dosagem de Sol. de floc.(g_ml):	6.1				
Preparação de Polpa					
Massa de polpa(g):	2,091.84				
Volume de polpa(ml):	2,000				
Massa de sólidos(g):	122.45				
Densidade da polpa(g/cm³):	1.0459200				
Porcentagem de sólidos(%):	5.85				
Porcentagem de sólidos recalculada(%):	7.46				
pH da amostra:	4.82				
TURBIDEZ (NTU)					
20 MIN.: 232	4 HORAS: 198				
1 HORA: 220	24 HORAS: 161				
5% só L. (2) Rej. C2+C3 P. 24 e 32_ Magnafloc 1011_ 50g/t_					
minutos	segundos	mm	ml	Velocidade	mm
0	0	0	2000.00	0.00	355
0.05	3	48	1729.58	16.00	307
0.08	5	105	1408.45	21.00	250
0.17	10	206	839.44	20.60	149
0.25	15	260	535.21	17.33	95
0.33	20	267	495.77	13.35	88
0.42	25	271	473.24	10.84	84
0.50	30	275	450.70	9.17	80
0.83	50	281	416.90	5.62	74
1	60	285	394.37	4.75	70
2	120	292	354.93	2.43	63
5	300	300	309.86	1.00	55
10	600	304	287.32	0.51	51
20	1200	307	270.42	0.26	48
30	1800	308	264.79	0.17	47
60	3600	310	253.52	0.09	45
120	7200	310	253.52	0.04	45
240	14400	310	253.52	0.02	45
1440	86400	311	247.89	0.00	44
Volume final (ml)	247.89				
Massa polpa (g)	367.12				
Massa seca(g)	156				
% sólidos	42.49				

APÊNDICE B - ENSAIOS DE ESPESSAMENTO CONTÍNUO

TESTE		ALIMENTAÇÃO						RAKE	FLOCULANTE					UNDEFLOW			OVERFLOW
		pH	Vazão	Taxa alimentação	Rise Rate	Sólidos	Densidade polpa		Tipo	Vazão	Concentração	Pontos de dosagem	Dosagem	Sólidos	Densidade polpa	Altura da camada	Turbidez
		MEDIDO	(ml/min)	(t/h)/m ²	(m/h)	% (m/m)	(t/m ³)		-	(ml/min)	% (m/v)	-	(g/t)	% (m/m)	(t/m ³)	(m)	(NTU)
TIPO DE FLOCULAN TE	1	5,45	2300	0,4835	8,84	5,26	1,040	2	Magnafloc 1011	15,1	0,05	1	60	66,8	1,9548	0,50	114
		5,55	2240	0,4944	8,61	5,51	1,042	2	Magnafloc 155	12,9	0,05	1	50	62,4	1,8391	0,50	150
ALTURA DE CAMADA	2	5,45	2300	0,4835	8,84	5,26	1,040	2	Magnafloc 1011	15,1	0,05	1	60	66,8	1,9548	0,50	114
		5,51	2300	0,4835	8,84	5,26	1,040	2	Magnafloc 1011	15,1	0,05	1	60	66,9	1,9576	1,00	132
		5,46	2240	0,5062	8,61	5,64	1,043	2	Magnafloc 1011	15,8	0,05	1	60	65,8	1,9272	1,50	90
TAXA DE ALIMENTAÇÃO	3	5,45	1392	0,3000	5,35	5,39	1,041	2	Magnafloc 1011	9,4	0,05	1	60	69,2	2,0242	0,50	104
		5,45	2300	0,4835	8,84	5,26	1,040	2	Magnafloc 1011	15,1	0,05	1	60	66,8	1,9548	0,50	114
		5,35	3249	0,7000	12,48	5,39	1,041	2	Magnafloc 1011	21,9	0,05	1	60	59,7	1,7747	0,50	113
		5,55	4078	0,9000	15,67	5,51	1,042	2	Magnafloc 1011	28,1	0,05	1	60	57,8	1,7320	0,50	80