

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Dissertação de Mestrado

Estudo de pastas minerais a partir do espessamento de lamas de processamento fosfático

Autor: Mário Campos de Rezende Neto

Orientador: George Eduardo Sales Valadão

Fevereiro/2016

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Mário Campos de Rezende Neto

Estudo de pastas minerais a partir do espessamento de lamas de processamento fosfático

Dissertação de mestrado apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, como requisito parcial para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas.

Área de concentração: Tecnologia Mineral

Linha de pesquisa: Tratamento de Minérios

Orientador: George Eduardo Sales Valadão

Belo Horizonte

Escola de Engenharia

2016

Aos meus pais e irmã,
grandes fontes de inspiração.

AGRADECIMENTOS

A Deus, por todas as oportunidades proporcionadas.

Ao meu orientador, Professor George Eduardo Sales Valadão, pelos ensinamentos, e supervisão acadêmica, bem como pela confiança e suporte necessários para a realização desta pesquisa.

Aos professores Toninho, Paulo Brandão e Roberto Galéry, entre outros, pelos ensinamentos e profissionalismo.

À minha família, por toda a paciência nos momentos em que estive ausente e por todos os esforços prestados. Também pelo carinho, apoio, compreensão e por acreditarem em meu potencial.

Aos amigos e parceiros do mestrado, pelo compartilhamento de experiências, dúvidas e opiniões. À Marina, pela companhia no laboratório, pela amizade e pelas conversas descontraídas.

Ao apoio técnico do DEMIN/DEMET, em especial ao Alberto, Isabel, Ilda, Andréia e Patrícia pelo auxílio durante a execução dos experimentos.

À Aline, por despertar meu interesse pela vida acadêmica.

À Vale Fertilizantes, na pessoa do engenheiro Rubén Olcay Barreda, por gentilmente fornecer a amostra e por compartilhar experiências.

À Clariant, em especial à Valdilene e Mônica por fornecerem os reagentes utilizados, bem como à SNF Floriger, em nome de Rafael Norton.

Ao PPGEM, pela infraestrutura, e aos seus funcionários, pela competência.

Aos órgãos de fomento, CNPq, CAPES, PROEX e FAPEMIG pelo apoio financeiro.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	1
2. OBJETIVOS	3
2.1. Objetivo geral.....	3
2.2. Objetivos específicos	3
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	4
3.1. Fosfatos	4
3.2. Beneficiamento de minérios fosfáticos	5
3.3. Estados de agregação e dispersão de sólidos	8
3.3.1. Coagulação.....	11
3.3.2. Flocculação	12
3.3.3. Mecanismos de atuação de flocculantes	16
3.4. Separação sólido-líquido.....	19
3.4.1 Sedimentação	21
3.4.2. Espessamento.....	23
3.4.3. Espessadores <i>deep cone</i>	24
3.5. Pastas minerais	26
3.5.1. Obtenção	27
3.5.2. Transporte	28

3.5.3.	Disposições e vantagens	29
3.5.4.	Granulometria	34
3.5.5.	Reologia de pastas minerais.....	35
3.5.5.1.	Viscosidade.....	36
3.5.5.2.	Altura de abatimento.....	39
3.5.5.3.	Tensão de escoamento.....	41
4.	METODOLOGIA	44
4.1.	Amostra mineral.....	44
4.2.	Caracterização do sólido	44
4.2.1.	Massa específica	46
4.2.2.	Granulometria	46
4.2.3.	Composição química.....	47
4.2.4.	Composição mineralógica.....	48
4.2.5.	Termoestabilidade.....	49
4.2.6.	Área superficial específica.....	50
4.3.	Ensaio de sedimentação descontínua.....	51
4.3.1.	Ensaio preliminar	52
4.3.2.	Parâmetros de sedimentação	54
4.4.	Análise do líquido clarificado	54

4.5. Caracterização das pastas minerais	55
4.5.1. Abatimento.....	56
4.5.2. Tensão de escoamento	57
5. RESULTADOS	59
5.1. Caracterização do sólido	59
5.1.1. Massa específica do sólido	59
5.1.2. Granulometria	61
5.1.3. Composição química.....	63
5.1.4. Composição mineralógica.....	66
5.1.5. Termoestabilidade.....	73
5.1.6. Área superficial específica.....	75
5.2. Ensaio de sedimentação descontínua e análise de turbidez.....	77
5.2.1. Ensaio preliminar	77
5.2.1.1. Flocculante não iônico.....	80
5.2.1.2. Flocculante aniônico.....	81
5.2.1.3. Flocculante catiônico.....	83
5.2.2. Parâmetros de sedimentação	83
5.2.2.1. Flocculante não iônico.....	85
5.2.2.2. Flocculante aniônico.....	88

5.2.2.3. Flocculante catiônico.....	91
5.3. Caracterização das pastas minerais	93
5.3.1. Abatimento.....	94
5.3.2. Tensão de escoamento	98
6. CONCLUSÕES.....	99
7. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	101
8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	102
ANEXO A	109
ANEXO B	113
ANEXO C	119

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1: Estrutura do grupo iônico fosfato.....	4
Figura 3.2: Disposição superficial de pasta mineral (Therriault <i>et. al.</i> , 2001).....	8
Figura 3.3: Teoria DLVO clássica: curvas de energia de interação em função da distância de aproximação entre duas partículas (Adaptado de Lins e Adamian, 2004). ..	9
Figura 3.4: Estruturas moleculares básicas de poliacrilamidas não iônicas, aniônicas e catiônicas (Adaptado de Falcucci, 2007). ..	15
Figura 3.5: Reestabilização de partículas coloidais devido à saturação superficial de floculantes (Sharma <i>et. al.</i> , 2006). ..	15
Figura 3.6: Adsorção de floculantes segundo mecanismo de pontes (Sharma <i>et. al.</i> , 2006). ..	17
Figura 3.7: Flocos oriundos da adsorção de floculantes segundo mecanismos de pontes (Sharma <i>et. al.</i> , 2006). ..	18
Figura 3.8: Neutralização das cargas superficiais negativas de uma partícula através da adsorção de um floculante catiônico, por mecanismo de reversão de carga (Sharma <i>et. al.</i> , 2006). ..	19
Figura 3.9: Zonas de sedimentação em um espessador (Adaptado de Coe e Clevenger, 1916). ..	21
Figura 3.10: Evolução da sedimentação em testes descontínuos de proveta e sua respectiva curva de sedimentação (Torquato, 2008). ..	23
Figura 3.11: Espessador <i>Deep Cone</i> (Jewell, 2002; Fogwill, 2005; Tão <i>et. al.</i> , 2008). ..	25
Figura 3.12: Típico arranjo do espessador Eimco <i>Deep Cone</i> (Tão <i>et. al.</i> , 2008). ..	26

Figura 3.13: Definição teórica de polpa, polpa de alta densidade, pasta e torta (Adaptado de Landriault, 2002).....	27
Figura 3.14: Sistema de disposição com torre central (Theriault <i>et. al.</i> , 2001).....	31
Figura 3.15: Esquema típico de transporte e manuseio de pastas minerais (adaptado de Dorr-Oliver Eimco Catalog, 2003).	34
Figura 3.16: Aplicação da força F ao plano de área A e distância x ao plano paralelo que provoca seu deslocamento a velocidade v (Klein, 2002).....	36
Figura 3.17: Comportamento esquemático de fluidos newtonianos.....	37
Figura 3.18: Variação da viscosidade aparente em fluidos com comportamentos pseudoplásticos e dilatantes (Tadros, 1987).	38
Figura 3.19: Fluidos com viscosidade reversível e irreversível, sendo, no último caso, um fluido tixotrópico (Boger, 2003).....	39
Figura 3.20: Representação esquemática do teste <i>slump</i> realizado em cone (Clayton <i>et. al.</i> , 2003).....	40
Figura 3.21: Comparação entre os valores da tensão de escoamento determinados pelo método de Vane e por métodos reológicos (Nguyen e Boger, 1992).	42
Figura 3.22: Diagrama de Vane de quatro paletas (Nguyen e Boger, 1992).....	43
Figura 3.23: Tensão de escoamento em função da concentração de sólidos de uma pasta de lamas (Araújo <i>et. al.</i> , 2003).....	43
Figura 4.1: Fluxograma de caracterização das amostras de lamas.	45
Figura 4.2: Granulômetro Cilas e granulômetro Sympatec, respectivamente.	47
Figura 4.3: Turbidímetro Tecnopon, modelo TB-1000 e seus padrões de calibração....	55

Figura 4.4: Testes de cilindro <i>slump</i>	57
Figura 4.5: Reômetro Brookfield, modelo YR-1, utilizado para determinação da tensão de escoamento.....	58
Figura 5.1: Resultados dos ensaios de picnometria simples.....	60
Figura 5.2: Distribuição granulométrica da amostra.....	61
Figura 5.3: Espectros de fluorescência da amostra.....	64
Figura 5.4: Espectros de fluorescência da amostra.....	65
Figura 5.5: Difratoograma da amostra.....	66
Figura 5.6: Resultado do refinamento de Rietveld.....	67
Figura 5.7: Imagens da amostra a partir de elétrons retroespalhados, com aumentos de 100x e 500x, respectivamente.....	69
Figura 5.8: Imagem com aproximação de 1500x, obtida por elétrons retroespalhados.	70
Figura 5.9: Imagem com aproximação de 10000x, obtida por elétrons retroespalhados.	72
Figura 5.10: Curvas TG (termogravimétrica) e DTG (termogravimétrica derivada).	74
Figura 5.11: Linearização da isoterma de adsorção de N ₂ , método de multipontos.....	76
Figura 5.12: Isotermas de adsorção e dessorção de N ₂	76
Figura 5.13: Variação da interface sólido-líquido em função do tempo de sedimentação.	78
Figura 5.14: Determinação da velocidade de sedimentação na ausência de flocculante..	78
Figura 5.15: Sedimentação e turbidez com flocculantes não iônicos.....	79

Figura 5.16: Velocidade de sedimentação e turbidez para flocculantes aniônicos.	81
Figura 5.17: Sedimentação e turbidez com flocculantes catiônicos.	82
Figura 5.18: Influência da dosagem de flocculante N1 e pH da polpa na velocidade de sedimentação das lamas.	84
Figura 5.19: Influência da dosagem de flocculante N1 e pH da polpa na turbidez do sobrenadante.	86
Figura 5.20: Influência da porcentagem de sólidos da polpa na velocidade de sedimentação e turbidez do sobrenadante, na presença de 100 g/t do flocculante N1 em valor de pH 11,50.	87
Figura 5.21: Influência da dosagem de flocculante A1 e pH da polpa na velocidade de sedimentação das lamas.	88
Figura 5.22: Influência da dosagem de flocculante A1 e do valor de pH da polpa na turbidez do sobrenadante.	89
Figura 5.23: Influência da concentração da polpa na velocidade de sedimentação e turbidez do sobrenadante, na presença de 20 g/t do flocculante A1 e em valor de pH 8,50.	90
Figura 5.24: Influência da dosagem de flocculante A1 e do valor de pH da polpa na velocidade de sedimentação das lamas.	91
Figura 5.25: Influência da dosagem de flocculante C1 e pH da polpa na turbidez do sobrenadante.	92
Figura 5.26: Influência da concentração da polpa na velocidade de sedimentação e turbidez do sobrenadante, na presença de 20 g/t do flocculante C1 e em valor de pH 8,50.	93
Figura 5.27: Abatimento das polpas e pastas na ausência de flocculante.	95

Figura 5.28: Abatimento das polpas e pastas na presença dos floculantes N1, A1 e C1.	95
Figura 5.29: Variação da altura de abatimento com o tempo.	96
Figura 5.30: Sequência de abatimento	97
Figura 5.31: Tensão de escoamento para diferentes concentrações de sólidos.	98

LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1: Caracterização de floculantes sintéticos (Sharma <i>et. al.</i> , 2006)	14
Tabela 3.2: Concentração e faixa de pH recomendadas para os principais floculantes utilizados na indústria mineral (Valadão, 2010).....	17
Tabela 3.3: Algumas razões para utilização de rejeitos espessados na forma de pasta mineral (Jewell, 2002)	32
Tabela 4.1: Técnicas e equipamentos utilizados na Caracterização das lammas	45
Tabela 4.2: Floculantes catiônicos, aniônicos e não iônicos utilizados.....	52
Tabela 4.3: Intervalos de tempo utilizados para registros da posição da interface.....	53
Tabela 4.4: Equipamentos utilizados para determinar as características reológicas de pastas minerais.....	55
Tabela 5.1: Massas de sólido, água e picnômetros utilizados	59
Tabela 5.2: Massas específicas, massa específica média e desvio padrão, cálculos considerando os ensaios realizados.....	60
Tabela 5.3: Valores de d10, d50 e d90 obtidos pelos granulômetros Cilas e Sympatec	62
Tabela 5.4: Análise química semiquantitativa da amostra via fluorescência de raios-X	63
Tabela 5.5: Quantificação das fases majoritárias pelo refinamento de Rietveld	67
Tabela 5.6: Microanálise geral da amostra, obtida por espectrometria de energia dispersiva de raios-X	69
Tabela 5.7: Microanálises das áreas identificadas de 1 a 5	70

Tabela 5.8: Microanálises das áreas identificadas de 6 a 10	71
Tabela 5.9: Microanálises das partículas mais finas identificadas de 1 a 4.....	73
Tabela 5.10: Sedimentação e turbidez com flocculantes não iônicos	80
Tabela 5.11: Sedimentação e turbidez com flocculantes aniônicos	81
Tabela 5.12: Sedimentação e turbidez com flocculantes catiônicos	83
Tabela 5.13: Ponto isoelétrico das fases majoritárias	84

LISTA DE ABREVIATURAS, SIGLAS E SÍMBOLOS

μm	Micrometros
Å	Angstrom
A	Área
ASE	Área Superficial Específica
cm	Centímetro
cm/s	Centímetro por segundo
D	Diâmetro de partícula
DRX	Difração de raios-X
EDS	Espectrômetro de raios-X dispersivo em energia (<i>Energy-Dispersive X-ray Spectroscopy</i>)
F	Força
FRX	Fluorescência de raios-X
g	Gramas
g/cm^3	Gramas por centímetro cúbico
ICDD	<i>International Centre for Diffraction Data</i>
kV	Kilovolt
L	Litro
mA	Miliampère
MEV	Microscopia eletrônica de varredura
mg	Miligrama
min	Minuto
mL	Mililitro

mm	Milímetro
NTU	Unidade Nefelométrica de Turbidez (<i>Nephelometric Turbidity Units</i>)
°	Grau
°C	Grau Celsius
Pa	Pascal
pH	Potencial hidrogeniônico
r^2	Coefficiente de correlação
rpm	Rotações por minuto
s	Segundo
V_s	Velocidade de sedimentação
wRp	Residual de peso
x^2	Qualidade do ajuste
ρ_a	Massa específica da água
ρ_s	Massa específica do sólido
λ	Comprimento de onda
η	Viscosidade do fluido
τ	Tensão de cisalhamento
γ	Taxa de cisalhamento

RESUMO

As minerações brasileiras têm enfrentado obstáculos em função dos grandes volumes de rejeitos a serem dispostos. Isso resulta do fato dos minérios atualmente processados apresentarem teores cada vez mais baixos, além da carência de tecnologia de disposição de rejeitos secos. Processos de agregação de partículas como a floculação, têm sido explorados para a produção de pastas minerais e líquidos clarificados. Devido à menor quantidade de água, as pastas minerais apresentam inúmeras vantagens ambientais e tecnológicas, sendo que em seu processo de preparação é necessário considerar previamente as propriedades reológicas das suspensões. A fim de investigar as melhores condições de floculação de lamas provenientes de processamento fosfático, uma revisão bibliográfica sobre o assunto é feita no presente trabalho, além da realização de ensaios de sedimentação descontínua em provetas e caracterização de pastas. Os resultados indicam que a amostra apresenta granulometria apropriada para obtenção de pastas, cuja composição apresenta calcita, dolomita e apatita como fases majoritárias. Floculantes catiônicos, aniônicos e não iônicos foram avaliados, e apenas um de cada categoria foi selecionado para estudo da influência do pH e da porcentagem de sólidos da polpa, bem como da dosagem de floculante. Resultados apontam que a melhor resposta de sedimentação foi obtida em pH 8,50, na presença de 20 g/t do floculante aniônico A1. As mesmas condições resultaram na maior sedimentação (2,06 cm/s) e clarificação de líquido (31,25 NTU) na presença de floculante catiônico C1. Quanto ao floculante não iônico, a presença de 100 g/t em pH 11,50 culminou em uma redução de turbidez do líquido de 71,00% e no aumento da velocidade de sedimentação em 89 vezes. Em relação ao abatimento, polpas com menos de 64,00% de sólidos apresentaram total abatimento, se espalhando totalmente pela superfície, enquanto pastas com mais de 76,00% não apresentaram abatimento significativo. A presença de floculante não alterou o abatimento das suspensões, sendo que a lama se apresenta como pasta mineral na faixa de adensamento entre 66,00 e 72,00% de sólidos em massa, na presença e na ausência de floculante, se mantendo estáveis ao longo do tempo. De acordo com a tensão de escoamento, a lama se apresenta como pasta mineral a partir de 68,00% de sólidos em massa, cujo valor de tensão de escoamento requer a utilização de bombas especiais para seu transporte.

ABSTRACT

Brazilian mining companies have faced problems due to the large volumes of tailing to be disposed. This results from the fact that the ores currently processed show increasingly lower grades and from the lack of technology of dry disposal. Particle aggregation processes such as flocculation have been used for the production of mineral pastes and clarified liquids. Due to the smaller amount of water, the mineral pastes have several environmental and technological advantages, and in the process it is sorely necessary to consider the suspension's rheological properties. In order to present the best conditions for flocculation of slimes from phosphatic processing, a literature review on the subject is made in the present work, in addition to discontinuous settling tests on graduated cylinders and characterization of pastes. The results show that the sample has a particle size suitable to obtain minerals pastes and the sample has calcite, dolomite and apatite as major phases. Cationic, anionic and non-ionic flocculants were evaluated, and only one of each category was selected to study the influence of pH, the slurry density and the flocculant dosage. Results show that the best settling answers were obtained at pH 8.5 in the presence of 20 g/t of anionic flocculant A1. The same conditions resulted in higher sedimentation (2.059 cm/s) and clarifying liquid (31.25 NTU) in the presence of cationic flocculant C1. The presence of non-ionic flocculant, in pH 11.5 and dosage 100 g/t, resulted in a reduction of turbidity of 71,00% and the settling rate has increased 89 times. Regarding the spreading, slurries with less than 64,00% of solids had total slump, spreading completely over the surface, however slurries with more than 76,00% of solids have showed no significant slump. The presence of flocculant did not affect the slump heights, and the slimes were introduced as a mineral paste in the density range between 66,00 and 72,00% of solids, in the presence and absence of flocculant, remaining stable over time. According to the yield stress, the slimes were introduced as a mineral paste from 68,00% of solids, whose yield stress value requires the use of special pumps for its transport.

1. INTRODUÇÃO

A mineração é uma atividade primordial à existência do homem, à manutenção de seu padrão de vida e ao avanço das sociedades modernas. O processamento de minérios, entretanto, gera um grande volume de resíduos que necessitam de grandes áreas para sua disposição e que ainda não apresentam valor econômico associado.

Como a lavra de minérios de menores teores e maiores complexidades mineralógicas tende a se tornar cada vez mais frequente, o volume de rejeitos tem se tornado cada vez maior, necessitando de estudos que viabilizem seus métodos de disposição. Como a maior parte das operações de beneficiamento de minérios é realizada a úmido, os rejeitos em geral se apresentam em forma de polpa.

Atualmente os rejeitos obtidos na forma de polpas são dispostos tradicionalmente em barragens, as quais apresentam inúmeros inconvenientes e muita preocupação ambiental. Somente nas últimas décadas, foram noticiados graves acidentes provocados pela ruptura de barragens, sendo que os casos mais recentes no estado de Minas Gerais acarretaram na destruição direta de ecossistemas, impactos à fauna e flora, desequilíbrios socioeconômicos, prejuízos vultosos e sensação de perigo e desamparo da população. Tendo em vista todas as desvantagens decorrentes da implantação de barragens de rejeitos, leis ambientais têm se tornando cada vez mais rigorosas e tem sido observada uma tendência ao adensamento de polpas diluídas visando a produção de pastas minerais, cuja disposição se mostra mais estável e vantajosa.

Por apresentarem menores quantidades de água, as pastas podem ser empilhadas superficialmente ou preencher cavidades subterrâneas. O empilhamento superficial de pastas apresenta vantagens em comparação às barragens convencionais, enquanto o preenchimento de cavidades por uma mistura preparada com pastas e agentes ligantes pode aumentar a recuperação nas minas subterrâneas. Segundo Clayton *et. al.* (2003), a faixa de 70,00 até 90,00% de sólidos em massa, dependendo do material, é aquela recomendada para trabalhar como pasta para preenchimento.

De acordo com Tão *et. al.* (2008), devido à sua granulometria finamente reduzida, as lamas presentes nos rejeitos são muito estáveis em suspensões aquosas e apresentam velocidade de sedimentação extremamente lenta. De modo a facilitar sua sedimentação, processos de agregação de partículas vêm sendo utilizados, visando a formação de agregados que se sedimentam com maior velocidade do que as partículas individualizadas, auxiliando o adensamento de polpas e a clarificação do sobrenadante. Para a agregação de partículas, duas técnicas podem ser exploradas: a coagulação e a floculação.

A distribuição granulométrica do sólido é um importante fator a ser considerado na avaliação das características de pastas minerais, uma vez que influencia sua porosidade e sua resistência. Segundo Jung e Biswas (2002), o excesso de partículas finas pode produzir uma redução da resistência da pasta, ainda que certa quantidade de material fino seja necessária para seu bombeamento.

No que se refere a suspensões minerais contendo cerca de 20,00 a 40,00% de sólidos em massa, muitos estudos têm sido desenvolvidos ao longo do tempo. Entretanto, no que tange a rejeitos adensados, entre 70,00 e 90,00% de sólidos em massa, como é o caso de pastas minerais para preenchimento de cavidades subterrâneas ou até mesmo para disposição superficial, poucas pesquisas foram realizadas, havendo certa carência de estudos.

2. OBJETIVOS

2.1. Objetivo Geral

O objetivo geral do trabalho é caracterizar as pastas minerais em relação às propriedades de abatimento e tensão de escoamento e determinar as condições mais favoráveis à floculação de lamas obtidas no processamento de rochas fosfáticas.

2.2. Objetivos Específicos

- Apresentar um estudo referente à possível utilização de pastas minerais quanto à disposição de rejeitos, apresentando suas vantagens, aplicações, modos de obtenção e de transporte.
- Caracterizar a amostra de lamas.
- Definir as melhores condições de floculação.
- Analisar a turbidez dos líquidos sobrenadantes após a floculação.
- Preparar e caracterizar suspensões minerais quanto ao abatimento e tensão de escoamento.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Fosfatos

O fósforo é um elemento químico não metálico e que não é encontrado naturalmente livre, mas formando grupos poliatômicos denominados íons fosfato (PO_4^{3-}). Esses íons apresentam alta reatividade com diversos compostos e, por isso, são a unidade estrutural fundamental dos minerais fosfatados.

No grupo fosfato, o fósforo se coordena a quatro átomos de oxigênio, como visto na Figura 3.1, formando com estes um grupo iônico tetraédrico de valência -3. A partir desse íon fosfato é que são construídos todos os minerais fosfatados.

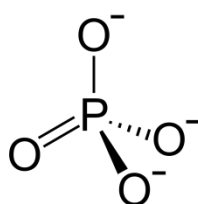


Figura 3.1: Estrutura do grupo iônico fosfato.

As espécies iônicas dominantes nos fosfatos apresentam-se na forma de cátions bivalentes e trivalentes, como o Ca^{2+} , Fe^{2+} , Cu^{2+} e Al^{3+} , cujos tamanhos, segundo Nunes (2009), determinam a quantidade de átomos de oxigênio que estarão em sua volta.

A classe mineralógica dos fosfatos é bastante numerosa, apresentando inúmeros minerais. Contudo, a grande maioria desses minerais apresentam teores baixíssimos na crosta terrestre, sendo por isso considerados raros. Segundo Alecrim (2010), estima-se que apenas 0,12% da composição da crosta terrestre seja constituída pelos fosfatos.

De todos os fosfatos, o mineral mais importante e frequentemente encontrado é a apatita $[\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{F}, \text{Cl}, \text{OH})]$, entretanto outros minerais também apresentam importância, tais como monazita $[(\text{Ce}, \text{La}, \text{Nd}, \text{Th})\text{PO}_4]$, piromorfita $[\text{Pb}_5(\text{PO}_4)_3\text{Cl}]$, amblygonita $[(\text{Li}, \text{Na})\text{AlPO}_4(\text{F}, \text{OH})]$, wavellita $[\text{Al}_3(\text{OH}, \text{F})_3(\text{PO}_4)_2 \cdot 5\text{H}_2\text{O}]$, turquesa $[\text{CuAl}_6(\text{PO}_4)_4(\text{OH})_8 \cdot 5\text{H}_2\text{O}]$ e autunita $[\text{Ca}(\text{UO}_2)_2(\text{PO}_4)_2 \cdot 10-12(\text{H}_2\text{O})]$. Esses minerais

diferem entre si quanto à sua composição química, estrutura cristalina e propriedades físicas.

Os fosfatos podem ser encontrados em rochas sedimentares e ígneas, constituídos principalmente por minérios apatíticos e fosforitos, sendo os mais importantes em termos econômicos. Além desses, os fosfatos também podem ser encontrados em depósitos de origem biogenética como os guanos, apresentando menor interesse econômico.

Os fosfatos apresentam ampla variedade de aplicações, e, quando solúveis, tem sua maior destinação à indústria agropecuária, atuando como fertilizantes para tratamento de solos e renovação de culturas, além de servir como suplemento nutricional para animais. Tais fertilizantes, quando em contato com o solo a ser recuperado, adequam os níveis de oxigênio, carbono, nitrogênio, fósforo, potássio, cálcio e ferro, entre outros, tornando-o apto para utilização. Dessa forma, seu emprego é essencial para o desenvolvimento animal e vegetal, devido às funções desempenhadas.

Além da indústria agropecuária, os fosfatos também servem de insumo para produção de fármacos, detergentes, eliminação da dureza da água, agentes desengordurantes, emulsificadores de queijos, inibidor de propagação de chamas e fabricação de fermentos químicos em pó, entre outros.

3.2. Beneficiamento de minérios fosfáticos

Um fluxograma típico de processamento de rocha fosfática inclui equipamentos de britagem, peneiramento, moagem, classificação, concentração e desaguamento.

Uma vez desmontada a rocha fosfática, os fragmentos obtidos geralmente passam pelo processo de britagem primária, visando uma significativa redução de suas granulometrias. Após serem transportados até a usina de beneficiamento, os fragmentos são novamente cominuídos em tantas etapas de britagem quanto forem necessárias.

Visando a liberação e a adequação granulométrica às especificações de mercado, o minério é novamente fragmentado em etapas de moagem.

Uma vez suficientemente liberado, o minério geralmente segue para equipamentos concentradores, seja por métodos gravíticos, magnéticos ou de flotação. Nesse último, os minerais portadores de fósforo, geralmente apatíticos, são separados das outras fases minerais, geralmente carbonatos e micas, de acordo com as diferenças de suas propriedades superficiais e mediante a ação de reagentes coletores, depressores e espumantes, entre outros. Através desse processo, as partículas de apatita se aderem às bolhas de ar introduzidas no sistema, sendo flotadas para a superfície do tanque.

Nos antigos minérios fosfáticos, as partículas finas eram imediatamente eliminadas do circuito através de etapas de deslamagem. Entretanto, como os minérios atualmente processados apresentam menores teores de fosfato, um circuito especial para a recuperação de apatita a partir de finos de minério tem sido implementado, possibilitando a obtenção de concentrados com altas recuperações metalúrgicas. Esses circuitos geralmente apresentam espessadores de lamas, estágios de microciclonação e colunas de flotação. Por não apresentar valor econômico agregado, o *overflow* das microciclonações e o produto deprimido nas colunas de flotação costumam não ser passíveis de comercialização, sendo armazenadas grandes quantidades de rejeitos.

O método mais tradicional de contenção desses rejeitos se dá através do armazenamento em barragens, cujo rejeito armazenado é classificado como polpas minerais, que, de acordo com Milonas (2006), são constituídas por diferentes partículas minerais em suspensão, em diferentes granulometrias, e/ou íons dissolvidos. Neste caso, o transporte dos rejeitos é feito por gravidade ou bombeamento, através de tubulações.

Entre as partículas minerais presentes na polpa de rejeitos destacam-se as lamas, que devido à sua granulometria quase coloidal, apresentam sedimentação extremamente reduzida, com baixíssimas velocidades de sedimentação, se tornando então demasiadamente dispersas na suspensão aquosa.

Embora esse método de disposição seja o mais utilizado industrialmente, não significa que seja a melhor alternativa, uma vez que grandes volumes de água contido nas polpas

não são reaproveitados, necessitando assim de uma grande área para sua disposição. Além disso, tais barragens ainda se tornam sujeitas à falhas, comprometendo o funcionamento operacional, o equilíbrio ecológico e vidas humanas nas adjacências.

Um recente rompimento da barragem do Fundão, pertencente ao complexo minerário de Germano, em Mariana/MG, acarretou em inúmeros danos ambientais, sociais e patrimoniais. No acidente, classificado como desastre de nível IV (desastre de muito grande porte), de acordo com a classificação da Defesa Civil, dezenas de milhares de metros cúbicos de rejeitos de mineração de ferro foram lançados no meio ambiente até meados de novembro de 2015, sendo carreados até a foz no Oceano Atlântico, no município de Linhares/ES. No percurso, segundo o laudo técnico preliminar do Instituto Brasileiro do Meio Ambiente e dos Recursos Naturais Renováveis (IBAMA), 663,2 km de corpos hídricos foram diretamente impactados e 1469 hectares de vegetação nativa de Mata Atlântica foram devastados, incluindo áreas de preservação permanente. Em decorrência do acidente, destaca-se a contaminação da água com lamas de rejeitos, tornando-a imprópria para uso devido aos altos níveis de turbidez, deslocamento de populações e perdas humanas, destruição de estruturas públicas e privadas, tais como edificações, pontes, vias e equipamentos urbanos, mortandade de biodiversidade aquática e impacto sobre as espécies nativas de fauna terrestre, interrupção de pesca por tempo indeterminado e assoreamento de cursos d'água e leitos de rios.

Como alternativa tecnológica para solução desse problema, novos modos de disposição de rejeitos a seco têm sido desenvolvidos, em especial a disposição superficial de rejeitos espessados e o preenchimento de cavidades subterrâneas com rejeitos espessados. Para tanto, os rejeitos produzidos na planta de beneficiamento, na forma de polpa, devem ser desaguados, cujo líquido retorna à qualquer atividade operacional, enquanto o sólido, suficientemente concentrado, constitui a pasta mineral a ser disposta. Um exemplo de disposição superficial de pasta pode ser visto na Figura 3.2.



Figura 3.2: Disposição superficial de pasta mineral (Theriault *et. al.*, 2001).

Para o desaguamento de rejeitos, operações de espessamento e/ou filtração podem ser realizadas para obtenção das pastas minerais. Espessadores específicos também foram desenvolvidos para produção direta de pastas, sem, entretanto, utilizar filtros. Esses espessadores se caracterizam por uma camada profunda de sólidos sedimentados, fundo com declive, sistema de *rakes* e elevada capacidade de torque.

3.3. Estados de agregação e dispersão de sólidos

De acordo com Galéry (1985), o estado de dispersão se refere à incorporação de partículas sólidas finamente divididas à fase líquida, resultando em uma distribuição homogênea dessas partículas em toda a suspensão. Em contrapartida, o estado de agregação é aquele em que as partículas sólidas presentes na suspensão tendem a se segregar do meio. Ambos estados podem ser estimados através da turbidez do sistema e da velocidade de sedimentação das partículas.

A predominância dos estados de agregação ou dispersão de partículas em meio aquoso pode ser entendida com alusão à teoria DLVO clássica, estabelecida simultaneamente e de forma independente pelos russos Dejarguin e Landau e pelos holandeses Verwey e Owerbeek. Tal teoria considera que os estados de agregação e dispersão são dependentes de uma energia potencial de interação, a qual depende, por sua vez, do

balanço entre forças atrativas e forças repulsivas. As forças atrativas envolvidas são as forças de van der Waals, as quais dependem da natureza das partículas e se desenvolvem quando as mesmas se aproximam, visto que aumentam em módulo com a diminuição do quadrado da distância entre elas. As forças repulsivas, no entanto, são originadas pela sobreposição das duplas camadas elétricas das partículas, caso ambas apresentem a mesma carga elétrica superficial, sendo por isso dependentes da magnitude da carga, do pH da suspensão e da distância entre partículas. Assim sendo, a energia potencial de interação, V_T , pode ser determinada pela Equação 3.1, abaixo, considerando que V_W seja a energia potencial de atração entre partículas e V_E seja a energia potencial de repulsão entre as duplas camadas elétricas.

$$V_T = V_W + V_E \quad (3.1)$$

De acordo com a teoria, dependendo do balanço entre essas forças, ou seja, da energia potencial de interação, as suspensões coloidais podem ser tornar dispersas ou agregadas. Lins e Adamian (2004) apresentam em seu trabalho as curvas de energia potencial de interação em função da distância entre duas partículas, apresentado na Figura 3.3.

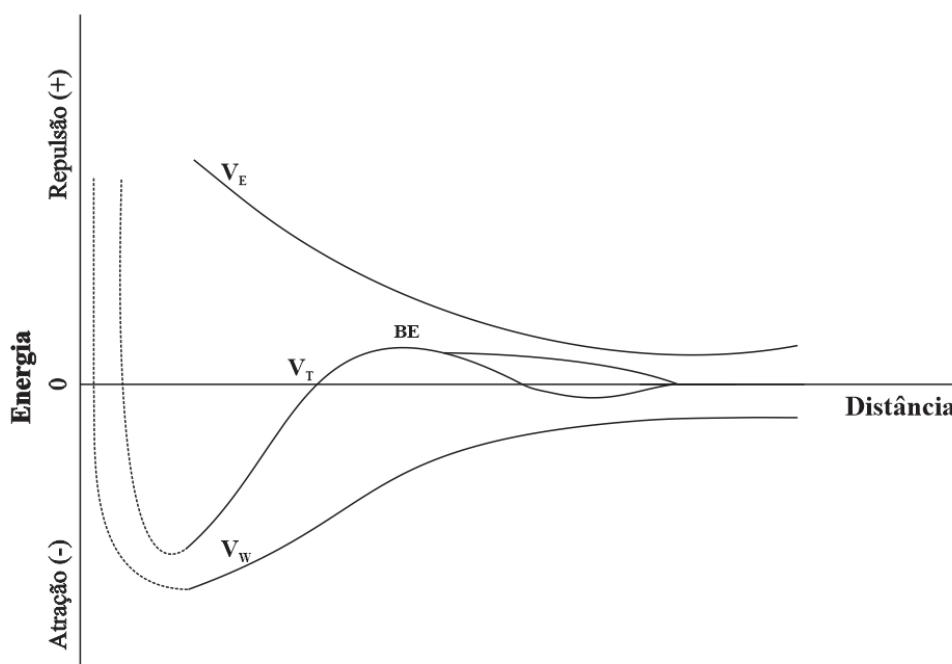


Figura 3.3: Teoria DLVO clássica: curvas de energia de interação em função da distância de aproximação entre duas partículas (Adaptado de Lins e Adamian, 2004).

Como visto, quando as partículas se encontram afastadas, as forças de repulsão contribuem mais significativamente do que as forças de atração, resultando em sistema disperso e com uma barreira energética. No entanto, ao se aproximarem, a energia cinética de colisão vence a barreira de energia de tal modo que a distância entre as partículas permita a atuação das forças atrativas, agora em maior módulo, favorecendo a agregação.

Após certo tempo, experimentos para determinação das forças superficiais evidenciaram a existência de outras forças além das forças de van der Waals e forças eletrostáticas, tais como forças de hidratação, com caráter repulsivo, e forças hidrofóbicas, de caráter atrativo. A consideração dessas forças, conhecidas como forças estruturais já que dependem da estrutura e da organização das moléculas de água nas superfícies das partículas, corroboraram para o desenvolvimento da teoria DLVO clássica até a teoria atualmente aceita, conhecida como teoria DLVO estendida.

O controle dos estados de agregação e dispersão é realizado através da adição de reagentes dispersantes e agregantes. Segundo Brandão (2009), dispersantes são eletrólitos inorgânicos cujos íons se adsorvem no mineral, alterando a carga elétrica e aumentando a repulsão eletrostática entre as partículas minerais. Vale frisar que o pH da suspensão também influencia o estado predominante, uma vez que determina diretamente o potencial *zeta* das partículas presentes. De uma forma geral, conforme indicado por Brandão (2009), altos valores absolutos do potencial *zeta* culminam em altos graus de dispersão, enquanto que valores próximos a zero determinam a agregação por coagulação.

Visando a redução do estado de dispersão de um sistema, o grau de agregação entre as partículas deve ser incrementado, o que requer a utilização de reagentes químicos coagulantes e floculantes que, de acordo com sua natureza e modo de ação, irão determinar se a agregação ocorrerá por coagulação ou floculação.

3.3.1. Coagulação

A coagulação é um método de agregação de partículas através da utilização de eletrólitos inorgânicos solúveis, produzindo agregados de partículas com maiores tamanhos em comparação ao tamanho das partículas inicialmente dispersas na fase aquosa.

A coagulação ocorre através da redução dos potenciais eletrocinéticos das partículas presentes, isto é, neutralizando as cargas elétricas repulsivas presentes em suas superfícies. Paralelamente à neutralização, a repulsão eletrostática entre as duplas camadas elétricas das partículas são reduzidas, e ao se aproximarem, forças de caráter atrativo de curto alcance são desenvolvidas, conhecidas como forças de van der Waals, propiciando a agregação. Uma vez agregadas, as partículas passam a apresentar maiores velocidades de sedimentação, facilitando assim o processo de desaguamento.

Quanto aos agregados de partículas que são formados no processo, denominados coágulos, observa-se uma maior estabilidade quando comparado com os agregados formados pela floculação, o que significa uma menor probabilidade dessas partículas voltarem a se dispersar. Além disso, ainda comparados aos flocos, os coágulos apresentam menor tamanho e menor retenção de líquido nos interstícios das partículas.

Para que a coagulação ocorra, reagentes químicos devem ser adicionados à suspensão mineral, tais como os reagentes coagulantes, alcalinizantes e coadjuvantes.

Os reagentes coagulantes geralmente apresentam baixos pesos moleculares e são compostos por ferro e alumínio. Entre os coagulantes utilizados, destacam-se os ácidos, bases e sais contendo cátions Al^{3+} , Ca^{2+} , Mg^{2+} e Fe^{3+} , além de silicatos, polifosfatos e fluoretos. Segundo Olcay (2008), esses reagentes são capazes de reagir com álcalis e produzir hidróxidos gelatinosos insolúveis, os quais se encarregam de englobar as partículas ou impurezas e permitir a redução da turbidez da fase aquosa. Além disso, segundo o autor, os mesmos reagentes ainda são responsáveis pela produção de cátions trivalentes que atraem e neutralizam as cargas elétricas negativas das partículas coloidais, implicando na remoção de cor da mesma fase.

De acordo com Olcay (2008), os reagentes alcalinizantes são capazes de proporcionar a alcalinidade necessária à coagulação, como por exemplo, o óxido de cálcio, hidróxido de cálcio, hidróxido de sódio e carbonato de sódio. Já Gregory (1988) define os reagentes coadjuvantes como substâncias capazes de formar partículas mais densas e tornar os agregados mais pesados, como o que é realizado pela adição de argilas, sílica ativa e polieletrólitos, entre outros.

A existência de colisões é fundamental para o processo de agregação de partículas sólidas, uma vez que promove a aproximação das mesmas e o desenvolvimento de forças atrativas entre elas. Os principais fatores que influenciam a frequência dessas colisões são a espécie coagulante utilizada, as características químicas da água, a granulometria das partículas, a concentração relativa de sólidos, a movimentação dos sólidos e a temperatura da polpa.

3.3.2. Flocculação

A flocculação é um método de agregação de partículas finas que objetiva acelerar a prática de sedimentação, principalmente quando combinado com sistemas mecânicos, sendo um requisito para uma eficiente clarificação.

De acordo com Concha *et. al.* (1985), o desaguamento de suspensões muito diluídas sem o intermédio de agentes flocculantes é praticamente impossível, e mesmo quando a suspensão apresenta características adequadas à sedimentação natural, a utilização de flocculantes e de um sistema mecânico de flocculação pode facilitar a sedimentação e melhorar nitidamente a clarificação. Como exposto por Tão *et. al.* (2008), vários anos podem ser necessários para que as lamas dos rejeitos sejam adensadas naturalmente, de 3% a 20% de sólidos em massa, por sedimentação gravitacional.

Assim sendo, a flocculação propõe a formação de agregados de partículas finamente divididas e fortemente aderidas, denominados flocos, os quais incrementam a velocidade de sedimentação da fase sólida e resultam na clarificação do líquido

sobrenadante. Além disso, ainda promove a redução do tempo de residência, o incremento da capacidade de espessamento e a redução do tamanho dos espessadores.

Em comparação com os coágulos oriundos da coagulação, Baltar (2004) afirma que os agregados formados na floculação apresentam maiores tamanhos, maior instabilidade e maior retenção de água, uma vez que as estruturas tridimensionais formadas são abertas, sem haver contato entre partículas. Dessa forma, ao se sedimentar, esses agregados conferem certa quantidade de água à camada de material sedimentado, a qual só pode ser retirada através de agitação ou com maiores compressões, conseguida através do aumento da camada de sedimento.

Para que os flocos sejam formados, reagentes floculantes devem ser adicionados à suspensão, os quais podem ser classificados, de acordo com suas composições químicas, em floculantes orgânicos e floculantes inorgânicos.

Segundo Sharma *et. al.* (2006), os floculantes inorgânicos são compostos por sais de metais multivalentes, geralmente com afinidade química com alumínio e ferro. Apesar de serem bastante utilizados, seu uso apresenta diversas desvantagens, tais como elevada sensibilidade ao pH, aplicabilidade limitada a sistemas de baixa dispersão, baixa eficiência com partículas finas e utilização de grandes dosagens, impactando assim nos custos operacionais.

Já os floculantes orgânicos têm sido utilizados cada vez mais na indústria mineral, sendo geralmente constituídos por polímeros orgânicos de elevados pesos moleculares, na ordem de 10^7 daltons. Conforme Sharma *et. al.* (2006), de acordo com sua fonte, esses podem ser sintéticos ou naturais. Os floculantes orgânicos naturais são constituídos por polímeros naturais, tais como o amido, a celulose e gomas naturais, e podem ser empregados em outras aplicações, atuando como dispersantes e depressores. Já os floculantes orgânicos sintéticos são obtidos laboratorialmente e formados pela repetição de diversos monômeros, em especial a acrilamida. Dentre os floculantes sintéticos, os mais comumente utilizados na indústria mineral são as poliacrilamidas de alto peso molecular, as quais apresentam cadeias flexíveis, hidrossolúveis e com versatilidade de cargas (Lima, 2010).

A Tabela 3.1, abaixo, apresenta as principais características dos floculantes orgânicos naturais e sintéticos, segundo o mesmo autor.

Tabela 3.1: Caracterização de floculantes sintéticos (Sharma *et. al.*, 2006)

Floculantes orgânicos sintéticos	Floculantes orgânicos naturais
Elevado custo devido à matéria-prima petroquímica, não renovável.	Baixo custo, devido à matéria-prima renovável e orgânica, como a biomassa.
Não biodegradáveis e tóxicos.	Biodegradáveis e não tóxicos.
Mais efetivos devido à facilidade de emprego dos polímeros.	Menos efetivos.
Peso molecular e distribuição adequada à estrutura dos polímeros.	Peso molecular elevado e fixo, e cadeia molecular longa e fixa.

Na estrutura molecular dos floculantes podem ser encontradas cargas elétricas, as quais governam a classificação desses polímeros. Segundo Falcucci (2007), os floculantes catiônicos são geralmente obtidos pela reação entre a acrilamida e o trimetilamonimetil acrilato, enquanto os floculantes aniônicos são produzidos pela polimerização do acrilato de sódio com a acrilamida. Quanto aos floculantes não iônicos, esses são formados através da polimerização da acrilamida com vinil. De acordo com Pearse (2005), o grau de substituições dos grupos funcionais da poliacrilamida por grupos catiônicos, aniônicos e não iônicos pode variar de 1 a 100%, determinando a densidade de carga das cadeias dos floculantes e permitindo sua utilização em diversos sistemas de desaguamento. As estruturas moleculares básicas desses floculantes são apresentadas na Figura 3.4.

De acordo com Baltar (2004), as poliacrilamidas não iônicas constituem os polímeros sintéticos neutros mais utilizados na indústria, e, de acordo com Brandão (2010), toda poliacrilamina dita neutra é de fato levemente iônica, cuja densidade de carga pode variar entre 2 a 5%.

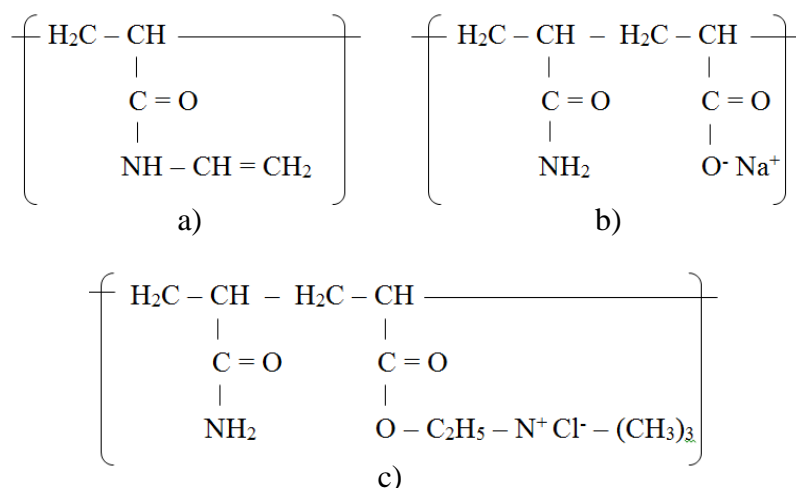


Figura 3.4: Estruturas moleculares básicas de: a) poliacrilamidas não iônicas; b) poliacrilamidas aniônicas; c) poliacrilamidas catiônicas (Adaptado de Falcucci, 2007).

Algumas variáveis operacionais influenciam o desempenho dos floculantes, entre os quais sua dosagem, agitação, pH, peso molecular e concentração de sólidos.

Caso o reagente floculante seja superdosado em um determinado sistema, suas cadeias podem se adsorver excessivamente nos minerais e conduzir a uma situação de saturação superficial, representado na Figura 3.5. Nesse caso, as forças de repulsão entre as cadeias poliméricas passam a ser significativas, resultando na dispersão das partículas minerais. Por esse motivo, o tipo de floculante e sua dosagem ótima devem estar de acordo com a real necessidade do sistema, sendo necessário somente o recobrimento parcial da superfície da partícula, cuja dosagem deve ser analisada experimentalmente em laboratório e em escala piloto.

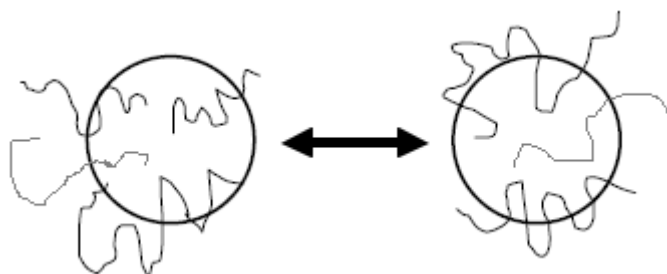


Figura 3.5: Reestabilização de partículas coloidais devido à saturação superficial de floculantes (Sharma *et. al.*, 2006).

A agitação do sistema é responsável pelo contato entre a partícula e o floculante, e caso insuficiente, o floculante não será distribuído uniformemente em toda a suspensão, interferindo na quantidade e qualidade dos flocos formados, porém, agitações excessivas desintegram os flocos formados e culminam na reestabilização das partículas no meio.

A influência do pH condiz com a própria condição de agregação e dispersão da polpa, interferindo no potencial *zeta* das partículas e do próprio floculante. Dessa forma, quando as partículas e o floculante apresentarem potenciais elétricos contrários, a floculação é facilitada, e caso apresentarem potenciais elétricos iguais, a floculação é dificultada.

O peso molecular do floculante interfere diretamente na capacidade de formação de pontes entre as partículas minerais, e caso seja demasiadamente baixo, poucas pontes serão formadas resultando em uma floculação ineficiente. De forma contrária, elevados pesos moleculares podem resultar na reestabilização do sistema, além de problemas de solubilidade e alto custo operacional. Assim como o peso molecular, a concentração de sólidos na suspensão mineral influencia na capacidade de formação de pontes, sendo facilitada em maiores concentrações devido a maiores probabilidades de colisão.

Os floculantes mais frequentemente utilizados nas operações de desaguamento são listados por Valadão (2010) e apresentados na Tabela 3.2. O autor ainda relaciona tais reagentes com as suas respectivas dosagens e faixas de pH recomendadas para aplicação.

3.3.3. Mecanismos de atuação de floculantes

A adsorção de floculantes nos minerais propicia a agregação de partículas em suspensão através de mecanismo de pontes e/ou mecanismos de reversão de carga.

De acordo com Gregory (1978), o mecanismo de floculação por pontes ocorre através da adsorção de segmentos de polímeros em mais de uma partícula mineral,

anteriormente dispersas, unindo-as e formando os flocos. Segundo o autor, quando a cadeia do floculante entra em contato com as partículas da suspensão, alguns segmentos reativos dos polímeros são adsorvidos no mineral, deixando os demais segmentos orientados para o seio da solução. Os segmentos adsorvidos nos sítios superficiais das partículas são ditos cadeias estiradas, ao passo que os segmentos orientados para o seio da solução são diferidos em laço e cauda. A adsorção de polímeros segundo o mecanismo de pontes é ilustrado na Figura 3.6.

Tabela 3.2: Concentração e faixa de pH recomendadas para os principais floculantes utilizados na indústria mineral (Valadão, 2010)

Floculante	Concentração (mg/L)	Faixa de pH
Poliacrilamida não iônica	1 - 30	0 – 12
Poliacrilamida aniônica	1 – 30	5 – 11
Poliacrilamida catiônica	1 – 30	4 – 12
Óxido de polietileno	1 – 100	3 – 11
Amido de milho	5 – 200	2 - 10

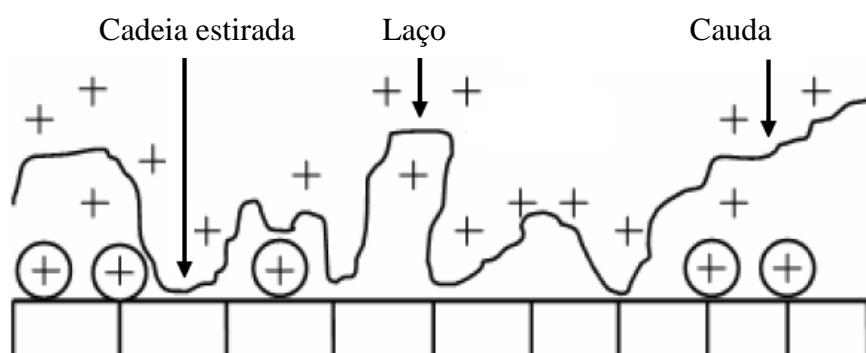


Figura 3.6: Adsorção de floculantes segundo mecanismo de pontes (Sharma *et. al.*, 2006).

Caso uma segunda partícula também apresente sítios superficiais que favoreçam a adsorção desses polímeros, laços e caudas são estendidos até sua superfície, formando

um agregado partícula-polímero-partícula. A situação em que o polímero atua como ponte ao unir duas superfícies minerais é ilustrada na Figura 3.7.

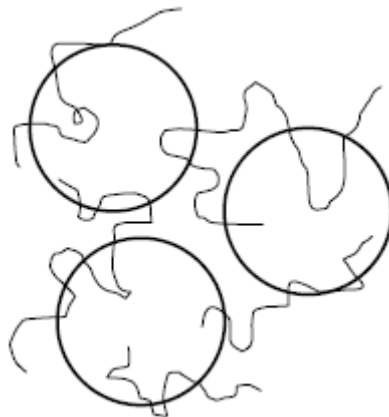


Figura 3.7: Flocos oriundos da adsorção de floclulantes segundo mecanismos de pontes (Sharma *et. al.*, 2006).

Em conformidade com Ribeiro *et. al.* (2011), tal mecanismo é observado em sistemas com polímeros não iônicos de elevados pesos moleculares, superiores a 10^6 daltons, ou com carga elétrica de mesmo sinal da superfície mineral. Nesse caso, de acordo com Baltar (2004), ligações de hidrogênio são as principais responsáveis pela adsorção das poliacrilamidas nos minerais eletricamente carregados, cujo grupo funcional carbonila (C=O) é capaz de interagir com sítios superficiais positivos, enquanto sítios negativos interagem com o agrupamento amida (NH_2). Segundo o mesmo autor, essas ligações são individualmente frágeis, entretanto, as longas cadeias poliméricas realizam grandes quantidades de pontos de contato, chegando a estabelecer até 15 mil ligações com a superfície mineral, tornando o conjunto de interações forte o suficiente para tornar a adsorção irreversível. Interações eletrostáticas ocorrem em segundo plano.

O segundo mecanismo de floclulação, representado na Figura 3.8, é descrito como modelo de reversão de carga, sendo mais apropriado para floclulantes iônicos de baixos a altos pesos moleculares e de carga oposta à superfície das partículas. Segundo Baltar (2004), nesse mecanismo os floclulantes se espalham sobre a superfície sólida e se adsorvem não especificamente em seus sítios superficiais de carga contrária, neutralizando as cargas e diminuindo conseqüentemente a repulsão entre partículas. Uma vez predominante o mecanismo, o floco é formado quando as partículas minerais

se chocam, as quais passam a permanecer em contato direto. De acordo com o autor, os flocos formados apresentam forma esférica e uniformidade de tamanho, sendo pequenos, compactos e densos.

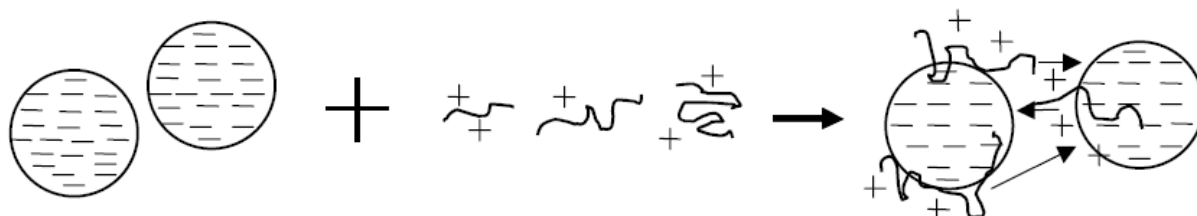


Figura 3.8: Neutralização das cargas superficiais negativas de uma partícula através da adsorção de um flocculante catiônico, por mecanismo de reversão de carga (Sharma *et. al.*, 2006).

Quanto à adsorção de poliacrilamidas iônicas em superfícies sólidas com cargas elétricas contrárias, segundo mecanismo de reversão de carga, Kitchner (1992) defende que interações eletrostáticas são sempre observadas, sendo essa a principal forma de adsorção de flocculantes catiônicos.

Além dos dois mecanismos de flocculação, outros mecanismos também têm sido referenciados na literatura, tais como o mecanismo de compressão da dupla camada elétrica, proposta para flocculantes inorgânicos como sais de alumínio e ferro, e o mecanismo de flocculação conjunta, proposto quando ocorre a precipitação de hidróxidos a partir da adição de sais inorgânicos, apropriado para clarificação em sistemas de tratamento de água. A predominância de um mecanismo de flocculação sobre outro depende do sistema mineral/polímero e das propriedades da fase aquosa, podendo ocorrer mais de um mecanismo simultaneamente.

3.4. Separação sólido-líquido

A separação sólido-líquido é uma operação unitária realizada por diversas tecnologias, através das quais é promovida a separação da fase sólida presente em uma fase líquida. Tal operação tem sido utilizada para a reutilização de água a partir de suspensões

industriais e para a remoção de sólidos em águas destinadas ao consumo humano, entre outros.

No caso da indústria mineral, a separação sólido-líquido é crucial no beneficiamento de minérios, sendo geralmente executada no final de todo seu processamento, e, de acordo com Valadão (2010), visa alcançar os seguintes objetivos:

- Obtenção de um líquido clarificado, cuja água recuperada da polpa mineral será reutilizada em quaisquer outras etapas e equipamentos da rota de beneficiamento, reduzindo os custos com captação de água nova.
- Desaguamento final de concentrados, cuja água recuperada é reutilizada, enquanto o sólido desaguado, já nas especificações exigidas de teor e granulometria, constitui o concentrado comercializável.
- Espessamento de rejeitos para descarte, cujo rejeito desaguado, com maior quantidade de sólidos em massa, será transportado e armazenado de forma mais eficaz.
- Preparação de polpas com percentual de sólidos adequado a todos os processos posteriores, tais como moagem, flotação, filtração, classificação e bombeamento.
- Recuperação de sólidos ou soluções de operações de lixiviação, utilizados em processos metalúrgicos, cujo produto de interesse se encontra dissolvido na fase aquosa.

Uma grande variedade de equipamentos podem realizar a separação sólido-líquido na usina mineral, tais como espessamento, filtração, centrifugação, peneiramento, secagem, flotação e separação magnética, contudo a escolha do método mais adequado leva em consideração todas as características da polpa a ser processada. Assim sendo, dependendo da concentração de sólidos de uma polpa, uma operação de pré-tratamento pode vir a ser necessária antes mesmo da etapa de desaguamento, o que geralmente ocorre com polpas diluídas.

3.4.1 Sedimentação

A sedimentação é um processo natural em que os componentes sólidos de uma suspensão se decantam na fase contínua através da ação do campo gravitacional.

De forma a acelerar esse processo natural, algumas alternativas tecnológicas foram desenvolvidas ao longo do tempo, sendo aplicada com sucesso em diversos ramos industriais. Entre essas alternativas, merecem destaque os mecanismos de agregação por coagulação e floculação.

Como resultado do processo de sedimentação, é obtida uma fase sólida decantada, com maior concentração de sólidos quando comparada à suspensão original, e uma fase líquida clarificada, com menor concentração de sólidos.

De acordo com Coe e Clewenger (1916), durante a sedimentação, quatro zonas podem ser diferenciadas em relação às suas concentrações em sólidos, representadas na Figura 3.9.

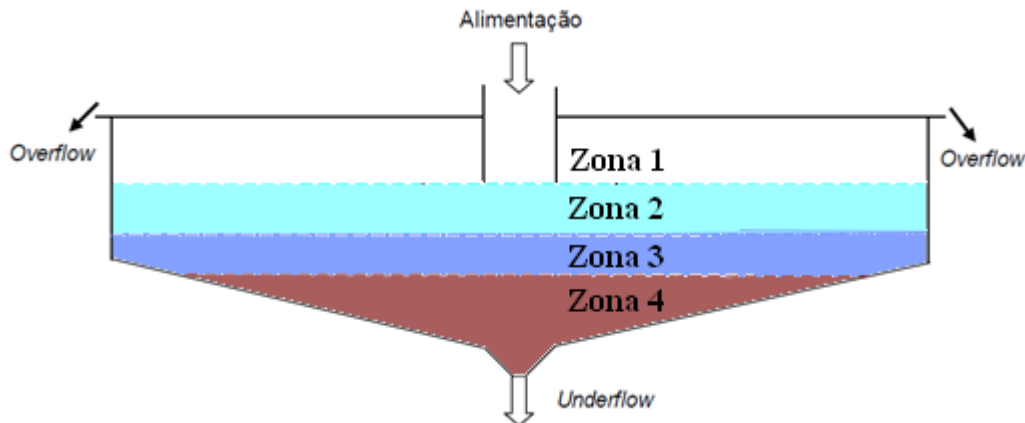


Figura 3.9: Zonas de sedimentação em um espessador (Adaptado de Coe e Clewenger, 1916).

Na figura acima, a zona 1, denominada zona de clarificação, é aquela que apresenta o líquido já clarificado e, portanto, separado do restante da suspensão, podendo ser coletado por transbordo do *overflow*. Caso a suspensão alimentada contenha partículas muito finas, portanto de difícil sedimentação, esse líquido pode se apresentar turvo, devendo então ser adicionado um reagente agregante.

A zona 2, denominada zona de sedimentação perturbada, contém a suspensão mineral com concentração em sólidos uniforme e igual à da alimentação, bem como velocidade de sedimentação constante, embora Coming *et. al.* (1954) tenham defendido que essa situação não é válida em todos os casos, uma vez que a alimentação tende a se diluir ao entrar no equipamento de sedimentação.

A zona 3, por sua vez, é denominada zona de transição por ser aquela em que ocorre a variação gradual da concentração constante na zona 2 até a concentração máxima encontrada na zona inferior. Entretanto, tal zona é desconsiderada por muitos autores, os quais apontam uma variação abrupta de concentração entre as zonas acima e abaixo, respectivamente.

Por fim, a zona 4 é conhecida como zona de compressão e corresponde à camada de sólidos sedimentados no fundo do equipamento, os quais são pressionados devido a um gradiente de concentração. De acordo com Coming *et. al.* (1954), essa zona é dividida em duas outras zonas: a zona superior de compressão e a zona inferior de compressão.

A zona superior de compressão apresenta uma camada de sólidos sedimentados com as mesmas características citadas, bem como a ação de *rakes*, que aumentam a concentração de sólidos devido ao seu movimento rotativo. Já a zona inferior de sedimentação apresenta uma concentração de sólidos igual à da descarga do *underflow*, sendo influenciada pela altura dessa zona, uma vez que maiores alturas da camada de sólidos resultam em maiores pressões sobre as partículas inferiores, e, conseqüentemente, em maiores concentrações.

Visando conhecer o comportamento de uma determinada suspensão mineral frente à sedimentação, ensaios de sedimentação descontínua podem ser realizados em provetas. O teste de proveta é baseado no deslocamento da interface superior da suspensão com a evolução do tempo, cujos deslocamentos propiciam a observação de quatro regiões diferentes, tais como o exposto por Coe e Clevenger (1916) e Coming *et. al.* (1954). A partir desse teste, a curva de sedimentação da suspensão pode ser obtida, sendo muito explorada para o dimensionamento de equipamentos contínuos, e cuja inclinação, em

um dado tempo, fornece a velocidade de sedimentação do sistema. A Figura 3.10 ilustra a evolução da sedimentação ao longo do tempo em ensaios descontínuos de provetas.

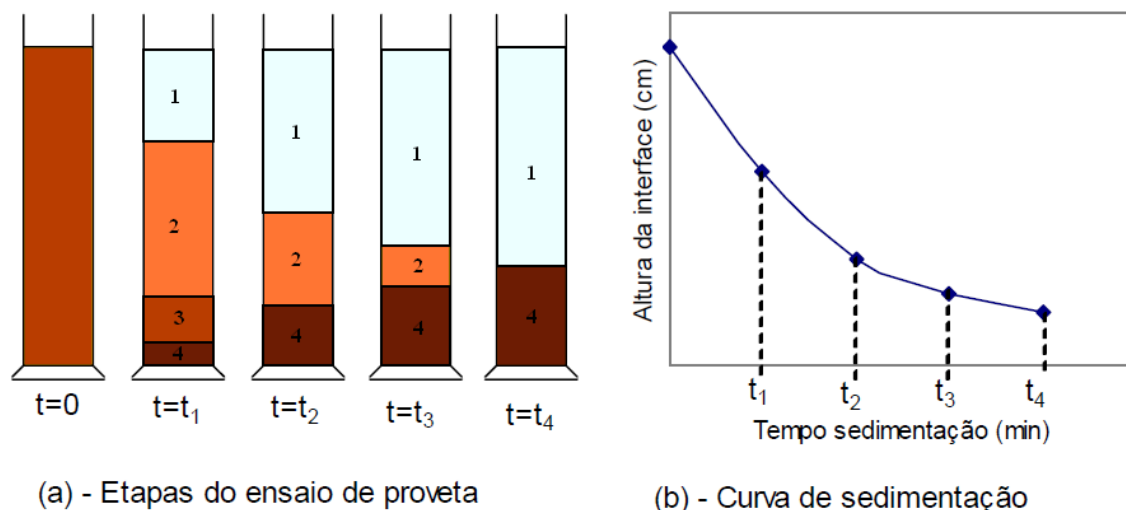


Figura 3.10: Evolução da sedimentação em testes descontínuos de proveta e sua respectiva curva de sedimentação (Torquato, 2008).

3.4.2. Espessamento

O espessamento é uma tecnologia de separação sólido-líquido baseada na sedimentação, apresentando baixo custo e grande simplicidade operacional.

Segundo Chaves *et. al.* (2004), os equipamentos que promovem a sedimentação dos sólidos podem ser classificados em espessadores e clarificadores. Enquanto os espessadores visam a obtenção de massas desaguadas com altas concentrações de sólidos, os clarificadores visam a obtenção de um líquido clarificado, cujo produto de interesse apresenta idealmente pequena ou nenhuma concentração de sólidos.

Entre esses, os espessadores são os mais utilizados na prática industrial, sendo operados geralmente em regime contínuo e em tanques diversos construídos em aço, madeira ou concreto armado. Segundo Valadão *et. al.* (2007), os espessadores são geralmente alimentados com uma polpa constituída por 1 a 50% de sólidos em massa, sendo essa espessada visando a obtenção de um produto afundado (*underflow*), com percentagem

de sólidos variando entre 10 a 75%. Em virtude da produção de um material adensado, um produto sobrenadante ou clarificado (*overflow*) com pouco ou nenhuma partícula sólida também é obtido, cuja concentração é fornecida na ordem de partes por milhão.

A operação se baseia na agregação de partículas sólidas, formando agregados maiores que se sedimentarão com maior velocidade, possibilitando assim a redução da turbidez do líquido sobrenadante.

Os equipamentos utilizados podem ser do tipo convencional, de alta capacidade, de lamelas e de cones profundos, de acordo com sua geometria ou forma de alimentação do equipamento.

3.4.3. Espessadores *Deep Cone*

Os espessadores *Deep Cone*, também chamado de espessadores de cones profundos, produzem um *underflow* com alta concentração de sólidos e pouca água, produto denominado pasta mineral. Ultimamente tem-se observado uma grande tendência à produção de pastas em decorrência das inúmeras vantagens que as mesmas apresentam sob o ponto de vista ambiental e tecnológico.

Esse espessador é constituído por um tanque de altura nitidamente maior que seu diâmetro, apresentando uma sessão superior cilíndrica e uma sessão inferior cônica, além de uma coluna central para recirculação de água e canaletas laterais para coleta de *overflow* por transbordo.

A geometria cônica na porção inferior do equipamento geralmente apresenta um ângulo de inclinação na ordem de 10 a 60°, o que varia de acordo com a concentração de sólidos almejada na descarga do *underflow*, e com o desempenho e projeto do sistema de *rakes*, que geralmente apresenta um sistema diferente dos espessadores convencionais. De uma forma geral, o ângulo de inclinação deve ser aquele que propicia a movimentação da pasta até a abertura de descarga, ponto onde passa a ser bombeada.

A razão da altura do tanque ser nitidamente superior ao seu diâmetro é aplicar maiores forças de compressão sobre as partículas sólidas localizadas em sua base, reduzindo a quantidade de água contida entre os interstícios das partículas minerais e conduzindo assim à obtenção de um *underflow* com alto percentual de sólidos. Segundo Guimarães (2011), nas últimas décadas, observa-se um aumento da altura desses espessadores, visando a obtenção de produtos cada vez mais adensados, já em condições de disposição direta.

As Figuras 3.11 e 3.12 ilustram alguns exemplos de espessadores de pasta.



Figura 3.11: Espessador *Deep Cone* (Jewell, 2002; Fogwill, 2005; Tão *et. al.*, 2008).

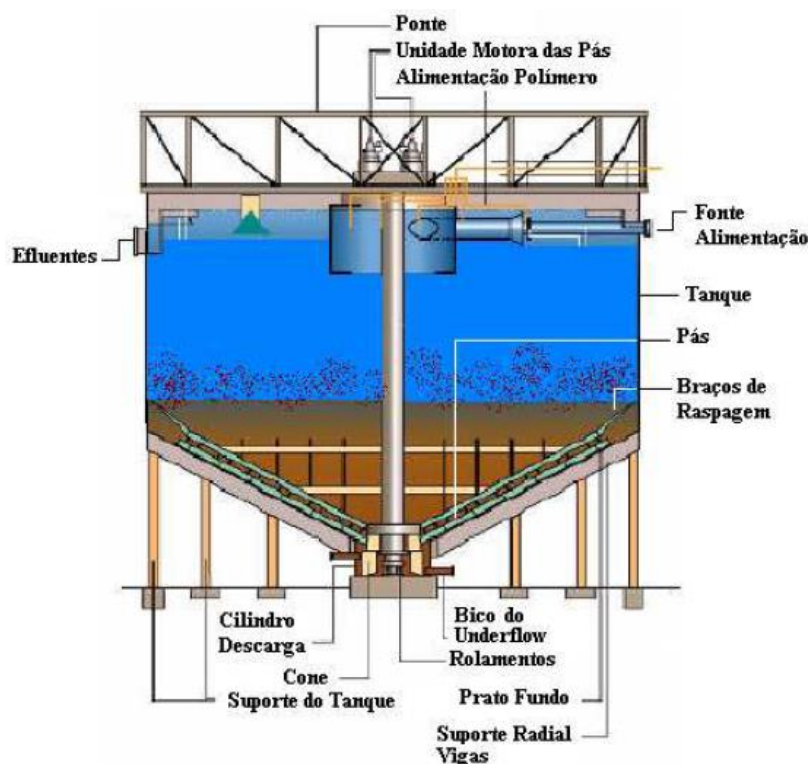


Figura 3.12: Típico arranjo do espessador Eimco Deep Cone (Tão *et. al.*, 2008).

3.5. Pastas minerais

De acordo com Theriault *et. al.* (2001), as pastas minerais são massas devidamente desaguadas que não sofrem segregação de minerais quando depositadas sobre superfícies e que liberam um mínimo de água após serem transportadas por tubulações. Visando complementar tal definição, Araújo *et. al.* (2003) as conceituaram como sistemas coloidais, de aspecto homogêneo, nos quais não ocorre a segregação granulométrica de partículas e que, se disposto de forma suave sobre superfícies estáveis, não apresenta proporção significativa de água.

Através da determinação da tensão de escoamento (*yield stress* ou tensão de ruptura) das suspensões minerais é possível distinguir a faixa de concentração de sólidos em que se observa a transição do estado de polpa para pasta mineral. A Figura 3.13, apresentada por Landriault (2002), mostra qualitativamente a tensão de escoamento (ou de ruptura) em função da porcentagem de sólidos em massa, apresentando os principais estados

possíveis desses fluidos, os equipamentos utilizados em cada caso e as características de bombeamento e filtragem.

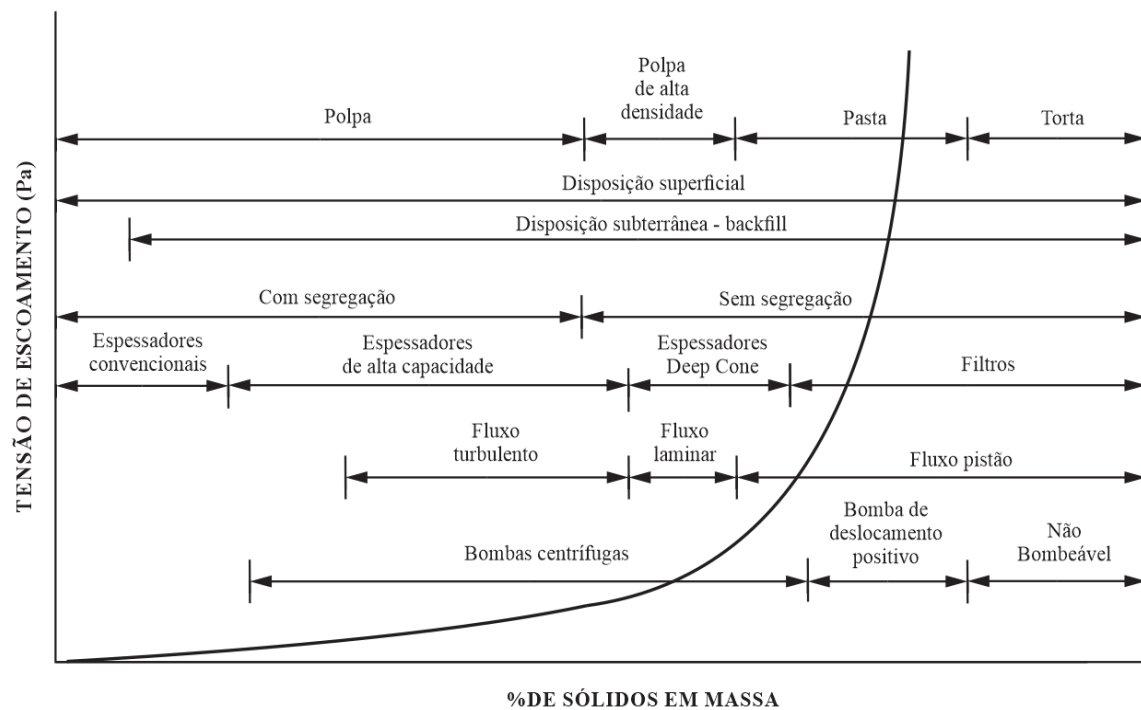


Figura 3.13: Definição teórica de polpa, polpa de alta densidade, pasta e torta (Adaptado de Landriault, 2002).

3.5.1. Obtenção

Existem duas metodologias básicas no que se refere à produção de pastas minerais: no método convencional, uma polpa diluída é desaguada no espessador, cujo *underflow* obtido sob a forma de polpa de alta densidade é bombeado para um filtro para produção da pasta. Já no segundo método, um espessador de alta capacidade de cones profundos realiza o desaguamento de polpas diluídas de rejeito, cujo produto obtido apresenta concentração em sólidos satisfatório para ser caracterizado como pasta. Segundo Stephen (2004), os espessadores de pasta mineral se tornam atrativos por possibilitarem uma elevada recuperação de água em um único equipamento.

De acordo com Slottee *et. al.* (2005), os espessadores de cones profundos foram desenvolvidos entre os anos de 1960 e 1970 para a mineração de carvão, e desde então as técnicas utilizadas foram aprimoradas e combinadas com técnicas de floculação. Visando a obtenção de pastas minerais com concentrações de sólidos cada vez maiores, novos sistemas de alimentação foram desenvolvidos e mudanças na geometria do tanque, *rakes* e sistema de descarga do *underflow* foram realizados.

Nesses equipamentos espessadores, floculantes de alto peso molecular tem sido utilizados como medida de otimização da velocidade de espessamento. Não obstante, a geometria dos tanques onde são realizados os desaguamentos tem sido constantemente modificados, cujo incremento de altura propicia a utilização da compressibilidade natural sobre polpa já floculada e depositada no fundo do equipamento. Devido à alta compressibilidade ocasionada por toda a polpa localizada sobre os agregados de partículas sedimentados, bem como por todo o material também já floculado sobre eles é que se obtém um *underflow* espesso e com alta concentração de sólidos, geralmente já suficientemente desaguados para disposição direta.

3.5.2. Transporte

Para o transporte da pasta mineral, sistemas de transporte por tubulações ou dutos podem ser utilizados, uma vez que apresentam pequeno risco de acidentes, facilidade de implantação, alta confiabilidade, pequeno impacto ambiental e baixo custo operacional e de manutenção.

Segundo Araújo *et. al.* (2003), a partir de uma dada concentração de sólidos e em valores de tensão de escoamento acima de 80 Pa, a tensão de escoamento cresce exponencialmente, indicando um ponto de equilíbrio entre a energia necessária para o bombeamento e o máximo adensamento possível. Assim sendo, o aumento da viscosidade das pastas devido ao desaguamento requer geralmente a utilização de bombas hidráulicas para transporte em tubulações, podendo ser realizado com menores custos.

Considerando as elevadas tensões de escoamento induzidas pelo aumento da concentração de sólidos, bombas centrífugas e bombas de deslocamento positivo são geralmente utilizadas para o transporte de pastas em minerodutos, uma vez que são capazes de fornecer maiores pressões de bombeamento. Não obstante, a gravidade também pode ser utilizada para o transporte das pastas nesses sistemas de transporte, caso exista um desnível geométrico favorável na rota de transporte.

Entretanto, devido ao manuseio e bombeamento da pasta mineral, observa-se uma notável redução de sua tensão de escoamento, cujo comportamento deve ser analisado nas situações mais críticas do projeto através de testes de bombeamento em circuito fechado, *loop test*.

3.5.3. Disposições e vantagens

A disposição dos rejeitos produzidos pela indústria da mineração pode apresentar potenciais riscos ao patrimônio público e à vida humana, uma vez que são passíveis de geração de impactos ambientais e sociais, tais como geração de drenagem ácida devida à oxidação de sulfetos e contaminação de lençóis freáticos devido a lixiviação de metais pesados. De acordo com Sofrá e Boger (2002), as barragens de rejeitos ainda apresentam grandes riscos de contaminação do solo devido aos reagentes presentes na fase aquosa da barragem e difícil recuperação do solo e da vegetação original.

Como as barragens de rejeitos são os meios mais frequentemente utilizados para disposição desses rejeitos e por se localizarem, em grande parte dos casos, relativamente próximos aos centros urbanos, essas se tornam um alvo de constante preocupação dos órgãos ambientais e públicos, bem como da população em geral, principalmente as comunidades afetadas. Segundo Rice (2002), o rompimento de uma barragem de rejeitos pode acarretar na perda de um grande número de vidas humanas, em impactos ambientais desastrosos, interrupção prolongada da produção, no aumento dos custos de produção, em mídia instantaneamente negativa da empresa, entre outros fatores.

Devido aos impactos ambientais associados com a disposição de rejeitos a úmido, a escassez de recursos hídricos, a grande tendência de conservação de água em nível mundial e uma legislação mineral cada vez mais rígida, alternativas de disposição de rejeitos a seco se mostram vantajosas no que se refere à segurança e à redução de custos operacionais das usinas. Para tanto, tais rejeitos devem ser primeiramente desaguados para depois serem dispostos nas mais variadas formas.

Dentre essas alternativas de disposição a seco, se enquadram as técnicas de *stacking* e de *backfill*.

Uma das vantagens decorrentes da produção de pastas minerais é a capacidade de serem empilhadas superficialmente, segundo o processo conhecido como *stacking*. Nesse, os rejeitos sob a forma de pastas minerais podem ser dispostos superficialmente, uma vez que nesse estado não ocorre sedimentação e segregação do mineral, acompanhado de uma mínima liberação de água. Entretanto, para sua realização, muitos procedimentos podem ser adotados, dependendo da reologia da pasta a ser empilhada e da topografia local.

Quanto à área na qual a pasta será disposta, a mesma pode ser plana ou inclinada. Em áreas planas, a distribuição da pasta geralmente é realizada por um sistema de torre central ou por um sistema de canhões uniformemente espaçados, a partir dos quais a pasta se distribui uniformemente ao longo da área, facilitando sua secagem e adensamento natural. Já em áreas inclinadas, como em taludes ou vales, a pasta tende a fluir e se adensar, conformando-se naturalmente à topografia local ou sendo contida por um dique de contenção. Conforme dito por Lara (2011), a distribuição da pasta também pode ser realizada por um único canhão, embora alguns inconvenientes possam ocorrer em virtude da necessidade de deslocamento deste ao longo da área a ser disposta. A Figura 3.14 apresenta um sistema de disposição de pasta a partir de uma torre central.



Figura 3.14: Sistema de disposição com torre central (Therriault *et. al.*, 2001).

Segundo Slottee *et. al.* (2005), para inclinações acima de 5%, os espessadores *Deep Cone* são capazes de produzir a pasta a ser disposta pelo método de *stacking*.

Em comparação à metodologia tradicionalmente utilizada para disposição de rejeitos minerais sob a forma de polpa, o processo de *stacking* apresenta inúmeros benefícios, tais como menor risco de contaminação por ruptura de barragens, menor área para disposição e maior recuperação de água. Destaca-se ainda uma maior facilidade de recuperação da topografia original e reabilitação da área, se caracterizando como uma atividade mitigadora, já que o comportamento final obtido é similar aos solos originais, além de maior vida útil e menores investimentos para construção de barragens.

Assim sendo, a disposição superficial de pastas se torna uma alternativa vantajosa, uma vez que maiores ângulos de disposição podem ser explorados, ao contrário da disposição de polpas, resultando em maiores volumes de rejeitos por unidade de área.

Jewell (2002) apresenta em seus estudos algumas vantagens da disposição de rejeitos na forma de pastas minerais, pelo processo de *stacking*, como alternativa à disposição de polpas em barragens de rejeitos. Tais vantagens são apresentadas na Tabela 3.3.

Tabela 3.3: Algumas razões para utilização de rejeitos espessados na forma de pasta mineral (Jewell, 2002)

Vantagens	Benefícios econômicos e de engenharia	Benefícios sociais e ambientais
Menor custo de operação em relação à disposição com polpas	Benefícios econômicos operacionais.	Menores recursos aplicados em tubulações e ações corretivas.
Aumento da resistência do material depositado	Menores riscos de ruptura.	Menores impactos ambientais.
Disposição em menor área devido à capacidade das pastas serem empilhadas umas sobre as outras.	Menor custo com licenciamento de novas áreas para implantação de barragens.	Menor contaminação do solo e aumento da produtividade da terra.
Menor demanda de matérias de construção.	Menor transporte e construção.	Menor contaminação do solo, aumento da produtividade da terra e menor emissão de gases poluentes.
Menor risco de escoamento.	Melhor recuperação de reagentes.	Menor contaminação do solo e de águas superficiais.
Melhor superfície para lixiviação e drenagem.	Lixiviação de reagentes na superfície.	Menor contaminação.
Menor consumo de água.	Facilidade de coleta e bombeamento de água, com menor captação de água nova.	Menor requerimento e consumo de águas tratadas.
Menor consumo de reagentes.	Menores custos com reagentes.	Menores riscos de poluição.

Diferentemente do processo de *stacking*, o processo de *backfill* se caracteriza pelo preenchimento de cavidades subterrâneas a partir de uma mistura de materiais. Wang *et al.* (2002), apontam em seus estudos que esses materiais destinados ao preenchimento subterrâneo podem se apresentar de diferentes formas, dentre os quais se destacam o preenchimento com agregado cimentado (CAF), o preenchimento hidráulico cimentado (CHF) e o preenchimento com pasta cimentada, também conhecida como *pastefill* (CPF).

Amarutanga e Yaschyshyn (1997), por sua vez, indicam a existência de três vertentes do processo de *backfill*, sendo cada uma utilizada de acordo com as condições presentes e com as vantagens e desvantagens associadas. Segundo os autores, o tipo *hydraulic fill* se caracteriza pelo preenchimento subterrâneo através de polpas, cuja fração sólida é constituída pelo rejeito e por terras aluviais, entre as quais são adicionados os ligantes, podendo ser transportadas por intermédio de bombas ou da própria gravidade. Já o tipo *rock fill* se caracteriza pela adição de ligantes e rocha estéril aos agregados de partículas, sendo mais recomendadas em áreas sujeitas a maiores tensões. Finalmente, o tipo *paste fill* apresenta uma mistura preparada entre pequenas dosagens de aditivos e a pasta mineral, sendo a mistura transportada em tubulações através da gravidade e distribuída horizontalmente realizando o preenchimento. Esses aditivos podem ser utilizados como forma de diminuir a quantidade de água, incorporar ar à mistura, acelerar ou retardar a fixação, e para reduzir a permeabilidade da mistura, conforme apresentado por Hernández (2005). Segundo o mesmo autor, entre os aditivos mais utilizados, destaca-se o cimento Portland, embora meta caulim, cinza volante, cal, fumo de sílica e escórias possam ser usados como complementar ao cimento, reduzindo os custos operacionais.

Conforme apresentado por Sofrá e Boger (2002), o *paste fill* é uma pasta preparada com os rejeitos do beneficiamento que, através da adição de aditivos antes ou durante o processo de mistura, tem suas propriedades mecânicas melhoradas, permitindo assim o preenchimento de cavidades subterrâneas e, conseqüentemente, diminuir sua disposição de forma superficial. Para tanto, esses rejeitos do beneficiamento necessitam ser previamente desaguados até a forma de pasta mineral para que então sejam misturados ao cimento, aumentando assim sua resistência mecânica.

A utilização de *paste fill* desencadeia no aumento de recuperação de água e de reagentes, além de facilitar a recuperação do solo em uma etapa posterior à disposição.

A Figura 3.15 ilustra um esquema típico de disposição de uma pasta pelos processos de *stacking* e *backfill*.

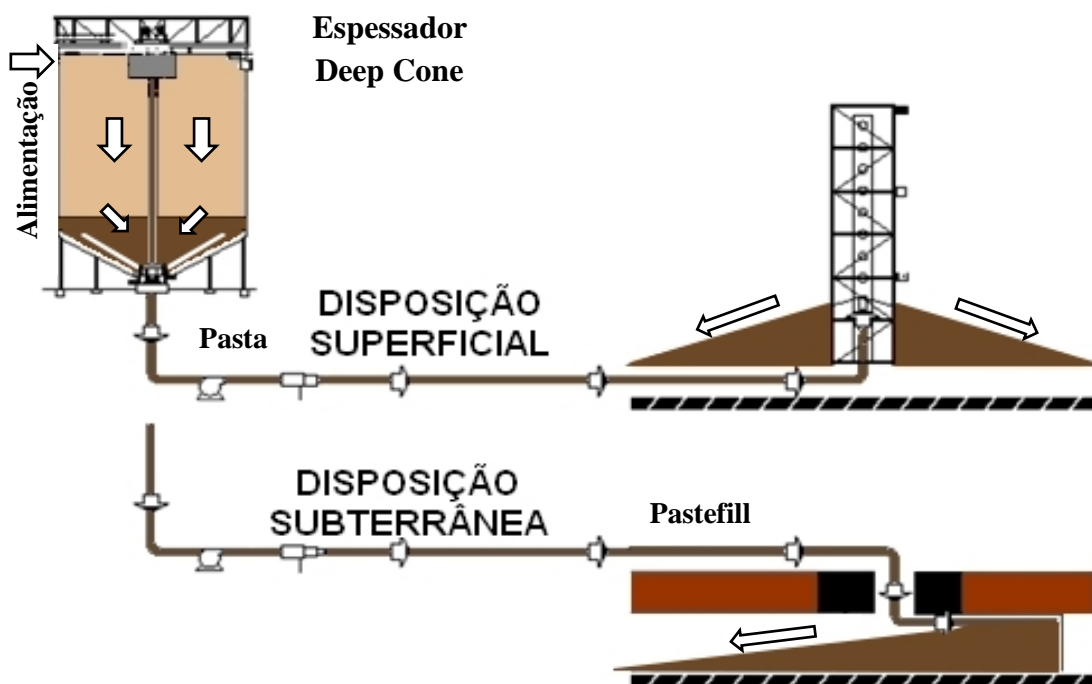


Figura 3.15: Esquema típico de transporte e manuseio de pastas minerais (adaptado de Dorr-Oliver Eimco Catalog, 2003).

De acordo com Gama *et. al.* (2001), algumas empresas brasileiras têm preparado o *pastefill* a partir de meta caulim em substituição ao cimento *Portland*, apresentando assim redução dos custos operacionais.

3.5.4. Granulometria

A distribuição granulométrica das partículas sólidas é um importante parâmetro para a obtenção das pastas minerais, uma vez que influencia a porosidade e a permeabilidade da mesma, bem como em várias outras de suas propriedades reológicas.

De acordo com Falcucci (2007), as pastas minerais geralmente podem ser obtidas a partir de uma ampla faixa granulométrica, ainda que um mínimo de 15% das partículas do material deva apresentar tamanho inferior a 20 μm . Isso está de acordo com Jung e Biswas (2002), os quais acreditam que certa quantidade de partículas finas, de tamanho

inferior a 20 μm , seja necessária para o bombeamento da pasta em tubulações, embora uma quantidade excessiva de partículas finas, em frações coloidais, resulte na diminuição da resistência da pasta.

A distribuição granulométrica também é um importante fator a ser considerado durante o projeto do sistema de *rakes*, mais especificamente da seleção de torque, uma vez que partículas maiores e de mais rápida sedimentação requerem maior torque, devido à alta concentração de sólidos nas camadas profundas do material sedimentado. Por outro lado, partículas menores e de sedimentação mais lenta necessitam de um menor torque.

3.5.5. Reologia de pastas minerais

A reologia é uma ciência da mecânica de fluidos que estuda a forma como diferentes materiais se deformam ao longo do tempo, quando submetidos a determinadas tensões, e as propriedades físicas que influenciam no transporte da quantidade de movimento de um fluido.

Para a disposição de pastas minerais, seja através de empilhamento superficial ou de preenchimento subterrâneo, é necessário considerar suas propriedades reológicas, entre as quais merecem destaque a viscosidade e a tensão de escoamento (tensão de ruptura ou *yield stress*), além da altura de abatimento e do ângulo de repouso. Tais propriedades também são aplicadas no dimensionamento e na otimização de bombas e dutos utilizados no transporte desses materiais.

Segundo Olcay (2012), os parâmetros reológicos das pastas são altamente influenciados pela fração volumétrica da fração sólida, por sua distribuição granulométrica, pela magnitude das forças de interação entre as partículas e pela estrutura dos agregados de partículas formados através dos processos de agregação.

3.5.5.1. Viscosidade

A viscosidade de um fluido foi definida por Isaac Newton em 1687 como sendo a resistência ao deslocamento de suas moléculas devido à fricção interna. De modo a ser representada por modelos matemáticos, Newton utilizou o modelo de duas placas paralelas e de mesma área, A , separadas por uma distância Δx , e movimentadas horizontalmente por uma força F , de acordo com o representado na Figura 3.16.

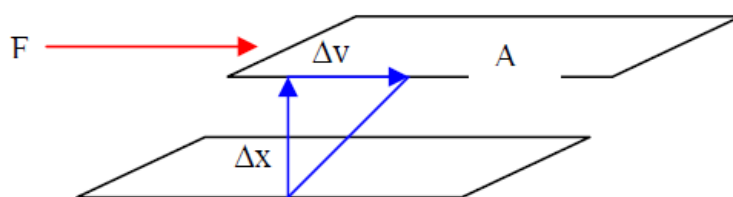


Figura 3.16: Aplicação da força F ao plano de área A e distância x ao plano paralelo que provoca seu deslocamento a velocidade v (Klein, 2002).

De acordo com Barnes *et. al.* (1989), a força necessária por unidade de área para promover uma diferença de velocidade entre as placas é diretamente proporcional ao gradiente de velocidade através do líquido, cujo coeficiente de proporcionalidade é igual à viscosidade, η . A força necessária por unidade de área e a diferença de velocidade entre as placas são denominadas, respectivamente, tensão de cisalhamento (τ) e taxa de cisalhamento (γ), definidas, nessa mesma ordem, pelas equações 3.2 e 3.3.

$$\tau = \frac{F}{A} \quad (3.2)$$

$$\gamma = \frac{dV}{dX} \quad (3.3)$$

As Equações 3.4 e 3.5 apresentam o conceito de viscosidade:

$$\frac{F}{A} = \eta \frac{dV}{dX} \quad (3.4)$$

$$\eta = \frac{\tau}{\gamma} \quad (3.5)$$

Embora seja a constante de proporcionalidade entre a tensão de cisalhamento e a taxa de cisalhamento, uma grande quantidade de fluidos não apresenta viscosidade constante, sendo diferenciados fluidos newtonianos (puramente viscosos) e fluidos não newtonianos (viscoelásticos).

Os fluidos newtonianos são todos aqueles que apresentam comportamento mais simples e seguem lei de viscosidade de Newton, dada pela Equação 3.5, cuja viscosidade é constante e cuja relação entre a tensão de cisalhamento e a taxa de cisalhamento é linear. Entre esses fluidos, destacam-se os óleos, as soluções de polímeros e as suspensões com baixas concentrações de sólidos, sendo sua viscosidade denominada como viscosidade newtoniana, η_N . A viscosidade desses fluidos é representada esquematicamente na Figura 3.17.

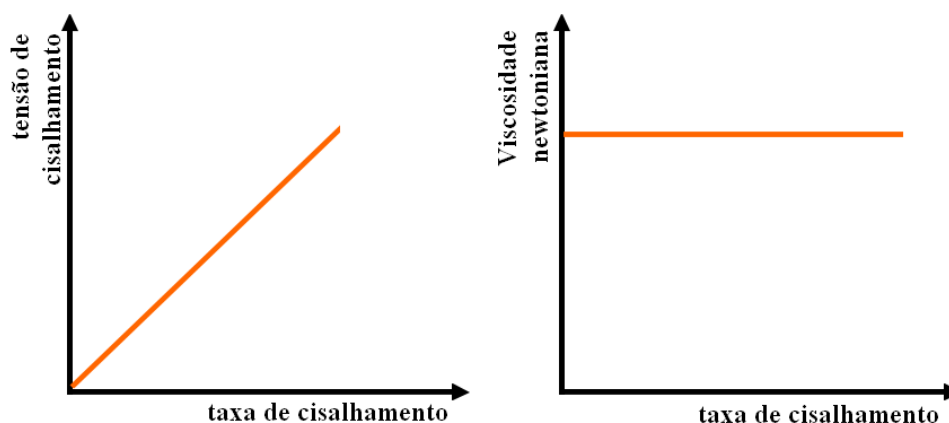


Figura 3.17: Comportamento esquemático de fluidos newtonianos.

A grande maioria dos fluidos utilizados na indústria mineral apresentam comportamento não newtoniano, entre eles as pastas e polpas minerais, apresentando uma relação não linear entre a tensão e a taxa de cisalhamento. Assim sendo, sua viscosidade varia conforme a taxa de cisalhamento, podendo aumentar ou diminuir de acordo com suas características, e por isso denominada como viscosidade aparente. Essa viscosidade aparente, por sua vez, é definida como a inclinação de uma reta que passa pela origem e intercepta a curva de fluxo em determinada taxa de cisalhamento.

De acordo com Tadros (1987), os fluidos não newtonianos podem ser distinguidos em fluidos pseudoplásticos e fluidos dilatantes. Os fluidos pseudoplásticos são aqueles cuja

viscosidade aparente diminui com o aumento da taxa de cisalhamento, típicos de determinados tipos de emulsões. Os fluidos dilatantes, em contrapartida, apresentam um aumento de viscosidade aparente com o aumento da taxa de cisalhamento, como observado em suspensões com altas concentrações de sólidos. Esses dois comportamentos são ilustrados na Figura 3.18.

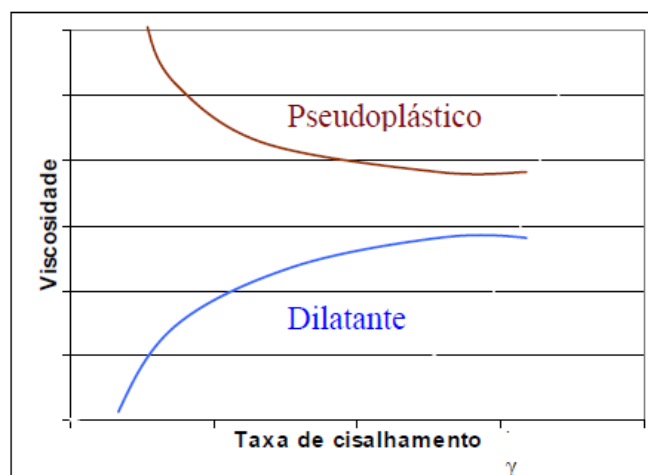


Figura 3.18: Variação da viscosidade aparente em fluidos com comportamentos pseudoplásticos e dilatantes (Tadros, 1987).

Um terceiro tipo de fluido não newtoniano é o fluido plástico, característico de suspensões pseudo-homogêneas de partículas finas e ultrafinas. Tal fluido requer uma tensão finita para que ocorra o deslocamento das partículas, conhecida como tensão de escoamento (tensão de ruptura ou *yield stress*). Segundo Falcucci (2007), essa propriedade reológica tem sido aplicada no projeto e monitoramento do transporte de suspensões através de bombeamento, possibilitando o transporte de suspensões sem ocorrência de sedimentação de partículas.

Tendo em vista as considerações feitas por Boger (2003), suspensões com elevadas concentrações de sólidos apresentam uma viscosidade aparente reversível e independente do tempo, o que significa que após cessar a força aplicada, o valor da viscosidade aparente retornará ao seu valor inicial. Entretanto, as demais suspensões podem apresentar uma viscosidade aparente irreversível e dependente do tempo, cujos comportamentos são classificados em tixotrópicos e reotrópicos.

O comportamento tixotrópico se caracteriza pela redução da viscosidade aparente ao longo do tempo, como o obtido através da adição de polímeros sobre polpas minerais. Já o comportamento reotrópico, menos comum, se caracteriza pelo incremento da viscosidade aparente ao longo do tempo. Esses dois comportamentos são ilustrados na Figura 3.19 e se tornam indesejáveis devido às constantes mudanças de viscosidade.

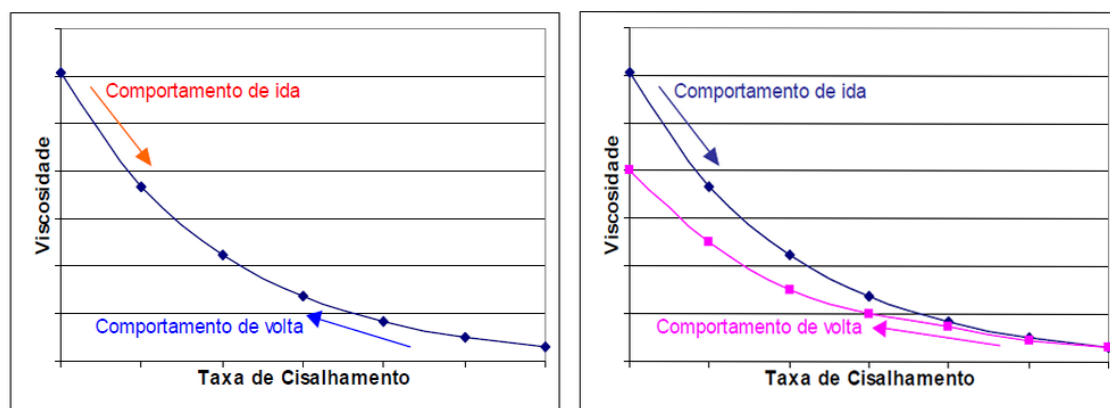


Figura 3.19: Fluidos com viscosidade reversível e irreversível, sendo, no último caso, um fluido tixotrópico (Boger, 2003).

3.5.5.2. Altura de abatimento

De acordo com Clayton *et. al.* (2003), o teste de abatimento, também conhecido como teste de *slump*, foi inicialmente proposto como forma de medir a consistência e plasticidade de misturas de concreto, sendo muito utilizadas em indústrias de construção civil.

Em tais testes, um cone é preenchido com a mistura de concreto até completar todo o seu volume interno e em seguida colocado sobre uma superfície plana. Após retirar o cone verticalmente para cima, verifica-se a deformação sofrida pela mistura de concreto, ou seja, a diferença entre a altura original e a altura final. A essa diferença de altura, dá-se o nome de altura de abatimento ou altura de *slump*, sendo apresentada na Figura 3.20.

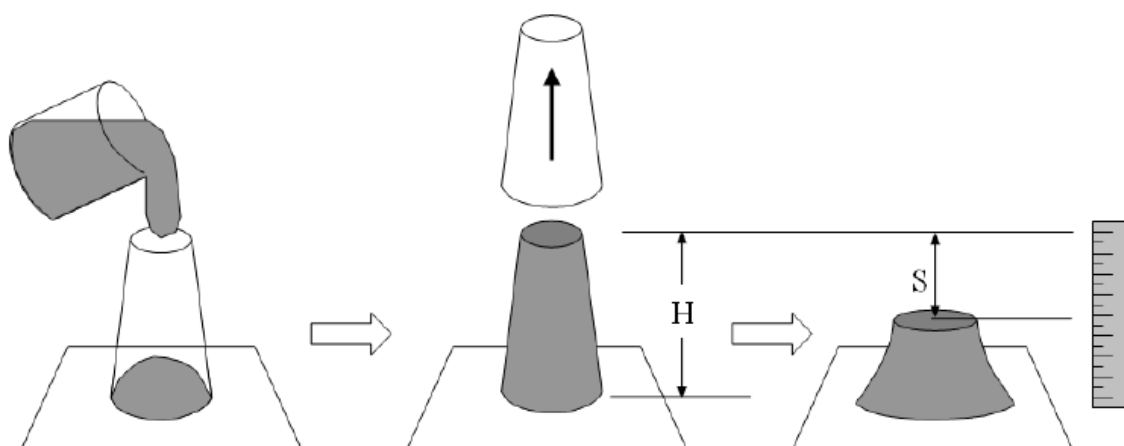


Figura 3.20: Representação esquemática do teste *slump* realizado em cone (Clayton *et. al.*, 2003).

Na indústria mineral, os testes de *slump* também têm sido muito úteis como parâmetro de controle para a determinação da consistência e plasticidade de fluidos inelásticos, tais como as pastas de rejeitos.

A altura de *slump* é influenciada pela concentração de sólidos na pasta mineral e, conseqüentemente, pela sua tensão de escoamento, os quais podem ser alterados através das variações em todas as etapas de seu processamento, principalmente durante a separação sólido-líquido, bem como através de mudanças da origem do minério.

Alternativamente ao cone, Clayton *et. al.* (2003) e Hernández (2005) usaram uma superfície cilíndrica de dimensões variadas para execução do teste *slump* e verificação da consistência da pasta mineral. Segundo Olcay (2008), a transição da geometria inicialmente cônica, tradicionalmente utilizada em ensaios com concreto para uma geometria cilíndrica, aplicada em suspensões de rejeito, apresenta inúmeras vantagens, dentre as quais:

- Maior facilidade para enchimento, com menor quantidade de bolhas de ar, as quais podem influenciar os resultados de plasticidade.
- Determinação mais precisa da tensão de escoamento.
- Maior facilidade de desenvolvimento de modelos matemáticos.
- Maior consistência da forma do material utilizado no ensaio, principalmente em valores elevados de tensão de escoamento.

- Maior simplicidade de execução, uma vez que os testes com cilindro podem ser realizados com qualquer uma de suas sessões, ao passo em que no caso dos ensaios realizados com o cone, só pode ser utilizado um cone manufaturado e com o maior número possível de especificações.

De acordo com Clayton *et. al.* (2003), o teste de *slump* é muito útil para avaliação de materiais a serem dispostos como *pastefill*, os quais operam geralmente com 70 a 90% de sólidos em massa, maximizando assim sua disposição e minimizando o custo de agentes ligantes. Nessas altas concentrações de sólidos, a tensão de escoamento é muito sensível a quaisquer modificações na fração ponderal das pastas, sendo estritamente necessário um controle rígido de suas consistências.

3.5.5.3. Tensão de escoamento

A tensão de escoamento, também denominada de tensão de ruptura ou *yield stress*, é a tensão necessária para iniciar o fluxo de determinado material, colocando-o assim em movimento. De acordo com Olcay (2008), a tensão de escoamento é uma propriedade de transição do material que denota a passagem do comportamento de um sólido para o comportamento de um líquido, sendo por isso considerado nos parâmetros de projeto de forma a prever o desempenho do processo.

Segundo Klein (2002), a tensão de ruptura é um importante parâmetro reológico das pastas minerais e muitas técnicas experimentais podem ser utilizadas para sua determinação, embora os métodos indiretos sejam mais utilizados por possuírem maior aplicabilidade e maior facilidade de execução.

Dentre essas técnicas, o método de Vane é frequentemente utilizado, já que, de acordo Nguyen e Boger (1992), se mostra mais adequado para medições precisas em suspensões com elevadas concentrações de sólidos. Em seu trabalho, é apresentada uma comparação na medição da tensão de escoamento realizada segundo o método de Vane e outros métodos reológicos, indicando, na Figura 3.21 sua perfeita aplicabilidade.

Tal método consiste basicamente na imersão de quatro hastes no material que se deseja obter a tensão de escoamento, e em seguida, inicia-se sua rotação lentamente até uma rotação constante, detectando o momento em que o esforço de torção exercido pelas pás alcança um valor limite. O dispositivo usado para determinação da tensão de escoamento pelo método de Vane é apresentado na Figura 3.22.

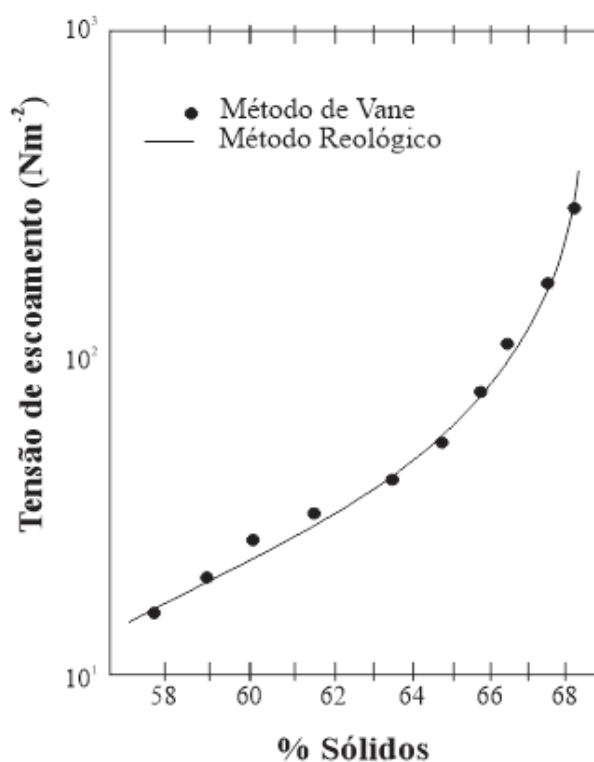


Figura 3.21: Comparação entre os valores da tensão de escoamento determinados pelo método de Vane e por métodos reológicos (Nguyen e Boger, 1992).

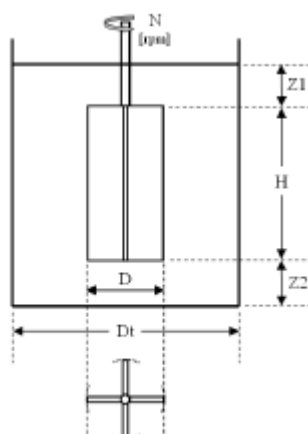


Figura 3.22: Diagrama de Vane de quatro paletas (Nguyen e Boger, 1992).

A Figura 3.23, apresentada no trabalho de Araújo *et. al.* (2003), mostra os resultados de tensão de escoamento em função da concentração de sólidos de uma pasta mineral oriunda de amostras do *underflow* do espessador de lamas. Como visto, a maior concentração de sólidos na suspensão desencadeia uma maior tensão de escoamento e que o aumento significativo da tensão de escoamento ocorre em uma concentração de sólidos de 70%.

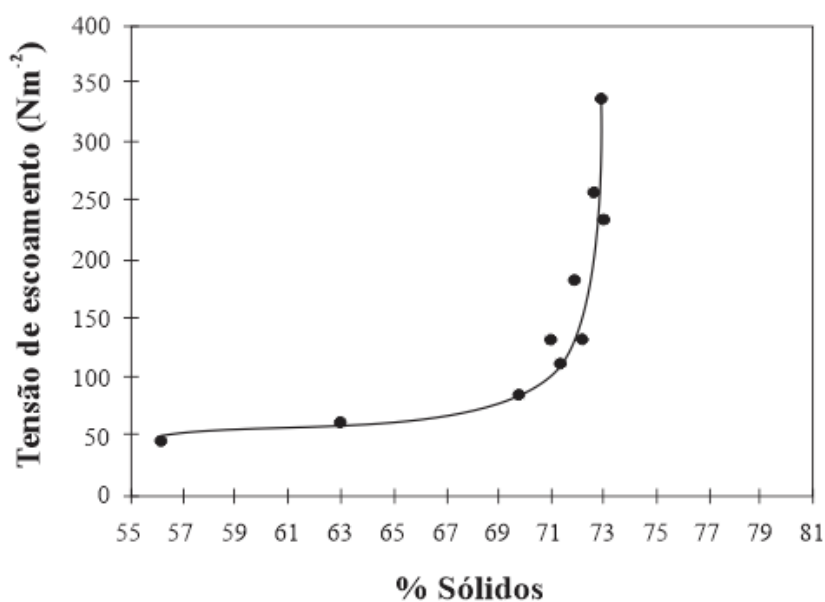


Figura 3.23: Tensão de escoamento em função da concentração de sólidos de uma pasta de lamas (Araújo *et. al.*, 2003).

4. METODOLOGIA

4.1. Amostra mineral

Para alcançar os objetivos almejados, foram estudadas e caracterizadas as amostras de lamas provenientes do processamento de rochas fosfáticas da Vale Fertilizantes, em Araxá.

As mesmas foram coletadas no circuito final de deslamagem, anteriormente à flotação, sendo fornecidas aproximadamente 250 kg de amostras.

Foram caracterizadas tanto as amostras sólidas de lamas quanto as pastas minerais obtidas a partir delas.

4.2. Caracterização do sólido

Foram recebidas amostras de lamas secas, provenientes do processamento de minérios fosfáticos da Vale Fertilizantes e em condições favoráveis à caracterização.

Primeiramente, as amostras foram homogeneizadas no Laboratório de Tratamento de Minérios da Universidade Federal de Minas Gerais através de divisores de rifles e pilha cônica. Em seguida, sucessivos quarteamentos foram executados visando a obtenção de alíquotas representativas com massas adequadas para os ensaios de caracterização do sólido, bem como para ensaios de sedimentação. Sacos plásticos foram utilizados para o armazenamento de cada alíquota, evitando assim a exposição ao ar.

Para a caracterização da amostra estudada, foram utilizadas diferentes técnicas e equipamentos, os quais são mostrados na Tabela 4.1 e Figura 4.1.

Tabela 4.1: Técnicas e equipamentos utilizados na Caracterização das lammas

Propriedade	Técnica	Equipamento
Massa específica	Picnometria simples	Picnômetro simples
Granulometria	Difração de laser	Granulômetro Quantachrome, modelo Cilas 1064; Granulômetro Sympatec, modelo Helos 12LA
Composição química	Fluorescência de raios-X	Espectrômetro de fluorescência de raios-X Philips, modelo PW2400
Composição mineralógica	Difratometria de raios-X; Microscopia eletrônica de varredura com microanalisador	Difratômetro de raios-X PANalytical, modelo EMPYREAN; Microscópio eletrônico de varredura FEI, modelo INSPECT S50; Espectrômetro de raios-X dispersivo em energia EDS-EDAX
Área superficial específica e porosidade	Adsorção e dessorção de nitrogênio	Analisador Quantachrome, modelo Nova Station A
Termoestabilidade	Termogravimetria	Equipamento simultâneo Netzsche, modelo 409EP

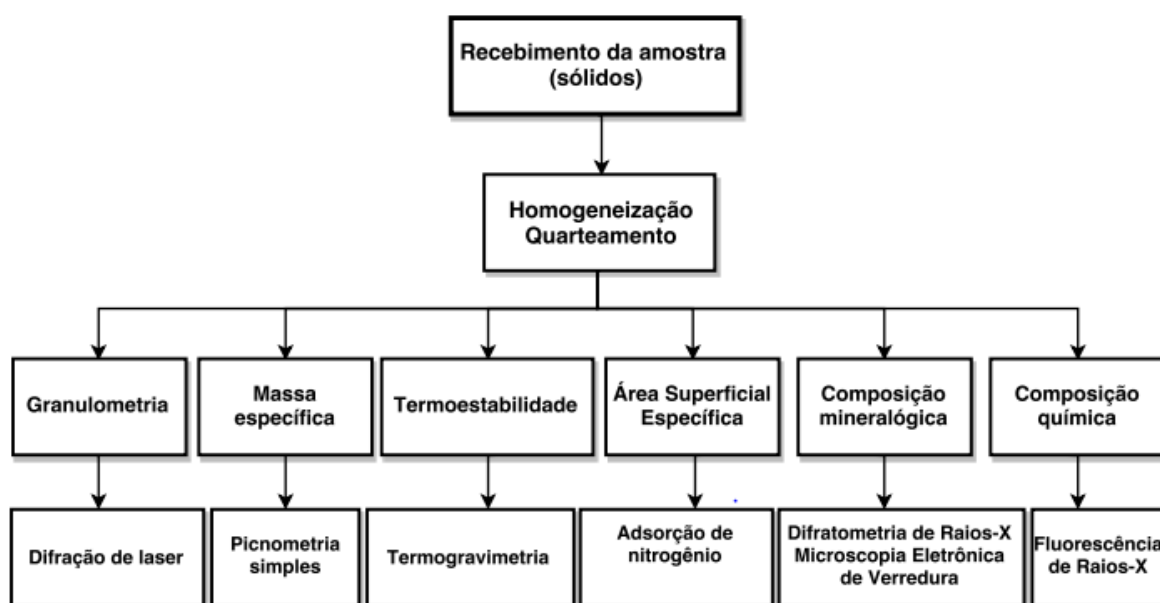


Figura 4.1: Fluxograma de caracterização das amostras de lammas.

4.2.1. Massa específica

Para determinar a massa específica da amostra, utilizou-se o picnômetro simples de 100 mL. Antes da realização do ensaio, cinco alíquotas da amostra foram armazenadas em estufa por 30 minutos, a 100°C.

Tal técnica foi realizada em quadruplicata, na qual pesa-se, através de uma balança digital com precisão de 4 casas decimais, a massa do picnômetro vazio (m_p), a massa do picnômetro com a amostra sólida (m_{s+a}), a massa do picnômetro com a amostra sólida e água (m_{p+s+a}) e a massa do picnômetro somente com água (m_{p+a}). Através da Equação 4.1, abaixo, foi possível determinar a massa específica do sólido (ρ_s), considerando a densidade da água na temperatura ambiente de 25°C, temperatura em que foram realizadas as análises.

$$\rho_s = \frac{(m_{p+s} - m_p) \cdot \rho_a}{(m_{p+a} + m_{p+s}) - (m_p + m_{p+s+a})} \quad (4.1)$$

4.2.2. Granulometria

As análises granulométricas foram executadas no Laboratório de Caracterização de Sólidos, pertencente ao Departamento de Engenharia Metalúrgica e no Laboratório de Fenômenos Interfaciais, pertencente ao Departamento de Engenharia de Minas.

Por ter sido coletada no circuito de deslamagem, a amostra é composta por partículas muito finas, com tamanhos típicos de lamas, impossibilitando a obtenção da distribuição granulométrica por peneiramento.

Dessa forma, o método de difração de laser foi utilizado para determinar a distribuição de tamanhos da amostra, o qual, devido a sensores de difração, permite a execução de uma análise com rapidez e boa precisão. Tal técnica foi realizada pelo granulômetro Quantachrome, modelo Cilas 1064 e na ausência de solução dispersante, embora o sistema de hastes e ultrassom tenham sido mantidos ligados durante toda a análise, garantindo a dispersão das partículas. As mesmas foram alimentadas no equipamento

até que o software do mesmo indicasse uma concentração de sólidos situada entre 130 mg e 180 mg.

Como medida comparativa, a distribuição granulométrica também foi determinada pelo granulômetro Sympatec, modelo Helos 12LA. Para garantir a medição de tamanho das partículas individualizadas e não de agregados, foi preparada anteriormente uma suspensão entre o dispersante hexametáfosfato de sódio 0,05% P/V, água destilada e uma quantidade satisfatória da amostra, sendo essa mantida em sistema de ultrassom de alta capacidade para garantir a total dispersão das partículas. Após alimentar o sistema com essa suspensão, até se obter uma quantidade de partículas situada entre 5,00 a 25,00% de sólidos, informada pelo software do equipamento, hastes foram acionadas para homogeneizar o sistema. Sistema de ultrassom também foi aplicado no equipamento de modo a manter o estado de dispersão. Como a amostra é composta por partículas finamente divididas, foi utilizada a lente com distância focal de 20 mm, cujo limite de detecção de tamanho de partícula é de 0,18 μm a 35 μm .

A Figura 4.2 apresenta, respectivamente, o granulômetro Cilas e granulômetro Sympatec utilizados.



Figura 4.2: Granulômetro Cilas e granulômetro Sympatec, respectivamente.

4.2.3. Composição química

Para a determinação da composição química da amostra estudada, foi utilizada a técnica de espectrometria de fluorescência de raios-X (FRX), realizada no Laboratório de

raios-X do Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais.

Em tal técnica foi utilizado o espectrômetro de fluorescência de raios-X Philips, modelo PW 2400, com tubo de raios-X com anodo de ródio. O conjunto permitiu a execução de uma análise semiquantitativa da composição química da amostra.

4.2.4. Composição mineralógica

Para determinar a composição mineralógica da amostra, foram utilizadas as técnicas semiquantitativas de difratometria de raios-X (DRX) e de microscopia eletrônica de varredura (MEV), realizadas respectivamente no Laboratório de raios-X e Laboratório de Microscopia Eletrônica do Departamento de Engenharia Metalúrgica da Universidade Federal de Minas Gerais.

Para a técnica de difratometria de raios-X (DRX), foi utilizado o difratômetro de raios-X, marca PANalytical, modelo EMPYREAN, com anodo de cobre. O método de análise se baseou na comparação dos valores das distâncias interplanares e das intensidades dos picos no difratograma da amostra e uma amostra de referência, possível através da utilização do banco de dados PDF-2 Release 2010 do ICDD (*International Centre for Diffraction Data*) e do software X'Pert HighScore, versão 2011.

Analisou-se o intervalo 2θ de $3,0100^\circ$ a $89,9900^\circ$, com varredura contínua e velocidade de $0,020^\circ.s^{-1}$, tensão de 40 kV e corrente de 40 mA. A radiação utilizada foi $CuK\alpha$ ($\lambda = 1,5406 \text{ \AA}$).

Os padrões do banco de dados utilizados para a identificação foram:

- Apatita: ficha #081442
- Calcita: ficha #040544
- Dolomita: ficha #202162
- Flogopita: ficha #024154

- Caulinita: ficha #068698

Uma vez identificadas as fases cristalinas da amostra, o difratograma obtido foi analisado pelo método de Rietveld, o qual, através de um modelo matemático de mínimos quadrados, realiza um refinamento de estrutura cristalina e análise quantitativa de fases, baseando-se nos padrões de cada fase identificada. Para tanto, foram utilizados os softwares GSAS e EXPGUI, e a função de ajuste utilizada foi Gauss e Lorentz.

Quanto à microscopia eletrônica de varredura (MEV), foi utilizada uma microanalisador acoplado ao microscópio eletrônico de varredura da marca FEI, modelo INSPECT S50, sendo este capaz de gerar imagens virtuais de ampliação e alta resolução das superfícies minerais. Para conferir condutividade elétrica à amostra, a mesma foi previamente preparada e recoberta por uma fina película condutora de carbono.

O microanalisador utilizado e acoplado ao MEV foi o espectrômetro de raios-X dispersivo em energia (EDS), marca EDAX. Tal acessório é composto por um cristal analisador e um detector, cujos instrumentos, ditos de microanálise, são usados para identificar e quantificar os elementos químicos presentes na amostra. Dessa forma, a partir do mesmo, a composição química de partículas distintas foi analisada semiquantitativamente, exceto elementos químicos leves, tais como nitrogênio, carbono e boro. O software utilizado foi o Genesis EDS Software.

4.2.5. Termoestabilidade

A termoestabilidade da amostra foi analisada via termogravimetria, através do equipamento simultâneo marca Netzsche, modelo 409EP. Foi analisada a faixa de temperatura compreendida entre 30°C e 950°C, com razão de aquecimento de 10°C/min.

Em tal análise, uma termobalança extremamente sensível registra as perdas de massa da amostra em função de sua temperatura, de acordo com um programa de tratamento térmico pré-estabelecido. A análise foi executada previamente à determinação da área superficial específica de modo a verificar a temperatura máxima em que a amostra

poderia ser submetida, visando a dessorção, sem haver, no entanto, modificações em sua composição e danos à sua estrutura.

4.2.6. Área superficial específica

Para determinar a área superficial específica (ASE) e distribuição de poros da amostra, foi utilizado o analisador de área superficial e distribuição de tamanho de poros, marca Quantachrome, modelo NOVA Station A.

Primeiramente a amostra foi colocada em uma célula apropriada e submetida a degaseificação, realizada através de aquecimento a 300°C por 30 minutos. Posteriormente a mesma foi pesada (aproximadamente 3,34 g) e então levada ao equipamento para obtenção de isotermas de adsorção e dessorção.

As isotermas foram obtidas em temperatura constante (-195,85°C) e foi utilizada a unidade de adsorção de nitrogênio, devido a baixa reatividade desse gás com a grande maioria dos sólidos.

A área superficial específica foi determinada a partir de isotermas de adsorção, utilizando os métodos de monoponto e multipontos.

Na abordagem de multipontos, obteve-se um gráfico linearizado ao relacionar a massa de nitrogênio adsorvida por pressão relativa ($1/[W(P_0/P) - 1]$) em função da variação de pressão relativa (P/P_0), cujos coeficientes angular e linear permitiram o cálculo da área superficial específica.

Já na abordagem de monoponto, somente um ponto dessa relação foi obtido, sendo que para a definição da reta, a origem foi considerada. Da mesma forma anterior, os coeficientes angular e linear permitiram o cálculo da área superficial específica.

4.3. Ensaio de sedimentação descontínua

Ensaio de sedimentação descontínua foram realizados visando definir as melhores condições operacionais de floculação.

Em ambas as etapas de estudo de sedimentação, foram utilizadas as seguintes vidrarias e equipamentos:

- Béqueres de 25 mL, 50 mL, 100 mL e 600 mL.
- Balões volumétricos de 100 mL, 250 mL, 500 mL, 1000 mL e 2000 mL.
- Provetas de vidro de 500 mL e 2000 mL, graduadas com fita métrica.
- Bastão de vidro.
- Espátulas de aço.
- Seringas plásticas de 20 mL e 80 mL.
- Barras magnéticas
- pHmetro microprocessado Tecnopon, modelo mPA-210.
- Agitador magnético Logen, modelo LS59110P
- Balança semianalítica Gehaka, modelo BG 4001.
- Balança analítica Shimadzu, modelo AY220.

Além dos floculantes, descritos a seguir, foram utilizados os seguintes reagentes:

- Soluções tampão para calibração do pHmetro: pH 4,0, pH 7,0 e pH 10,0.
- Modificadores de pH: ácido clorídrico (HCl) e hidróxido de sódio (NaOH).

Os floculantes utilizados nos ensaios de sedimentação descontínua foram fornecidos pelas empresas Clariant e SNF Floerger, sendo classificados na Tabela 4.2 em grupos catiônicos (C), aniônicos (A) e não iônicos (N). Essa tabela apresenta ainda as densidades de carga e peso molecular de cada reagente.

Tabela 4.2: Floculantes catiônicos, aniônicos e não iônicos utilizados

Floculante	Símbolo	Poliacrilamida	Peso molecular	Densidade de carga (%)
FL28755	N1	Não iônica	Alto	0,0
FA920SH	N2	Não iônica	Muito alto	0,0
AH912SH	N3	Não iônica (hidrolisado)	Muito alto	3,0
AN905SH	A1	Aniônica	Muito alto	3,0
AN910SH	A2	Aniônica	Muito alto	10,0
AN913SH	A3	Aniônica	Muito alto	13,0
AN923SH	A4	Aniônica	Muito alto	20,0
AN934SH	A5	Aniônica	Muito alto	30,0
FL7130	A6	Aniônica	Alto	Alto
FL7464	C1	Catiônica	Alto	Média
FO4125SH	C2	Catiônica	Alto	2,5
FO4190SH	C3	Catiônica	Alto	10,0

4.3.1. Ensaio preliminares

Ensaio preliminares foram executados em provetas de 500 mL, na presença dos floculantes catiônicos, aniônicos e não iônicos listados na Tabela 4.2. Tais ensaios tiveram como objetivo comum selecionar os floculantes que culminassem em maiores velocidades de sedimentação e menor turbidez, selecionando o melhor floculante catiônico, aniônico e não iônico.

A única variável operacional analisada nessa etapa do estudo foi o tipo de poliacrilamida, fixando a porcentagem de sólidos de uma polpa previamente preparada em 10,00% de sólidos em massa, correspondente ao valor típico obtido na descarga do

overflow da microciclonagem (circuito industrial), a dosagem do floculante em 50 g/t e o valor de pH da polpa (pH natural), próximo de 9,3.

O seguinte procedimento foi adotado dos ensaios de sedimentação descontínua:

- Preparo diário da solução de floculante, em concentrações adequadas (0,010% p/v, 0,025% p/v e 0,050% p/v).
- Homogeneização da solução, em baixa velocidade, em agitadores magnéticos.
- Pesagem das amostras, cujas massas adequadas para cada ensaio foram transferidas para a proveta de vidro.
- Adição de água de torneira para preparo da polpa, em percentual de sólidos adequado.
- Agitação manual da polpa com uma haste, dentro da proveta de vidro.
- Ajuste de pH da polpa, através da adição de ácido e base.
- Adição da solução floculante, em volume adequado à quantidade de sólidos.
- Agitação manual da polpa e retirada do agitador.
- Registro da posição da interface, com o intermédio de uma fita métrica, cujos intervalos de tempo utilizados são apresentados na Tabela 4.3.
- Sifonamento do líquido clarificado, por intermédio de mangueiras.
- Pesagem do produto sedimentado.
- Transferência do produto sedimentado para bandejas metálicas e posterior secagem em estufa.
- Pesagem do produto sedimentado seco.

Tabela 4.3: Intervalos de tempo utilizados para registros da posição da interface

Tempo de sedimentação	Intervalo de tempo registrado
Entre 0 e 5 minutos	10 segundos
Entre 5 e 10 minutos	1 minuto
Entre 10 e 30 minutos	5 minutos
Entre 30 e 60 minutos	10 minutos
Entre 60 e 90 minutos.	30 minutos

4.3.2. Parâmetros de sedimentação

Após selecionar os floculantes de melhor resposta frente à sedimentação, sendo um catiônico, um aniônico e um não iônico, a segunda fase de ensaios de sedimentação descontínua foi realizada em provetas maiores, de 2000 mL.

Nessa fase, foram avaliados diferentes percentuais de sólidos em massa, diferentes dosagens de floculante e diferentes condições de pH, visando determinar a melhor condição de espessamento.

Os percentuais de sólidos avaliados foram 4,00%, 8,00%, 10,00%, 12,00%, 14,00%, 16,00%, 18,00% e 20,00%, já que as lamas obtidas em circuitos de deslamagem dificilmente apresentam maiores adensamentos em sólidos. As faixas de pH analisadas foram 8,50, 9,50, 10,50 e 11,50. Não foram estudadas faixas ácidas de pH, uma vez que, por apresentar grandes proporções de minerais carbonáticos, o efeito tampão impossibilita o ajuste de pH para valores inferiores a 8,00. As dosagens de floculante variaram entre 5 g/t e 200 g/t, sendo que a dosagem de 50 g/t foi utilizada na primeira etapa de ensaios de sedimentação por ser empregada industrialmente.

Os procedimentos e os intervalos de tempo registrados na primeira fase do estudo, apresentados na Tabela 4.3 também foram adotados para os presentes estudos.

4.4. Análise do líquido clarificado

Uma vez finalizados os ensaios de sedimentação descontínua, os líquidos clarificados foram sifonados, através de uma mangueira, e transferidos para um béquer. Em seguida, a turbidez desses líquidos foi analisada através de um turbidímetro digital microprocessado de bancada, marca Tecnopon, modelo TB-1000. O mesmo se baseia na dificuldade encontrada pelo feixe de luz em atravessar o líquido, cujo resultado é fornecido em Unidade Nefelométrica de Turbidez (NTU).

Previamente às medições, o turbidímetro foi devidamente calibrado com os padrões de calibração fornecidos pela empresa Tecnopon, junto com o equipamento. A Figura 4.3 apresenta o turbidímetro utilizado na análise, presente no Laboratório de Fenômenos de Interface da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais.

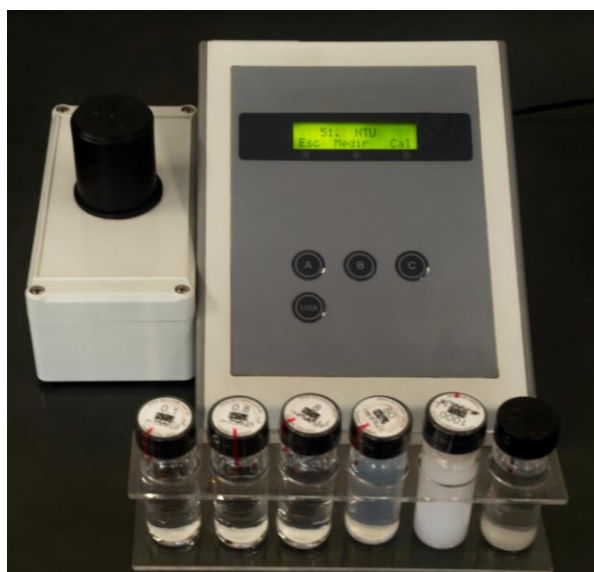


Figura 4.3: Turbidímetro Tecnopon, modelo TB-1000 e seus padrões de calibração.

4.5. Caracterização das pastas minerais

Na Tabela 4.4 são apresentados os equipamentos utilizados para a caracterização das propriedades reológicas das pastas minerais.

Tabela 4.4: Equipamentos utilizados para determinar as características reológicas de pastas minerais

Propriedade	Equipamento
Abatimento	Cone ou cilindro <i>slump</i>
Tensão de escoamento	Reômetro Brookfield YR-1

4.5.1. Abatimento

A consistência de diversos materiais foi determinada pelo teste *slump*, a partir de suas alturas de abatimento. Para tanto, os materiais foram preparadas anteriormente, sendo utilizado na análise um cilindro de PVC com diâmetro e altura iguais a 10 cm.

As seguintes vidrarias e equipamentos foram utilizados nesses ensaios:

- Béqueres de 50 mL, 1000 mL e 2000 mL.
- Balões volumétricos de 500 mL.
- Seringas plásticas de 20 mL e 80 mL.
- Bastão de vidro.
- Espátulas de aço.
- Barras magnéticas.
- Agitador magnético Logen, modelo LS591100.
- Agitador mecânico Fisatom, modelo 713.
- Balança semianalítica Gehaka, modelo BG 4001.
- Balança analítica Shimadzu, modelo AY220.
- Vaselina sólida Farmax.

Nos ensaios de abatimento na presença de flocculantes, foram avaliados aqueles selecionados na primeira fase de estudo de sedimentação, sendo um flocculante catiônico, um aniônico e um não iônico. A dosagem de flocculante adicionada ao material foi aquela que culminou na melhor resposta de sedimentação, determinada na segunda etapa dos ensaios de sedimentação descontínua. Quanto ao conteúdo de sólidos, foram trabalhadas as concentrações situadas entre a faixa de 54,00 e 76,00% de sólidos em massa.

A seguinte metodologia foi adotada nos ensaios de abatimento:

- Pesagem das massas de sólido e de água adequadas para cada percentual de sólidos.
- Preparo do material através de homogeneização com agitador mecânico.

- Aplicação de uma camada de vaselina sólida na superfície interna do cilindro, para evitar adesão do material.
- Preparo diário da solução de floculante, em concentrações adequadas (0,040% p/v).
- Adição da solução floculante, quando necessário, em volume adequado à quantidade de sólidos, seguido de agitação manual.
- Transferência do material preparado para o cilindro, preenchendo-o totalmente até quase transbordar.
- Instalação de uma régua graduada no centro do cilindro, para medição da altura de abatimento.
- Retirada do cilindro, verticalmente para cima.
- Leitura da altura final da pasta, após abatimento.
- Cálculo da diferença entre as alturas inicial e final, isto é, da altura de abatimento.

A Figura 4.4 apresenta fotografias de testes de cilindro *slump*.

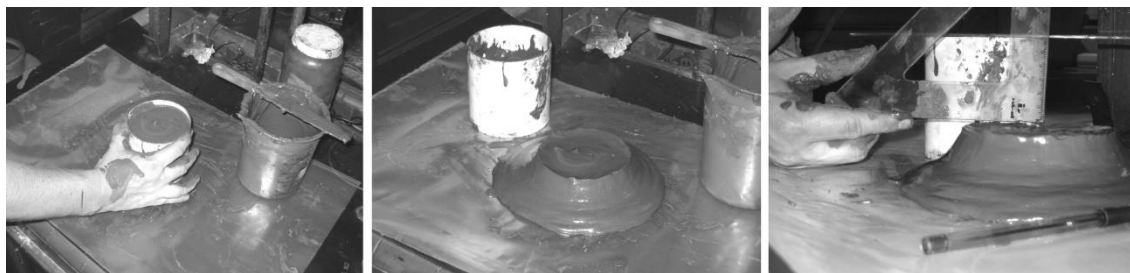


Figura 4.4: Testes de cilindro *slump*.

4.5.2. Tensão de escoamento

Para determinar as tensões de escoamento (tensão de ruptura ou *yield stress*) das pastas minerais, foi utilizado o reômetro digital Brookfield, modelo YR-1, o qual dispõe de uma interface computadorizada para compilação dos dados reológicos coletados pelo *software* EZ-YIELD.

Previamente aos ensaios, suspensões minerais foram preparadas com diferentes percentuais de sólidos, variando entre 60,00% e 74,00% de sólidos em massa. Foi analisada essa faixa de concentração tendo em vista os limites de detecção de torque do reômetro. A metodologia utilizada para preparação das suspensões é semelhante àquela utilizada nos ensaios de abatimento. Uma vez preparadas, essas foram analisadas no equipamento, utilizando-se os seguintes parâmetros:

- Tempo e velocidade de pré-cisalhamento: 10,00 segundos e 1,00 rpm.
- Velocidade de calibração: 0,20 rpm.
- Tempo de espera: 10,00 segundos.
- Tempo de incremento de dados: 200,00 milisegundos.
- Redução de torque: 100,00%.

As hastes 72 e 73 foram utilizadas para aferir as tensões de escoamento das diferentes suspensões, as quais se relacionam com o limite de detecção de torque e de tensão de escoamento do reômetro. Para suspensões contendo 60,00 a 65,00% de sólidos em massa, foi utilizada a haste 72, que permite o registro de menores valores de tensão de escoamento. Entretanto, para suspensões com maiores adensamentos foi utilizada a haste 73, permitindo a leitura de maiores valores de tensão de escoamento. Em ambos os casos, foi utilizada a marca de imersão secundária. A Figura 4.5 apresenta o reômetro utilizado com sua respectiva haste 72.



Figura 4.5: Reômetro Brookfield, modelo YR-1, utilizado para determinação da tensão de escoamento.

5. RESULTADOS

Neste capítulo serão apresentados os resultados obtidos de acordo com os ensaios relatados na metodologia.

5.1. Caracterização do sólido

São apresentados em seguida os resultados que tangem à caracterização da amostra sólida, principalmente no que se refere à massa específica, granulometria, composição química e mineralógica, termoestabilidade e área superficial específica da lama.

5.1.1. Massa específica do sólido

A Tabela 5.1 apresenta os resultados das medições realizadas e que são necessárias ao cálculo da massa específica da amostra.

Tabela 5.1: Massas de sólido, água e picnômetros utilizados

Massa (g)	Símbolo	Ensaio 1	Ensaio 2	Ensaio 3	Ensaio 4
Picnômetro vazio	m_p	44,39	44,38	44,49	44,33
Picnômetro com sólido	m_{p+s}	49,88	49,32	48,28	49,88
Picnômetro com sólido e água	m_{p+s+a}	155,06	154,74	154,20	155,02
Picnômetro com água	m_{p+a}	151,39	151,60	151,77	151,48

Através da equação básica utilizada para cálculo de massa específica via picnometria simples, apresentada na Equação 4.1, determinou-se a massa específica de cada ensaio, conforme apresentado na Tabela 5.2 e Figura 5.1. De posse dos resultados de massa específica obtidos em cada análise, determinou-se a massa específica média da amostra e seu respectivo desvio padrão.

Tabela 5.2: Massas específicas, massa específica média e desvio padrão, cálculos considerando os ensaios realizados

Massa específica (g/cm³)	Símbolo	Ensaio 1	Ensaio 2	Ensaio 3	Ensaio 4
Massa específica do sólido	ρ_s	2,72	2,74	2,76	2,76
Massa específica média	ρ_s média	2,75			
Desvio Padrão	DP	0,02			

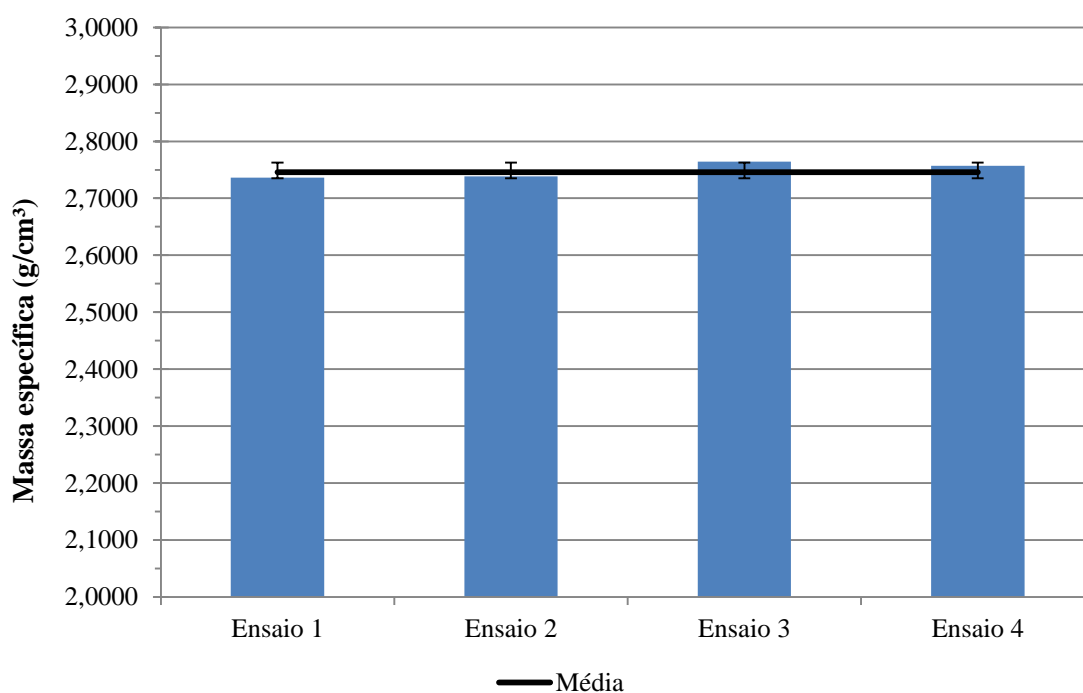


Figura 5.1: Resultados dos ensaios de picnometria simples.

A massa específica média obtida para a amostra foi de $2,75 \text{ g/cm}^3$, com um desvio padrão de $0,02 \text{ g/cm}^3$. Todos os valores de massa específica obtidos nos ensaios se encontram dentro dessa margem ($2,75 \pm 0,02 \text{ g/cm}^3$). A massa específica obtida é próxima à dos minerais majoritários identificados via difratometria de raios-X, em especial a calcita ($2,72 \text{ g/cm}^3$), fase mineral mais abundante na amostra.

5.1.2. Granulometria

Devido à granulometria extremamente fina, foi utilizado o método de difração de laser para determinar a distribuição granulométrica da amostra. A Figura 5.2 apresenta os resultados das análises granulométricas obtidas pelos granulômetros Sympatec e Cilas.

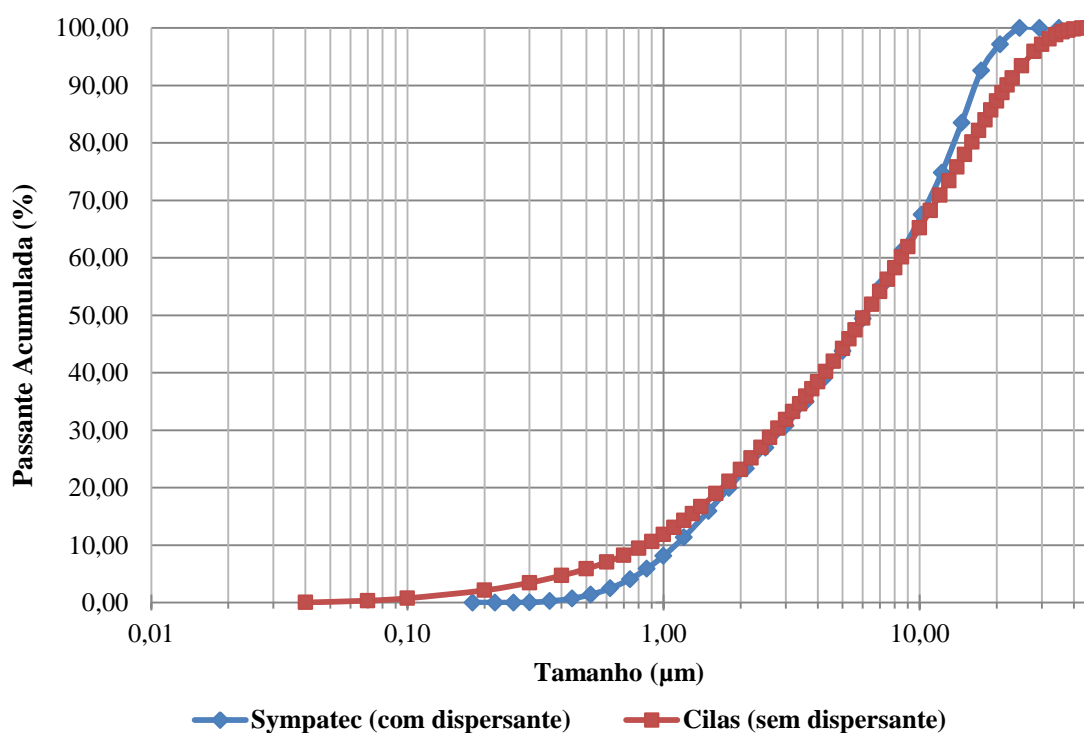


Figura 5.2: Distribuição granulométrica da amostra.

A Figura 5.2 indica uma boa aproximação dos resultados obtidos por ambos os granulômetros, sobretudo na faixa de tamanho típica dos ultrafinos, ainda que tenha

sido observada uma dispersão dos resultados na faixa de tamanho compreendida entre 10,00 μm e 35,00 μm , além de tamanhos inferiores a 2,00 μm .

Para o granulômetro Sympatec, os parâmetros d10, d50 e d90, assumiram valores médios de, respectivamente, 1,12 μm , 6,12 μm e 16,61 μm . Em contrapartida, de acordo com os resultados obtidos pelo granulômetro Cilas, os mesmos parâmetros foram, na devida ordem, 0,85 μm , 6,10 μm e 21,96 μm . Tais resultados são apresentados na Tabela 5.3.

Os dados obtidos permitem concluir que a amostra é de fato constituída preponderantemente por lamas, sendo provavelmente apropriada para a obtenção de pastas minerais, segundo a definição de Falcucci (2007).

Tabela 5.3: Valores de d10, d50 e d90 obtidos pelos granulômetros Cilas e Sympatec

% Passante	Granulometria (μm)	
	Granulômetro Cilas	Granulômetro Sympatec
10,00	0,85	1,12
50,00	6,10	6,12
90,00	21,96	16,61

A dispersão dos resultados pode ser explicada pelo fato dos dois equipamentos terem utilizado metodologias diferentes para a dispersão das partículas, sendo uma na presença de dispersante e outra na ausência do mesmo. Dessa forma, o agente dispersante promoveu a redução de agregados de partículas, apesar dessas já apresentarem um elevado grau de dispersão em função de suas granulometrias, conseqüentemente menores tamanhos de partículas foram obtidos quando comparados à distribuição granulométrica na ausência do dispersante. A dispersão dos resultados também pode ser justificada por uma provável diferença de precisão das lentes utilizadas nos dois granulômetros.

Os dados da distribuição granulométrica obtida pelos dois granulômetros são apresentados no Anexo A.

5.1.3. Composição química

Os resultados da análise semiquantitativa por espectrometria de fluorescência de raios-X são mostrados na Tabela 5.4.

Tabela 5.4: Análise química semiquantitativa da amostra via fluorescência de raios-X

Ocorrência	Elemento
Alta	Ca, Mg, O
Média	P
Baixa	Fe, Si
Traço	Mn, Ti, K, S, Al, Cu

As Figuras 5.3 e 5.4 apresentam os espectros de fluorescência de raios-X obtidos para a amostra. Observa-se na Figura 5.3(a) grandes picos de cálcio, além de picos menores de ferro. Picos não muito significativos de cobre, potássio, manganês e titânio também podem ser observados, compondo traços na amostra. A Figura 5.3(b), por sua vez, apresenta elevados de magnésio e oxigênio, embora este último seja de difícil detecção devido a sua massa atômica. Na Figura 5.4(a) constam picos de silício e alumínio, indicando uma provável presença de argila. Um pico de potássio também foi observado, mas em menor intensidade. Por fim, a Figura 5.4(b) indica elevados picos de fósforo, embora em contagens menos expressivas que a de cálcio, apresentada na Figura 5.3(a), além de picos de enxofre. Nota-se ainda a interferência de ródio em determinados picos, proveniente do tubo utilizado para emissão de raios-X.

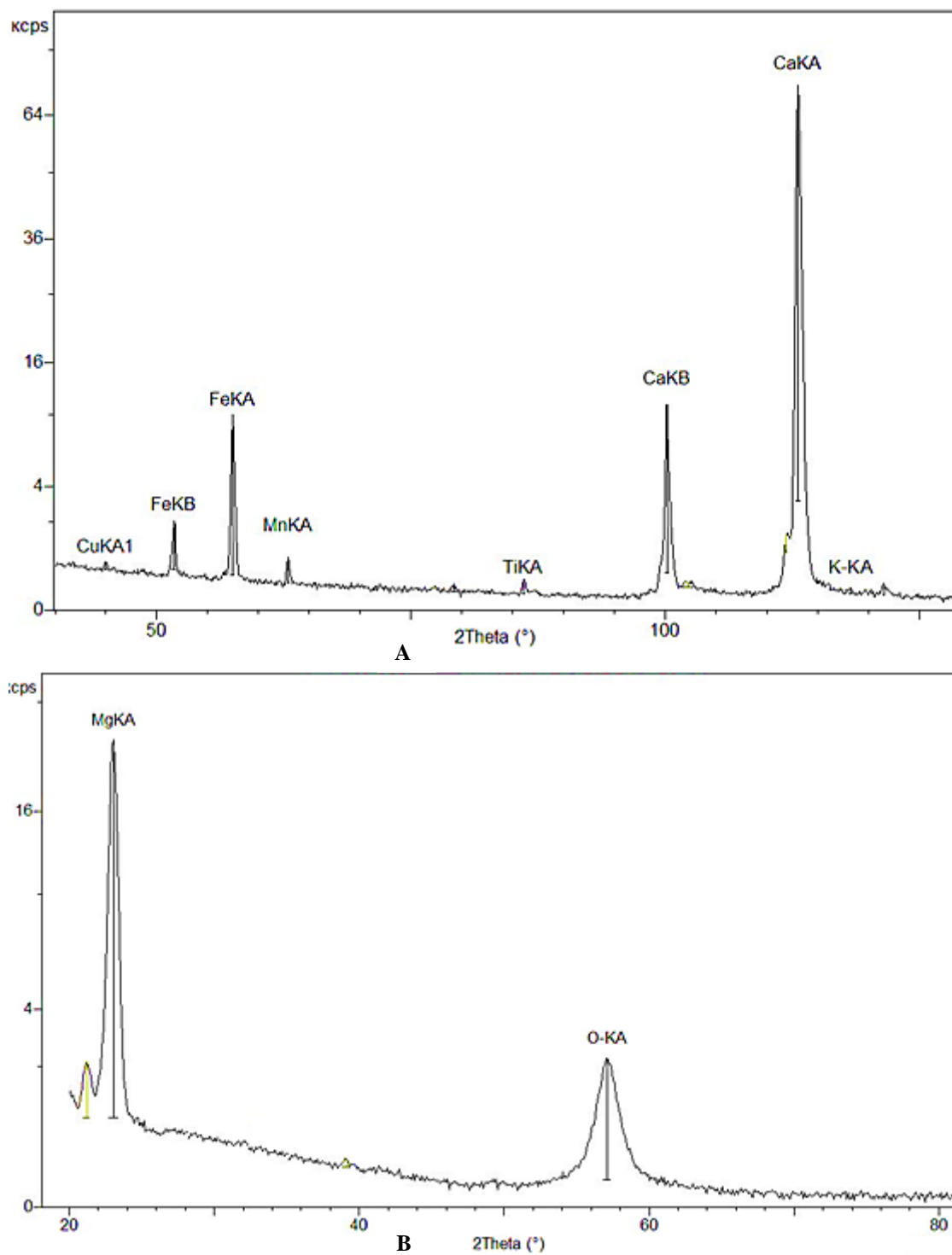


Figura 5.3: Espectros de fluorescência da amostra (a) análise de K, Ca, Sc, Ti, V, Cr, Mn, Fe, Co, Ni, Cu e Zn; (b) análise de O, F, Na e Mg.

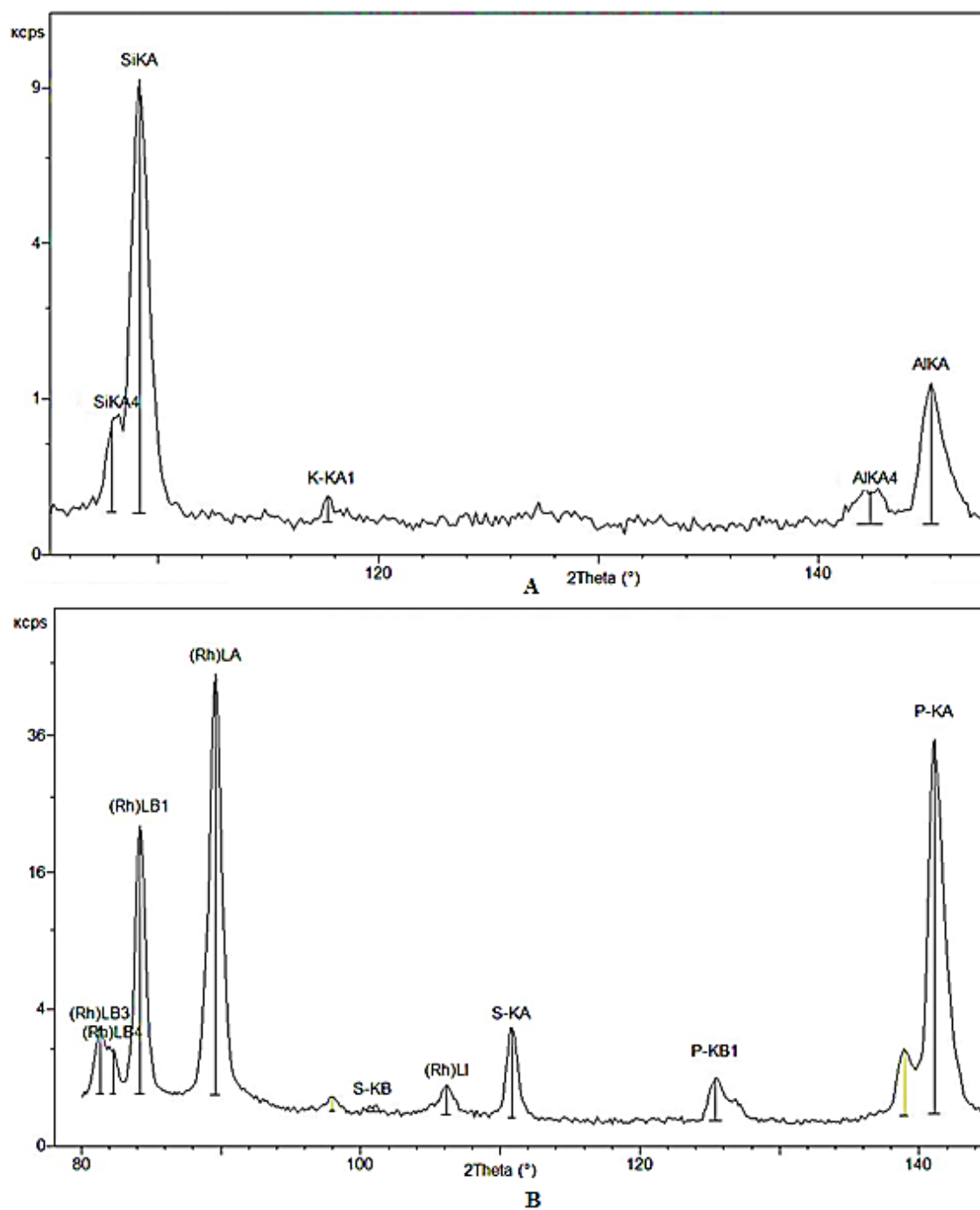


Figura 5.4: Espectros de fluorescência da amostra (a) análise de Si e Al; (B) análise de P, S e Cl.

5.1.4. Composição mineralógica

5.1.4.1. Identificação e quantificação de fases

O difratograma obtido via difração de raios-X é mostrado na Figura 5.5, onde se observa ausência de domo de amorfização, indicando uma composição cristalina da amostra. Como visto no difratograma, as fases minerais majoritárias identificadas durante a interpretação do mesmo foram calcita, dolomita, apatita, flogopita e caulinita. As distâncias interplanares determinadas para os principais picos do difratograma são apresentadas no Anexo A.

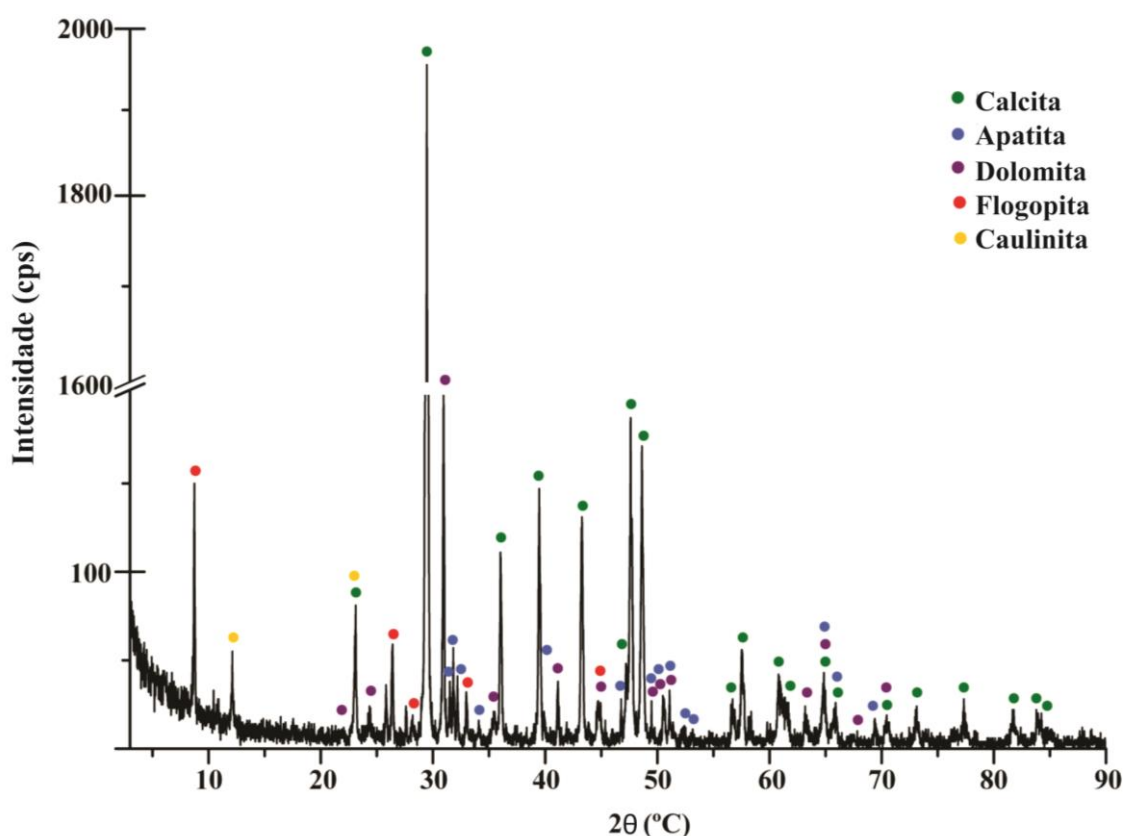


Figura 5.5: Difratograma da amostra.

A Figura 5.6 mostra o difratograma obtido experimentalmente através do difratômetro de raios-X, o difratograma calculado pela função de Gauss e Lorentz, em vermelho, e a diferença entre eles, em azul. A diferença entre os dois difratogramas é o alvo do refinamento, sendo que quanto menor for o a diferença residual obtida, melhor é o resultado.

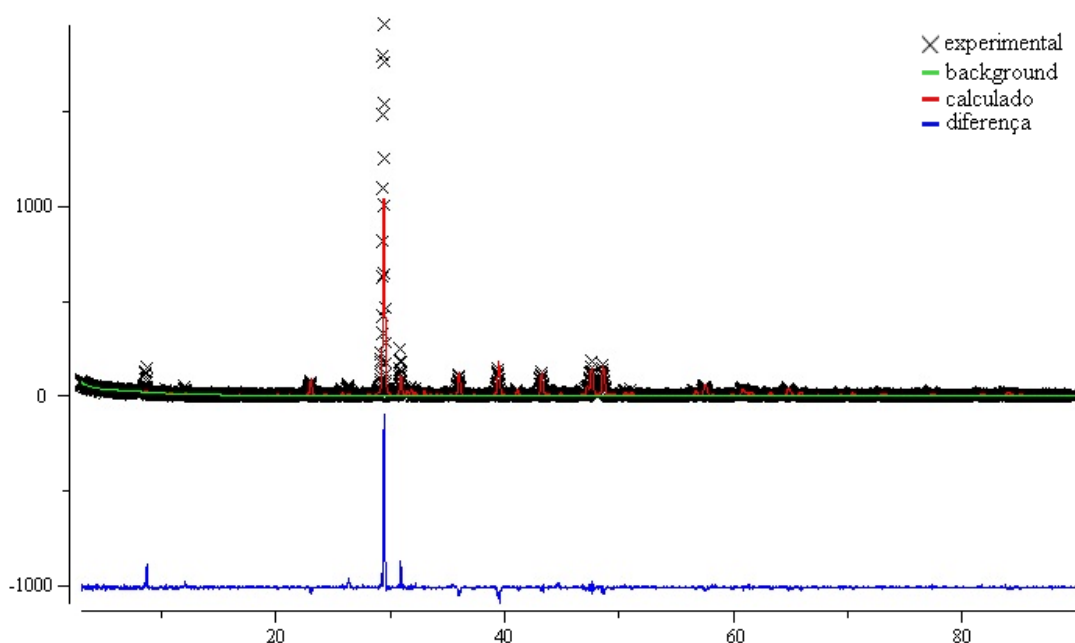


Figura 5.6: Resultado do refinamento de Rietveld.

A Tabela 5.5 relaciona as fases minerais majoritárias identificadas no difratograma e quantificadas pelo método de Rietveld, apresentando ainda suas respectivas densidades cristalográficas calculadas pelo refinamento.

Tabela 5.5: Quantificação das fases majoritárias pelo refinamento de Rietveld

Fase mineral	Percentual em massa (%)	Densidade (g/cm³)
Calcita	82,45	2,69
Dolomita	8,31	2,88
Caulinita	1,87	2,56
Apatita	4,56	3,17
Flogopita	2,80	2,87
Total	99,99	-

A qualidade do refinamento pelo método de Rietveld é fornecida através de um indicador estatístico de qualidade do ajuste, χ^2 , e de um fator estatístico referente à qualidade de refinamento da estrutura cristalina, wRp. Para a análise em questão, os valores fornecidos são apresentados abaixo.

$$\chi^2: 2,29$$

$$wRp = 0,37$$

Um refinamento é considerado satisfatório quando o indicador estatístico da qualidade do ajuste apresenta valores iguais ou inferiores a 3,00. Dessa forma, o valor encontrado, 2,29 representa uma boa análise, uma vez que está entre a faixa de valores aceitáveis, embora o pico principal do difratograma calculado não seja igual ao pico principal do difratograma obtido. Quanto ao fator estatístico referente à qualidade do refinamento de estrutura cristalina, o mesmo apresentou um valor baixo, 0,37, indicando um refinamento de boa qualidade.

5.1.4.2. Microscopia eletrônica de varredura

A Figura 5.7 apresenta imagens da amostra em aumentos de, respectivamente, 100x e 500x, ambas obtidas por elétrons retroespalhados. A partir da imagem de menor ampliação (100x), foi realizada uma microanálise global da amostra por EDS, apresentada na Tabela 5.6. Como observado, os elementos majoritários da amostra como um todo são oxigênio, cálcio e magnésio, assim como previsto pela fluorescência de raios-X. Considerando que o material utilizado para recobrimento da superfície é constituído de carbono, o elemento não foi quantificado já que poderia resultar em uma microanálise discrepante da realidade.

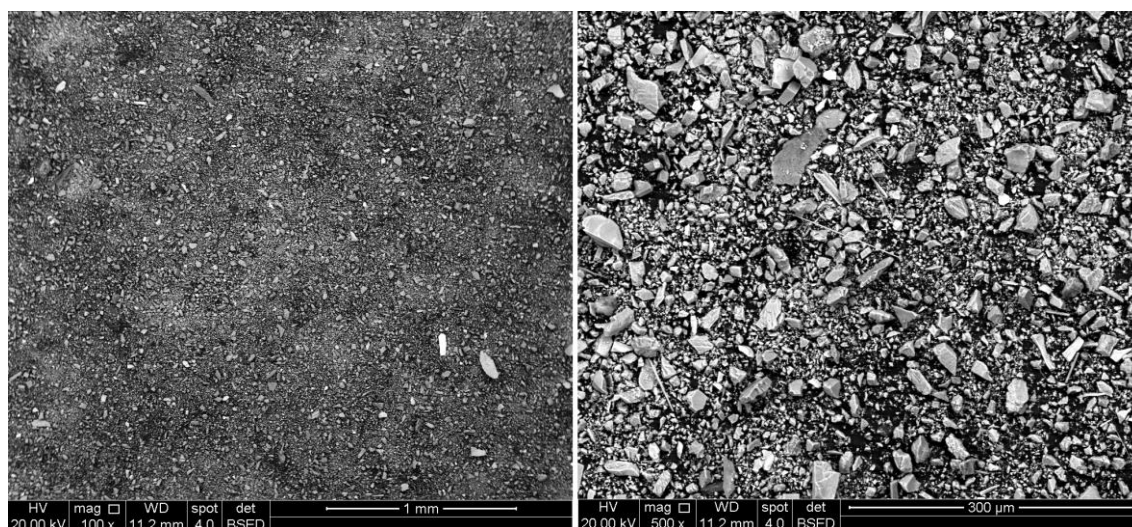


Figura 5.7: Imagens da amostra a partir de elétrons retroespalhados, com aumentos de 100x e 500x, respectivamente.

Tabela 5.6: Microanálise geral da amostra, obtida por espectrometria de energia dispersiva de raios-X

Elemento	O	Mg	Al	Si	P	S	Ca	Fe	Total
Massa (%)	41,14	4,90	0,31	1,85	1,70	0,43	38,99	2,69	100,0

A Figura 5.8 mostra uma fotografia obtida por elétrons retroespalhados com aumento de 1500x. Observa-se a presença de partículas com hábitos e intensidades de cinza diferentes, evidenciando a presença de distintas fases minerais na amostra. De modo a identificar as fases minoritárias da amostra, microanálises foram executadas nas regiões correspondentes a cada mineral, cujo resultado é mostrado na Tabelas 5.7 e 5.8.

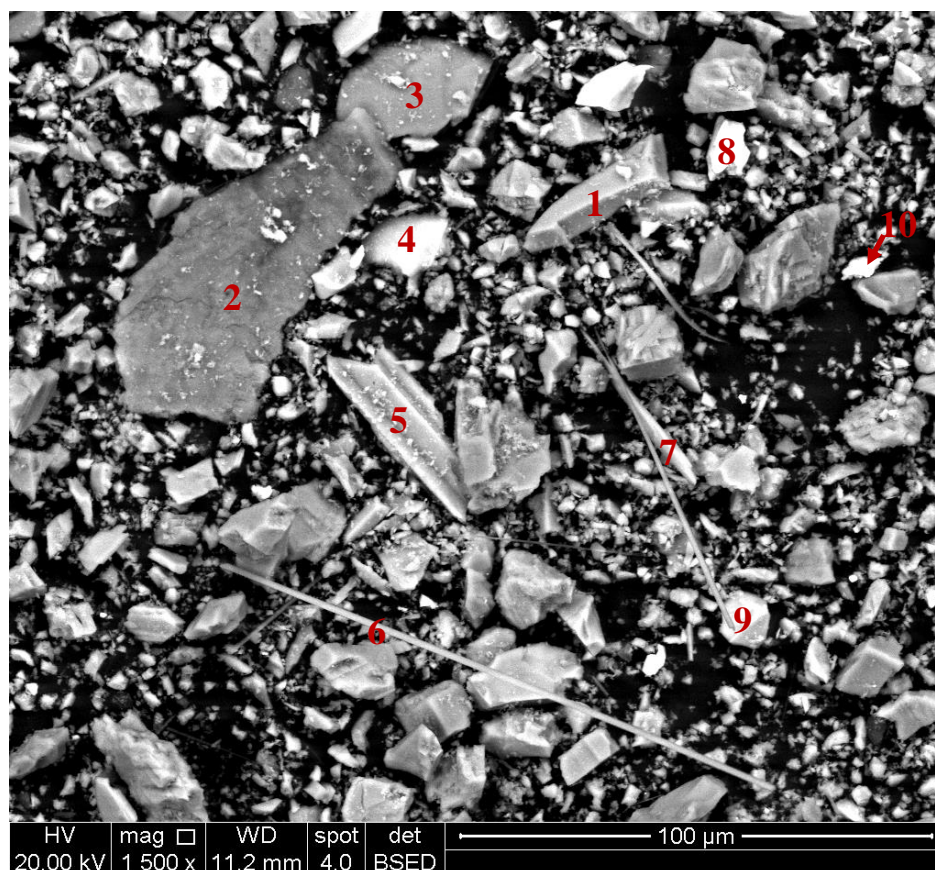


Figura 5.8: Imagem com aproximação de 1500x, obtida por elétrons retroespalhados.

Tabela 5.7: Microanálises das áreas identificadas de 1 a 5

Elemento (% em massa)	Partícula 1	Partícula 2	Partícula 3	Partícula 4	Partícula 5
O	42,46	43,44	31,79	30,40	38,1
Mg	1,52	29,17	37,09	0,62	17,30
Al	0,48	0,31	0,14	0,22	3,59
Si	0,58	21,43	24,88	0,41	7,45
P	0,53	0,17	0,16	20,29	0,33
S	0,47	0,37	0,15	0,13	0,29
K	0,00	0,00	0,00	0,00	0,88
Ca	53,37	1,11	0,67	47,41	30,45
Fe	0,59	4,00	5,12	0,51	1,40

Tabela 5.8: Microanálises das áreas identificadas de 6 a 10

Elemento (% em massa)	Partícula 6	Partícula 7	Partícula 8	Partícula 9	Partícula 10
O	49,37	40,49	2,61	24,45	37,48
Na	4,75	1,58	0,12	0,14	0,28
Mg	12,05	15,86	0,54	0,28	2,19
Al	0,00	7,75	0,36	0,13	2,63
Si	17,59	16,00	0,26	0,33	0,86
P	0,23	0,07	0,13	22,30	0,20
S	0,00	0,00	39,60	0,00	0,51
K	0,54	3,56	0,00	0,00	0,00
Ca	13,89	8,70	1,04	51,59	6,04
Ba	0,00	4,50	0,00	0,00	0,00
Fe	1,58	1,79	55,34	0,79	49,82

Através das microanálises e morfologias das partículas analisadas, foram identificadas as seguintes fases minerais:

- Calcita (partícula 1), sendo essa a fase majoritária de acordo com a quantificação pelo método de Rietveld.
- Apatita (partículas 4 e 9), embora sua alta diluição na amostra não permita concluir qual fase mineral em específico. Por se tratar de métodos de análise de massa, tal determinação ficou restrita pelos limites de detecção do equipamento.
- Partícula mista de dolomita e vermiculita (partícula 5).
- Partícula mista de flogopita e calcita (partícula 7). Substituições isomórficas entre cálcio e bário são esperadas na calcita.

Fases minoritárias também foram identificadas na amostra, cujos teores não foram suficientes para serem identificadas no difratograma de raios-X. Entre essas fases,

destaca-se a pirita (partícula 8) e extensas fibras do anfibólio hornblenda (partícula 6). Goethita também foi identificada (partícula 10), estando essa incorporada a impurezas. Levando em consideração as microanálises e as morfologias micáceas, as partículas 2 e 3 são provavelmente compostas por vermiculita, cuja argila é fruto de alterações sobre a flogopita, identificada no difratograma de raios-X.

De modo a identificar as fases minerais que compõem as frações mais finas da amostra, uma imagem com aumento de 10000x foi obtida por elétrons retroespalhados, sendo demarcadas quatro áreas diferentes na Figura 5.9. As microanálises de cada região são apontadas na Tabela 5.9.

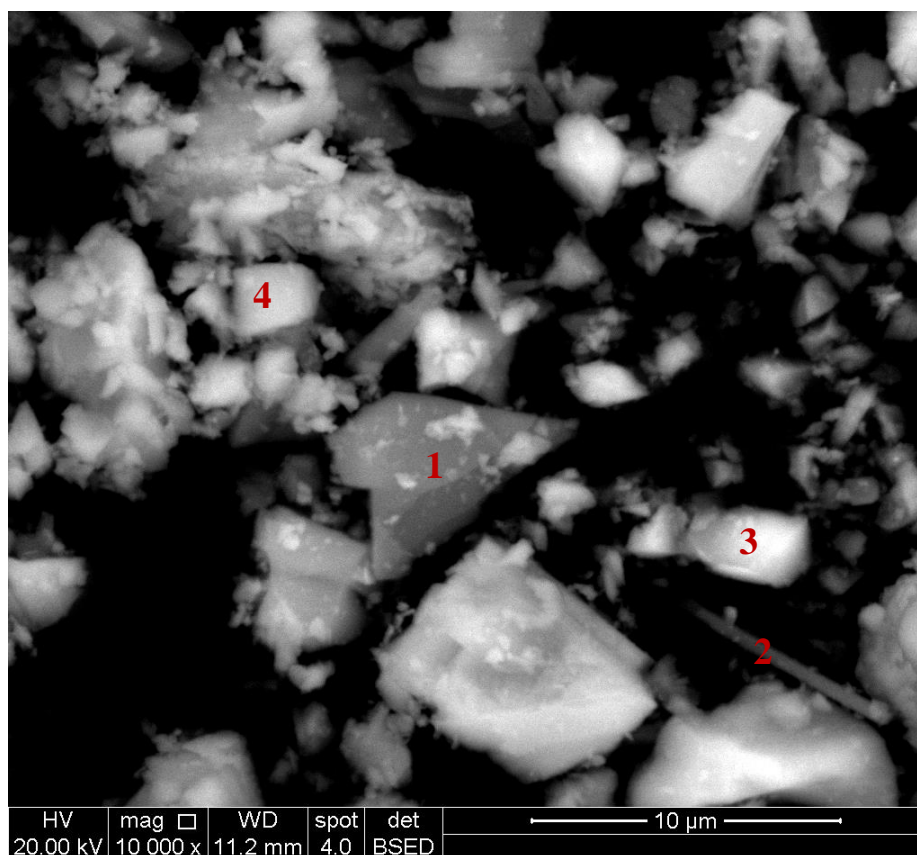


Figura 5.9: Imagem com aproximação de 10000x, obtida por elétrons retroespalhados.

Tabela 5.9: Microanálises das partículas mais finas identificadas de 1 a 4

Elemento (% em massa)	Partícula 1	Partícula 2	Partícula 3	Partícula 4
O	39,95	48,53	38,46	51,56
Na	0,79	5,02	0,50	0,31
Mg	2,39	11,58	0,52	16,61
Al	0,75	0,13	0,25	0,44
Si	1,02	15,37	0,40	0,80
P	1,05	4,21	18,46	0,18
S	0,37	0,00	0,00	0,00
Ca	52,54	13,82	40,91	29,26
Fe	1,15	1,34	0,49	0,84

Através das microanálises, as composições químicas pontuais indicam que entre as partículas finas da amostra são compostas por calcita (partícula 1), apatita (partícula 3) e dolomita (partícula 4). Fibras de hornblenda também foram identificadas (partícula 2), cujo fósforo apresentado na microanálise pode ser proveniente de uma partícula vizinha.

5.1.5. Termoestabilidade

O resultado de termoestabilidade via termogravimetria é apresentado na Figura 5.10. Durante a análise, a massa da amostra foi aferida pela termobalança ao longo do aquecimento e as perdas de massa foram registradas (curva TG).

De acordo com a curva TG, a amostra é termoestável até aproximadamente 570 °C, temperatura em que, se inicia a reação de calcinação da calcita, indicada na Equação 5.1, produzindo óxido de cálcio e dióxido de carbono. Dessa forma, a amostra se

decompõe em resultado do aumento de temperatura, apresentando perda de massa aproximada de 36,50%.

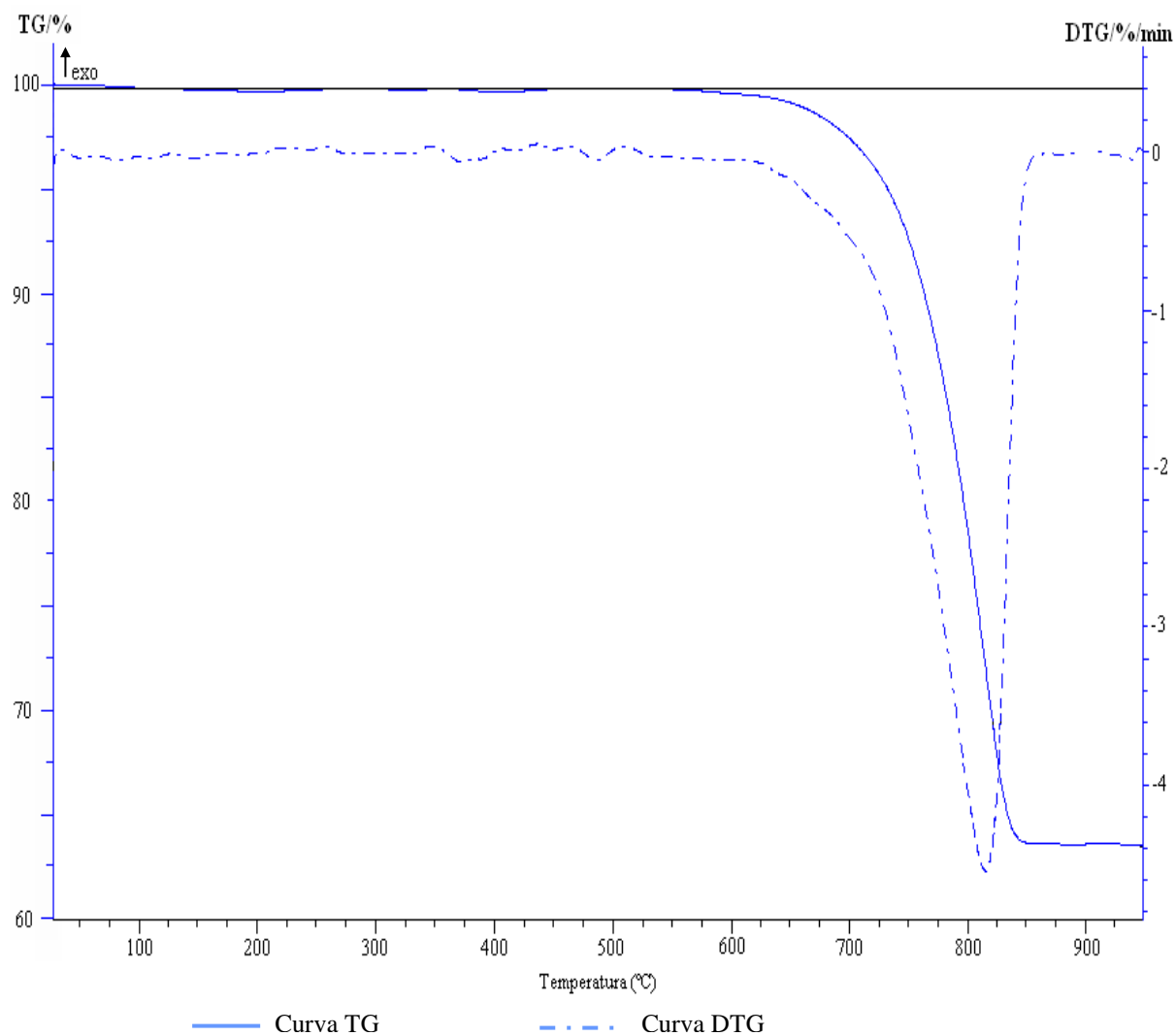


Figura 5.10: Curvas TG (termogravimétrica) e DTG (termogravimétrica derivada).

Em aproximadamente 840°C, a calcita é totalmente consumida e a reação de calcinação é finalizada. Segundo a curva TG, a partir dessa temperatura a amostra se estabiliza e não se decompõe significativamente, caracterizando um patamar correspondente a 63,50% da massa inicial. Na faixa de temperatura compreendida entre 570 °C e 840 °C a

dolomita apresenta picos endotérmicos de decomposição. A reação de decomposição da dolomita é indicada na Equação 5.2.



A curva DTG informa que o processo de decomposição da amostra ocorre por processo endotérmico, apresentando um pico em 823°C, temperatura em que a velocidade de reação de decomposição da amostra assume o valor máximo.

Tal ensaio foi realizado previamente à análise de área superficial específica de modo a prever a temperatura máxima em que a amostra poderia ser submetida, sem acarretar em sua decomposição, visando a dessorção de gases previamente adsorvidos nas superfícies minerais. Uma vez aquecida e dessorvida, a área superficial específica da amostra foi obtida, cujo resultado é apresentado a seguir.

5.1.6. Área superficial específica

A Figura 5.11 apresenta a linearização da isoterma de adsorção obtida pelo método de multipontos. O coeficiente de correlação obtido (r^2) foi de 0,99, o que sugere uma ótima linearização.

As áreas superficiais específicas obtidas pela abordagem de multipontos e de monoponto, são, nessa ordem, 2,83 m²/g e 2,84 m²/g. A pequena diferença entre os resultados indica uma análise de boa confiabilidade e reprodutibilidade do método.

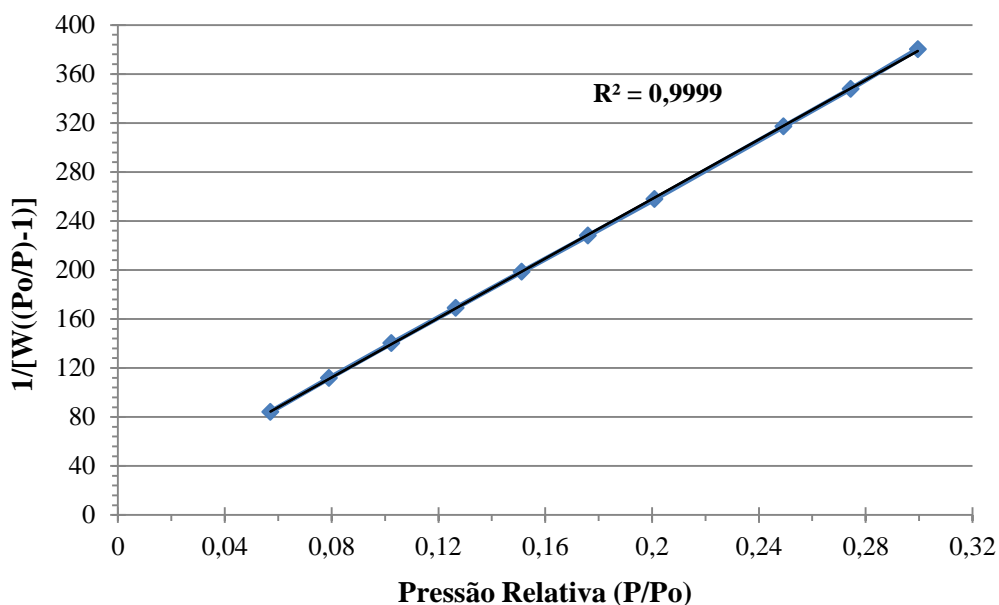


Figura 5.11: Linearização da isoterma de adsorção de N_2 , método de multipontos.

Como visto na Figura 5.12, as isotermas de adsorção e dessorção obtidas para a amostra em estudo são do tipo II (classificação BDDT), indicando a formação de monocamadas. Portanto, a isoterma de adsorção segue o modelo BET, garantindo um bom resultado da análise. Nota-se uma grande proximidade entre as isotermas de adsorção e dessorção, não apresentando histerese.

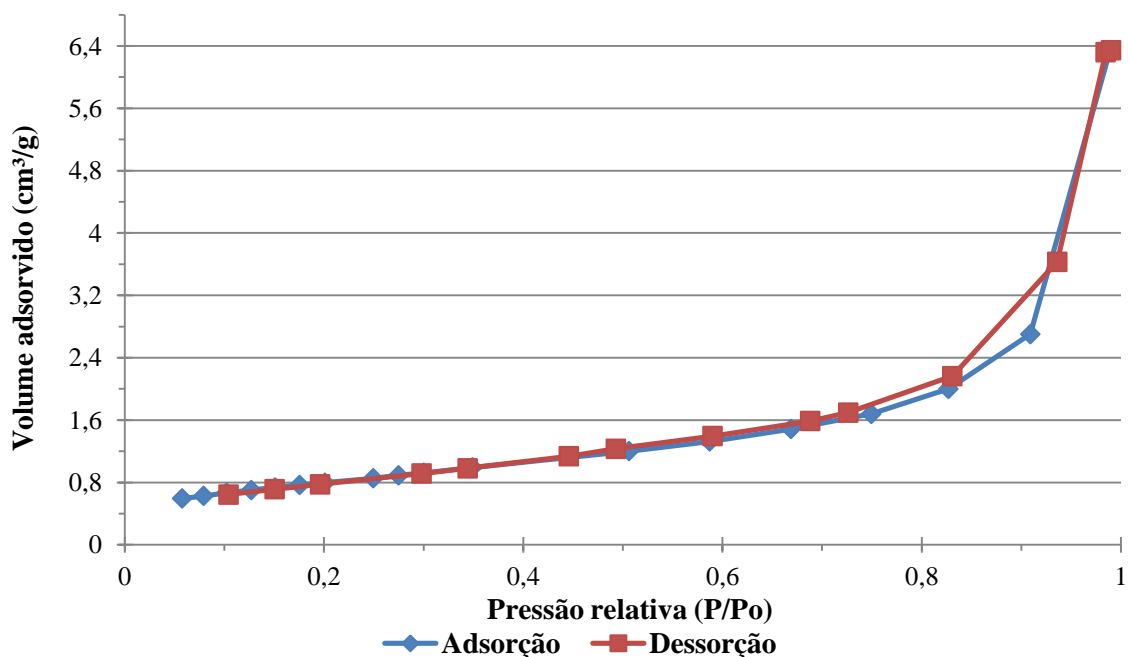


Figura 5.12: Isotermas de adsorção e dessorção de N_2 .

A ausência de histerese indica que a área superficial específica determinada pelo método é única e exclusivamente devido à adsorção de moléculas de gás N₂ nas lamelas, evidenciando ausência de poros significativos em suas superfícies.

5.2. Ensaios de sedimentação descontínua e análise de turbidez

A seguir são apresentados os resultados de sedimentação e turbidez, obtidos por ensaios de sedimentação descontínua.

5.2.1. Ensaios preliminares

Ensaios preliminares foram executados de modo a selecionar o floculante catiônico, aniônico e não iônico que apresentassem a melhor resposta de sedimentação. A Figura 5.13 apresenta a variação da interface em função do tempo, na ausência de floculante e em pH 9,30. A velocidade de sedimentação foi obtida na Figura 5.14 ao considerar somente os pontos com inclinação constante, isto até, até o ponto de transição (600 s). Observa-se uma lenta sedimentação da lama sem utilização de floculante, cuja velocidade de sedimentação foi de 0,03 cm/s, com coeficiente de correlação de 0,99. A turbidez do líquido sobrenadante foi de 88,70 NTU e o percentual de sólidos no *underflow* foi de 50,18%

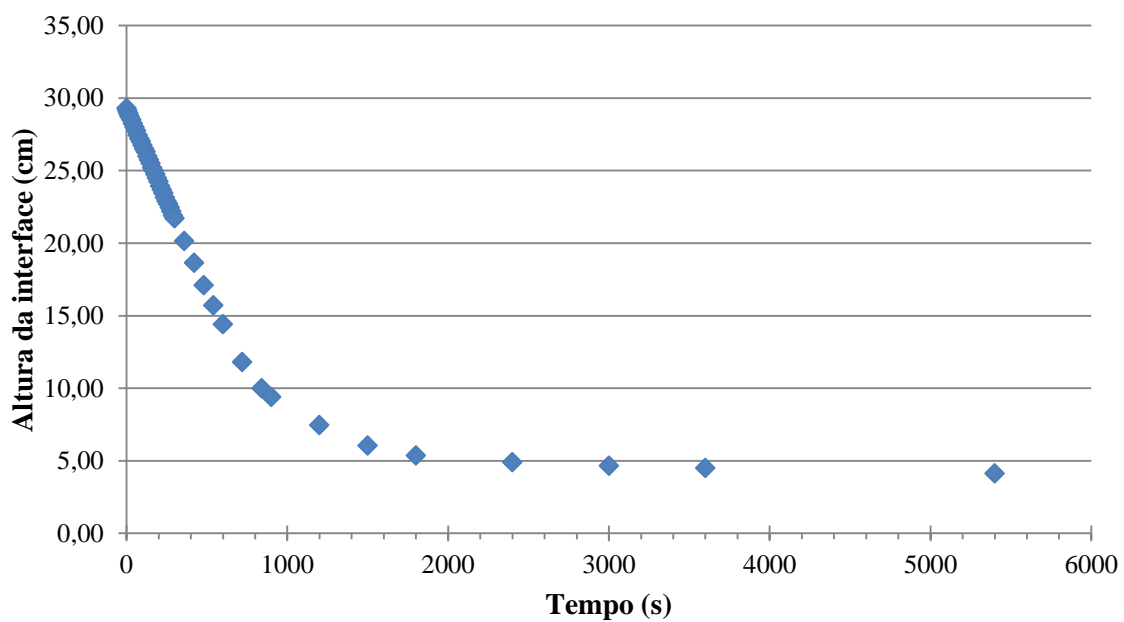


Figura 5.13: Variação da interface sólido-líquido em função do tempo de sedimentação.

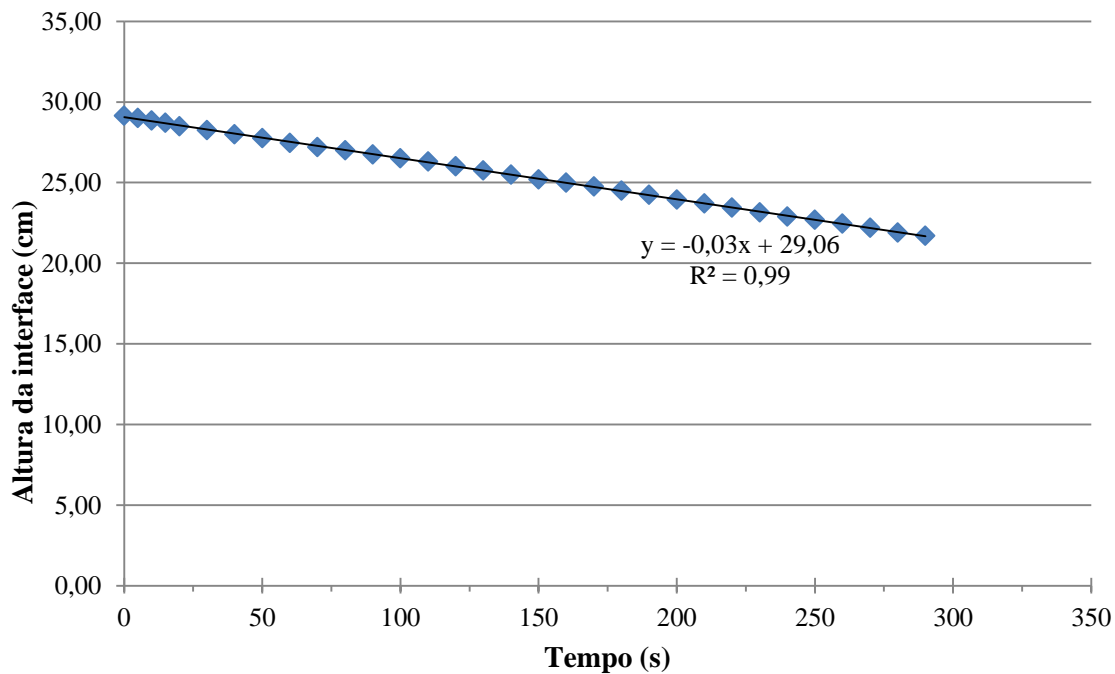


Figura 5.14: Determinação da velocidade de sedimentação na ausência de floculante.

5.2.1.1. Floculantes não iônicos

A Figura 5.15 apresenta os resultados de sedimentação e turbidez obtidos nas mesmas condições anteriores, mas agora na presença de floculantes não iônicos.

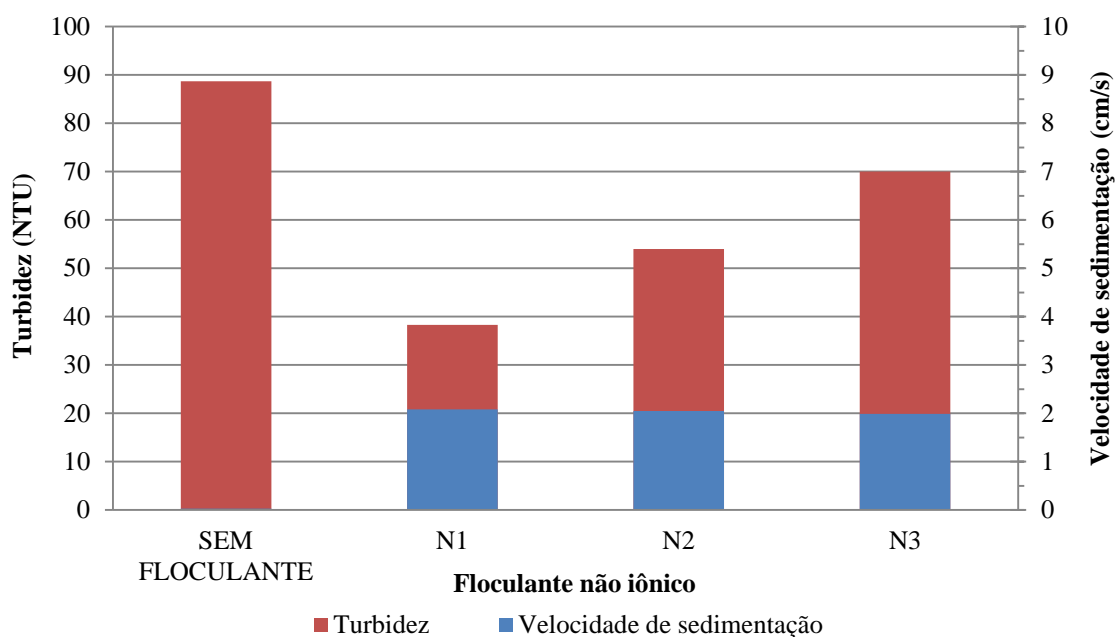


Figura 5.15: Sedimentação e turbidez com floculantes não iônicos.

Conforme visto na Figura 5.15, o floculante N1 apresentou a melhor resposta de sedimentação e turbidez dentre os floculantes não iônicos, cuja velocidade de sedimentação (2,08 cm/s) foi ligeiramente maior que a velocidade de sedimentação do floculante N2 (2,05 cm/s). Entretanto, devido à sua menor turbidez (38,30 NTU), o floculante N1 foi o selecionado para utilização em estudos posteriores. De acordo com a Tabela 4.2, o fato dos floculantes N2 e N3 apresentarem pesos moleculares muito altos pode ter contribuído para a reestabilização do sistema em razão do excesso de adsorção sobre o mineral, por pontes de hidrogênio, impactando no aumento de turbidez do *overflow*.

Comparativamente ao ensaio conduzido na ausência de floculante, a velocidade de sedimentação na presença do floculante N1 foi 70 vezes maior e a turbidez de seu líquido sobrenadante se reduziu pela metade. A Tabela 5.10 apresenta os resultados obtidos na presença de floculantes não iônicos.

Tabela 5.10: Sedimentação e turbidez com floculantes não iônicos

Floculante	Velocidade de sedimentação (cm/s)	r²	Turbidez (NTU)	% Sólidos no <i>underflow</i>
SEM FLOCULANTE	0,03	0,99	88,70	50,18
N1	2,08	0,96	38,30	52,70
N2	2,05	0,89	54,00	51,16
N3	1,99	0,98	70,00	51,02

5.2.1.2. Floculantes aniônicos

A Figura 5.16 apresenta os resultados de velocidade de sedimentação e turbidez obtidos na presença de floculantes aniônicos. Como visto, o floculante A1 foi aquele que apresentou a melhor velocidade de sedimentação (2,23 cm/s) e turbidez (64,00 NTU) dentre os floculantes analisados. Por apresentar menor densidade de cargas, conforme visto na Tabela 4.2, o floculante A1 interage eletrostaticamente com as superfícies das lamelas e desenvolve uma interação de caráter repulsivo. Essa interação apresenta menor intensidade quando comparada às interações propiciadas pelos demais floculantes, com maiores densidades de cargas negativas em suas cadeias, resultando em um menor estado de dispersão.

Como os floculantes aniônicos avaliados não apresentam diferença significativa de pesos moleculares e comprimentos de cadeia, salvo o floculante A6, a capacidade de formação de pontes de hidrogênio com as partículas parece não ser diferente, evidenciando que a melhor resposta de sedimentação com o floculante A1 seja provavelmente devido à sua baixa densidade de cargas e às interações repulsivas desenvolvidas de menor intensidade.

Em relação ao ensaio conduzido na ausência de floculante, a presença do floculante A1 aumentou a velocidade de sedimentação em 87 vezes e a turbidez do líquido clarificado reduziu aproximadamente 28,00%. Os floculantes A2, A3, A4, A5 e A6 apresentaram velocidades de sedimentação relativamente iguais e pouco inferior à velocidade obtida com o floculante A1, entretanto, os líquidos sobrenadantes obtidos na presença desses

apresentaram elevada turbidez, em alguns casos até maiores que a turbidez obtida na ausência de floculante. A Tabela 5.11 apresenta os resultados obtidos na presença de floculantes aniônicos.

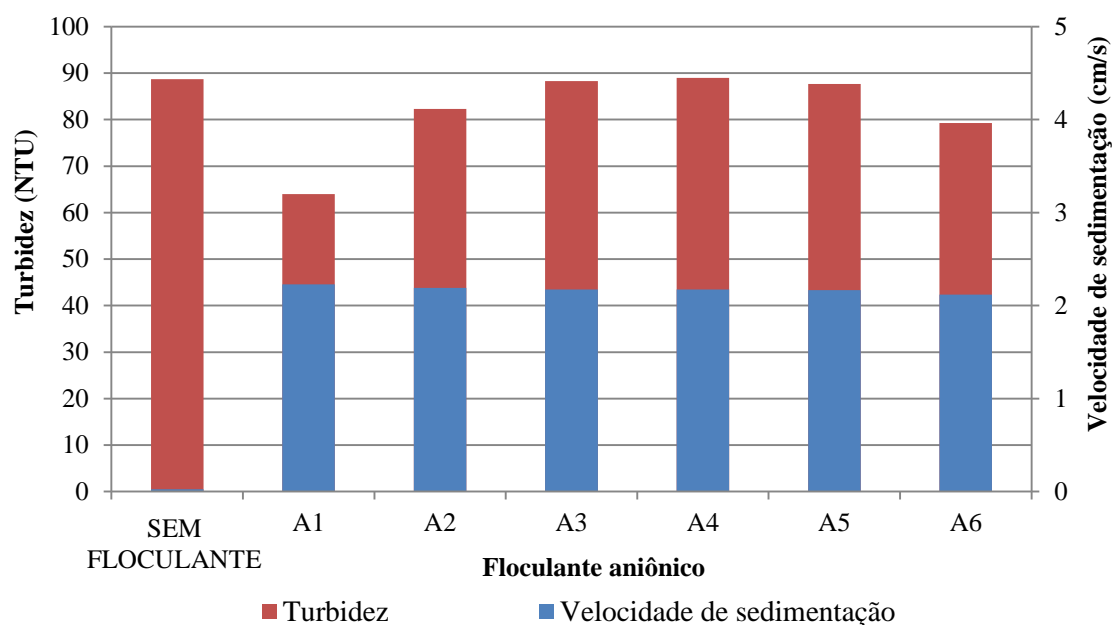


Figura 5.16: Velocidade de sedimentação e turbidez para floculantes aniônicos.

Tabela 5.11: Sedimentação e turbidez com floculantes aniônicos

Floculante	Velocidade de sedimentação (cm/s)	r^2	Turbidez (NTU)	% Sólidos no <i>underflow</i>
SEM FLOCULANTE	0,03	0,99	88,70	50,18
A1	2,23	0,99	64,00	57,20
A2	2,19	0,96	82,30	50,44
A3	2,18	0,94	88,30	46,98
A4	2,18	0,89	89,00	46,98
A5	2,17	0,88	87,70	46,03
A6	2,12	0,89	79,30	46,68

5.2.1.3. Floculantes catiônicos

A Figura 5.17 apresenta os resultados de velocidade de sedimentação e turbidez obtidos na presença de floculantes catiônicos.

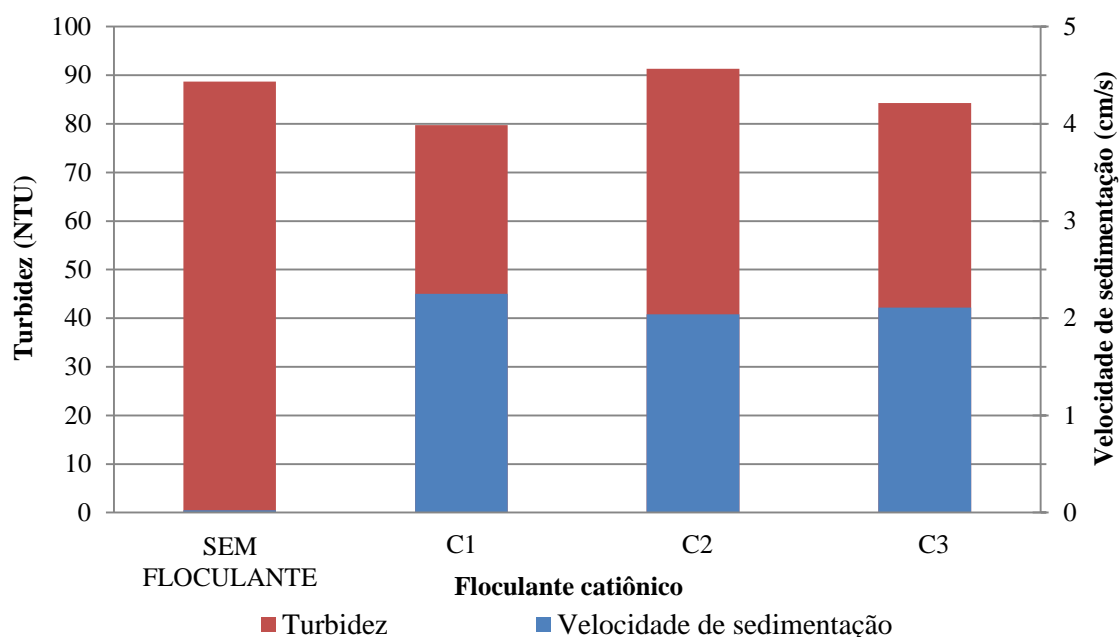


Figura 5.17: Sedimentação e turbidez com floculantes catiônicos.

Entre os floculantes catiônicos avaliados, o floculante C1 apresentou a melhor velocidade de sedimentação e turbidez, cujos valores foram respectivamente 2,25 cm/s e 79,70 NTU, sendo selecionado para a continuidade do trabalho. Assim como os floculantes aniônicos, os floculantes catiônicos analisados não apresentam diferença significativa de pesos moleculares, logo a capacidade dos reagentes formarem pontes entre as partículas parece ser a mesma, o que evidencia que a maior velocidade de sedimentação e menor turbidez do sobrenadante obtido com o floculante C1 sejam justificadas pelas elevadas densidades de cargas nas cadeias dos demais polímeros.

Provavelmente os demais floculantes catiônicos apresentam um excesso de cargas positivas em sua estrutura, as quais desenvolvem interações repulsivas entre as próprias cadeias e culminam no acréscimo do estado de dispersão do sistema.

O floculante C1 aumentou a velocidade de sedimentação das lamas em 87 vezes, assim como o floculante A1, e reduziu a turbidez do sobrenadante em apenas 10,00%. Apesar da eficiente resposta de sedimentação, esse floculante pareceu não ser eficaz quando se almeja uma redução satisfatória de turbidez considerando-se a recuperação e recirculação de água. A Tabela 5.12 apresenta os resultados obtidos na presença de floculantes catiônicos.

Tabela 5.12: Sedimentação e turbidez com floculantes catiônicos

Floculante	Velocidade de sedimentação (cm/s)	r²	Turbidez (NTU)	% Sólidos no <i>underflow</i>
SEM FLOCULANTE	0,03	0,99	88,70	50,18
C1	2,25	0,97	79,70	51,87
C2	2,04	0,91	91,30	47,83
C3	2,11	0,91	84,30	48,44

5.2.2. Parâmetros de sedimentação

Uma vez selecionados os 3 floculantes que apresentaram as maiores velocidades de sedimentação e os menores valores de turbidez, foram realizados ensaios de sedimentação descontínua com o intuito de investigar a influência da dosagem de floculante, do valor de pH e do percentual de sólidos da polpa.

Uma vez identificadas as fases majoritárias da amostra, seus respectivos pontos isoelétricos são apresentados na Tabela 5.13, os quais servirão de base para discussão de resultados de floculação. Os pontos isoelétricos variáveis são função da origem e da composição das fases minerais.

Tabela 5.13: Ponto isoelétrico das fases majoritárias

Fase	Ponto isoelétrico	Fonte
Calcita	6,00	Viana <i>et. al.</i> , 2009.
Dolomita	7,00	Araújo e Lima, 2013.
Apatita	2,00 – 8,00	Somasundaran, 1968.
Caulinita	3,40	Viana <i>et. al.</i> , 2009.
Flogopita	0,95 – 3,20	Viana <i>et. al.</i> , 2009.

5.2.2.1. Floculante não iônico

A Figura 5.18 apresenta o efeito da dosagem de floculante não iônico N1 e do pH da polpa na velocidade de sedimentação.

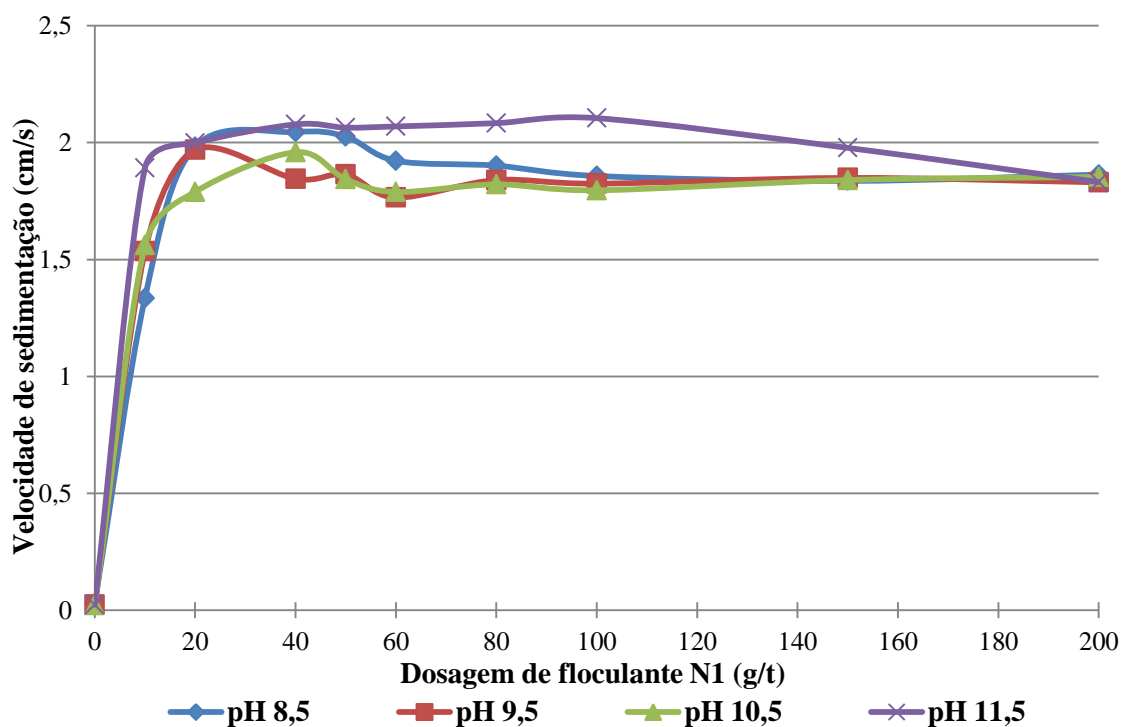


Figura 5.18: Influência da dosagem de floculante N1 e pH da polpa na velocidade de sedimentação das lamas.

Observa-se que as maiores velocidades de sedimentação foram obtidas em pH 11,50. Nessa faixa de pH, as fases que compõem a lama apresentam um excesso de cargas

elétricas negativas em suas superfícies, as quais interagem eletrostaticamente com o floculante não iônico, sem grupos reativos, e culminam na desestabilização da suspensão. Dessa forma, além de incrementar a sedimentação, é esperado que os líquidos sobrenadantes sejam satisfatoriamente clarificados.

A dosagem de 100 g/t se mostrou suficiente para recobrir as superfícies das lamelas, apresentando a melhor velocidade de sedimentação (2,10 cm/s). A partir dessa dosagem, as cadeias poliméricas do floculante provavelmente se adsorvem excessivamente nas partículas, conduzindo a uma condição de excesso superficial e acarretando na redução da velocidade de sedimentação. Além disso, observou-se o aumento da viscosidade do meio em decorrência do excesso de polímero floculante, portanto, de acordo com Stokes, uma menor velocidade de sedimentação é esperada. A equação de sedimentação de Stokes é apresentada na Equação 5.3.

$$V_S = \frac{D^2 \cdot g \cdot (\rho_s - \rho_a)}{18 \cdot \eta} \quad (5.3)$$

Em faixas inferiores de pH, a velocidade de sedimentação foi bastante superior ao resultado obtido na ausência de floculante, todavia, por apresentar menores magnitudes de cargas superficiais quando comparadas às cargas desenvolvidas em pH elevado, a força de atração entre as lamelas e o polímero é desfavorecida, interagindo com menor intensidade e justificando as menores respostas de sedimentação.

A Figura 5.19 mostra o efeito da dosagem de floculante N1 e do pH da polpa na turbidez dos líquidos sobrenadantes. Observa-se que os valores de turbidez obtidos na presença do floculante N1 condizem com os resultados elucidados na Figura 5.18. Os menores valores de turbidez dos líquidos obtidos nos ensaios foram obtidos em pH 11,50, em especial na dosagem de 100 g/t (25,80 NTU), apontando uma eficiente clarificação e um potencial reuso desse fluido no circuito de beneficiamento. Nessas condições, a turbidez do líquido sobrenadante indicou uma redução de 70,92% da turbidez obtida na ausência de floculação. Vale salientar que em maiores dosagens de floculante, tais como 150 g/t e 200 g/t, a tendência para o aumento na turbidez do líquido sugere o início da reestabilização do sistema, no qual as partículas de lama

tendem a se manter dispersas em decorrência do excesso de reagente e da viscosidade do fluido. Os maiores valores de turbidez registrados foram obtidos nessas dosagens.

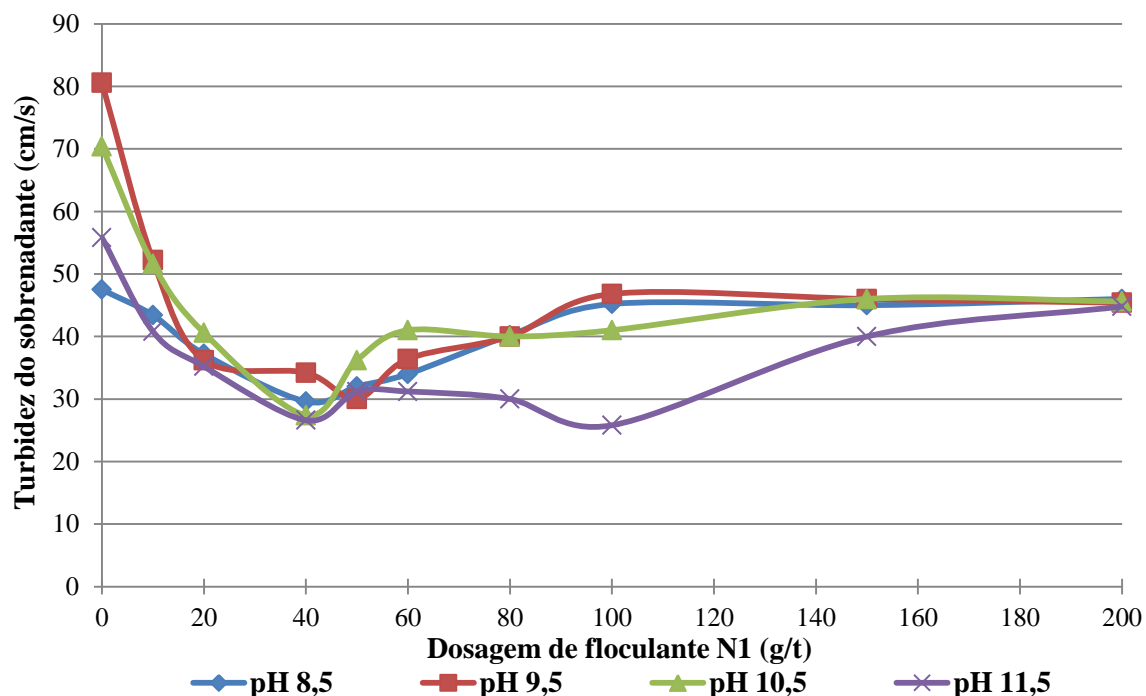


Figura 5.19: Influência da dosagem de flocculante N1 e pH da polpa na turbidez do sobrenadante.

Já que a melhor velocidade de sedimentação foi obtida com 100 g/t em pH 11,50, ensaios de sedimentação foram realizados para avaliar a influência da quantidade relativa de sólidos na polpa. Os resultados são apresentados na Figura 5.20.

Como visto, polpas mais concentradas apresentaram menores velocidades de sedimentação e maiores valores de turbidez, já que, nessas condições, o efeito de queda impedida influencia negativamente na sedimentação das lamelas. Com o aumento da densidade da polpa e conseqüentemente de sua concentração, o movimento de sedimentação de cada partícula passa a ser influenciado pelo movimento das demais e pelo deslocamento da água através de seus interstícios, resultando para esta partícula uma velocidade terminal de sedimentação menor do que a de queda livre. A melhor resposta de sedimentação e clarificação foi obtida com polpa contendo 4,00% de sólidos em massa, cuja velocidade de sedimentação e turbidez do sobrenadante foram, respectivamente, 4,37 cm/s e 27,20 NTU.

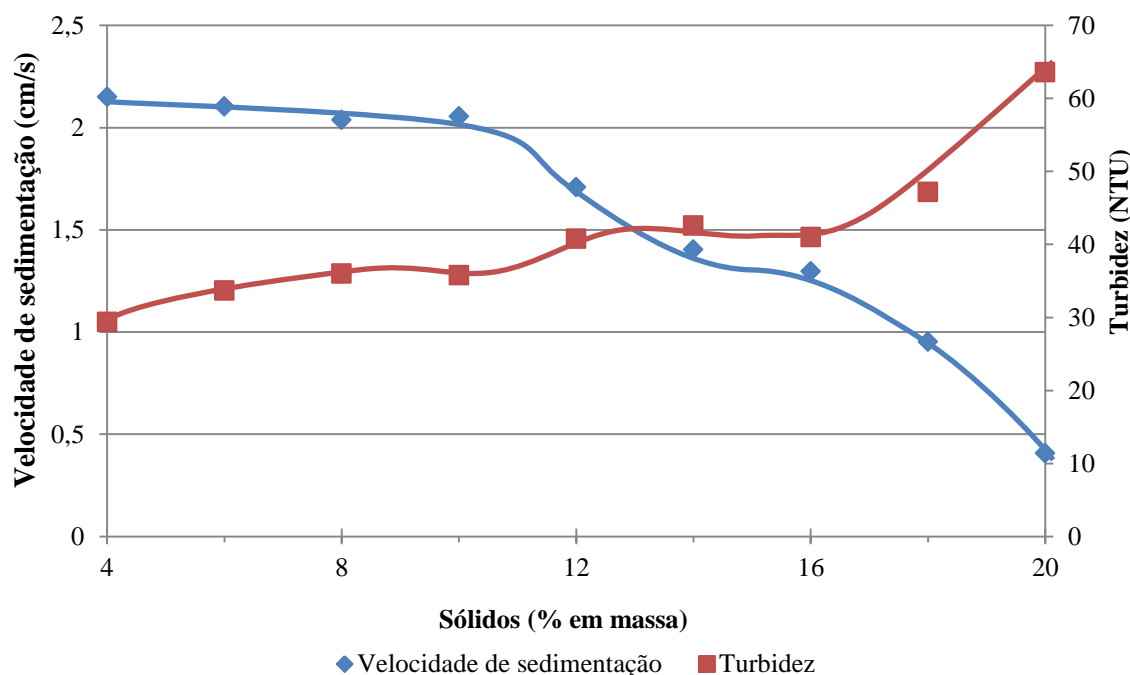


Figura 5.20: Influência da porcentagem de sólidos da polpa na velocidade de sedimentação e turbidez do sobrenadante, na presença de 100 g/t do floculante N1 em valor de pH 11,50.

5.2.2.2. Floculante aniônico

A Figura 5.21 apresenta o efeito da dosagem de floculante aniônico A1 e do valor de pH da polpa na velocidade de sedimentação. Consta-se que as maiores velocidades de sedimentação foram registradas em valor de pH levemente alcalino, 8,50. Nessa faixa de pH, as partículas de lama presentes na amostra devem provavelmente apresentar cargas elétricas negativas em suas superfícies, não tão intensas em módulo quanto em pH fortemente alcalino, 11,50. Como o floculante A1 incorpora grupos reativos aniônicos em solução aquosa, ao se deparar com sítios superficiais negativos das partículas sólidas, forças repulsivas são desenvolvidas única e exclusivamente por mecanismos elétricos. Logo, por apresentar menor magnitude de cargas elétricas na superfície das partículas em pH 8,50, as interações repulsivas são menos intensas quando comparado àquelas desenvolvidas em pH 11,50, o que justifica os resultados elucidados na Figura 5.21.

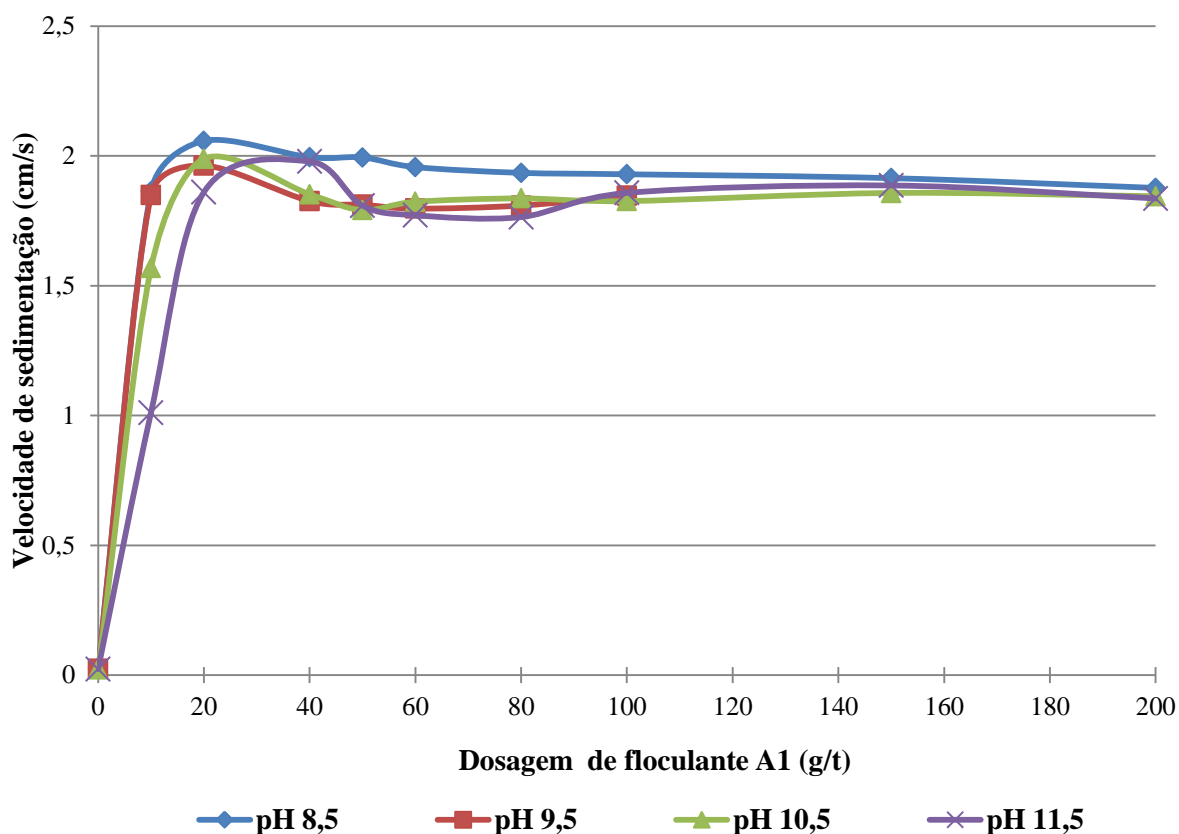


Figura 5.21: Influência da dosagem de flocculante A1 e pH da polpa na velocidade de sedimentação das lamas.

De acordo com a mesma figura, a maior velocidade de sedimentação foi registrada na dosagem de 20 g/t (2,06 cm/s), inferior à maior velocidade obtida pelo flocculante N1. Em dosagens maiores foi observada uma pequena queda de velocidade, não sendo registrada uma redução mais significativa. As curvas referentes aos valores de pH 9,50 e 10,50 apresentaram comportamento semelhante e com velocidades de sedimentação praticamente intermediárias. A menor velocidade de sedimentação (1,76 cm/s) se deu em pH 11,50, na presença de 80 g/t do flocculante A1, justificando o desenvolvimento de interações repulsivas de maior intensidade entre as superfícies sólidas e o flocculante, sendo também resultante do aumento de viscosidade do fluido, de acordo com a Equação 5.3.

A Figura 5.22 ilustra o impacto da dosagem de flocculante A1 e do valor de pH da suspensão na turbidez dos líquidos sobrenadantes. Nota-se que os resultados apresentados condizem com aqueles relatados na Figura 5.21, uma vez que por

apresentar maiores velocidades de sedimentação, ensaios conduzidos em pH 8,50 resultaram em menores valores de turbidez do *overflow*. Uma turbidez mínima foi observada nesse valor de pH, na presença de 20 g/t do floculante A1 (24,40 NTU), ao passo que maiores dosagens devem saturar as superfícies das lamelas com suas cadeias poliméricas, resultando na reestabilização das mesmas, uma vez que interações repulsivas se sobressaem frente às atrativas. Leituras de turbidez em outros valores de pH indicaram uma menor clarificação da fase líquida, uma vez que nessas condições são oferecidas maiores resistências à sedimentação pelo fluido viscoso e também pelo desenvolvimento de interações repulsivas de maior intensidade, justificadas por uma maior densidade de cargas elétricas negativas nas superfícies minerais.

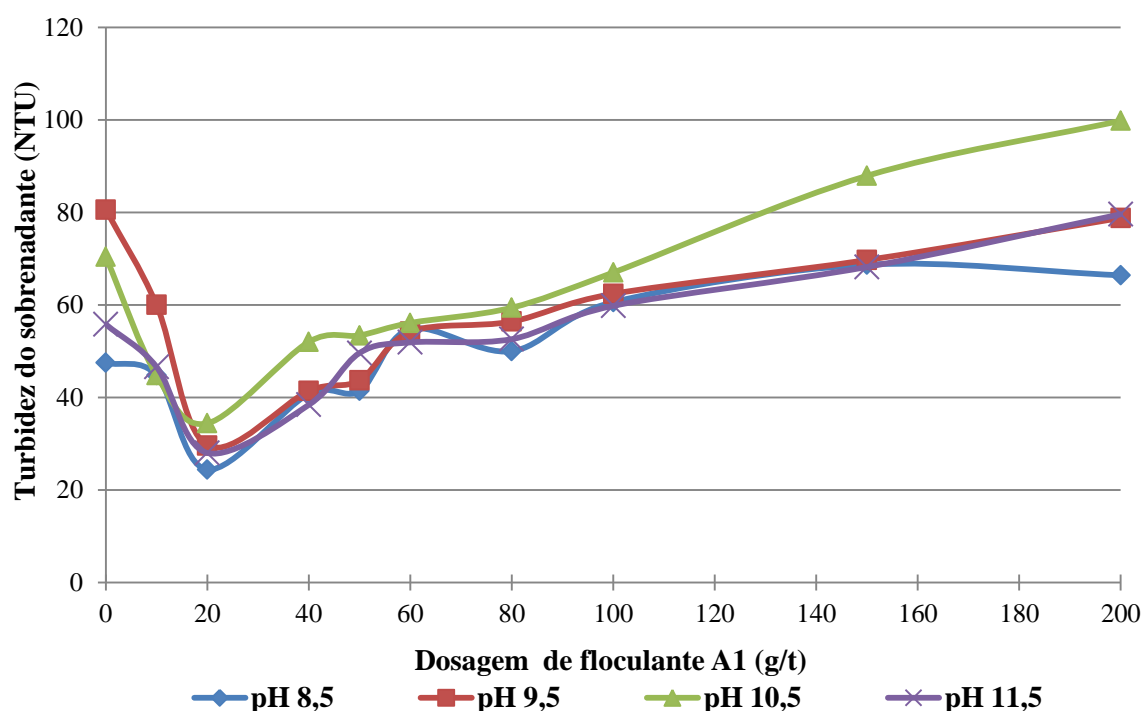


Figura 5.22: Influência da dosagem de floculante A1 e do valor de pH da polpa na turbidez do sobrenadante.

Considerando que a mais eficiente sedimentação foi observada em pH 8,50, na presença de 20 g/t do floculante A1, ensaios posteriores avaliaram a influência da quantidade de sólidos na polpa. Os resultados são apresentados na Figura 5.23.

Assim como observado com o floculante N1, polpas mais diluídas apresentam melhores respostas de sedimentação e clarificação, sendo que com apenas 4,00% de sólidos em massa, foram observadas a máxima sedimentação das lammas (2,15 cm/s) e mínima turbidez do sobrenadante (29,40 NTU), cujo líquido apresenta potencial de recuperação e recirculação na indústria.

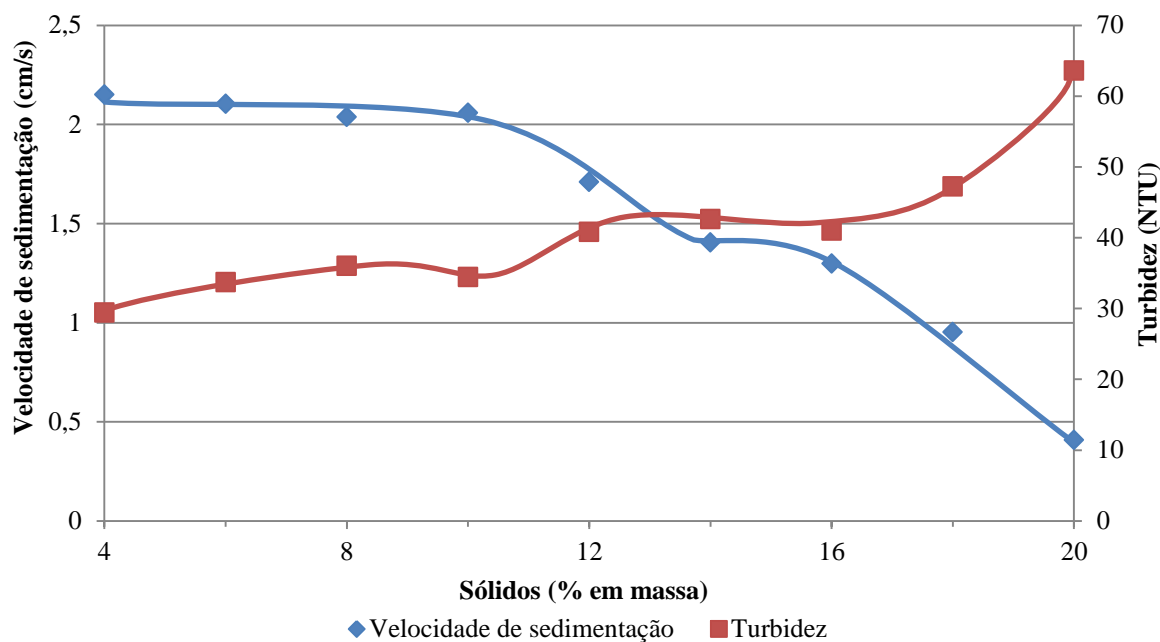


Figura 5.23: Influência da concentração da polpa na velocidade de sedimentação e turbidez do sobrenadante, na presença de 20 g/t do floculante A1 e em valor de pH 8,50.

5.2.2.3. Floculante catiônico

A Figura 5.24 representa o efeito da dosagem de floculante catiônico C1 e do valor de pH da polpa na velocidade de sedimentação. As melhores respostas de sedimentação foram obtidas em pH 8,50, sendo que a máxima velocidade de sedimentação (2,06 cm/s) foi observada na presença de 20 g/t do floculante C1. Segundo os resultados obtidos em meio levemente alcalino (pH 8,50 e 9,50), dosagens maiores que 20 g/t resultam na redução da velocidade de sedimentação das lammas em aproximadamente 10,00%, indicando uma provável condição de saturação superficial. O contrário foi observado em pH 10,50 e 11,50, cujas velocidades de sedimentação

apresentaram comportamento ascendente com o aumento da dosagem do reagente. Nesse último caso, não foi observada uma redução substancial na velocidade de sedimentação.

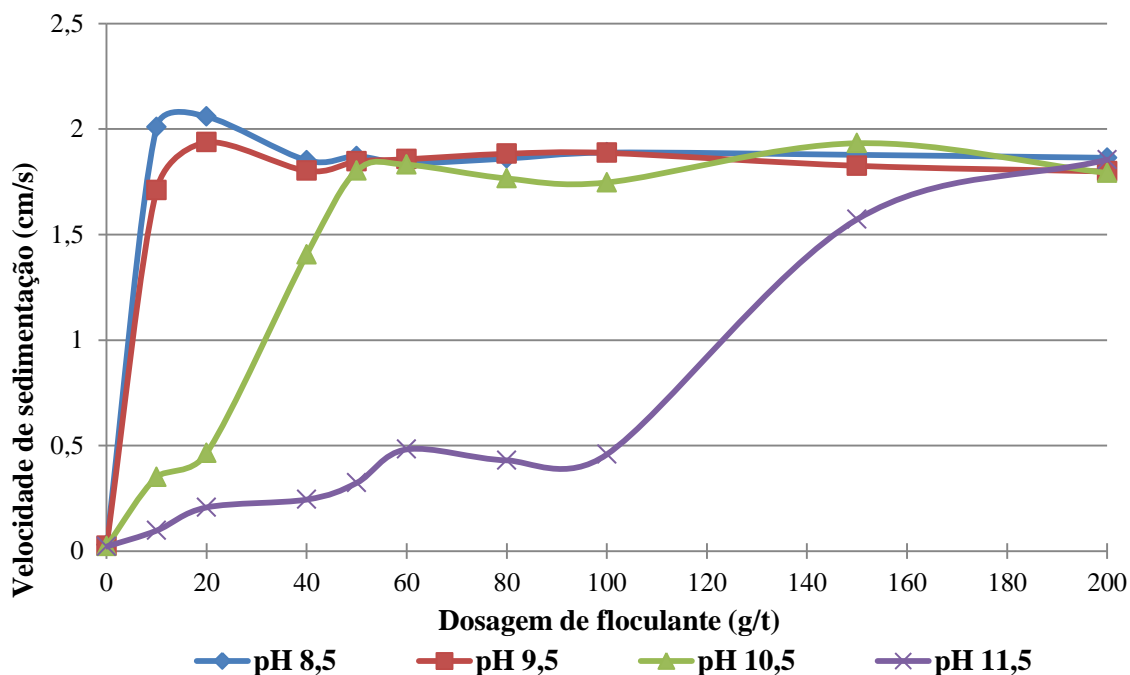


Figura 5.24: Influência da dosagem de flocculante A1 e do valor de pH da polpa na velocidade de sedimentação das lambras.

Uma vez em suspensões de baixa alcalinidade, as superfícies das lambras passam a apresentar um excesso de sítios negativamente carregados frente aos sítios positivos, gerando um excesso de cargas, contudo com baixa diferença de potencial. Ao adicionar o flocculante catiônico, é provável que interações eletrostáticas de natureza atrativa sejam desenvolvidas entre o reagente e a superfície mineral com o excesso de cargas. Dessa forma, espera-se que uma pequena dosagem do flocculante seja capaz de neutralizar esse excesso superficial, desestabilizando a interface das partículas e formando flocos volumosos, o que condiz com a resposta de sedimentação das lambras em pH 8,50, com dosagem de 20 g/t. Em pH de maior alcalinidade, por sua vez, a diferença de potencial entre as cargas elétricas negativas e positivas presentes na superfície das lambras é consideravelmente maior em condições normais, necessitando então de uma maior dosagem do flocculante catiônico para neutralização do excesso de

cargas negativas e desestabilização da suspensão, sendo esta a principal razão das baixas velocidades de sedimentação apresentadas em pH 11,50.

A Figura 5.25 mostra o impacto da dosagem de floculante C1 e do valor de pH da suspensão na turbidez dos líquidos sobrenadantes.

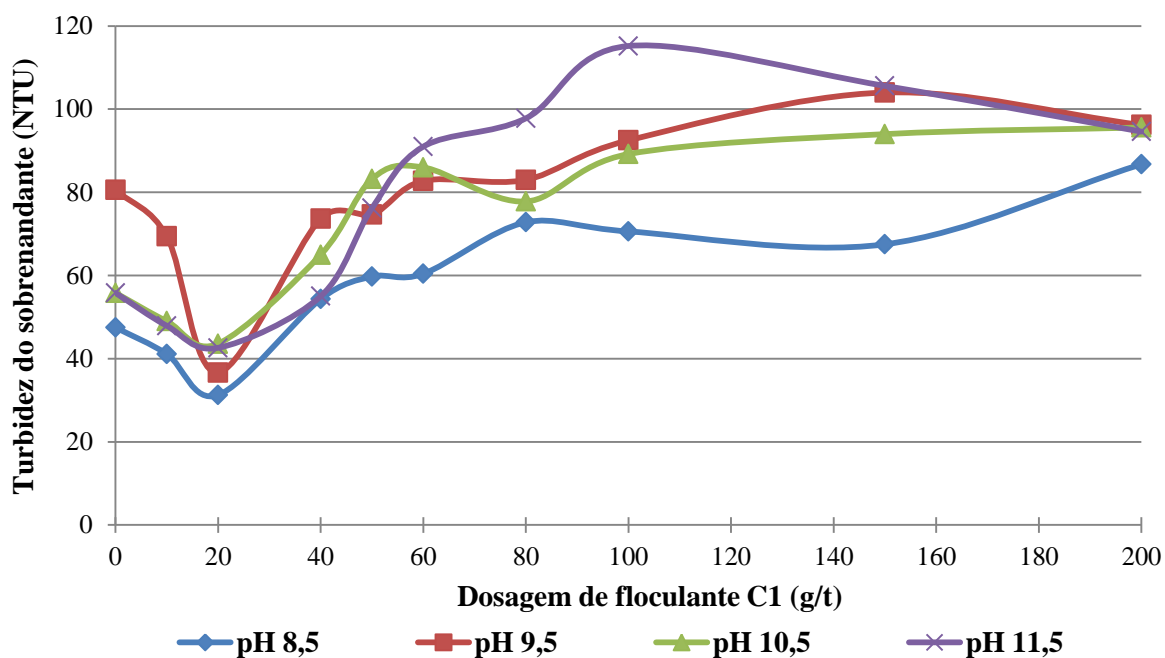


Figura 5.25: Influência da dosagem de floculante C1 e pH da polpa na turbidez do sobrenadante.

A menor turbidez foi obtida em pH 8,50, com 20 g/t (31,25 NTU), concordando com o exposto na Figura 5.24. No geral, esse valor de pH foi o que apresentou um melhor tratamento da água, salvo em altas dosagem do floculante C1. A presença desse floculante em suspensões com valor de pH elevado parece não ser muito eficaz quanto à clarificação do *overflow*, não apresentando condições de turbidez necessárias para recuperação do líquido.

Uma vez determinada a melhor velocidade de sedimentação das lamas, em pH 8,50 e com 20 g/t do floculante catiônico C1, ensaios verificaram a influência da concentração da polpa na sedimentação. Os resultados são mostrados na Figura 5.26.

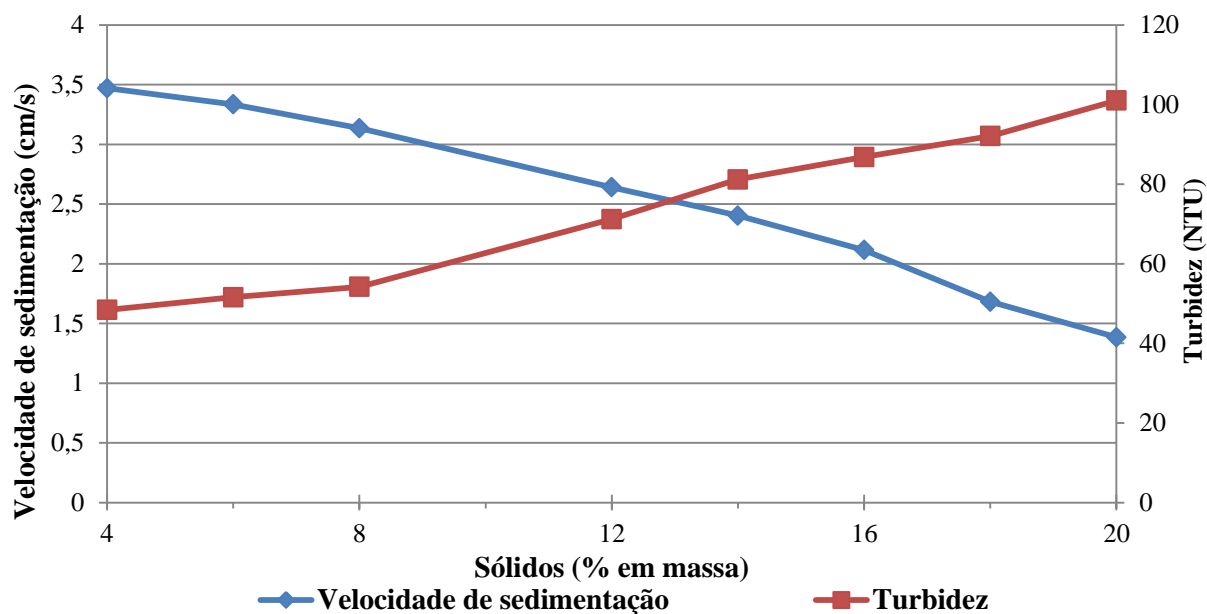


Figura 5.26: Influência da concentração da polpa na velocidade de sedimentação e turbidez do sobrenadante, na presença de 20 g/t do floculante C1 e em valor de pH 8,50.

As melhores respostas de sedimentação e turbidez ocorreram com polpa diluída, contendo 4,00% de sólidos em massa, tal como os floculantes N1 e A1. A velocidade de sedimentação e turbidez do *overflow* foram, respectivamente, 3,47 cm/s e 48,40 NTU. Polpas com maiores concentrações de sólidos, por sua vez, apresentaram menores velocidades de sedimentação e maiores valores de turbidez do líquido clarificado. Considerando que quanto maior é a concentração de sólidos de uma polpa maior será a resistência ao deslocamento vertical das partículas, esse impedimento ou dificuldade das partículas se sedimentarem, apesar de floculadas, é o provável motivo das baixas velocidades de sedimentação em maiores concentrações.

5.3. Caracterização das pastas minerais

São apresentados em seguida os resultados de abatimento e tensão de escoamento de pastas minerais.

5.3.1. Abatimento

Uma vez definidas as melhores condições operacionais de floculação da lama, a consistência de pastas minerais previamente preparadas foi avaliada pelo teste *slump*.

Foram consideradas as seguintes condições, obtidas através dos ensaios de sedimentação descontínua em provetas de 2000 mL.

- Floculante não iônico N1: dosagem de 100 g/t.
- Floculante aniônico A1: dosagem de 20 g/t.
- Floculante catiônico C1: dosagem de 20 g/t.

Na Figura 5.27 são mostrados os resultados de altura de abatimento na ausência de floculante, isto é, da deformação logo após a retirada da superfície cilíndrica. Verifica-se que maiores porcentagens de sólidos da polpa levam a redução do abatimento, como seria de se esperar, reduzindo assim a mobilidade de massa e aumentando a coesão entre as partículas minerais. A partir de 76,00% de sólidos em massa não ocorre deformação significativa do material (0,15 cm), não se espalhando pela superfície. O contrário é observado em polpas mais diluídas, com conteúdo de sólidos situado na faixa entre 54,00% e 64,00% de sólidos em massa, cujas alturas de abatimento variaram entre 9,68 cm e 8,35 cm.

Na Figura 5.28 são apresentados os resultados obtidos na presença dos floculantes catiônico, aniônico e não iônico. Nota-se uma singela sobreposição das curvas, logo o tipo de floculante adicionado não interfere no abatimento da suspensão, uma vez que a mesma já se encontra suficientemente adensada. Como visto, a presença de floculante não alterou significativamente o abatimento da polpa/pasta mineral, apresentando o mesmo comportamento obtido na ausência de floculante, sendo que para polpas mais diluídas foi observado uma maior espalhamento pela superfície, enquanto as pastas minerais, por apresentarem maior adensamento em sólidos, se deformaram menos.

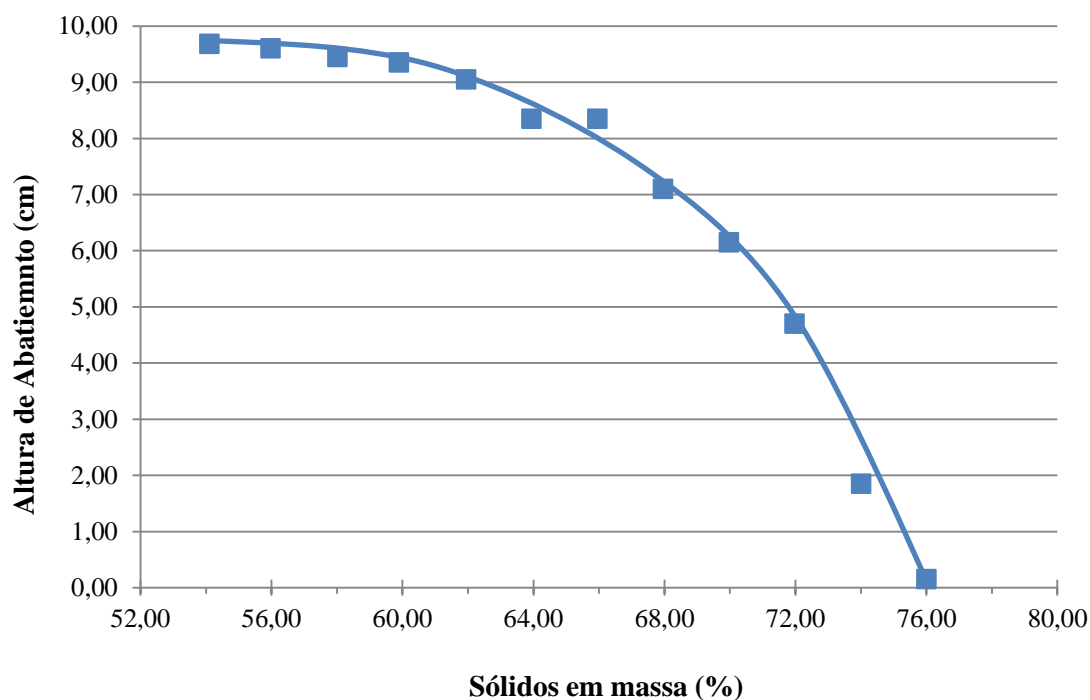


Figura 5.27: Abatimento das polpas e pastas na ausência de flocculante.

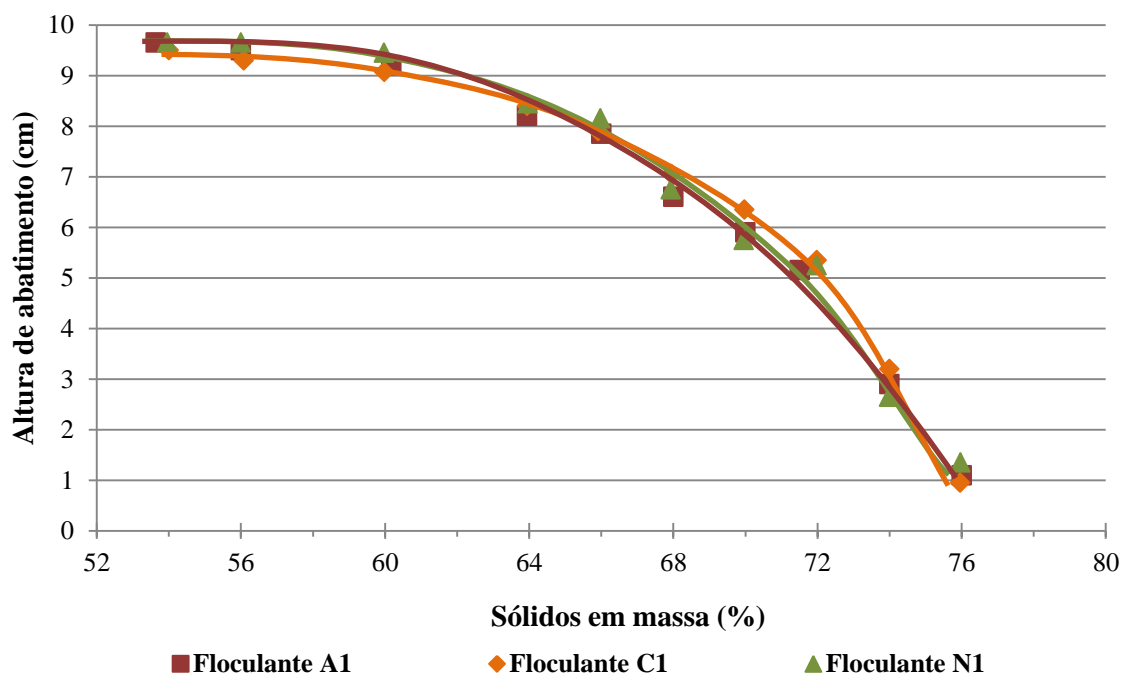


Figura 5.28: Abatimento das polpas e pastas na presença dos flocculantes N1, A1 e C1.

Em suma, a lama se apresenta como pasta mineral na faixa de adensamento entre 66 e 72,00% de sólidos em massa, sendo isso observado na presença e na ausência de flocculante, a partir de seu abatimento. Para maiores percentuais de sólidos, onde se

observou pequeno ou quase inexistente abatimento, as lamas se comportam como tortas. O valor de 50,00% de abatimento foi alcançado para a pasta contendo aproximadamente 71,00% de sólidos.

A Figura 5.29 relaciona tempo, em minutos, com as alturas de abatimento das suspensões, obtidas na ausência de flocculante, a fim de se verificar se deformações significativas ocorrem ao longo do tempo. Nota-se uma alta estabilidade das suspensões com diferentes percentuais de sólidos, não se deformando consideravelmente, em especial aquelas mais diluídas por já se encontrarem totalmente espalhadas pela superfície. Entretanto, para as suspensões mais adensadas, notou-se uma pequena deformação, sobretudo para aquela com 76,00%. O mesmo comportamento é esperado para polpas e pastas preparadas com flocculantes.

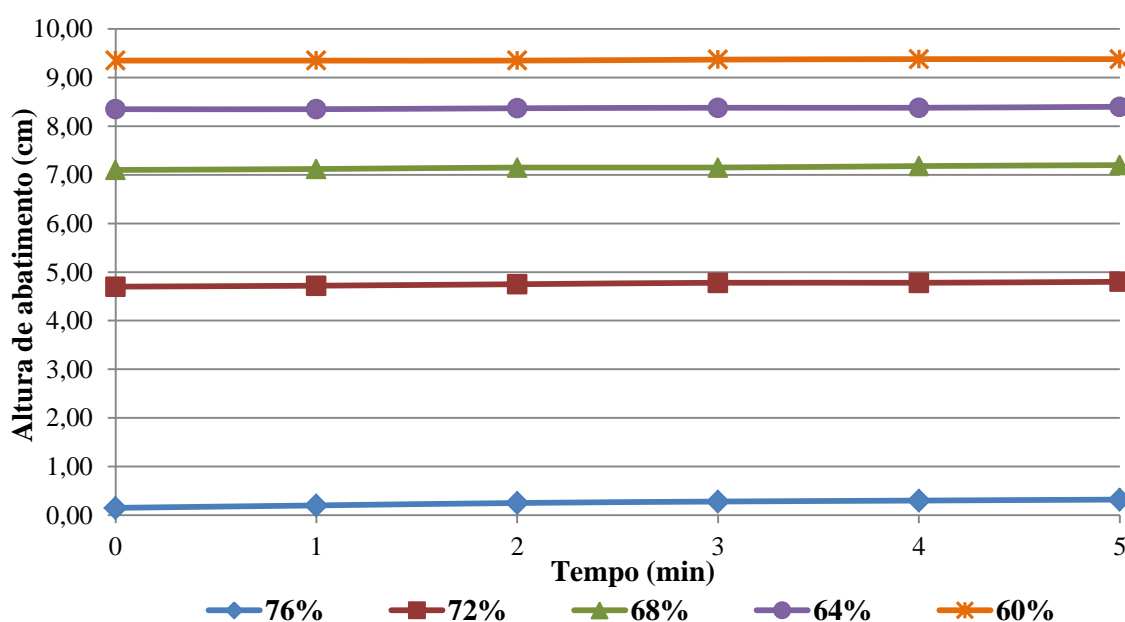


Figura 5.29: Variação da altura de abatimento com o tempo.

A Figura 5.30 ilustra uma sequência de abatimentos, variando de polpas minerais mais diluídas (56,00% de sólidos em massa) até pastas mais adensadas (74,00% de sólidos em massa). Observa-se uma tendência ao não espalhamento do material sobre a superfície à medida que o mesmo apresenta maior adensamento em sólidos, tendendo a se comportar como pasta mineral e a manter o formato original do cilindro, o que implica em abatimentos gradativamente menos significativos.

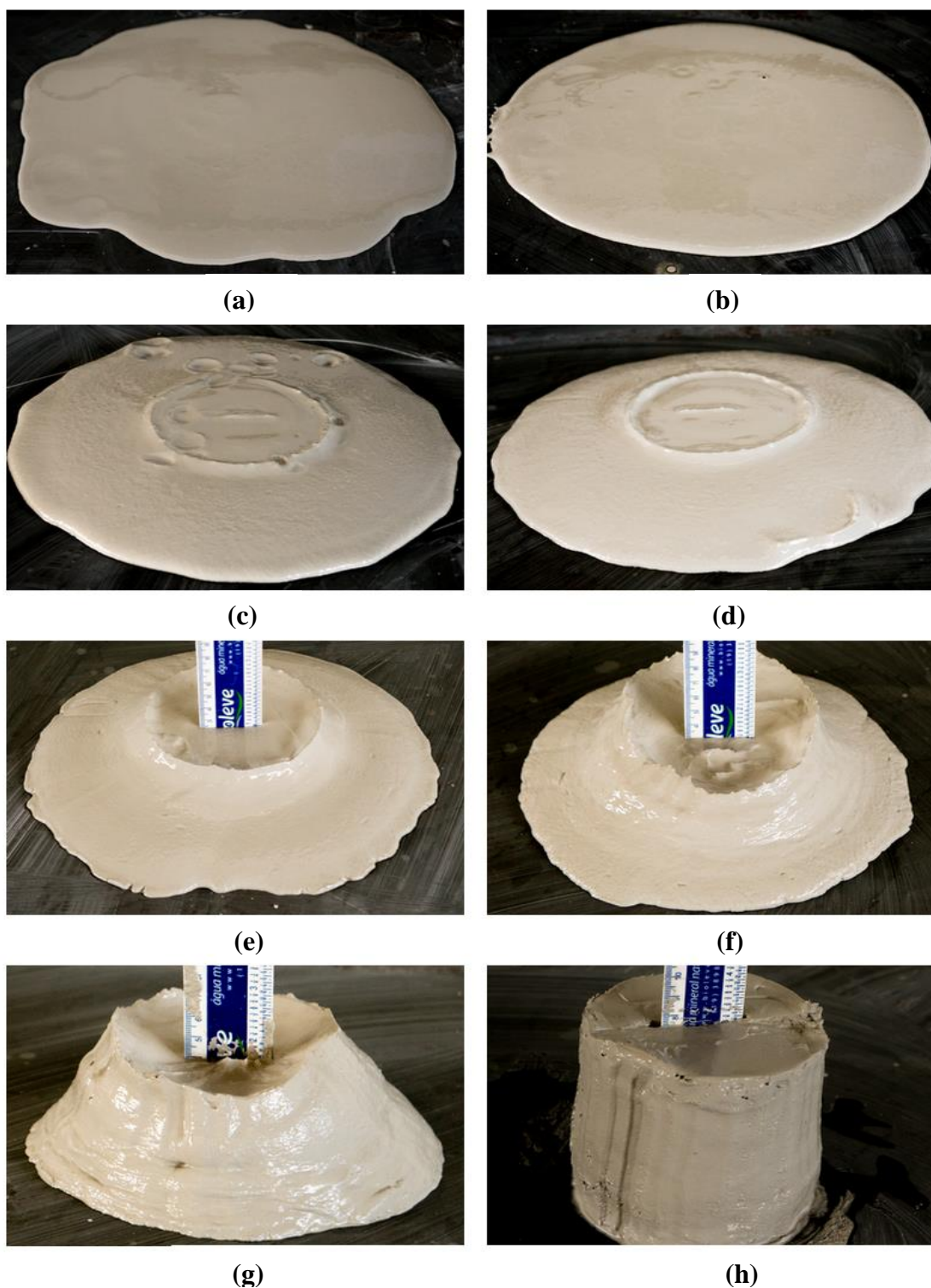


Figura 5.30: Sequência de abatimento. (a) 56,08% de sólidos em massa; (b) 59,98% de sólidos em massa; (c) 63,94% de sólidos em massa; (d) 65,92% de sólidos em massa; (e) 67,95% de sólidos em massa; (f) 69,97% de sólidos em massa; (g) 71,98% de sólidos em massa; (h) 75,96% de sólidos em massa.

5.3.2. Tensão de escoamento

Os resultados de tensão de escoamento com diferentes adensamentos de sólidos são apresentados na Figura 5.31.

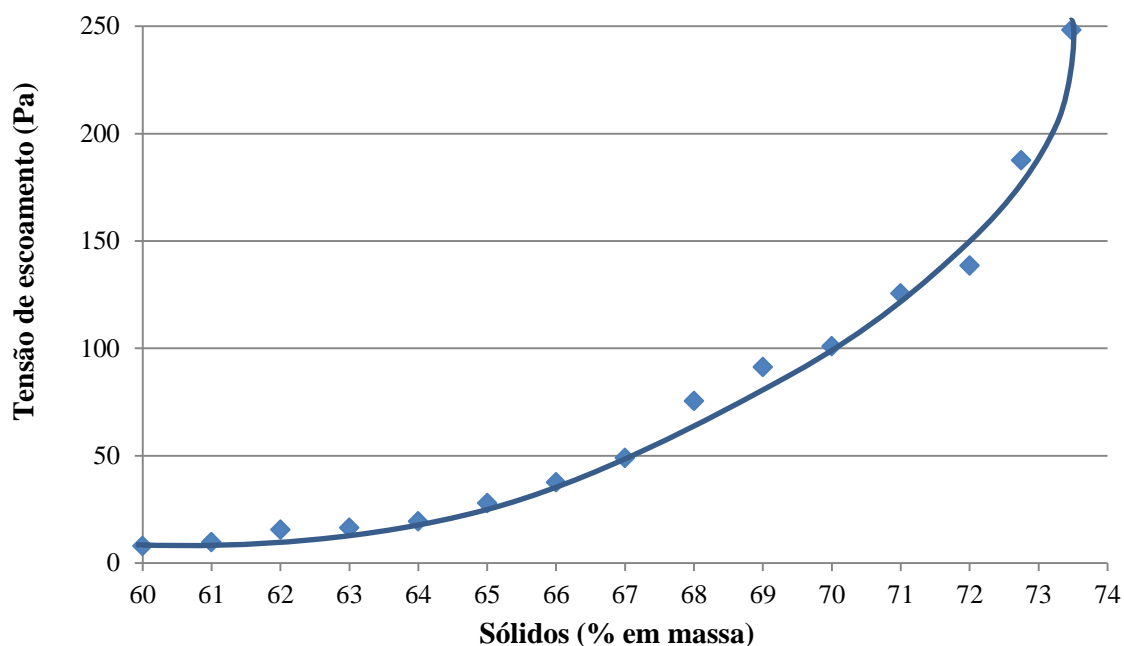


Figura 5.31: Tensão de escoamento para diferentes concentrações de sólidos.

A partir da Figura 5.31 nota-se que o adensamento da suspensão mineral proporciona maiores valores de tensão de escoamento, sendo então necessárias maiores tensões para iniciar o fluxo do material por bombeamento, o que pode ser alcançado através de bombas de deslocamento positivo. A partir de 68,00% de sólidos em massa foi observado um aumento significativo de tensão, sugerindo a transição do comportamento das suspensões, de polpa para pasta mineral.

De modo geral, a tendência do comportamento da curva de tensão de escoamento é de aumentar exponencialmente à medida que aumenta a porcentagem de sólidos em massa da pasta mineral. Para as pastas minerais com 68,00% e 72,00% de sólidos em massa, foram obtidas tensões de escoamento de 75,43 Pa e 138,43 Pa, respectivamente.

6. CONCLUSÕES

De acordo com a difração de laser, a amostra é constituída por lamas, cuja granulometria é compatível para a obtenção de pastas minerais visando a disposição superficial e/ou subterrânea. De acordo com os mesmos, 50,00% das partículas minerais apresentam granulometria inferior a 6,10 μm . Tal granulometria justifica a elevada área superficial específica obtida para a amostra, média de 2,84 m^2/g .

De acordo com os espectros de fluorescência da amostra, a mesma apresenta altos teores de cálcio, magnésio e oxigênio, embora quantidades significativas de fósforo, ferro e silício também sejam esperadas. Manganês, titânio, potássio, enxofre, alumínio, cobre bário e sódio compõem traços. Tal composição sugere a presença dos minerais calcita, dolomita, apatita, flogopita e caulinita como fases majoritárias, as quais foram detectadas por difração de raios-X. Tais fases foram quantificadas pelo refinamento de Rietveld, cujo resultado indicou a presença de 82,45% de calcita, 8,31% de dolomita, 4,56% de apatita, 2,80% de flogopita e 1,87% de caulinita. Fases acessórias foram identificadas por microscopia eletrônica de varredura, entre elas pirita, vermiculita, hornblenda, e goethita.

A amostra se mostrou altamente estável e resistente à variação de temperatura, apresentando perda de massa somente após a temperatura de 570°C. A massa específica da amostra utilizada foi determinada por picnometria simples, cuja média foi de 2,75 g/cm^3 .

Ensaio conduzido na ausência de flocculante mostraram resultados desfavoráveis à clarificação do líquido, cuja velocidade de sedimentação e turbidez foram 0,03 cm/s e 88,70 NTU.

Entre os flocculantes não iônicos analisados, o flocculante N1 apresentou melhor resultado de sedimentação, sobretudo na dosagem de 100 g/t de flocculante e pH 11,50, com 10,00% de sólidos em massa. Nessas condições, a velocidade de sedimentação e

turbidez foram 2,10 cm/s e 25,80 NTU, respectivamente, cuja redução de turbidez foi de 70,92%.

Em relação aos floculantes aniônicos, aquele que promoveu melhor sedimentação das lamas e clarificação do sobrenadante foi o floculante A1, especialmente na presença de 20 g/t de floculante e pH 8,50, de acordo com os ensaios realizados na presença de 10,00% de sólidos em massa. Nessa circunstância, a sedimentação das lamas aumentou em 81 vezes (2,06 cm/s) e a turbidez do sobrenadante foi de 72,50% (24,40 NTU).

No que tange os floculantes catiônicos analisados, o floculante C1 incrementou a velocidade de sedimentação em 87 vezes (2,06 cm/s) e reduziu a turbidez do *overflow* em 64,70% (31,25 NTU), quando na presença de 20 g/t de floculante, 10% de sólidos em massa e pH 8,50.

Quando avaliados em diferentes frações ponderais, os resultados obtidos com apenas 4,00% de sólidos em massa foram superiores aos resultados obtidos com polpas mais concentradas, uma vez que menores velocidades terminais de sedimentação são obtidas em decorrência do movimento das partículas em excesso.

A presença dos floculantes analisados não se mostrou determinante sobre o abatimento das pastas minerais, uma vez que na faixa de concentração de sólidos analisada as pastas já se apresentam suficientemente adensadas. Polpas mais diluídas, com 54,00 a 60,00% de sólidos em massa apresentaram total espalhamento pela superfície, indicando maior abatimento e menor ângulo de repouso. Não obstante, polpas concentradas e pastas apresentaram menor tendência de abatimento e espalhamento, com maiores ângulos de repouso. A partir de 76,00% de sólidos em massa não foi notada deformação significativa no material. Além disso, a variável tempo também não influenciou na deformação dos materiais, os quais se mostraram estáveis após 5 minutos de observação.

Para a amostra de lamas utilizada, suspensões minerais passam a se apresentar como pastas minerais quando apresentam 68,00% de sólidos em massa em sua composição, cujo aumento de tensão de escoamento (75,43 Pa) indica a provável utilização de bombas de deslocamento positivo para o transporte do material via bombeamento.

7. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Analisar a sedimentação em outras condições operacionais, tais como menores dosagens de floclulantes e pH ligeiramente ácido.

Avaliar a sedimentação em técnicas alternativas de floclulação, tais como em reator gerador de flocos e equipamento contínuo para produção de pasta mineral.

Caracterizar as pastas minerais do ponto de vista reológico, analisando a influência da granulometria das partículas, da fração ponderal das suspensões e da presença de floclulantes no ângulo de repouso, na viscosidade, no abatimento e na tensão de escoamento.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALECRIM, S. Fósforo, Fosfato e Superfosfatos. Mogi das Cruzes: Universidade de Mogi das Cruzes, 2010, 28p.

AMARUTANGA L. M; YASCHYSHYN D. N. Development of a High Modulus Paste Fill Using Fine Gold Mill Tailings. Geotechnical and Geological Engineering, v. 15, n. 3, p. 205-219, 1997.

ARAUJO, A. C., SOUZA, C. C., AMARANTE, S. C. Rejeitos Adensados para Disposição em Superfície - Nova Tecnologia em Minério de Ferro. In: IV SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO, n. 4, 2003, Ouro Preto. Anais. Ouro Preto, Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, 2003, p. 610-619.

ARAUJO, A. P. P., LIMA, C. A. P. Flotação de rejeito de minério de zinco. In: XX SEMINÁRIO DE INICIAÇÃO CIENTÍFICA, n 21, 2013, Ouro Preto. Anais do XXI SEIC, 2013

BALTAR, C.A.M. Floculação. In: LUZ, A.B., SAMPAIO, J.A., ALMEIDA, S.L.M. (Eds.) Tratamento de Minérios, 4ª edição. Rio de Janeiro: CETEM, 2004, 497-531.

BARNES, H. A., HUTTON, J. F., WLATERS, K. An introduction to rheology. 1ª edicao. New York: Elsevier, 1989. 199p. (Rheology Series, 3).

BOGER, D. V. I Workshop of Minerals Processing and Tailings Rheology. In: 2003 INTERNATIONAL SEMINAR ON PASTE AND THICKENED TAILINGS, 2003, Melbourne. Apresentações digitais.

BRANDÃO, P. R. G. - Notas de Aula da Disciplina Agregação/Dispersão Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, de Materiais e de Minas. Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais, 2013.

BRANDÃO, P. R. G. Agregação e Dispersão. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais. Notas de aula, 2009.

CHAMBERS, R. W., PLEWES, H. D. Evolving Tailings Technologies. In: HIGH DENSITY & PASTE 2002 SEMINAR, n. 4, 2002, Santiago. Anales. Santiago: Universidad de Santiago, 2002. Apresentações digitais.

CHAVES, A. P. e colaboradores. Teoria e Prática de Tratamento de Minérios: Desaguamento, Espessamento e Filtragem. 3ª edição. São Paulo: Editora Signus, 2004. 200p. v. 2.

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, Melbourne, v. 70, n. 1, p. 3-21, jun. 2003.

COE H. S., CLEVINGER G. H.. Methods for Determining the Capacity of Slimesettling Tanks, Trans AIME 55, p. 356-385, 1916.

COMING E. W., PRUISS C. E., DEBORD, C. Continuous Settling and Thickening. Ind. Eng. Chem. Des. Process Dev. V. 46, n. 6, p. 1164-1172, 1954.

CONCHA, F., BUSTOS, M. C., Theory of Sedimentation of Flocculated Fine Particles. In: MOUDGIL, B. M., SOMASUNDARAN, P. Flocculation, Sedimentation and Consolidation. New York: Engineering Foundation, 1985. p. 275-254.

DORR - OLIVER EIMCO. Door-Oliver Eimco Catalog. Review of Dewatering Technology, 2003.

FALCUCCI, A. A Influência de Floculantes Poliméricos na Formação de Pastas Minerais. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2007. 81p. (Dissertação, Mestrado, Tecnologia Mineral).

FOGWILL, G. Recent Advances in Paste Thickening Implemented in Ekapa Mining. GL&V South Africa, Internal Report, 2005.

GALÉRY, R. Influência do Estado de Dispersão na Flutuabilidade do Sistema Willemita/Dolomita. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 1985. 132p. (Dissertação, Mestrado, Tecnologia Mineral).

GAMA, E. M., GOMES, A. M., GILBERT R. Utilização de Estéril Argiloso para a Fabricação de Meta caulim. In: II INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON MAINTENANCE AND REHABILITATION OF PAVIMENTS AND TECHNOLOGICAL CONTROL, 2001, Alabama. Anais do Symposium. EUA: 2001.

GREGORY J. Effects of Polymers on Colloid Stability. In: IVES, K. J (ed). The scientific basis on flocculation. Sijthoff and Noordhoff, Netherlands: NATO Advanced Study Institute Series, 1978. p. 101-130.

GREGORY J. Polymer Adsorption and Flocculation in Sheared Suspension. Colloids and Surfaces, Londres, v. 31, p. 231-253, dez. 1988.

GUIMARÃES, N. C. Filtragem de Rejeitos de Minério de Ferro Visando a sua Disposição em Pilhas. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2011. 114p. (Dissertação, Mestrado, Tecnologia Mineral).

HERNÁNDEZ, C. A. O. Caracterização de Pastas Mineraias. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2005. 132p. (Dissertação, Mestrado, Tecnologia Mineral).

IBAMA (Instituto Brasileiro do Meio Ambiente e dos Recursos Naturais Renováveis). Laudo Técnico Preliminar: Impactos Ambientais Decorrentes do Desastre Envolvendo o Rompimento da Barragem de Fundão, em Mariana, Minas Gerais. Disponível em: http://www.ibama.gov.br/phocadownload/noticias_ambientais/laudo_tecnico_preliminar.pdf. Acessado em: 02/12/2015.

JEWELL, R. Paste & Thickened Tailing (P&TT) in the Australian Mining Industry. In: HIGH DENSITY & PASTE 2002 SEMINAR, n. 4, 2002, Santiago. Anales. Santiago: Universidad de Santiago, 2002. Apresentações digitais.

JUNG, S. J., BISWAS, K. Review of Current High Density Paste Fill and its Technology. *Mineral Resources Engineering, Idaho*, v. 11, n.º. 9, p. 165-182, jun. 2002.

KLEIN, B. *Rheology of Mineral Suspensions, Short Course*. Vancouver: 2002, 34p.

KITCHENER, J.A. Minerals and Surfaces. In: LASKOWSKI, J.S., RALSTON, J. (Eds.). *Colloid Chemistry in Mineral Processing*, chapter 1. Amsterdam: The Netherlands, Elsevier Science Publishers, 1992.

LANDRIAULT, D. The Surface Disposal of Industrial Waste: Slurry Placement v/s High Density Slurry Placement v/s Placement as a Paste. In: *HIGH DENSITY & PASTE 2002 SEMINAR*, n. 4, 2002, Santiago. *Anales*. Santiago: Universidad de Santiago, 2002. Apresentações digitais.

LARA, A. F. M. *Espessamento e Transporte de Pasta Mineral*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2011. 66p. (Monografia, Curso de Especialização, Engenharia em Recursos Minerais).

LIMA, B. V. *Hidrólise e Caracterização de Poliacrilamida Hidrofobicamente Modificada: Avaliação da Aplicação na Recuperação de Petróleo*. Natal: Universidade Federal do Rio Grande do Norte, 2010. 110p. (Dissertação, Mestrado, Química).

LINS, A. F. F., ADAMIAN, R. *Minerais Coloidais, Teoria DLVO Estendida e Forças Estruturais*. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004. 29 p. *Série Tecnologia Mineral*, n. 78.

MILONAS, J. G. *Análise do Processo de Reconstituição de Amostras para Caracterização do Comportamento de Barragens de Rejeitos de Minério de Ferro em Aterro Hidráulico*. Brasília: Departamento de Engenharia Civil e Ambiental da Universidade de Brasília, 2006. 146p. (Dissertação, Mestrado).

NGUYEN, Q. D., BOGER, D. V. Measuring the Flow Properties of Yield Stress Fluids. *Annual Review Fluid Mech.*, Melbourne, v. 24, p. 47-88, jan. 1992.

NUNES, A. P. L. Flotação de Fosfatos Presentes em Minérios de Ferro Brasileiros. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2009. 171p. (Dissertação, Mestrado, Tecnologia Mineral).

OLCAY, R. H. B. Desenvolvimento de Equipamento Produtor de Pasta Mineral para Aproveitamento dos Rejeitos das Lamas Calcárias e Diminuição do Impacto Ambiental. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2012. 133p. (Dissertação, Doutorado, Tecnologia Mineral).

OLCAY, R. H. B. Desenvolvimento de Equipamento Produtor de Pasta Mineral. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, 2008. 150p. (Dissertação, Mestrado, Tecnologia Mineral).

PEARSE, M.J., An overview of the use of chemical reagents in mineral processing. *Minerals Engineering*, v.18, pp. 139-149, 2005.

RIBEIRO, M. V., ROCHA, S. D. F., VALADÃO, G. E. S. Revisão dos Mecanismos de Agregação de Partículas Aplicados à Disposição Final de Rejeitos. In: XXIV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, v. 1., Salvador. Anais do XXIV ENTMME, 2011. p. 944-951.

RICE, S. Dewatering Tailings for Surface – Tailings Management. In: HIGH DENSITY & PASTE 2002 SEMINAR, n. 4, 2002, Santiago. Anales. Santiago: Universidad de Santiago, 2002. Apresentações digitais.

ROBINSKY, E. Site Planning for Thickened Tailings Disposal (TTD). In: HIGH DENSITY & PASTE 2002 SEMINAR, n. 4, 2002, Santiago. Anales. Santiago: Universidad de Santiago, 2002. Apresentações digitais.

SHARMA B.R, DHULDHOYA, N. C., MERCHANT U.C, Flocculants an Ecofriendly Approach. *Journal of Polymers and the Environment*, v. 14, p. 195-202, maio 2006.

SLOTTEE, S., JHONSON, J. ,CROZIER, M. Paste Thickening Iron Ore Tailings. In: XXXV SEMINÁRIO DE REDUÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO E MATÉRIAS

PRIMAS, VI SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO, 35, 2005, Florianópolis. p. 904-911.

SOFRÁ, F., BOGER, D. V. Environmental Rheology for Waste Minimisation in the Minerals Industry. *Chemical Engineering Journal*, Melbourne, v. 86, n. 6, p. 319-330, Jun. 2002.

SOMASUNDARAN, P. Zeta Potential of Apatite in Aqueous Solutions and its Change during Equilibration. *Journal of Colloid and Interface Science*, v. 27, n. 4, p. 659-666, Ago. 1968.

TADROS, Th. F. *Solid-Liquid Dispersions*. Bracknell: Academic Press Inc., 1987. 329p.

TÃO, D., PAREKH, B.K., HONAKER, R. Development and Pilot-Scale Demonstration of Deep Cone Paste Thickening Process for Phosphatic Clay Diposal. Edição. Florida: Institute of Phosphate Research, 2008. 151p.

THERIAULT, J. A., FROSTIAK, J., WELCH, D. Surface Disposal of Paste Tailings at the Bulyanhulu Gold Mine, Tanzania, Golder Associates. Internal Report, 2001, p. 1-8.

TORQUATO, N. C. Dimensionamento de Espessadores Convencionais Aplicados a Polpas de Minério de Ferro. Ouro Preto: Universidade Federal de Ouro Preto, 2008. 125p. (Dissertação, Mestrado, Engenharia Mineral).

VALADÃO, G. E. S., ARAUJO, A. C. *Introdução ao Tratamento de Minérios*. Edição. Belo Horizonte: Editora UFMG, 2007. 234p.

VALADÃO, G.E.S. *Separação Sólido-líquido*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais. Notas de aula, 2010. 80p.

VIANA, P.R.M., ARAUJO, A.C., PERES, A.E.C. *Teoria e Prática do Tratamento de Minérios*. 1.ed. São Paulo: Signus Editora, 2006. Volume 4.

WANG, C., TANNANT, D. D., PADRUTT, A., MILLETTE, D. Influence of Admixtures on Cemented Backfill Strength. *Mineral Resources Engineering, Hong Kong*, v. 11, n. 9, p. 261-270, set. 2002.

ANEXO A

CARACTERIZAÇÃO DOS SÓLIDOS

Distribuição granulométrica

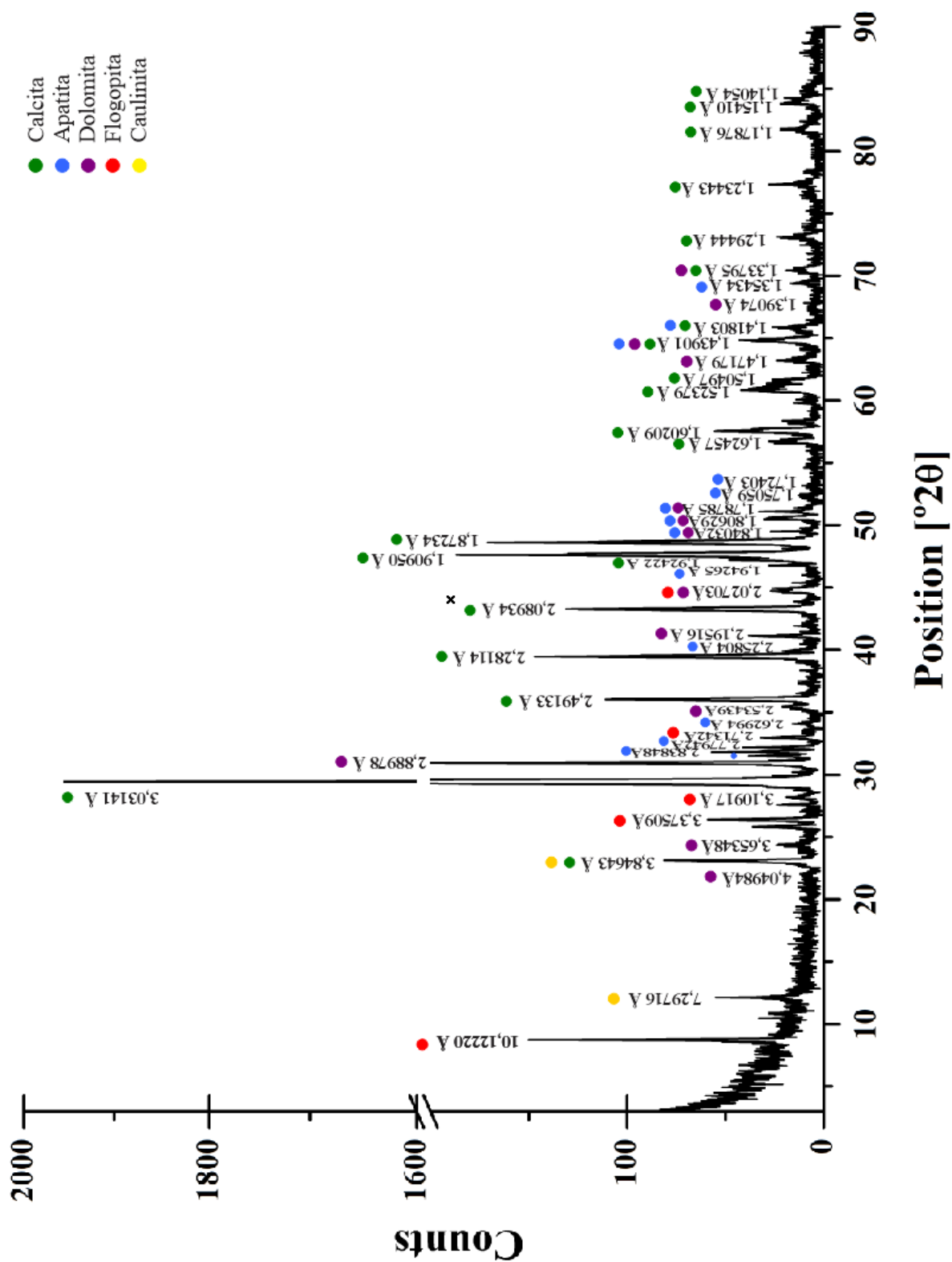
Granulômetro Sympatec	
Tamanho (µm)	Passante Acumulada (%)
0,18	0,00
0,22	0,00
0,26	0,00
0,30	0,04
0,36	0,24
0,44	0,71
0,52	1,39
0,62	2,48
0,74	4,07
0,86	5,88
1,00	8,12
1,20	11,35
1,50	15,94
1,80	19,95
2,10	23,31
2,50	26,97
3,00	30,81
3,60	34,96
4,20	38,87
5,00	43,78
6,00	49,40
7,20	55,37
8,60	61,39
10,20	67,48
12,20	74,78
14,60	83,48
17,40	92,56
20,60	97,16
24,60	100,00
29,40	100,00
35,00	100,00

Granulômetro Sympatec			
Tamanho (µm)	Passante Acumulada (%)	Tamanho (µm)	Passante Acumulada (%)
0,04	0,01	5,6	47,46
0,07	0,34	6	49,49
0,1	0,75	6,5	51,89
0,2	2,13	7	54,15
0,3	3,46	7,5	56,27
0,4	4,69	8	58,26
0,5	5,87	8,5	60,15
0,6	7,04	9	61,93
0,7	8,22	10	65,22
0,8	9,43	11	68,2
0,9	10,64	12	70,91
1	11,86	13	73,42
1,1	13,08	14	75,77
1,2	14,3	15	77,99
1,3	15,49	16	80,12
1,4	16,67	17	82,12
1,6	18,95	18	83,98
1,8	21,12	19	85,7
2	23,18	20	87,28
2,2	25,14	21	88,73
2,4	26,98	22	90,05
2,6	28,7	23	91,27
2,8	30,32	25	93,4
3	31,83	28	95,9
3,2	33,25	30	97,14
3,4	34,6	32	98,08
3,6	35,9	34	98,78
3,8	37,17	36	99,28
4	38,4	38	99,59
4,3	40,21	40	99,79
4,6	41,97	43	99,95
5	44,23	45	100
5,3	45,87	50	100

Isotermas de adsorção e dessorção

Adsorção		Dessorção	
P/Po	Volume adsorvido (cm ³ /g)	P/Po	Volume dessorvido (cm ³ /g)
0,057669625	0,594718251	0,104145434	0,644642557
0,079129688	0,627350715	0,150426567	0,712733389
0,102376181	0,667047939	0,196209562	0,777325484
0,127162897	0,703380992	0,297984541	0,913708999
0,151016318	0,736383516	0,344156885	0,98196804
0,175642714	0,76901598	0,446000573	1,135979815
0,201024907	0,796804037	0,493192098	1,233439865
0,24936158	0,853153911	0,590151732	1,394550042
0,274738048	0,891740959	0,688204981	1,588359966
0,300372173	0,921446594	0,726344117	1,695845248
0,349224163	0,991522288	0,83094761	2,165618167
0,506401374	1,201850294	0,93615803	3,631623213
0,587202977	1,324642557	0,984861151	6,318418839
0,668760378	1,484474348	0,990088749	6,346442389
0,749556255	1,680269134		
0,827071285	2,000336417		
0,909132551	2,702913373		
0,988977956	6,344423886		

Difratograma de raios-X



ANEXO B

ENSAIOS DE SEDIMENTAÇÃO PRELIMINARES

SEM FLOCULANTE

Tempo (s)	Altura (cm)
0	29,30
5	29,15
10	29,00
15	28,85
20	28,70
30	28,50
40	28,25
50	28,00
60	27,75
70	27,45
80	27,20
90	27,00
100	26,75
110	26,50
120	26,30
130	26,00
140	25,75
150	25,50
160	25,20
170	25,00
180	24,75
190	24,50
200	24,25
210	23,95
220	23,70
230	23,45
240	23,15
250	22,90
260	22,70
270	22,45
280	22,20
290	21,90
300	21,70
360	20,15
420	18,65
480	17,10
540	15,70
600	14,40
720	11,80
840	10,00
900	9,40
1200	7,45
1500	6,05
1800	5,35
2400	4,90
3000	4,65
3600	4,50
5400	4,12

pH 9,32
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 0,0255 cm/s
Turbidez média 88,7 NTU
Fp_{Underflow}: 47,18%

FLOCULANTES NÃO IÔNICOS

Floculante N1

Tempo (s)	Altura (cm)
0	29,30
5	15,40
10	8,50
15	7,80
20	7,45
30	7,10
40	6,80
50	6,65
60	6,50
70	6,40
80	6,35
90	6,25
100	6,20
110	6,12
120	6,05
130	6,00
140	5,98
150	5,95
160	5,90
170	5,85
180	5,85
190	5,82
200	5,80
210	5,78
220	5,70
230	5,68
240	5,65
250	5,62
260	5,60
270	5,58
280	5,55
290	5,55
300	5,52
360	5,45
420	5,40
480	5,32
540	5,25
600	5,22
720	5,15
840	5,10
900	5,08
1200	5,00
1500	4,90
1800	4,75
2400	4,75
3000	4,70
3600	4,70
5400	4,65

pH 9,26
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 2,08 cm/s
Turbidez média 38,3 NTU
Fp_{Underflow}: 52,70%

Floculante N2

Tempo (s)	Altura (cm)
0	29,00
5	12,60
10	8,50
15	7,40
20	7,00
30	6,60
40	6,35
50	6,18
60	6,00
70	5,90
80	5,80
90	5,70
100	5,65
110	5,60
120	5,55
130	5,50
140	5,45
150	5,40
160	5,40
170	5,35
180	5,30
190	5,25
200	5,25
210	5,20
220	5,20
230	5,18
240	5,15
250	5,10
260	5,10
270	5,05
280	5,05
290	5,05
300	5,00
360	4,90
420	4,85
480	4,80
540	4,75
600	4,70
720	4,60
840	4,50
900	4,40
1200	4,35
1500	4,30
1800	4,20
2400	4,15
3000	4,10
3600	4,05
5400	4,00

pH 9,26
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 2,05 cm/s
Turbidez média 54 NTU
Fp_{Underflow}: 51,16%

Floculante N3

Tempo (s)	Altura (cm)
0	29,10
5	16,70
10	9,20
15	8,20
20	7,75
30	7,25
40	6,90
50	6,65
60	6,50
70	6,38
80	6,25
90	6,20
100	6,10
110	6,05
120	6,00
130	5,90
140	5,85
150	5,80
160	5,75
170	5,70
180	5,70
190	5,65
200	5,62
210	5,60
220	5,58
230	5,55
240	5,52
250	5,50
260	5,48
270	5,45
280	5,42
290	5,40
300	5,40
360	5,30
420	5,20
480	5,15
540	5,10
600	5,05
720	4,95
840	4,90
900	4,85
1200	4,80
1500	4,65
1800	4,50
2400	4,45
3000	4,40
3600	4,40
5400	4,30

pH 9,31
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 1,99 cm/s
Turbidez média 70,0 NTU
Fp_{Underflow}: 51,02%

FLOCULANTES CATIÔNICOS

Floculante C1

Tempo (s)	Altura (cm)
0	29,10
5	8,50
10	7,30
15	7,25
20	6,82
30	6,70
40	6,45
50	6,30
60	6,20
70	6,15
80	6,10
90	6,04
100	6,00
110	5,95
120	5,88
130	5,85
140	5,82
150	5,78
160	5,72
170	5,70
180	5,65
190	5,65
200	5,62
210	5,60
220	5,60
230	5,57
240	5,55
250	5,52
260	5,50
270	5,50
280	5,48
290	5,45
300	5,45
360	5,40
420	5,35
480	5,30
540	5,30
600	5,25
720	5,22
840	5,18
900	5,15
1200	5,00
1500	4,95
1800	4,95
2400	4,90
3000	4,90
3600	4,90
5400	4,85

pH 9,30
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 2,25 cm/s
Turbidez média 79,7 NTU
Fp_{Underflow}: 51,87%

Floculante C2

Tempo (s)	Altura (cm)
0	29,00
5	10,20
10	8,60
15	7,50
20	7,10
30	6,65
40	6,40
50	6,20
60	6,05
70	6,00
80	5,95
90	5,85
100	5,75
110	5,70
120	5,65
130	5,60
140	5,50
150	5,50
160	5,45
170	5,35
180	5,30
190	5,20
200	5,25
210	5,20
220	5,18
230	5,18
240	5,15
250	5,15
260	5,10
270	5,10
280	5,05
290	5,05
300	5,00
360	4,90
420	4,85
480	4,80
540	4,75
600	4,70
720	4,60
840	4,55
900	4,45
1200	4,35
1500	4,28
1800	4,20
2400	4,15
3000	4,12
3600	4,05
5400	4,05

pH 9,30
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 2,04 cm/s
Turbidez média 91,3 NTU
Fp_{Underflow}: 47,83%

Floculante C3

Tempo (s)	Altura (cm)
0	29,00
5	9,50
10	7,90
15	7,20
20	7,10
30	6,80
40	6,65
50	6,52
60	6,40
70	6,25
80	6,20
90	6,20
100	6,15
110	6,10
120	6,05
130	6,00
140	5,95
150	5,90
160	5,85
170	5,85
180	5,82
190	5,82
200	5,80
210	5,78
220	5,78
230	5,78
240	5,75
250	5,72
260	5,72
270	5,70
280	5,70
290	5,68
300	5,68
360	5,65
420	5,65
480	5,62
540	5,60
600	5,55
720	5,55
840	5,50
900	5,45
1200	5,40
1500	5,38
1800	5,35
2400	5,30
3000	5,28
3600	5,25
5400	5,20

pH 9,30
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 2,11 cm/s
Turbidez média 84,3 NTU
Fp_{Underflow}: 48,44%

FLOCULANTES ANIÔNICOS

Floculante A1

Tempo (s)	Altura (cm)
0	29,30
5	8,10
10	7,00
15	6,85
20	6,60
30	6,40
40	6,20
50	6,10
60	6,05
70	5,95
80	5,85
90	5,80
100	5,80
110	5,75
120	5,70
130	5,62
140	5,60
150	5,55
160	5,55
170	5,50
180	5,55
190	5,52
200	5,50
210	5,45
220	5,45
230	5,45
240	5,40
250	5,40
260	5,40
270	5,38
280	5,35
290	5,35
300	5,35
360	5,25
420	5,20
480	5,18
540	5,10
600	5,05
720	5,00
840	4,98
900	4,95
1200	4,90
1500	4,80
1800	4,75
2400	4,60
3000	4,60
3600	4,60
5400	4,50

pH 9,24
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 2,23 cm/s
Turbidez média 64,0 NTU
Fp_{Underflow}: 57,20%

Floculante A2

Tempo (s)	Altura (cm)
0	29,00
5	7,30
10	7,10
15	6,45
20	6,30
30	6,05
40	5,90
50	5,80
60	5,75
70	5,70
80	5,62
90	5,60
100	5,55
110	5,50
120	5,45
130	5,42
140	5,40
150	5,40
160	5,35
170	5,32
180	5,30
190	5,28
200	5,25
210	5,22
220	5,20
230	5,20
240	5,18
250	5,15
260	5,15
270	5,15
280	5,12
290	5,12
300	5,10
360	5,05
420	5,00
480	4,95
540	4,92
600	4,90
720	4,85
840	4,80
900	4,80
1200	4,75
1500	4,65
1800	4,60
2400	4,60
3000	4,55
3600	4,55
5400	4,50

pH 9,29
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 2,19 cm/s
Turbidez média 82,3 NTU
Fp_{Underflow}: 50,44%

Floculante A3

Tempo (s)	Altura (cm)
0	29,10
5	10,10
10	7,35
15	6,85
20	6,50
30	6,20
40	6,00
50	5,82
60	5,65
70	5,60
80	5,55
90	5,52
100	5,45
110	5,40
120	5,38
130	5,38
140	5,35
150	5,35
160	5,30
170	5,30
180	5,25
190	5,25
200	5,20
210	5,20
220	5,20
230	5,15
240	5,15
250	5,10
260	5,10
270	5,10
280	5,05
290	5,05
300	5,05
360	5,00
420	4,95
480	4,90
540	4,85
600	4,85
720	4,80
840	4,75
900	4,70
1200	4,65
1500	4,65
1800	4,60
2400	4,60
3000	4,55
3600	4,50
5400	4,48

pH 9,28
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 2,175 cm/s
Turbidez média 88,3 NTU
Fp_{Underflow}: 46,98%

Floculante A4

Tempo (s)	Altura (cm)
0	29,10
5	8,40
10	7,35
15	6,90
20	6,75
30	6,45
40	6,30
50	6,20
60	6,10
70	6,00
80	5,95
90	5,90
100	5,85
110	5,80
120	5,75
130	5,75
140	5,70
150	5,65
160	5,60
170	5,60
180	5,55
190	5,55
200	5,52
210	5,50
220	5,50
230	5,45
240	5,45
250	5,45
260	5,45
270	5,42
280	5,40
290	5,40
300	5,35
360	5,30
420	5,25
480	5,20
540	5,20
600	5,20
720	5,15
840	5,12
900	5,10
1200	5,08
1500	5,05
1800	5,05
2400	5,00
3000	5,00
3600	5,00
5400	4,95

pH 9,27
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 2,175 cm/s
Turbidez média 89,0 NTU
Fp_{Underflow}: 46,98%

Floculante A5

Tempo (s)	Altura (cm)
0	28,90
5	8,20
10	7,25
15	6,90
20	6,68
30	6,45
40	6,25
50	6,20
60	6,00
70	5,98
80	5,92
90	5,85
100	5,80
110	5,70
120	5,60
130	5,58
140	5,55
150	5,52
160	5,50
170	5,45
180	5,48
190	5,45
200	5,42
210	5,40
220	5,38
230	5,35
240	5,35
250	5,35
260	5,32
270	5,32
280	5,30
290	5,30
300	5,30
360	5,25
420	5,20
480	5,20
540	5,15
600	5,10
720	5,05
840	5,05
900	5,05
1200	5,00
1500	4,95
1800	4,90
2400	4,90
3000	4,85
3600	4,85
5400	4,80

pH 9,31
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 2,165 cm/s
Turbidez média 87,7 NTU
Fp_{Underflow}: 46,03%

Floculante A6

Tempo (s)	Altura (cm)
0	29,00
5	9,00
10	7,80
15	7,30
20	7,05
30	6,75
40	6,55
50	6,42
60	6,30
70	6,25
80	6,20
90	6,15
100	6,10
110	6,05
120	6,02
130	5,98
140	5,95
150	5,90
160	5,90
170	5,85
180	5,85
190	5,82
200	5,80
210	5,80
220	5,78
230	5,75
240	5,75
250	5,72
260	5,72
270	5,72
280	5,70
290	5,68
300	5,68
360	5,65
420	5,60
480	5,60
540	5,58
600	5,50
720	5,48
840	5,45
900	5,45
1200	5,42
1500	5,40
1800	5,40
2400	5,35
3000	5,30
3600	5,30
5400	5,25

pH 9,25
Fp_{polpa}: 10%
Vel. sed.: 2,12 cm/s
Turbidez média 79,3 NTU
Fp_{Underflow}: 46,68%

ANEXO C

CARACTERIZAÇÃO DE PASTAS MINERAIS

Abatimento

SEM FLOCULANTE

Fp (%)	Altura medida (cm)	Altura de abatimento (cm)
54,11	0,32	9,68
55,97	0,40	9,60
58,02	0,55	9,45
59,89	0,65	9,35
61,94	0,95	9,05
63,94	1,65	8,35
65,95	1,65	8,35
67,96	2,90	7,10
69,97	3,85	6,15
71,97	5,30	4,70
74,01	8,15	1,85
76,00	9,85	0,15

Floculante N1

Fp (%)	Altura medida (cm)	Altura de abatimento (cm)
53,95	0,35	9,65
56,00	0,35	9,65
59,97	0,55	9,45
63,96	1,55	8,45
65,98	1,85	8,15
67,93	3,25	6,75
69,96	4,25	5,75
71,98	4,75	5,25
73,98	7,35	2,65
75,97	8,65	1,35

Floculante A1

Fp (%)	Altura medida (cm)	Altura de abatimento (cm)
53,64	0,35	9,65
56,00	0,50	9,50
60,17	0,80	9,20
63,94	2,00	8,20
68,00	3,40	6,60
70,00	4,10	5,90
71,51	4,85	5,15
74,00	7,10	2,90
76,00	8,90	1,10

Floculante C1

Fp (%)	Altura medida (cm)	Altura de abatimento (cm)
54,00	0,50	9,50
56,08	0,70	9,30
59,98	0,93	9,07
63,94	1,60	8,40
65,92	2,10	7,90
67,95	2,95	7,05
69,97	3,65	6,35
71,98	4,65	5,35
74,00	6,80	3,20
75,96	9,05	0,95

Fp (%)	Altura de abatimento (cm)					
	Tempo (min)					
	0	1	2	3	4	5
76,00	0,15	0,2	0,25	0,28	0,3	0,32
71,97	4,70	4,72	4,75	4,78	4,78	4,8
67,96	7,10	7,12	7,15	7,15	7,18	7,2
63,94	8,35	8,35	8,37	8,38	8,38	8,4
59,89	9,35	9,35	9,35	9,37	9,38	9,38

Tensão de escoamento

m_{sólidos} (g)	m_{água} (g)	m_{polpa} (g)	Sólidos (% em massa)	Yield Stress (Pa)
387,10	257,90	645,00	60,02	7,88
397,30	254,50	651,80	60,95	9,73
408,20	250,40	658,60	61,98	15,51
419,80	246,10	665,90	63,04	16,42
430,50	242,30	672,80	63,99	19,30
441,80	238,20	680,00	64,97	27,84
453,60	233,80	687,40	65,99	37,59
465,60	229,40	695,00	66,99	48,94
477,80	224,90	702,70	67,99	75,43
490,30	220,30	710,60	69,00	91,21
503,10	215,60	718,70	70,00	100,85
516,10	210,90	727,00	70,99	125,45
529,60	206,10	735,70	71,99	138,48
543,40	200,90	744,30	73,01	187,45
557,40	196,00	753,40	73,98	248,12