

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA

METALÚRGICA, MATERIAIS E DE MINAS

Tese de Doutorado

**DESENVOLVIMENTO DE EQUIPAMENTO
PRODUTOR DE PASTA MINERAL PARA APROVEITAMENTO DOS REJEITOS
DAS LAMAS CALCÁRIAS E DIMINUIÇÃO DO IMPACTO AMBIENTAL**

Autor: Rubén Heriberto Olcay Barreda.

Orientador: Professor Dr. George Eduardo Sales Valadão.

Fevereiro 2012

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Rubén Heriberto Olcay Barreda

**DESENVOLVIMENTO DE EQUIPAMENTO
PRODUTOR DE PASTA MINERAL PARA APROVEITAMENTO DE REJEITOS DAS
LAMAS CALCÁRIAS E DIMINUIÇÃO DO IMPACTO AMBIENTAL**

Tese de doutorado apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais.

Área de concentração: Tecnologia Mineral.

Orientador: Prof. George Eduardo Sales Valadão.

Belo Horizonte.

Escola de Engenharia da UFMG.

2012

A Deus pela dádiva da saúde e força para continuar no caminho da vida.
Meus pais, irmã e filhos Darlyne e Ayrton pelo grande incentivo e amor.

AGRADECIMENTOS.

O autor agradece a todos aqueles que, direta ou indiretamente, colaboraram na preparação deste trabalho e, em particular:

- Ao Sr.George Valadão pela dedicação e apoio prestado durante as pesquisas;
- Ao Sr.Christian Hernandez pelo incentivo e pelo apoio prestado;
- À gerencia geral de processos minerais de operação da Vale Fertilizantes representada pelo Sr.Nelson Shimabukuro;
- À gerencia geral do complexo mineroquimico de Cajati da Vale Fertilizantes representada pelo Sr.Mário Sena;
- Vale Fertilizantes e UFMG pelo apoio técnico;
- Ao órgão financiador pela bolsa concedida, CNPq;
- Aos membros da banca pelos conselhos e apoio prestado.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	01
2. OBJETIVOS	04
2.1. Objetivo Geral.....	04
2.1. Objetivos Específicos.....	04
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	05
3.1. Aproveitamento das Lamas como Fonte de Calcário.....	05
3.2. Tecnologia de Preparação das Pastas de Rejeitos.....	09
3.2.1 Disposição de Argilas Fosfáticas.....	13
3.2.2 Vantagens de Produção de Pasta para Disposição Convencional.....	16
3.2.3 Aspectos Ambientais da Disposição de Rejeitos.....	20
3.3. Fatores Relevantes para Preparação de uma Pasta.....	23
3.3.1. Conceito de Sedimentação Contínua.....	23
3.3.2. Descrição de uma Suspensão em Sedimentação Descontínua.....	26
3.3.3. Conceito da Flocculação e Coagulação.....	28
3.3.4. Reator Gerador de Flocos.....	30
3.3.5. Tipos de Flocculantes.....	32
3.3.6. Mecanismos de Flocculação.....	33
3.3.7. Distribuição Granulométrica do Sólido.....	35
3.4. Aplicações Industriais do Preenchimento com Pasta.....	36
3.5. Testes Aplicados às Pastas Mineraias.....	41
3.5.1. Teste de Abatimento ("Slump").....	41
3.5.2. Teste de Calha ("Flume").....	44
3.5.3. Características Reológicas de Suspensões Mineraias.....	50
3.5.4. Medições de Viscosidade e Tensão de Escoamento.....	54
3.6. Aspectos Econômicos.....	58
4. METODOLOGIA	60
4.1. Amostra Mineral.....	60
4.2. Caracterização do Sólido.....	60
4.2.1. Composição Química e Mineralógica do Sólido.....	61
4.2.2. Distribuição Granulométrica do Sólido.....	63

4.2.3. Massa Específica, Porosidade e Área Superficial Específica.....	64
4.3. Ensaio de Sedimentação Descontínua.....	66
4.4. Medição da Turbidez da Água Clarificada.....	68
4.5. Ensaio Flotação com Água Clarificada “Overflow” do Reagente Floculante Selecionado.....	68
4.6. Equipamento Produtor de Pasta Mineral com Sistema de Compressão Sedimentar “Rakes”.....	69
4.7. Caracterização das Pastas Minerais.....	74
4.7.1. Medição da Viscosidade.....	74
4.7.2. Teste de Calha (“Flume”).....	75
4.7.3 Teste de Abatimento (“Slump”).....	76
4.7.4 Medição de Tensão de Escoamento (“Yield Stress”).....	76
5. RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	78
5.1. Análise Química das Amostras Sólidas.....	78
5.1.1 Fluorescência de Raios X (FRX).....	78
5.1.2. Microscopia Eletrônica de Varredura e EDS.....	78
5.2. Análise mineralógica das amostras sólidas.....	81
5.2.1. Difração de Raios X (DRX).....	81
5.3. Distribuição Granulométrica do Sólido.....	82
5.4. Massa Especifica do Sólido.....	86
5.5.Área Superficial Especifica.....	87
5.5.1.Método de Blaine.....	87
5.5.2.Método BET.....	87
5.6. Ensaio de Sedimentação Descontínua.....	88
5.6.1.Ensaio de Sedimentação Descontínua.....	88
5.6.2.Ensaio de Floculantes Catiônicos, Aniônicos e Não Iônicos.....	90
5.7. Ensaio de Sedimentação Descontínua, Semicontínua e Contínua no Equipamento Produtor de Pasta Mineral.....	95
5.7.1. Ensaio de Sedimentação Descontínua em Proveta de 2.000ml.....	95
5.7.2 Ensaio de Sedimentação Descontínua Sem Adição de Floculante.....	96
5.7.3 Ensaio de Sedimentação Descontínua Com Adição de Floculante C3.....	98

5.7.4. Ensaio de Sedimentação Semicontínua Sem Adição de Floculante.....	99
5.7.5. Ensaio de Sedimentação Semicontínua Com Adição de Floculante.....	103
5.7.6. Ensaio de Sedimentação Contínua Utilizando Floculante, Misturador Estático (ME) e Reator Gerador de Flocos (RGF).....	104
5.7.7. Perfil de Concentração de Sólidos na Camada de Sedimentação com Adição de Floculante Utilizando Misturador Estático e Reator Gerador de Flocos..	107
5.7.8. Ensaio de Sedimentação Contínua Nas Melhores Condições Operacionais..	108
5.7.9. Ensaio de Flotação com Água Clarificada do Floculante Selecionado.....	110
5.7.10. Monitoramento de Grau de Turbidez e Porcentagem de Sólidos da Água Clarificada no Espessador de Pasta.....	112
5.8. Caracterização das Pastas Mineraias Produzidas pelo Equipamento.....	114
5.8.1. Teste de Abatimento (“Slump”).....	114
5.8.2. Teste de Calha (“Flume”).....	115
5.8.3. Viscosidade das Pastas Mineraias.....	116
5.8.4. Tensão de Escoamento das Pastas Mineraias (“Yield Stress”).....	119
6. CONCLUSÕES.....	120
7. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS.....	124
8. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	126
9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	127

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1: Gráfico qualitativo da tensão de ruptura versus adensamento de sólidos da pasta mineral.....	02
Figura 3.1: Diagrama de blocos do circuito atual de ultrafinos na recuperação de apatita.....	05
Figura 3.2: Fluxograma do circuito atual de ultrafinos na recuperação de apatita.....	06
Figura 3.3: Fluxograma da ampliação do circuito de ultrafinos na recuperação das lamelas calcárias mediante utilização do espessador de pasta mineral “Deep Cone”.....	07
Figura 3.4: Espessadores de alta densidade de cone profundo.....	09
Figura 3.5: Espessadores de pasta Eimco Deep Cone.....	10
Figura 3.6: Sistema de tubulações e bombas de deslocamento positivo utilizados para o transporte de pasta de rejeitos.....	10
Figura 3.7: Tecnologias de espessadores.....	11
Figura 3.8: Típico Arranjo do Espessador Eimco Deep Cone.....	14
Figura 3.9: Princípio Operacional do Espessador Eimco Deep Cone.....	15
Figura 3.10: Instalação e Teste Operacional do Espessador Piloto Eimco Deep Cone.....	15
Figura 3.11: Empilhamento superficial “stacking”.....	16
Figura 3.12: Sistema de disposição superficial de pasta mineral desde argilas fosfáticas.....	16
Figura 3.13: Disposição de pasta de rejeitos em uma e três camadas na indústria mineira da Tanzânia.....	17
Figura 3.14: Disposição da primeira camada “stacking” da empresa Alcoa.....	18
Figura 3.15: Disposição da segunda camada “stacking” da empresa Alcoa.....	18
Figura 3.16: Alternativas atuais da disposição de rejeitos da mineração.....	20
Figura 3.17: Esquema das zonas de sedimentação presentes em um espessador industrial, segundo Coe e Clevenger (1916).....	24
Figura 3.18: Suspensão em sedimentação para distintos intervalos de tempo.....	26
Figura 3.19: Gráfico de posição das interfaces em função do tempo para o processo de sedimentação apresentado na Figura 3.18.....	28
Figura 3.20: Reator gerador de flocos (RGF).....	31
Figura 3.21: Adsorção de polímero e formação de laços dispostos mediante ponte.....	34
Figura 3.22: a) Polímero ponte entre partículas, b) Restabilização de partículas coloidais.....	34
Figura 3.23: a) Partículas carregadas negativamente, b) Flocculante catiônico, c) Neutralização de cargas mediante mecanismo “patch”.....	35
Figura 3.24: Distribuição do tamanho de rejeito, cimento e mistura.....	36
Figura 3.25: Ângulos de disposição para polpas de alta densidade e para pasta, em vários tipos de terreno.....	37
Figura 3.26: Representação esquemática do teste de cone "slump".....	41

Figura 3.27: Altura de "slump" em função do conteúdo de água ou umidade da pasta.....	43
Figura 3.28: Teste de Flume para uma pasta com "slump" de 71,12mm.....	44
Figura 3.29: Plano inclinado e diagrama esquemático do fluido estacionário na calha.....	45
Figura 3.30: Consistência da mistura para disposição, seus correspondentes equipamentos de desaguamento e bombeamento, ângulos de repouso e incremento de volume depositado.....	46
Figura 3.31: Disposições típicas para o sistema "pastefill".....	48
Figura 3.32: Ângulo de repouso (% de "slope") versus porcentagem de sólidos em massa de uma pasta de rejeito de ouro na Venezuela.....	48
Figura 3.33: Ângulo de repouso (% de "slope") versus porcentagem de sólidos em massa obtidos no laboratório, observa-se também a estratificação do material.....	49
Figura 3.34: Gráfico de Ângulo de repouso versus porcentagem de sólidos em massa, para diferentes adições de cal.....	50
Figura 3.35: Aplicação da força F ao plano de área A e distância x ao plano paralelo que provoca seu deslocamento a velocidade v.....	51
Figura 3.36: Curvas de fluxo típicas para suspensões concentradas: (a) relação entre tensão de cisalhamento e taxa de cisalhamento; (b) relação entre viscosidade e taxa de cisalhamento.....	52
Figura 3.37: Comportamento da viscosidade independente do tempo.....	53
Figura 3.38: Comportamento tixotrópico da viscosidade.....	53
Figura 3.39: Diagrama de vane de quatro paletas em operação.....	54
Figura 3.40: Comparação de medições de tensão de escoamento mediante método de vane e reológicos.....	55
Figura 3.41: Curvas típicas de testes de vane para diferentes concentrações.....	55
Figura 3.42: Gráfico da tensão de escoamento versus concentração de sólidos para uma ampla variedade de rejeitos minerais.....	56
Figura 3.43: Gráfico da viscosidade de equilíbrio versus taxa de cisalhamento para várias pastas de rejeitos de bauxita.....	57
Figura 3.44: Gráfico da tensão de escoamento versus adensamento da pasta.....	58
Figura 4.1: Fluxograma de caracterização da amostra.....	60
Figura 4.2: Cyclosizer Warman e granulômetro Sympatec de Laboratório.....	64
Figura 4.3: Picnômetros de Laboratorio.....	64
Figura 4.4: Aparelho de Blaine para determinação da ASE.....	66
Figura 4.5: Unidade Tristar Nitrogen Adsorption.....	66
Figura 4.6: Ensaio de sedimentação descontínua provetas de 2.000ml.....	67
Figura 4.7: Turbidímetro Digimed modelo DM-TU.....	68
Figura 4.8: Célula de Flotação Laboratório Denver.....	69
Figura 4.9: Visão geral do equipamento produtor de pasta mineral com sistema RGF.....	70
Figura 4.10: Espessador em escala de laboratório para produção de pasta mineral.....	70
Figura 4.11: Projeto do equipamento produtor de pasta mineral desenvolvido.....	72

Figura 4.12: Projeto do equipamento produtor de pasta mineral desenvolvido.....	73
Figura 4.13: Viscosímetro Brookfield, modelo DV-III.....	74
Figura 4.14: Dimensões da calha construída em acrílico.....	75
Figura 4.15: Fotografias da calha construída em acrílico.....	75
Figura 4.16: Testes de cilindro "slump" feitos para uma pasta mineral.....	76
Figura 4.17: Reômetro Haake com interface ao computador, modelo VT-550.....	77
Figura 5.1: Vista geral da amostra através de micrografias MEV.....	79
Figura 5.2: EDS da amostra geral proveniente do circuito de lamas.....	81
Figura 5.3: Difractograma da amostra proveniente do circuito de lamas.....	82
Figura 5.4: Distribuição granulométrica da amostra por meio de Sympatec.....	84
Figura 5.5: Distribuição granulométrica da amostra mediante Cyclosiser Warman.....	85
Figura 5.6: Distribuição granulométrica da amostra por meio de Cyclosizer e Sympatec.....	85
Figura 5.7: Variação da altura de interface versus tempo em escala normal da amostra para 10% de sólidos em massa em proveta de 2.000ml.....	88
Figura 5.8: Variação da altura de interface versus tempo em escala log-log da amostra para 10% de sólidos em massa em proveta de 2.000ml.....	89
Figura 5.9: Velocidade de sedimentação para flocculantes catiônicos na lama.....	90
Figura 5.10: Velocidade de sedimentação versus dosagem do flocculante catiônico C3.....	91
Figura 5.11: Velocidade de sedimentação para flocculantes aniônicos na lama.....	92
Figura 5.12: Velocidade de sedimentação versus dosagem do flocculante aniônico A1.....	93
Figura 5.13: Velocidade de sedimentação para flocculantes não iônicos na lama.....	94
Figura 5.14: Velocidade de sedimentação versus dosagem do flocculante não iônico N4.....	94
Figura 5.15: Variação da altura de interface versus tempo para 10% de sólidos em massa em proveta de 2.000ml com adição de 80g/t de flocculante Catiônico C3	95
Figura 5.16: Variação da altura de interface versus tempo em escala log-log da amostra para 10% de sólidos em massa em proveta de 2.000ml com adição de 80g/t de flocculante Catiônico C3.....	96
Figura 5.17: Variação de porcentagem de sólidos na descarga versus volume de polpa para diferentes tempos de residência de 10 e 15 minutos.....	97
Figura 5.18: Variação de porcentagem de sólidos na descarga versus dosagem de flocculante Catiônico C3: 60, 80 e 100g/t com volume da polpa igual a 10.000ml e tempos de residência de 15 minutos.....	98
Figura 5.19: Porcentagem de sólidos versus combinação dos bicos (saída/entrada) com tempo de residência de 15min e volume de polpa total 10.000ml.....	100
Figura 5.20: Porcentagem de sólidos versus combinação dos bicos (saída/entrada) com tempo de residência de 15min e volume de polpa total 10.000ml.....	101

Figura 5.21: Porcentagem de sólidos versus combinação dos bicos (saída/entrada) com tempo de residência de 15min e volume de polpa total 10.000ml.....	102
Figura 5.22: Porcentagem de sólidos versus combinação dos bicos (saída/entrada) com tempo de residência de 15min e volume de polpa total 10.000ml.....	104
Figura 5.23: Porcentagem de sólidos versus tempo de residência mediante utilização de misturador estático e reator gerador de flocos para uma altura de alimentação da polpa de 54cm (Bico 6).....	105
Figura 5.24: Porcentagem de sólidos versus tempo de residência mediante utilização de misturador estático e reator gerador de flocos para uma altura de alimentação da polpa de 81cm (Bico 9).....	106
Figura 5.25: Perfil de concentração da camada de mineral no equipamento com uso de misturador estático e reator gerador de flocos.....	107
Figura 5.26: Variação da porcentagem de sólidos da descarga nas melhores condições operacionais versus tempo de operação com e sem utilização do sistema de pás.....	108
Figura 5.27: Variação da porcentagem de sólidos das pastas minerais geradas versus tempo de exposição na interpérie com e sem utilização do sistema de pás (“rakes”).....	109
Figura 5.28: Ensaios de Flotação em Bancada com Uso da Água Clarificada do Floculante Catiônico C3 para Amostra Padrão de Minério Calcítico CAF P3187.....	110
Figura 5.29: Ensaios de Flotação em Bancada com Uso da Água Clarificada do Floculante Catiônico C3 para Amostra Padrão de Minério Calcítico CAF P4574.....	111
Figura 5.30 Ensaios de Flotação em Bancada com Uso da Água Clarificada do Floculante Catiônico C4 para Amostra Padrão Calcítico (CAF P4574).....	112
Figura 5.31: Resultados da turbidez e pH da Água Clarificada do Floculante Catiônico C3 durante o ensaio com as melhores condições operacionais na produção de pasta mineral.....	113
Figura 5.32: Porcentagens de abatimento obtidas para as pastas minerais geradas.....	114
Figura 5.33: Ângulos de repouso obtidos nas pastas minerais de lama.....	116
Figura 5.34: Viscosidade da lama para velocidade de rotação de 30rpm para as pastas minerais entre 55 e 75% de sólidos em massa.....	117
Figura 5.35: Viscosidade da lama para velocidade de rotação de 60rpm para as pastas minerais entre 55 e 75% de sólidos em massa.....	117
Figura 5.36: Viscosidade da lama para velocidade de rotação de 100rpm para as pastas minerais entre 55 e 75% de sólidos em massa.....	118
Figura 5.37: “Yield Stress” para diferentes concentrações da pasta mineral.....	119

LISTA DE TABELAS

Tabela III.1: Parâmetros de especificações de controle do calcário.....	08
Tabela III.2 : Geometria típica dos espessadores.....	12
Tabela III.3: Algumas razões para a utilização de rejeitos espessados na forma de pasta mineral.....	19
Tabela III.4: Incidentes e impactos ambientais relacionados com mineração no ano 2000.....	22
Tabela III.5: Caracterização de floculantes orgânicos.....	33
Tabela III.6: Aplicações industriais do preenchimento com "pastefill".....	40
Tabela III.7: Dimensões e material de construção de cinco cilindros para teste de "slump" de laboratório, utilizados nos experimentos de Clayton et al e Hernandez et al	42
Tabela III.8: Propriedades físicas das amostras da Mutuca – MBR.....	44
Tabela III.9: Valores de altura de "slump" e ângulo de repouso para pastas com diferentes conteúdos de sólidos.....	47
Tabela III.10: Porcentagens típicas dos custos operacionais do sistema "backfill"....	59
Tabela IV.1: Técnicas e equipamentos utilizados para determinação de características e propriedades do componente sólido.....	61
Tabela IV.2: Floculantes catiônicos, aniônicos e não iônicos avaliados.....	67
Tabela IV.3: Técnicas e equipamentos requeridos para determinação de características e propriedades das pastas minerais.....	74
Tabela V.1: Composição química da lama total do processo de beneficiamento.....	78
Tabela V.2: Análises química semi-quantitativa da amostra mineral Figura 5.1-A....	79
Tabela V.3: Análises química semi-quantitativa da amostra mineral Figura 5.1-B....	80
Tabela V.4: Distribuição granulométrica com utilização de difração laser Sympatec	83
Tabela V.5: Dados calculados e corrigidos do ensaio de Cyclosizer Warman.....	84
Tabela V.6: Valores experimentais obtidos pela picnometria simples.....	86
Tabela V.7: Valor de índice de Blaine da amostra de lama.....	87
Tabela V.8: Velocidade sedimentação e medição dos principais parâmetros.....	89
Tabela V.9: Velocidade de sedimentação para floculantes catiônicos.....	90
Tabela V.10: Velocidade de sedimentação para floculantes aniônicos.....	92
Tabela V.11: Velocidade de sedimentação para floculantes não iônicos.....	93
Tabela V.12: Porcentagem de sólidos obtidos através de recirculação da polpa no equipamento com volume total 10.000ml e tempo de residência de 15min.....	99
Tabela V.13: Porcentagem de sólidos obtidos através de recirculação da polpa no equipamento com volume total 10.000ml e tempo de residência de 15min.....	101
Tabela V.14: Porcentagem de sólidos obtidos através de recirculação da polpa no equipamento com volume total 10.000ml e tempo de residência de 15min.....	102
Tabela V.15: Porcentagem de sólidos obtidos através de recirculação da polpa no equipamento com volume total 10.000ml e tempo de residência de 15min.....	103
Tabela V.16: Principais parâmetros operacionais na produção de pasta mineral.....	108

Tabela V.17: Análises Químicas da Água Clarificada com Uso de Floculante Catiônico C3.....	113
Tabela V.18: Resultados de altura de abatimento de cone (H_S) das pastas minerais..	114
Tabela V.19: Resultados de teste de calha das pastas minerais produzidas.....	115

Resumo

No beneficiamento de fosfatos tem-se a geração de quantidades consideráveis de rejeitos dentre os quais está presente o calcário, podendo ser reaproveitados segundo as características do tipo de calcário produzido. O método mais utilizado no beneficiamento de fosfato para a disposição de rejeitos é o armazenamento em bacias (barragens). Esta abordagem não é a preferida pelas indústrias devido aos elevados volumes de água sem reaproveitamento que são associados e necessidade de grandes áreas de terra. Potenciais falhas nas barragens podem causar grandes desastres ambientais, geração de indignação pública, causas de mortes, fechamento da plantas mineradoras entre outros fatos relevantes. A disposição de rejeitos na forma de pasta mineral apresenta diversas vantagens em comparação às barragens de rejeitos convencionais, por exemplo; precisa-se de uma área muito menor para disposição, apresenta melhor recuperação de água, é menor o risco de contaminação de áreas pela ruptura de barragens, reduz a contaminação de água de processo possibilitando o reaproveitamento desta, facilita a recuperação final do local entre outros. A tecnologia de pastas minerais tem se desenvolvido rapidamente pelo mundo, na América Latina principalmente em países como Brasil, Chile e Peru. Os objetivos principais deste trabalho foram caracterização da amostra sólida proveniente das lamas de rejeitos do beneficiamento de fosfato do complexo mineroquímico de Cajati da companhia Vale Fertilizantes, mediante propriedades físicas e químicas como densidade (picnometria simples, gás); granulometria (classificação centrífuga e análise sympatec); composição química (FRX e EDS); composição mineralógica (MEV e DRX); área superficial específica (Blaine e BET); avaliação da influência de flocculantes catiônicos, aniônicos e não iônicos nas lamas calcárias; elaboração de projeto, construção e implementação de um equipamento em escala de laboratório para a produção de pasta mineral com as respectivas avaliações das principais características das pastas minerais produzidas mediante caracterização reológica como viscosidade (viscosimetria); consistência (teste de abatimento); fluidez (teste de calha) e tensão de escoamento (“yield stress”). O equipamento desenvolvido para produção de pasta mineral foi construído em material de acrílico de tipo modular podendo atingir uma altura máxima de 1,80m também foi desenvolvido um sistema móvel de “rakes”. Foram avaliados dois tipos de misturadores

polpa/floculante na alimentação do equipamento de tipo estático e sistema reator gerador de flocos denominado RGF. Os principais resultados foram: a) densidade intermédia do material sólido: $2,60(\text{g}/\text{cm}^3)$ (PS) e $3,06(\text{g}/\text{cm}^3)$ (PG); b) a granulometria da lama é bastante fina com 100% do tamanho menor a $30\mu\text{m}$; c) a FRX e MEV apresentaram na amostra a presença principal de magnésio, cálcio, fósforo, oxigênio e pequenas quantidades de ferro, silício e enxofre, também foi detectada nas imagens elevada quantidade de partículas finas; d) a DRX apresentou a presença de calcita e dolomita como principais fases mineralógicas na amostra mineral estudada; e) a amostra apresentou elevado valor da ASE, mediante o método Blaine foi de $0,9758\text{m}^2/\text{g}$ e BET de $1,972\text{m}^2/\text{g}$; f) nos ensaios de sedimentação descontínua em provetas de 2.000ml em condições normais mostraram que o ponto de compressão para uma concentração de sólidos em massa de 10% é em torno dos 7.200s, g) na avaliação de floculantes foi selecionado o Bufloc 5158 (catiônico) pelo bom desempenho apresentado nos testes de sedimentação nas dosagens de 80g/t e viabilidade de reutilização da água clarificada no processo de flotação de apatita; h) nos ensaios de sedimentação semicontínua com utilização de recirculação da polpa e uso de floculante apresentou um ganho em torno de 6% na concentração de sólidos da descarga do equipamento, na serie de ensaios também foi evidenciado a melhor operação do sistema com uso do RGF comparado ao misturador estático tendo um ganho de 4% na concentração de sólidos da descarga; i) no perfil de concentração da camada de sedimentação existe uma etapa de transição de polpa para pasta da baixa densidade na faixa entre 55% e 58% de sólidos em massa; j) a utilização de sistema de pás “rakes” é favorável, tendo um ganho em torno de 7% na concentração de sólidos em massa; k) nas melhores condições de operação no equipamento após 120 minutos de operação contínua foram obtidas concentrações de sólidos em massa em torno de 70% na forma de pasta mineral; l) nos testes de slump a lama se apresentou como pasta mineral na faixa de adensamento entre 68 e 74% de sólidos em massa; m) nos testes de flume foram atingidos ângulos de repouso superiores a 16° sem grau de inclinação da calha com 74% de sólidos massa; n) nas concentrações de 70% de sólidos em massa foram obtidos valores entre 1.400cP e 2.700cP; o) na tensão de escoamento a lama fosfática apresentou um aumento significativo de tipo exponencial com valores superiores a 80Pa a partir de 65% de sólidos em massa confirmando a formação de pasta mineral a partir desde valor.

Abstract

In the beneficiation of phosphate has been generating considerable amounts of tails of which the limestone is present, may be reused in accordance with to the characteristics of type of limestone produced. The method more used in the beneficiation of phosphate for disposal of tails is the storage in dams. This approach is not preferred by industries due to high volumes of water that are associated without reuse and need of large areas of land. Potentials flailures in dams can cause greats environmental disasters, creation of public indignation, causes of deaths, closure of mining plants and other relevant facts. The tailings disposal in the form of mineral slurry has several advantages compared to conventional tailings dams, for example, needs a much smaller area for disposal, has a better water recovery, there is less risk of contamination of areas by rupture of dams, reduces contamination of water process enabling the reuse this, facilitates the final recovery of the area among others. The paste mineral technology has developed rapidly trough of the world, especially in Latin America in countries such as Brazil, Chile and Peru. The main objectives of this study was to characterize the solid sample from of sludge tailings of the processing of phosphate of complex mineroquímico Cajati of Vale Fertilizantes Company, through properties physical and chemical such as density (pycnometry simple, gas); granulometry (centrifugal classification and analysis sympatec), chemical composition (FRX and EDS), mineralogical composition (MEV and DRX); specific surface area (Blaine and BET), evaluation of the influence of flocculant cationic, anionic and not ionic in the limestone sludge, project design, construction and implementation of a laboratory-scale equipment for the production of paste mineral with their main assessments of characteristics of the pastes minerals produced by rheological characterization as viscosity (viscometry), consistency (slump test); fluidity (flume test) and yield stress. The equipment developed for the production of paste mineral was built in acrylic material of type modular can reach a maximum height of 1.80m also was developed a system of rakes. Were evaluated two types of mixers slurry/flocculant in the feed of equipment of static type and system reactor gerator of flakes called RGF. The main results were: a) intermediate density of the solid material: $2.60(\text{g}/\text{cm}^3)$ (PS) and $3,06(\text{g}/\text{cm}^3)$ (PG), b) the size distribution of the mud is very thin with 100% of the smaller size $30\mu\text{m}$, c) the FRX

and MEV in the sample showed the principal presence of magnesium, calcium, phosphorus, oxygen and small amounts of iron, silicon and sulfur was also detected in the images large amount of fine particles, d) the DRX showed the presence of calcite and dolomite as the principal mineralogical phases in the sample mineral studied, e) the sample showed high value of the ASE by the Blaine method was $0,9758\text{m}^2/\text{g}$ and BET de $1,972\text{m}^2/\text{g}$, f) in tests of discontinuous sedimentation in beakers of 2.000ml under normal conditions showed that the point of compression to a solids concentration in mass of 10% is around 7.200s, g) in the avaluation of flocculant was selected the Bufloc 5158 (cationic) by the well performance in tests of sedimentation in dosages of 80g/t and viability of reuse of the clarified water in the process of flotation of apatite; h) in tests of sedimentation semicontinuos with using of recirculating slurry and using flocculants showed a gain about of 6% in the solids concentration in the discharge of equipment, to the series of tests was also demonstrated the best use of the system is with of RGF compared to the static mixer with a gain of 4% in solids concentration in the discharge, i) in concentration profile of the sediment layer there is a phase transition from slurry to paste of low density in the range between 55% and 58% solids by weight; j) the using rakes system was favorable, with a gain of about 7% of solids concentration in mass, k) the best operating conditions in the equipment after 120 minutes of continuous operation were obtained concentrations in solid mass around 70% in form of paste mineral; l) in the slump tests the mud presented as paste mineral in the range of thickening between 68 and 74% solids by weight; m) in the flume tests were achieved angles of repose above 16 degrees without degree inclination of the gutter with 74% solids in mass, n) in the solids concentration in mass of 70% were obtained values between 1.400cP and 2.700cP, o) in the yield stress the mud phosphate showed a significant increase in the stress of type exponential with values higher than 80Pa from 65% solids by mass confirming the formation of paste mineral since this value.

1. INTRODUÇÃO.

Na mineração o beneficiamento de minérios fosfáticos produz enormes quantidades de rejeitos calcários de tipo calcítico e dolomítico, gerando a necessidade de uma grande área para disposição (barragem). A disposição de rejeitos calcários representa um dos mais difíceis problemas para a indústria de fosfato na atualidade. Devido à sua natureza granulométrica ($<40\mu\text{m}$), as lamas calcárias são muito estáveis em suspensões de água sendo sua sedimentação extremamente lenta. A disposição de rejeitos minerais na forma de pasta mineral é uma alternativa tecnológica para solução deste problema. Segundo Theriault e colaboradores (2001), as pastas minerais são suspensões que devem ser suficientemente desaguadas e que apresentam uma velocidade de fluxo crítica quando são bombeadas, não sofrem segregação quando são depositadas produzindo um mínimo de água quando são descarregadas a partir de tubulações. Segundo os trabalhos de Jewell (2002) e de Araujo e colaboradores (2003), uma pasta mineral pode ser conceituada como um sistema de partículas finas que se apresenta como um fluido homogêneo, no qual não ocorre a segregação granulométrica das partículas, e que, se disposto de forma suave em superfícies estáveis, não apresenta drenagem significativa de água.

As características do comportamento das pastas são devidas ao adensamento em sólidos, fazendo que, a partir de uma determinada porcentagem de sólidos, não haja segregação na mistura. Como resultado, pode-se obter ângulos de disposição mais elevados do que ao utilizar polpas, por exemplo na faixa de 2 até 5%, representando um ganho importante em termos de volumes a serem dispostos em uma mesma área (Araujo et al., 2003). É importante destacar que dentre as propriedades de uma pasta mineral para a disposição como rejeitos adensados, destacam-se: tensão de escoamento da pasta; altura de abatimento (slump), que é determinada através do teste de slump; ângulo de repouso, que pode ser avaliado preliminarmente através do teste de calha (flume); viscosidade entre outros.

Na atualidade, a produção de pasta mineral tanto para o preenchimento de cavidades subterrâneas quanto para disposição superficial pode ser obtida a partir de espessadores de características especiais (espessadores de pasta), ou por meio de filtros. A utilização de espessadores de pasta mineral tem um elevado atrativo como uma alternativa ao

processo de filtragem (Stephen, 2004) permitindo uma maior recuperação de águas que nos processos convencionais.

A utilização de espessadores para a produção de pasta mineral com reologia não newtoniana, já está sendo praticada na Austrália para disposição de “red mud” (Slottee, 2005) e Estados Unidos para disposição de argilas fosfáticas (Tão et al, 2008). A aplicação desta tecnologia em outros materiais é relativamente nova, mas está crescendo rapidamente. A menor disponibilidade de água e as pressões ambientais levam ao espessamento de rejeitos em concentrações de sólidos cada vez maiores. O espessador de pasta DeBeers da planta CTP em Kimberley (África do Sul), é um exemplo de equipamento utilizado na disposição de pasta de rejeitos na superfície (Houman, 2003). A Figura 1.1 mostra outra forma de entender o que representa um sistema de pasta mineral. O gráfico esquemático desta figura mostra em caráter qualitativo a tensão de escoamento ou tensão de ruptura em função do adensamento da pasta, expresso como porcentagem de sólidos em massa (Fourie et al., 2003).

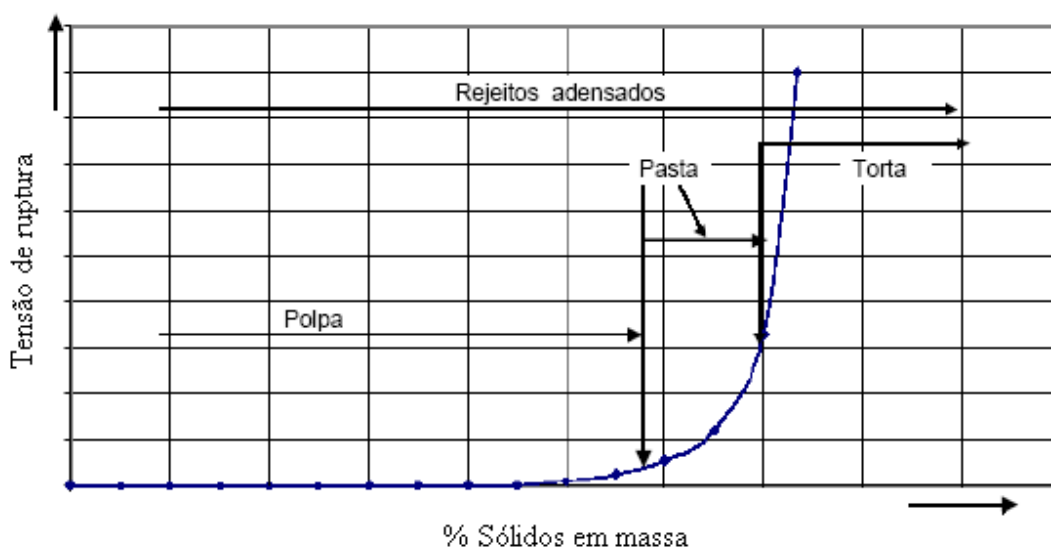


Figura 1.1: Gráfico qualitativo da tensão de ruptura versus adensamento de sólidos da pasta mineral. (Fourie et al., 2003)

A disposição de rejeitos na forma de pasta mineral tem muitas vantagens em comparação às barragens de rejeitos, por exemplo: precisa-se de uma área muito menor para disposição, apresenta melhor recuperação de água, tem menor risco de

contaminação pela possível ruptura de barragens, menor contaminação da água de processo, maior recuperação final do local, entre outras.

A tecnologia de pastas minerais tem se desenvolvido rapidamente, no mundo e mais recentemente no Brasil e Chile. A literatura técnica mostra um grande número de trabalhos dedicados a este tema. Deve-se ressaltar que esta tecnologia, principalmente no que se refere à utilização dos espessadores de pasta, não está disponível, ficando as informações com os fabricantes. Este fato mostra a necessidade contínua do desenvolvimento de estudos, em laboratório, para a melhor compreensão dos mecanismos envolvidos no espessamento de materiais com o objetivo de alcançar as características de pasta mineral, bem como no fornecimento de informação para o desenvolvimento e aplicação deste equipamento em escalas piloto e industrial.

2. OBJETIVOS.

2.1. OBJETIVO GERAL.

Desenvolvimento de equipamento em escala de laboratório para produção de pastas minerais a partir de rejeitos de lamas calcárias provenientes do beneficiamento de minérios fosfatados.

2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.

- Fazer um estudo do estado da arte relativo à utilização de pastas minerais para a disposição de rejeitos da mineração e de outras aplicações.
- Caracterizar a parte sólida da pasta, ou seja, o rejeito composto pelas lamas do processamento de minérios fosfatados, determinando as principais características físicas e químicas tais como: massa específica, distribuição granulométrica, área superficial específica, composição química e mineralógica entre outras.
- Analisar o efeito da dosagem de flocculante na velocidade de sedimentação e concentração de sólidos na zona de sedimentos das lamas calcárias para o flocculante selecionado dentre os grupos catiônicos, aniônicos e não iônicos.
- Realizar o projeto, construção e implementação de equipamento em escala de laboratório com sistema de “rakes” para produção de pastas minerais a partir de rejeitos das lamas calcárias.
- Avaliar o desempenho do reator gerador de flocos (RGF) e misturador estático nos estudos de agregação de partículas finas para obtenção de um produto mais denso.
- Avaliar o desempenho do equipamento produtor de pasta para diferentes condições operacionais.
- Determinar e estudar a reologia das pastas geradas mediante o comportamento da viscosidade, fluidez e consistência das pastas minerais em função do adensamento de sólidos.
- Correlacionar as propriedades reológicas das pastas minerais geradas com as diferentes condições operacionais do equipamento.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.

3.1. APROVEITAMENTO DAS LAMAS COMO FONTE DE CALCÁRIO.

A usina de beneficiamento mineral de Cajati produz concentrado de apatita com as frações granulométricas maiores que 10 μ m e um rejeito calcário com as frações maiores que 40 μ m. As frações menores que esses limites são descartadas como lama e correspondem em torno de 90t/h de material sólido diluído em uma polpa com aproximadamente 10% de sólidos em massa. Devido à polpa descartada em forma de lamas possuir teores remanescentes de fósforo e calcário abriu-se a possibilidade de buscar alternativas para concentrar a apatita presente e adequar o calcário como insumo para a fabricação de fosfato bicálcico, cimento e corretivo agrícola, dependendo do teor de magnésio contido. No caso para fabricação de fosfato bicálcico a lama tem que atingir uma porcentagem de sólidos em massa de torno de 70% sendo, portanto necessária a utilização de uma unidade operacional de separação sólido líquido. Além das águas recuperadas que podem ser recirculadas no processo de beneficiamento, seriam diminuídos consideravelmente os volumes de disposição de rejeitos calcários. Haveria, assim, diminuição do impacto ambiental provocado pelo descarte desse material. As lamas da microciclonação e o rejeito da flotação de finos ainda não são incorporados ao calcário atualmente produzido na unidade. Nas seguintes Figuras 3.1 e 3.2, são apresentados, respectivamente, o diagrama de blocos e fluxograma do circuito de ultrafinos atual na recuperação de apatita e produção da lama calcária.

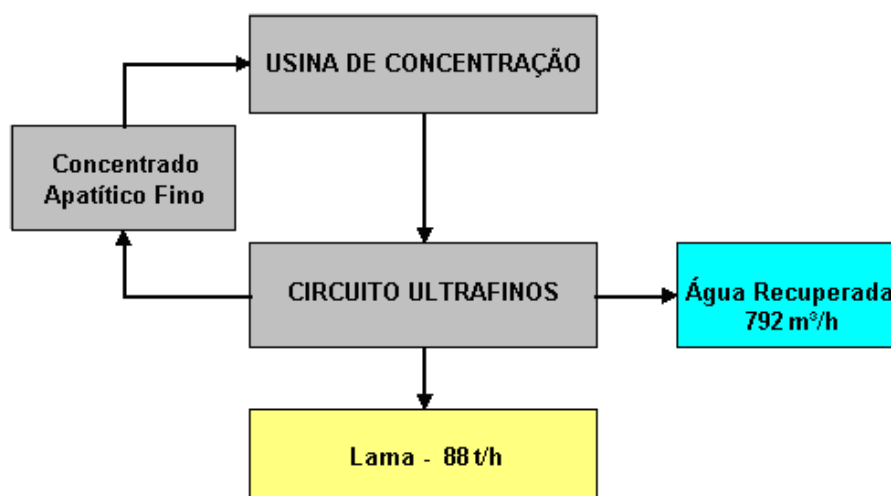


Figura 3.1: Diagrama de blocos do circuito atual de ultrafinos na recuperação de apatita.

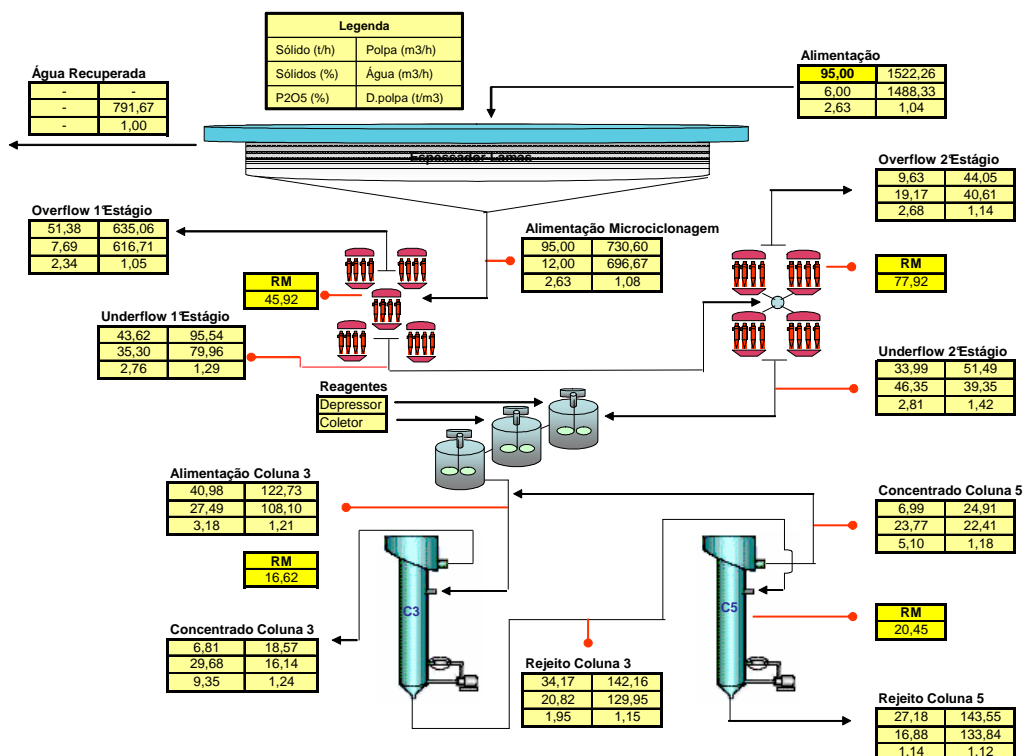


Figura 3.2: Fluxograma do circuito atual de ultrafinos na recuperação de apatita.

Nas Figuras 3.1 e 3.2, pode-se observar que atualmente a água recuperada é de aproximadamente $790\text{m}^3/\text{h}$ e a quantidade de lama calcária que está sendo descartada é em torno de $90\text{t}/\text{h}$ com uma concentração de sólidos na média entre 10 e 15% em massa. A Figura 3.3, apresenta a ampliação do circuito de ultrafinos proposta para a produção de pasta mineral a partir da lama calcária gerada no beneficiamento de apatita, composta pelo overflow das duas baterias da microciclomagem e o rejeito da flotação colunar.

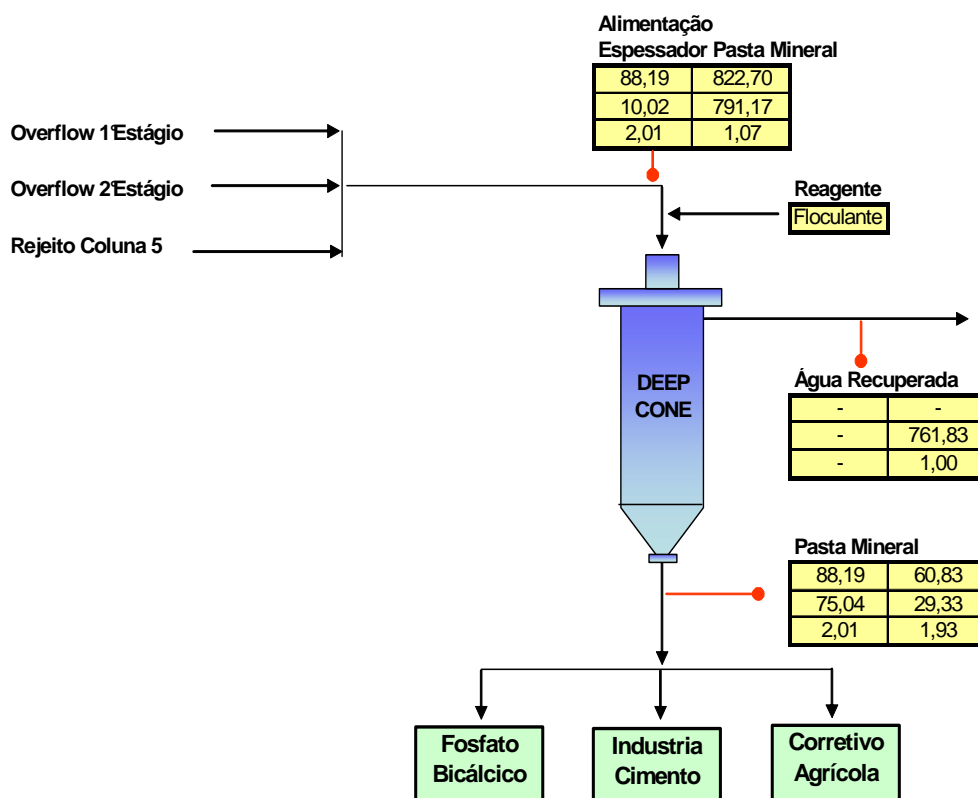


Figura 3.3: Fluxograma da ampliação do circuito de ultrafinos na recuperação das lamas calcárias mediante utilização do espessador de pasta mineral “Deep Cone”.

Na Figura 3.3, observa-se a possibilidade de reutilizar mais $760\text{m}^3/\text{h}$ de água e gerar a produção de lama calcária com uma percentagem de sólidos em torno de 70%, para utilização na produção de fosfato bicálcico, na indústria de cimento, ou corretivo agrícola segundo as especificações de análises químicas obtidas em cada pasta. Na Tabela III.1 são apresentadas as especificações de calcário para uso agrícola, produção de cimento e fosfato bicálcico (fosfálcio). Todos os aspectos mencionados anteriormente podem gerar grandes benefícios tanto no âmbito ambiental como produtivo.

Tabela III.1. Especificação de calcário para uso agrícola, produção de cimento e fosfato bicálcico (foscálcio).

Produto	Parâmetro de controle	Valor
Calcário Agrícola (Calcítico) Nº Ministério da Agricultura: SP-09454 10003-9	Soma de óxidos	$\geq 40,0 \%$
	Óxido de cálcio	$\geq 36,9 \%$
	Óxido de magnésio	2,8 % a 5,0 %
	PN	74 % a 90 %
	PRNT	$\geq 59 \%$
	Passante em 10#	$\geq 95 \%$
	Passante em 20#	$\geq 86 \%$
Calcário Agrícola (Dolomítico) Nº Ministério da Agricultura: SP-09454 10003-9	Soma de óxidos	$\geq 36,9 \%$
	Óxido de cálcio	$\geq 31 \%$
	Óxido de magnésio	$\geq 7,7\%$
	PN	74 % a 90 %
	PRNT	$\geq 59 \%$
	Passante em 10#	$\geq 95 \%$
	Passante em 20#	$\geq 85 \%$
Calcário para Foscálcio	Óxido de cálcio	$\geq 48,0 \%$
	Óxido de magnésio	$\leq 4,0 \%$
	Ferro	$\leq 1,0 \%$
Calcário Calcítico para Cimento	Óxido de cálcio	$\geq 44,0 \%$
	Óxido de magnésio	$\leq 5,5 \%$
	Óxido de Ferro	$\leq 1,8 \%$
	P ₂ O ₅ total	$\leq 1,3 \%$
	Umidade	$\leq 13 \%$
	SO ₃	$\leq 0,7 \%$

- PN: Poder Neutralização.
- PRNT: Poder Real Neutralização Total.

3.2. TECNOLOGIA DA PREPARAÇÃO DAS PASTAS DE REJEITOS.

Segundo os trabalhos de Slotte e colaboradores (2005), o conceito de espessamento por meio da utilização de cones profundos foi desenvolvido nos anos 1960 e 1970 na indústria de carvão Britânica. Com o passar dos anos, a idéia deste espessador foi combinada com as técnicas de floculação, havendo desenvolvimento de novos sistemas de alimentação, mudanças na forma do tanque, pás e sistema de descarga do “underflow” de forma de permitir a preparação de pasta mineral. Este espessador se caracteriza pela grande altura que pode atingir (vários metros), gerando mais altas forças de compressão que causam o aumento da concentração de sólidos na descarga.

Na preparação da pasta mineral, existem muitos métodos desenvolvidos e que atualmente são utilizados. No método convencional, a primeira etapa de desaguamento é realizada pelo espessador. Assim, sua descarga é ainda uma polpa, que pode ser bombeada facilmente. Utiliza-se usualmente um filtro a vácuo, seja de disco ou de tambor, para formar a pasta. No outro método o espessador de alta densidade tem sido utilizado para produzir pasta mineral, a partir de polpas diluídas de rejeito. O adensamento é conseguido através de projetos especiais, fugindo das regras convencionais de dimensionamento de espessadores e resultando usualmente em equipamentos com alturas superiores a seus diâmetros. Tanto o elevado torque requerido para o mecanismo quanto o sistema interno das pás (“rake”), são avaliados através de testes piloto de desaguamento, sem os quais torna-se praticamente impossível prever o comportamento dos equipamentos industriais. As Figuras 3.4 e 3.5 apresentam diferentes espessadores industriais de alta densidade de cone profundo (“deep cone”).



Figura 3.4: Espessadores de alta densidade de cone profundo. (Jewell, 2002)



Figura 3.5: Espessadores de pasta Eimco Deep Cone. (Tão et al, 2008)

O adensamento em sólidos das polpas resulta em uma elevada tensão necessária para o escoamento, que cresce exponencialmente a partir de uma determinada percentagem de sólidos e, usualmente, em valores de tensão de escoamento acima de 80Pa (Araujo, 2003). Esta característica indica um ponto de equilíbrio entre a energia necessária para o bombeamento e o máximo adensamento possível no espessamento. O incremento da viscosidade das pastas de rejeitos associado com o desaguamento requer normalmente a utilização de bombas de deslocamento positivo para o transporte nas tubulações. Assim, o transporte das pastas minerais pode ser realizado com menores custos. Na Figura 3.6 são apresentados típicos sistemas de tubulações e bombas de deslocamento positivo utilizados para transporte de pastas minerais.



Figura 3.6: Sistema de tubulações e bombas de deslocamento positivo utilizados para o transporte de pasta de rejeitos. (Therriault, 2001)

Na maioria das vezes, a tensão de escoamento decresce com o manuseio e/ou bombeamento da polpa ou pasta. Assim, deve-se prever este comportamento no modelo do bombeamento, sendo altamente recomendável a utilização de testes de bombeamento em circuito fechado (“loop test”), para situações mais críticas de projeto.

Nos equipamentos de separação sólido/líquido, tem-se observado uma notável sinergia entre floculantes de alto peso molecular e a elevada velocidade de espessamento. Nos últimos anos existe desenvolvimento no incremento da altura dos espessadores, fazendo uso da compressibilidade natural de polpas altamente floculadas para assim produzir um “underflow” espesso, em muitas situações conveniente para disposição direta. Os espessadores “deep cone”, “deep thickener” e “paste thickener” fazem uso desta tecnologia. Na Figura 3.7, são apresentados diferentes tipos de espessadores.

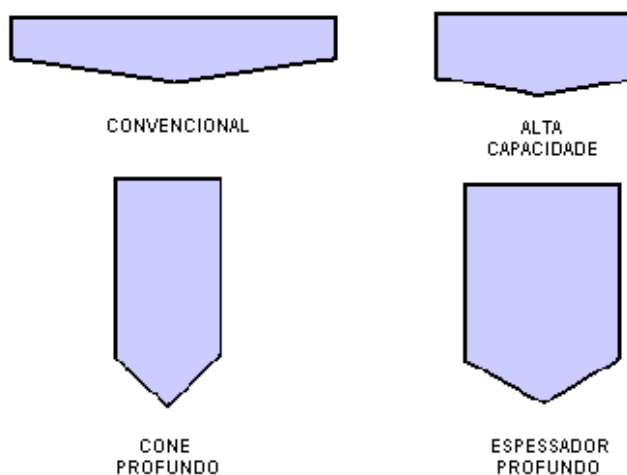


Figura 3.7: Tecnologias de espessadores. (M.J. Pearse, 2003)

Vale lembrar que a geometria do tanque dos espessadores de pasta mineral utiliza o efeito da compressão gerada pela camada profunda de material associado ao elevado desempenho de floculantes sintéticos, como resultado estes espessadores têm uma maior altura que diâmetro em relação aos espessadores convencionais. A forma cônica da descarga facilita o movimento da pasta, geralmente o ângulo do cone varia de 10° até 60°, dependendo principalmente da função esperada e do desenho do sistema de pás. Na Tabela III.2, são mostrados valores típicos de três geometrias: baixa inclinação, camada de profundidade e diâmetro.

Tabela III.2 : Geometria típica dos espessadores. (Tão et al, 2008)

Geometria		Típica Altura Camada	Tempo Residência Camada	Diâmetro Máx. Aprox.	Factor K	Descarga Pasta	%Sólidos Underflow Relativo
	Espessador polpa convencional ou alta velocidade	1 m	Médio	120 m	<25	Não	1 = menor
	Espessador pasta sem pás (cone 60°)	2-6 m	Baixo	12 m	-	Sim	2
	Espessador pasta com pás (cone 60°)	2-6 m	Baixo	12 m	<25	Sim	3
	Espessador pasta (cone ~15°)	3 m	Alto	90 m	>100	Sim	4
	Espessador pasta Eimco (30-45°)	8 m	Alto	30 m	>150	Sim	5

O principal objetivo do mecanismo de pás é de contribuir à movimentação dos sólidos sedimentados ao ponto de descarga do espessador. As pás também ajudam em desaguar o material sedimentado por mecanismos não muito compreendidos ainda, mas que envolvem efeitos de compressão e cisalhamento do material. O desenho das pás requer ampla experiência e tecnologia própria do sistema. Nos espessadores de pasta o desenho das pás depende diretamente da geometria do espessador. O torque gerado pelo esforço das pás é devido ao deslocamento do material sedimentado para a zona de descarga do espessador.

A distribuição de tamanho das partículas é particularmente importante na seleção do torque. Para polpas espessas com partículas de rápida sedimentação que alcançam uma concentração de sólidos terminal, requerem um mais elevado torque nas pás. Partículas finas de sedimentação lenta exigem, por outro lado, um menor torque. Os espessadores de pasta apresentam normalmente um sistema de pás diferente dos espessadores de polpa convencionais. Devido à sedimentação não natural da camada de mineral no espessador de pasta, as partículas grosseiras e finas tendem a não segregar e as regras dos espessadores de polpa convencionais não são necessariamente aplicáveis. Por exemplo, não tem limites no conteúdo de partículas finas. Na dinâmica de sedimentação

entre partículas finas e grosseiras, diversas partículas grosseiras são cobertas para um grau significativo pelas partículas finas que aderem na rede desta. Outros fatores, tais como a geometria, limite de elasticidade “yield stress”, efeitos do corte de desgaste e ou tixotropia tornam-se mais importantes. Torques muito elevados são necessários devido à alta concentração sólidos que existe nas profundas camadas de material sedimentado.

3.2.1. DISPOSIÇÃO DE ARGILAS FOSFÁTICAS.

A disposição dos resíduos de argila representa um dos mais difíceis problemas para a indústria de fosfato. Devido à sua natureza coloidal, material ultrafino com 91,5% em massa menor 44 μ m, as argilas fosfáticas são muito estáveis em suspensões de água e sua sedimentação é extremamente lenta. Pode levar vários anos para que rejeitos de polpas com argilas passem de cerca de 3% a 20% sólidos em massa por sedimentação gravitacional (Tão et al, 2008). No beneficiamento de fosfatos na Florida central são produzidas elevadas quantidades de argilas fosfáticas, das quais existem mais de 85.000 hectares com lagoas de argilas e preenchimento de cortes na mina, com geração de aproximadamente 5.000 hectares de tanques criados adicionalmente para cada ano de forma contínua (Hardianto et al, 1994).

O método mais amplamente utilizado para disposição de rejeitos de argilas fosfáticas é realizado por meio do armazenamento em barragens. Esta abordagem não é ideal pelo elevado volume de água que é associado, grandes áreas de terra são ocupadas, potenciais falhas na barragem podem causar grandes desastres ambientais, indignação pública entre outros motivos.

Existem dois métodos principais para a produção de pastas a partir de rejeitos minerais: espessamento e filtração. Na Figura 3.8, apresenta-se o espessador Eimco Deep Cone para produzir pastas sem utilização de operações de filtração, que é caracterizada por uma profunda camada de sólidos para compressão, fundo com declive, sistema de pás e elevada capacidade de torque.

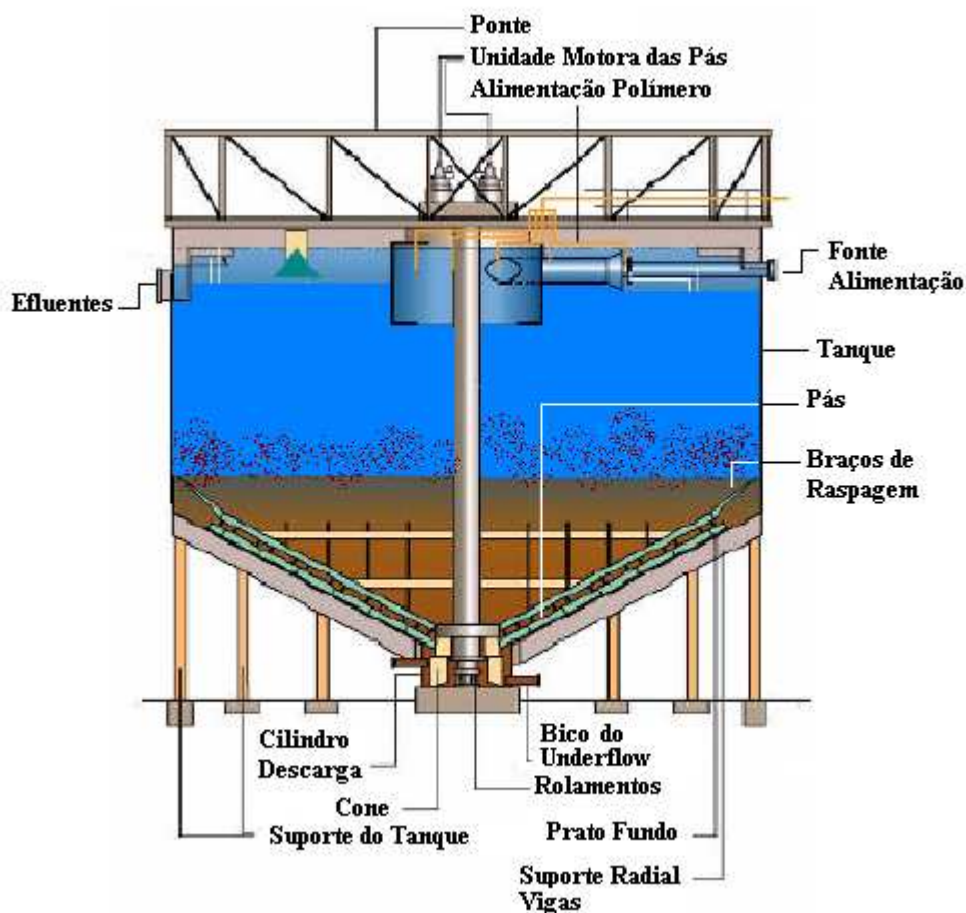


Figura 3.8: Típico Arranjo do Espessador Eimco Deep Cone. (D.Tão et al, 2008)

Nas Figuras 3.9 e 3.10, é indicado o princípio de operação do espessador Eimco Deep Cone e instalação em escala piloto para produção de argilas fosfáticas na forma de pasta mineral respectivamente.

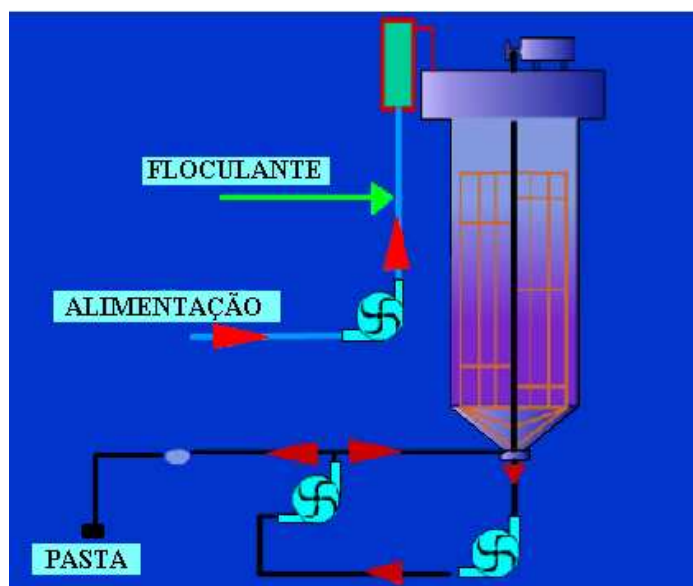


Figura 3.9: Princípio Operacional do Espessador Eimco Deep Cone. (D.Tão et al, 2008)



Figura 3.10: Instalação e Teste Operacional do Espessador Piloto Eimco Deep Cone. (D.Tão et al, 2008)

3.2.2. VANTAGENS NA PRODUÇÃO DE PASTA MINERAL COMO UMA ALTERNATIVA PARA DISPOSIÇÃO CONVENCIONAL.

O empilhamento superficial de pastas também conhecido como “stacking” é a disposição de rejeitos como uma pasta mineral na superfície do terreno, na qual já não ocorre sedimentação e segregação do mineral com um mínimo de liberação de água. Existem muitos métodos para realizar o “stacking”, dependendo principalmente da topografia do lugar da disposição e da reologia da pasta. Para a obtenção de ângulos de repouso acima de 5% os espessadores de pasta podem ser utilizados (Slottee, 2005). As Figuras 3.11 e 3.12 apresentam respectivamente, como um espessador de pasta é utilizado para produzir a disposição em “stacking”, e sistema de disposição superficial de pasta mineral desde argilas fosfáticas.

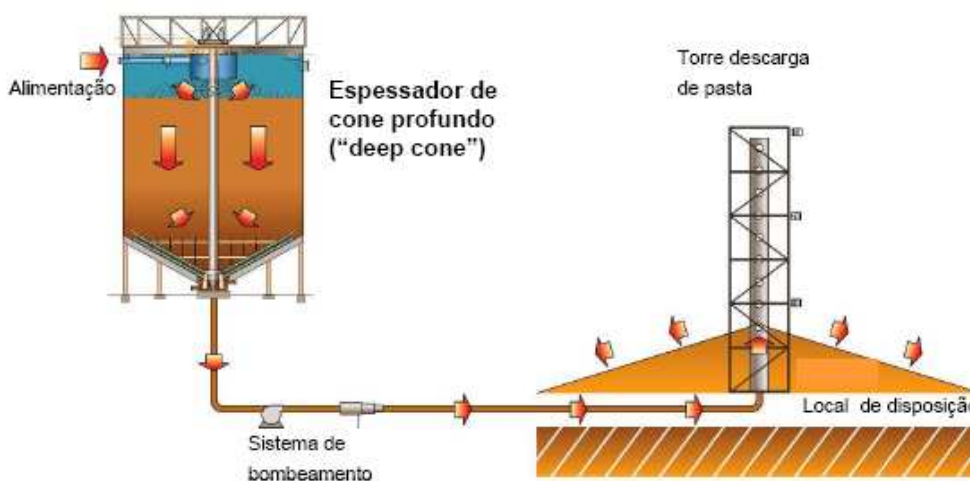


Figura 3.11: Empilhamento superficial “stacking”. (Baker e Hughes, 2001)



Figura 3.12: Sistema de disposição superficial de pasta mineral desde argilas fosfáticas. (D.Tão et al, 2008)

A concentração do “underflow” deve estar de acordo com os requerimentos do local de disposição e também permitir que a pasta possa ser bombeada a partir de sua obtenção no espessador. Dependendo da distância do espessador até o lugar de disposição, são utilizadas bombas centrífugas ou mais comumente de deslocamento positivo para o transporte da pasta mineral.

As pastas de rejeitos que apresentam fluxos de inclinação de 3 até 10 graus, proporcionam uma boa estabilização do material durante a disposição superficial. A Figura 3.13 apresenta diferentes metodologias de disposição de pasta de rejeitos em uma e três camadas.



Figura 3.13: Disposição de pasta de rejeitos em uma e três camadas na indústria mineira da Tanzania. (Theriault, 2001)

As Figuras 3.14 e 3.15 apresentam o processo da disposição de rejeitos utilizando “stacking” empregado pela indústria Alcoa World Alumina em Australia.

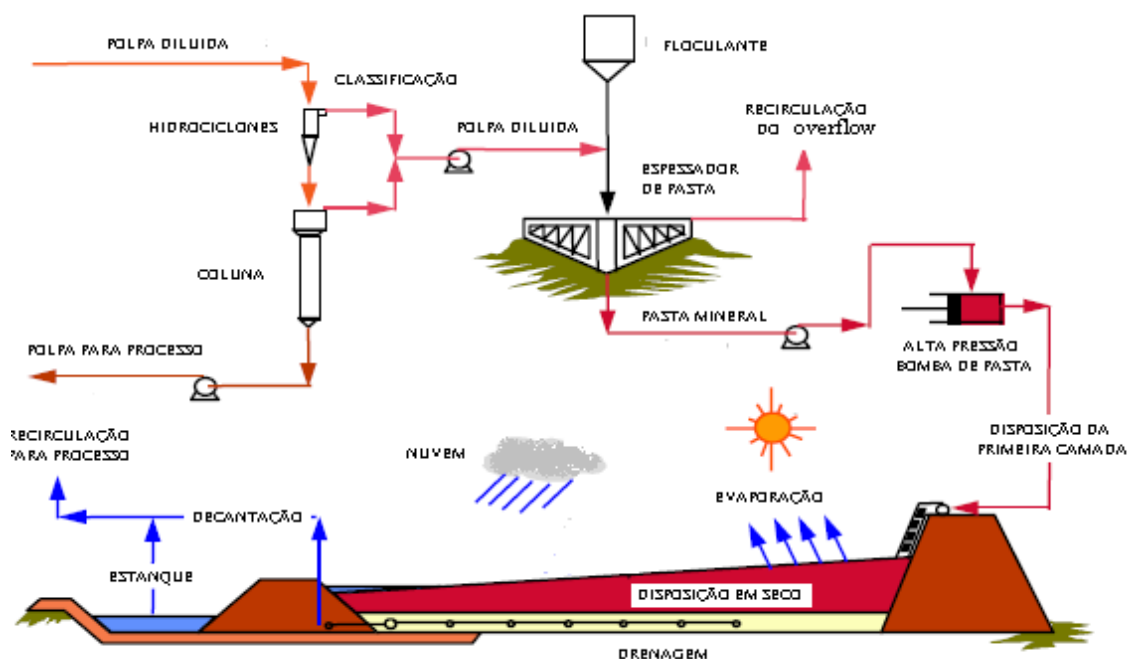


Figura 3.14: Disposição da primeira camada por “stacking” da empresa Alcoa. (Cooling, 2003)

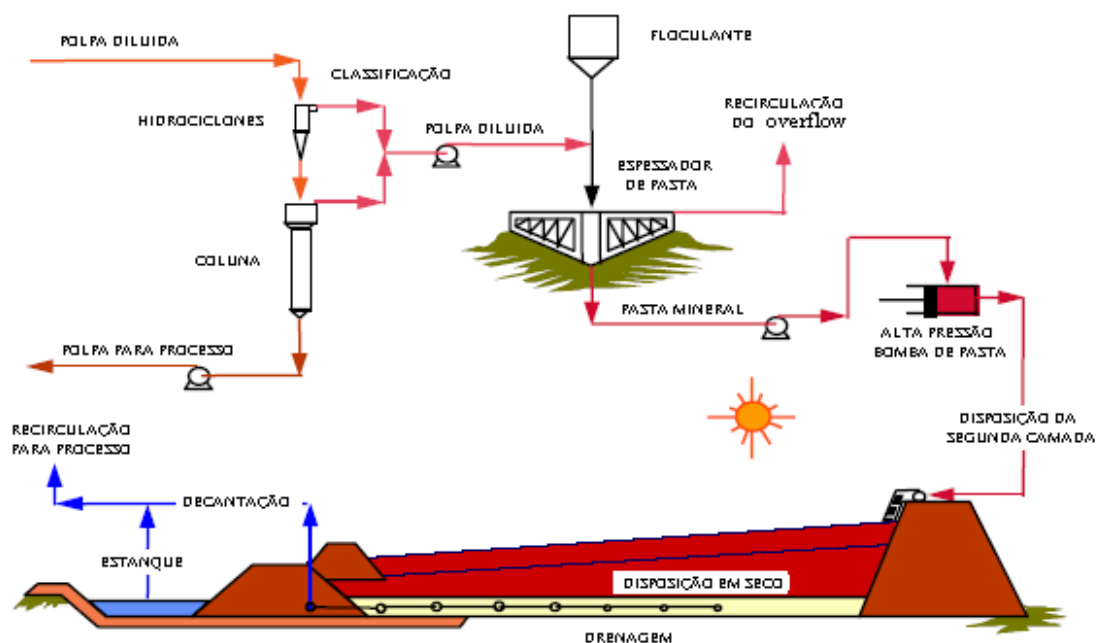


Figura 3.15: Disposição da segunda camada por “stacking” da empresa Alcoa. (Cooling, 2003)

A Tabela III.3 apresenta algumas vantagens para a utilização de rejeitos espessados na forma de pasta mineral.

Tabela III.3: Algumas razões para a utilização de rejeitos espessados na forma de pasta mineral. (Jewell, 2003)

Características	Benefícios Econômicos/Engenharia	Benefícios Ambientais/Sociais
Reduzido custo de operação em comparação com disposição a úmido.	Benefícios econômicos operacionais.	Menores recursos aplicados para tubulações e ações corretivas.
Incremento da resistência do material depositado.	Redução do risco de ruptura.	Redução do impacto ambiental.
O empilhamento de rejeito a seco requer uma menor área, já que o empilhamento em altura pode ser significativamente aumentado.	Redução do custo de compra de terra.	Redução da contaminação e melhora a produtividade da terra.
Diminuição da demanda de materiais de construção.	Menor transporte e construção.	Redução da contaminação, melhora a produtividade da terra e emissões de gases do efeito estufa.
Redução do risco de escoamento.	Melhor recuperação de reagentes.	Redução do risco de contaminação da terra e de água superficial.
Melhor superfície para lixiviação e drenagem.	Lixiviação de reagentes na superfície.	Mais rápido estabelecimento da vegetação, diminuição da geração de poeira.
Grande potencial na redução da utilização de água.	Facilidade para a coleta de água, bombeamento e economia de energia.	Reduz o requerimento de água.
Redução do potencial para liquefação em algumas condições.	Depósitos de alta resistência que não fluem.	Redução do impacto ambiental.
Redução de perdas de calor, baixa demanda de água.	Redução da utilização de energia e de custos.	Diminuição da geração de emissões de gases do efeito estufa.
Redução dos requerimentos de reagentes.	Redução de custos.	Redução de riscos de poluição.

Newman et al. (2001), realizaram uma comparação das alternativas de disposição de rejeitos: na forma de polpa (disposição convencional subaquática) e na forma de pasta (disposição superficial de pasta), considerando alguns dados dos requerimentos das barragens de rejeitos correspondentes. Na Figura 3.16 observa-se que ao considerar uma

barragem para dispor uma pasta de rejeitos (com um volume total de 154000m^3), podem ser dispostos 5,6 milhões de m^3 de rejeitos, enquanto que no caso de disposição subaquática de rejeitos, precisa-se de um volume de barragem doze vezes maior ($1,9 \times 10^6 \text{m}^3$) e o volume de rejeitos é apenas de 7 milhões de m^3 dos rejeitos (somente 22% maior que no caso anterior).

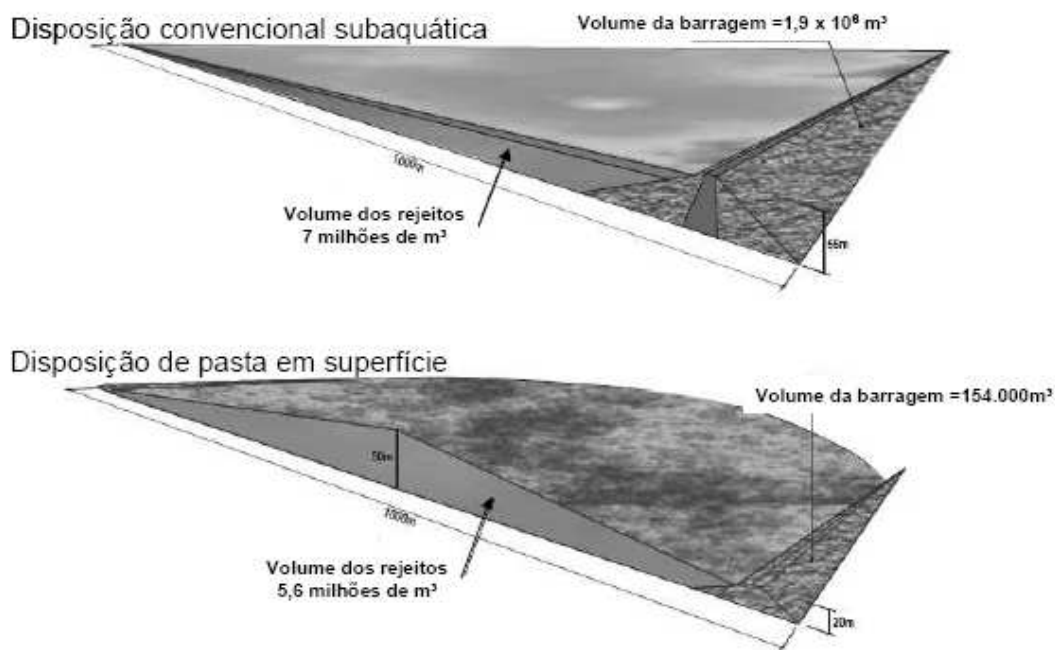


Figura 3.16: Alternativas atuais da disposição de rejeitos da mineração. (Newman et al.,2001)

3.2.3. ASPECTOS AMBIENTAIS DA DISPOSIÇÃO DE REJEITOS.

Segundo Jung e Biswas (2002), o problema dos depósitos de rejeitos, dispostos em áreas de baixo impacto aparente, é que podem ser ambientalmente mais sensíveis do que se pensa. Depois da disposição, os rejeitos podem causar efeitos ambientalmente adversos, devido, por exemplo, à lixiviação de metais pesados e outros poluentes, além da geração de ácido sulfúrico causada pela oxidação de sulfetos presentes nos rejeitos.

Desta forma, a disposição de rejeitos no meio ambiente é uma fonte de efluente aquoso e poluição que podem criar potenciais perigos à saúde pública.

Desde os anos 60, os rejeitos da flotação tem sido colocados em depósitos superficiais conhecidos como barragens de rejeitos, o que tem significado considerável impacto ambiental.

A existência das barragens de rejeitos na atualidade representa uma preocupação constante. O trabalho de Rice (2002), apresenta que um rompimento da barragem de rejeitos pode significar entre outros efeitos: perda de vidas humanas, dano ambiental severo, impacto direto nos custos de produção da usina, imagem negativa da empresa, responsabilidade legal e publicidade negativa instantânea.

O trabalho de Sofrá e Boger (2002) também indica que os métodos convencionais a úmido utilizados para a disposição de rejeitos são problemáticos devido ao risco de contaminação do solo com as águas da barragem ou bacia de rejeitos e a difícil recuperação do terreno. Na década de 70 foram registrados em torno de 35 falhas de barragens no mundo inteiro, resultando, em pelo menos 471 mortes de seres humanos, com um grande dano ambiental associado. Além da problemática ambiental, existe uma tendência mundial à racionalização do uso da água para reduzir assim os custos operacionais, melhorando a eficiência da usina. Uma alternativa que apresenta vantagens significativas, quanto à segurança e outros fatores, seria a utilização de técnicas de disposição a seco, a partir de rejeitos desaguados antes de sua disposição. Dentre as aplicações destes métodos a seco está a preparação de “pastefill”, que corresponde a uma pasta utilizada para o preenchimento de cavidades. A produção de “pastefill” melhora fatores como recuperação de reagentes e água, além de diminuir os volumes dos rejeitos a dispor, facilitando a posterior recuperação do solo.

No trabalho de Van Deventer et al. (2003) são apresentados alguns acidentes na mineração mundial ocorridos no ano 2000 (ver Tabela III.4). Além disso, é mostrado que desde 1975 até hoje os incidentes ambientais na mineração são causados em 76% dos casos pelos acidentes geotécnicos das barragens de rejeitos, em 18% pelas falhas na tubulação de transporte e em 6% devido a acidentes de transporte.

No caso do Brasil, algumas empresas estão utilizando "pastefill" preparado com adição de meta caulim e/ou cimento Portland. (Gama e colaboradores; 2001).

Tabela III.4: Incidentes e impactos ambientais relacionados com mineração no ano 2000. (Van Deventer et al., 2003)

DATA	LOCAÇÃO	FALHA	PRODUÇÃO	MORTES
30.Jan.2000	Baia Maré, Romênia.	Rompimento da barragem.	Cianeto.	Não.
10.Mar.2000	Borsa, Romênia.	Rompimento da barragem.	Metais pesados.	Não.
21.Mar.2000	Papua – Nova Guiné.	Acidente no transporte.	Cianeto.	Não.
24.Jul.2000	Romênia.	Falha na linha de bombeamento.	Chumbo, Zinco.	Não.
09.Set.2000	Galivare, Suécia.	Falha da barragem pela drenagem no filtro.	Cobre.	Não.
14.Set.2000	Papua – Nova Guiné.	Acidente no transporte.	Diesel.	Não.
29.Set.2000	Shanxi, China.	Derrame de 5,2 toneladas de NaCN no rio Shuangjiang.	Cianeto.	Não.
11.Out.2000	Inez, EUA.	Falha da barragem dentro da mina subterrânea.	Polpa descarte de carvão.	Não.
18.Out.2000	Nandan, China.	Colapso da barragem, ≈100 famílias atingidas.	Cobre.	29/mortos, 100/desaparecidos.

Os acidentes com barragens no Brasil têm se agravado nos últimos anos. Um breve histórico entre 2001 e 2004 acusam tragédias como o acidente da mineração Rio Verde em 2001 e ocorrências de pequeno porte em 2002. Em 2003, destaca-se o acidente com a barragem de rejeitos industriais de Cataguazes, que, além de diversos impactos ambientais, causou o desabastecimento de aproximadamente 600 mil habitantes por quase um mês. Já em 2004, os eventos meteorológicos adversos, combinados com a falta de manutenção de infraestrutura hídrica, resultaram na ruptura de 200 barragens de diversos tamanhos e tipos, causando diversas mortes e os mais variados danos materiais, ambientais e sociais. No ano 2007 a barragem da mineração Rio Pomba rompeu em

Mirai, onde os rejeitos contêm argilas oriundas da lavagem de bauxita, gerando sérios danos ambientais no rio e áreas agricultáveis.

3.3. FATORES RELEVANTES PARA PREPARAÇÃO DE UMA PASTA.

3.3.1. CONCEITO DE SEDIMENTAÇÃO CONTÍNUA.

Nos processos de separação sólido/líquido, o componente líquido sempre se encontra em fase contínua enquanto que o componente sólido pode estar em forma dispersa ou contínua. Em uma suspensão que alimenta um espessador, o sólido está em forma dispersa na etapa de sedimentação, mas se comporta como fase contínua na etapa de consolidação.

Denomina-se sedimentação ao processo pelo qual substâncias minerais ou rochosas, ou substâncias de origem orgânica se depositam em ambiente aquoso ou aéreo por decantação.

Espessamento é a operação de separação de uma suspensão de sólidos para obter uma polpa mais densa e uma fase líquida clarificada. O mecanismo clássico do espessamento é a sedimentação influenciada pela força de gravidade, em tanques cilíndricos que normalmente são construídos de diferentes materiais, tais como: madeira, aço ou cimento. Nos espessadores convencionais a polpa é alimentada pela parte superior e no centro do tanque, permitindo sua saída através de duas aberturas, uma no centro do fundo e outra na periferia da parte superior do tanque através de uma calha que circunda o tanque. Pela abertura do fundo há descarga da polpa e pelo vertedouro se obtém o líquido clarificado. (Chaves, 2004). Um conjunto de pás acionado pelo eixo ligado ao centro do tanque, leva o material sedimentado até a abertura de descarga. Os espessadores pequenos podem apresentar fundo plano, mas comumente este fundo tem uma pequena inclinação em direção ao centro facilitando a descarga do produto.

No processamento mineral as aplicações normalmente precedem à ciência. Isto, por certo, é verdadeiro no caso do espessamento, já que o espessador contínuo foi desenvolvido em 1905, enquanto que a primeira referência às variáveis que afetam a sedimentação foi feita em 1908. Vários autores como Nichols (1908), Ashley (1909), Mishler (1917), Free (1916) e Coe e Clevenger (1916), estudaram o efeito da concentração de sólidos, o grau de floculação e a temperatura no processo de

sedimentação. Segundo Coe e Clevenger (1916), podem-se distinguir quatro zonas em um espessador convencional contínuo com seu respectivo perfil de concentração (Figura 3.17).

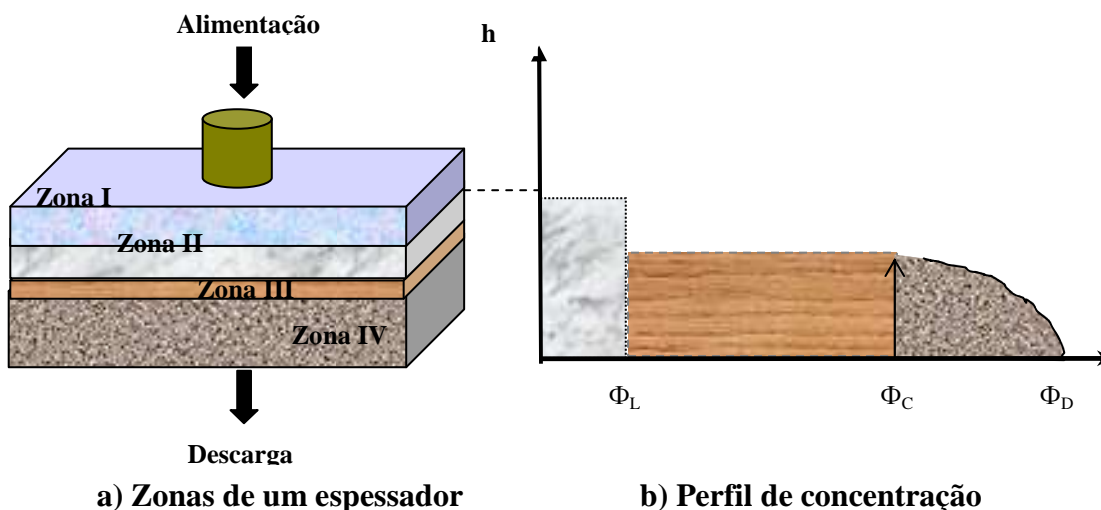


Figura 3.17: Esquema das zonas de sedimentação presentes em um espessador industrial, segundo Coe e Clevenger (1916), Φ_L : concentração da zona de sedimentação livre e perturbada, Φ_C : concentração crítica, Φ_D : concentração da descarga.

Na Figura 3.17, verifica-se que a zona I é a que contém líquido clarificado. Este líquido, separado da suspensão, é recuperado no overflow. Quando o material de alimentação contém muitas partículas finas, a zona I pode-se mostrar turva, a menos que se busque a agregação destas partículas finas. A espessura da zona I depende da quantidade de agregante adicionado ao processo. É precisamente desta forma que a profundidade do líquido clarificado é controlada em um espessador industrial, a qual se mantém em um mínimo de 0,5 a 1m para uma operação segura.

A zona II abaixo do líquido clarificado é denominada zona de sedimentação perturbada. Ela consiste em polpa de concentração uniforme que sedimenta à velocidade constante. Segundo Coe e Clevenger (1916), a concentração desta zona é a mesma que a de alimentação. Coming et al. (1954) reconheceram que isso não ocorre sempre, e que na maioria dos casos, a alimentação se dilui ao entrar no espessador. Mostraram que numa operação normal, a concentração da zona II depende mais do fluxo de sólidos na alimentação que da sua concentração. A concentração nesta zona é pequena se o fluxo de sólidos de alimentação é pequeno e aumenta quando este aumenta, chegando a um máximo quando o sólido sedimenta na máxima velocidade possível nesta zona. Se o

sólido é alimentado em excesso com relação a este fluxo máximo, a concentração da zona II continuará sendo a mesma que corresponde ao fluxo máximo e o excesso de sólido passará à zona I e será eliminado junto ao overflow.

Abaixo da zona II se encontra uma região que contém um gradiente de concentração designada como zona III e conhecida como zona de transição pois leva a concentração do valor constante da zona II ao valor que tem a concentração no sedimento da zona IV. Não está claro se esta zona realmente existe em todos os casos. Alguns pesquisadores como Coming et al. (1954), Fitch e Stevenson (1977) e Eklund e Jernqvist (1975) simplesmente ignoram a existência desta zona, mostrando uma mudança abrupta de concentração entre a zona II e o sedimento (zona IV).

Finalmente, na parte inferior do espessador, está a zona IV de sedimento, também conhecida como zona de compressão. Ela consiste numa polpa espessa em que partículas ou flóculos estão em uma estrutura tal que há um gradiente de pressão. Este gradiente de pressão origina, por sua vez, um gradiente de concentração. Coming et al. (1954) dividem a zona IV em uma zona superior de compressão com as características mencionadas e uma zona de ação das pás, em que o movimento delas permite um incremento da concentração alcançando assim um segundo gradiente de concentração.

A concentração da descarga é a concentração da parte inferior da zona de compressão, a qual depende da altura desta zona porque uma maior altura implica maior massa de sólidos suportados pela estrutura de partículas ou flóculos produzindo um maior gradiente de pressão e de concentração. O tempo de retenção da polpa no espessador também tem sido mencionado como causa de diferentes concentrações da descarga da polpa, para uma mesma altura do sedimento.

3.3.2. DESCRIÇÃO DE UMA SUSPENSÃO EM SEDIMENTAÇÃO DESCONTÍNUA.

A finalidade de um estudo básico de espessamento é obter um método para projetar e/ou operar um espessador contínuo a partir da informação obtida de sedimentações descontínuas em nível de laboratório. Por esta razão é importante a compreensão do comportamento de uma suspensão de sólidos em sedimentação.

Quando uma suspensão de partículas sedimenta em uma coluna com fundo fechado, podem-se distinguir várias etapas no processo, de acordo com o mostrado na Figura 3.18.

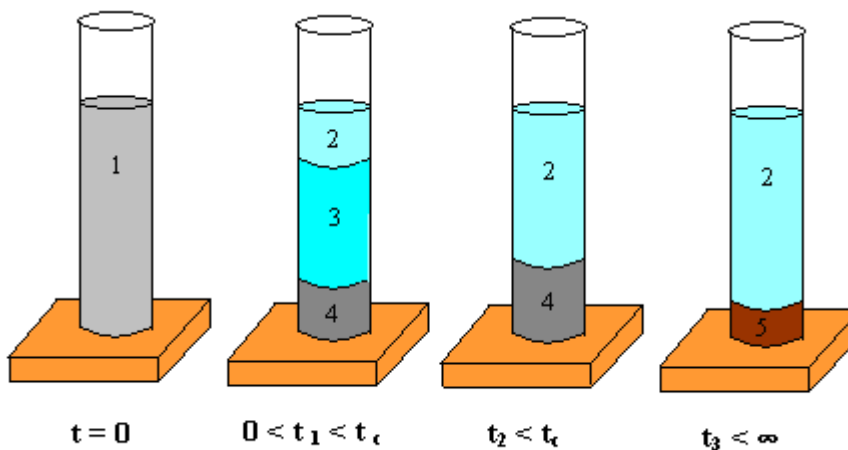


Figura 3.18: Suspensão em sedimentação para distintos intervalos de tempo ($t = 0$; t_1 ; t_2 ; t_3) contendo cinco fases diferentes: 1) suspensão de concentração constante; 2) líquido clarificado; 3) suspensão em sedimentação; 4) sedimento em consolidação; e 5) sedimento em equilíbrio final.

Os processos de sedimentação descontínua se realizam segundo as etapas:

- a.- antes de iniciar a sedimentação, a concentração da suspensão é constante em todo o volume da coluna;
- b.- uma interface líquido-suspensão na parte superior da coluna é usualmente formada devido à sedimentação das partículas. A velocidade com que desce esta interface no início do processo é o que se denomina velocidade inicial de sedimentação;

c.- as partículas que sedimentam se acumulam no fundo da coluna alcançam uma concentração maior que aquela da suspensão original. Uma interface suspensão-sedimento se forma e sobe pela coluna à medida que se acumula maior quantidade de material;

d.- para o material em sedimentação, qualquer nível de coordenada em direção ao sedimento aumentará sua concentração com o tempo, o que significa que em um lugar de concentração determinada que ao início encontrava-se perto do fundo da coluna, se propagará nas regiões superiores desta. Pode-se dizer que cada concentração se propaga na coluna, como uma onda de concentração constante a uma velocidade determinada;

e.- em um instante determinado a interface água-suspensão se encontrará com a interface suspensão-sedimento, constituindo o que se denomina instante crítico. As coordenadas da interface neste instante recebem o nome de coordenadas críticas, e elas definem o ponto crítico da sedimentação;

f.- se o material é incompressível, isto é, se depois do instante crítico não há mudança da concentração no sedimento, a sedimentação cessa. Esta condição raramente ocorre no espessamento de suspensões industriais, mas pode ser observada na sedimentação de pequenas esferas de vidros (Shannon e Tory, 1966);

g.- as suspensões de partículas minerais tem um comportamento semelhante ao descrito no item anterior, quando cada partícula está bem dispersa na fase contínua. Estas partículas são tão finas que sua velocidade de sedimentação é muito pequena. Para acelerar o processo de sedimentação as partículas são floculadas. Cada flóculo pode agora ser considerado uma pseudopartícula com maior tamanho e maior velocidade de sedimentação. Estas novas partículas mostram uma certa quantidade de água ao formar o sedimento, que só pode ser retirada dele com uma maior compressão ou outro mecanismo como a agitação. Este fenômeno se produz pela pressão exercida sobre os flóculos pelo material que se encontra em nível superior. Neste caso, a sedimentação continua depois do instante crítico a uma velocidade reduzida que recebe o nome de consolidação. É óbvio que as camadas inferiores que suportam todo o peso do sedimento serão mais concentradas que as camadas superiores deste. No sedimento se estabelecerá desta forma, um gradiente de concentração que tomará um valor constante no equilíbrio final.

Na Figura 3.19 apresenta-se um gráfico da posição das interfaces (z) em função do tempo (t), onde, t_c é o tempo crítico de um instante determinado onde a interface água-suspensão se encontrará com a interface suspensão-sedimento. Como foi mencionado as coordenadas da interface neste instante recebem o nome de coordenadas críticas.

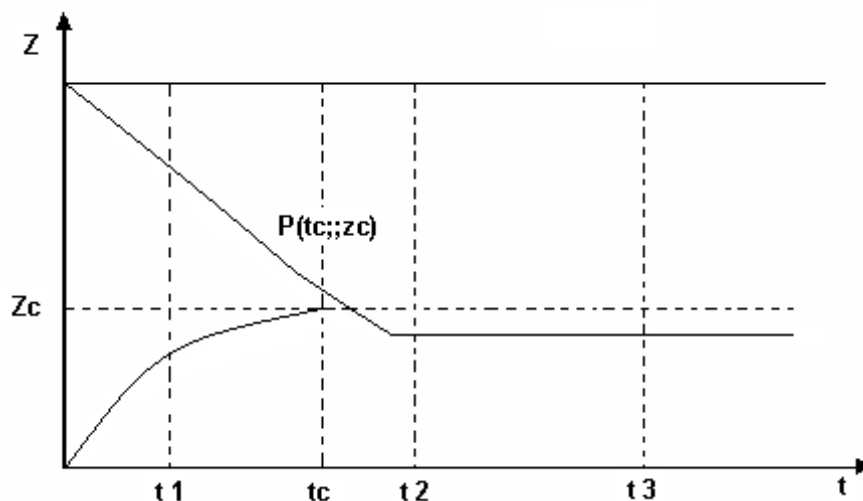


Figura 3.19: Gráfico de posição das interfaces (z) em função do tempo (t) para o processo de sedimentação apresentado na Figura 3.18.

3.3.3. CONCEITO DA FLOCULAÇÃO E COAGULAÇÃO.

O processo de agregação de partículas utilizado para melhorar o desempenho das operações de separação sólido-líquido na indústria mineral é realizado normalmente por meio de dois mecanismos a floculação e a coagulação.

Possivelmente a principal ajuda à prática da sedimentação é a floculação em conjunto aos dispositivos mecânicos desenvolvidos para promover e acelerar este fenômeno físico-químico. A floculação é praticamente um pré-requisito para um eficiente processo de clarificação; um exemplo muito típico deste é o tratamento da água potável.

A arte da floculação é antiga, mas a ciência é comparativamente nova, como também são os mecanismos projetados para acelerar e melhorar seus efeitos. Certas suspensões muito diluídas não se podem espessar ou clarificar sem o aporte de um agente floculante que junta as partículas. Em muitos casos onde a suspensão exibe uma boa qualidade para sedimentar, o uso de um agente floculante com floculação mecânica pode aumentar a velocidade de sedimentação e melhorar a clarificação marcadamente. (Concha et al, 1985).

Segundo os trabalhos de Sharma et al. (2006), a floculação é um processo que tem como finalidade formar agregados de partículas finamente divididas através da formação de flóculos que melhoram a sedimentação e causam a clarificação do sistema. A floculação gera uma suspensão não-homogênea em uma escala macroscópica.

Os floculantes são utilizados em processos de separação sólido/líquido, eles atuam em nível molecular nas superfícies das partículas para reduzir as forças repulsivas e incrementar as forças atrativas. A finalidade da adição de floculantes é formar agregados a partir de partículas finamente divididas em forma de flóculos que ao aumentar o tamanho fazem aumentar a velocidade de sedimentação permitindo a clarificação dos líquidos.

A coagulação tem por objetivo agregar as partículas que se encontram em suspensões finais ou em estado coloidal, de tal forma que os agregados formados possam ser removidos por decantação ou filtragem. Este processo de agregação ocorre devido à duas ações distintas:

- i) Desestabilização: por adição de produtos químicos, são reduzidas ou neutralizadas as forças elétricas repulsivas presentes nas superfícies das partículas.
- ii) Agregação das partículas formando agregados (coágulos) que sedimentam a uma velocidade maior. Esta agregação é facilitada pela agitação.

Os reagentes utilizados no processo de coagulação são agrupados em três categorias:

- i) Coagulantes: compostos geralmente de ferro ou alumínio. Capazes de produzir hidróxidos gelatinosos insolúveis e englobar as partículas ou impurezas.
- ii) Alcalinizantes: capazes de conferir a alcalinidade necessária à coagulação (cal viva – óxido de cálcio; hidróxido de cálcio; hidróxido de sódio – soda caustica; carbonato de sódio – barrilha).
- iii) Coadjuvantes: capazes de formar partículas mais densas e tornar os agregados mais pesados (argila, sílica ativa, polieletrólitos, etc.). (Gregory et al, 1988).

Algumas propriedades dos coagulantes são:

- i) Reagem com álcalis produzindo hidróxidos gelatinosos que envolvem e adsorvem impurezas (redução de turbidez).
- ii) Produzem íons trivalentes de cargas elétricas positivas, que atraem e neutralizam as cargas elétricas dos colóides que, em geral são negativas (remoção de cor).

O sulfato de alumínio e o sulfato ferroso são os coagulantes mais empregados. Os fatores principais que influenciam no processo de coagulação são: espécie de coagulante, características químicas da água, temperatura, agitação entre outros. Com a crescente ênfase na qualidade da água em toda a indústria mineira, os sistemas para o tratamento das águas são cada vez mais comuns usando as combinações de floculantes e coagulantes.

3.3.4. REATOR GERADOR DE FLOCOS (RGF).

Existem três tipos de unidades para agregação (coagulação-floculação) que são empregados no tratamento de águas e efluentes: hidráulica, mecânica e pneumática (Sincero et al, 2003). As unidades hidráulicas aproveitam a energia cinética que o fluxo adquire ao escoar por um conduto, para agitação da massa líquida. Ainda, conforme o sentido da corrente hídrica, no interior das câmaras, os reatores hidráulicos subdividem-se em: fluxo horizontal, fluxo vertical e fluxo helicoidal. Os reatores mecânicos necessitam agitadores para promover a mistura. Os reatores pneumáticos empregam ar para promover a agitação.

Configurações curvas de tubos circulares são muito empregadas em trocadores de calor, reatores químicos, unidades de osmose reversa. Essas unidades helicoidais de mistura apresentam vantagens em relação aos sistemas retilíneos ou misturadores mecânicos, principalmente pelas características hidrodinâmicas e pela existência de um fluxo secundário. Esse fluxo apresenta uma ação de forças centrípetas, com um movimento ao longo das paredes e próximo ao centro do tubo, aumentando a resistência ao escoamento (Streeter, 1961; Berger et al., 1983; Agrawal e Nigam, 2001; Gregory, 1988; Elmaleh e Jabbouri, 1991; Oddegard et al, 1992; Buchanan et al., 1998).

O reator gerador de flocos RGF consiste num reator de mistura helicoidal em linha para a agregação e separação sólido/líquido de partículas em suspensão (Rubio e Carissimi, 2007). A agitação necessária para dispersão do agente de desestabilização e geração dos agregados é realizada com o aproveitamento da energia cinética do fluxo hidráulico ao longo do reator tubular helicoidal.

Uma unidade semi-piloto do RGF é mostrada na Figura 3.20: é constituída por um tubo de poliuretano transparente com diametro interno de 0,0127m envolto na parte externa de uma coluna fixa de polivinil cloreto (PVC), com um raio interno de 0,1m, composto por 32 anéis, comprimento de 12m e volume de 1,52L. Este modelo possui a alternativa de injeção de microbolhas de ar, tornando o reator como um flotador de flocos aerados, ou seja, possui uma dupla função, de servir ao mesmo tempo como reator de agregação e contator de bolhas/agregados.

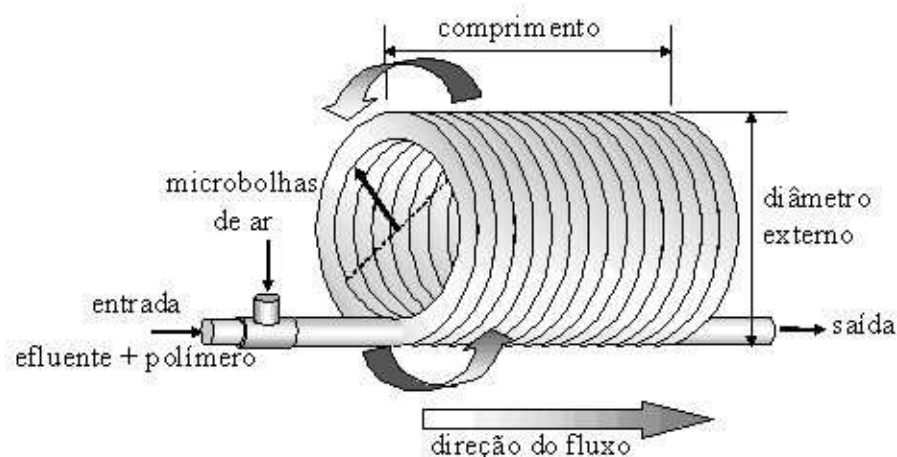


Figura 3.20: Reator Gerador de Flocos (RGF). (Rubio et al., 2007)

O emprego de agregação em linha (canaletas, dutos, tubos) não é uma prática comum, porém, já existente em algumas plantas industriais, seja pela necessidade prática dos operadores, otimização de espaço ou pela comercialização por empresas especializadas no tratamento de águas e efluentes.

3.3.5. TIPOS DE FLOCULANTES.

A floculação pode ser conceituada como a ação de formar massas agregadas ou massas compostas de partículas.

Os floculantes podem ser classificados de acordo com a composição química:

- a) Floculantes inorgânicos.
- b) Floculantes orgânicos.

a) Floculantes Inorgânicos.

Estos floculantes estão sendo utilizados há muito tempo. Segundo Sharma et al. (2006) nesta classe aparecem sais de metais multivalentes comumente com afinidade com alumínio e ferro. Mas a utilização dos floculantes inorgânicos tem algumas desvantagens como:

- i) Grandes quantidades de floculantes são, em geral, requeridas.
- ii) Elevada sensibilidade ao pH.
- iii) Aplicáveis somente para sistemas de baixa dispersão.
- iv) Não floculam partículas muito finas.

b) Floculantes Orgânicos.

Nos recentes anos houve um grande desenvolvimento de polímeros orgânicos com características adequadas à floculação mesmo quando seja adicionado em pequenas quantidades (ppm). Estes floculantes orgânicos vem se tornando muito utilizados há três décadas. Dependendo das fontes eles são basicamente de dois tipos; orgânicos sintéticos e orgânicos naturais como é mostrado na Tabela III.5:

- i) Floculantes orgânicos sintéticos: estes são baseados em vários monômeros como: acrilamida, ácido acrílico, cloreto de dialidimetil amônio (DADMAC), ácido sulfônico (Sharma et al., 2006).
- ii) Floculantes orgânicos naturais: estes são baseados em polímeros naturais, como amido, celulose, gomas naturais e seus derivados (Sharma et al., 2006).

Tabela III.5: Caracterização de floculantes orgânicos. (Sharma et al., 2006)

Floculantes Orgânicos Sintéticos	Floculantes Orgânicos Naturais
Mais efetivos devido á facilidade de emprego dos polímeros. O peso molecular, distribuição do peso molecular, natureza e porcentagem de carga iônica e a adequada estrutura dos polímeros.	Tem um elevado peso molecular com uma constituição molecular fixa e de longas cadeias.
Não-biodegradáveis, podem ser tóxicos para o meio ambiente.	Têm um peso molecular fixo e uma cadeia longa definida, os grupos funcionais podem ser derivados de floculantes efetivos.
Baseados em recursos não-renováveis, tais como petroquímicos, e por tanto, de elevado custo.	Baseados em biomassas orgânicas renováveis, biodegradáveis, não-tóxicas e de baixo custo.

3.3.6. MECANISMOS DE FLOCULAÇÃO.

A floculação corresponde a uma agregação de partículas em suspensão com polyeletrólitos (catiônicos, aniônicos, ou não iônicos) principalmente junto a pontes ou mecanismos auxiliares por área localizada (“patche”).

LaMer et al. (1963), desenvolveram a teoria das pontes, que mostra uma descrição útil da habilidade dos polímeros com elevado peso molecular para desestabilizar dispersões coloidais. Uma revisão da floculação foi escrita por Gregory (1978). A desestabilização por pontes ocorre quando segmentos de cadeias de polímeros adsorvem em mais de uma partícula, unindo-as. Quando uma molécula do polímero entra em contato com uma partícula coloidal, alguns dos grupos reativos nos polímeros são adsorvidos na superfície da partícula, deixando outras porções da molécula estendidas dentro da solução (“tail”) como se apresenta na Figura 3.21. Os polímeros serão adsorvidos na superfície em uma série de laços (segmentos estendendo-se na solução) e “trains” (segmentos adsorvidos na superfície). Se uma segunda partícula tem sítios de adsorção

que podem gerar a extensão dos laços e trains, como se apresenta na Figura 3.22.(a), o agregado partícula-polímero-partícula é formado na condição que o polímero serve como uma ponte. Os polímeros adsorvidos devem se estender bastante longe da superfície da partícula para unir-se a outra partícula de forma a efetivar a agregação. Se o polímero for adicionado em excesso, sendo adsorvido, pode restabilizar a dispersão coloidal por saturação superficial segundo mostrado na Figura 3.22.(b).

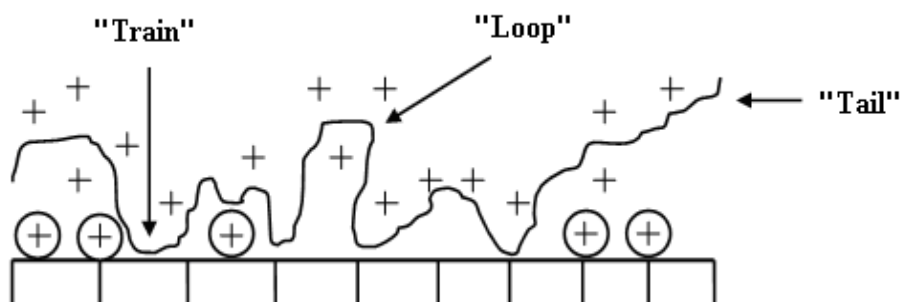


Figura 3.21: Adsorção de polímero e formação de laços dispostos mediante ponte. (Sharma et al., 2006)

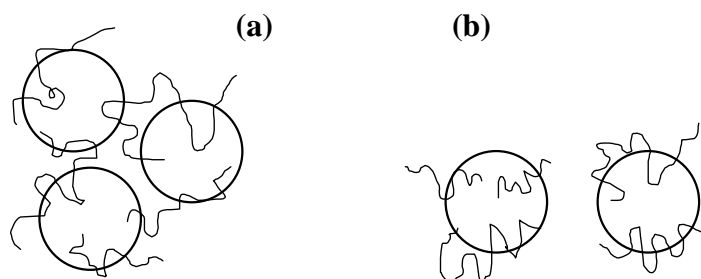


Figura 3.22: a) Polímero como ponte entre partículas; b) Restabilização da suspensões coloidaes. (Sharma et al., 2006)

O tamanho da cadeia do polímero e sua ramificação são aspectos importantes na agregação. Verifica-se na prática que polímeros de mais alto peso molecular e com cadeias lineares (não ramificadas) têm melhor desempenho na agregação.

Um segundo tipo de floculação polimérica, é descrito como o modelo “patch” (por área localizada) ou mecanismo eletrostático. Este mecanismo envolve uma distribuição desigual de cargas resultado da adsorção de “patches” discretos de polímeros na superfície das partículas. Um polímero altamente catiônico é adsorvido na superfície de

uma partícula carregada negativamente como se apresenta na Figura 3.23. A floculação é obtida reduzindo a carga negativa da superfície e a repulsão entre partículas, este efeito é conhecido como neutralização da carga. O mecanismo de floculação pelo modelo “patch” é mais adequado para aplicações de polímeros com baixo peso molecular.

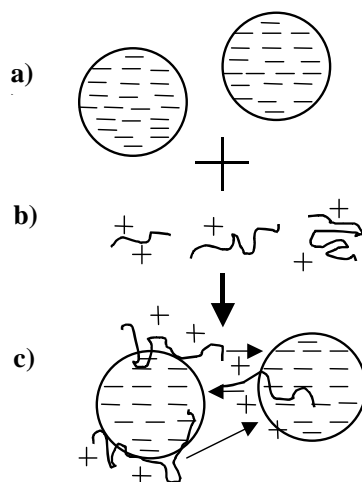


Figura 3.23: a) Partículas carregadas negativamente, b) Floculante catiônico, c) Neutralização de cargas mediante mecanismo “patch”. (Sharma et al., 2006)

A floculação de partículas finas gera diversas vantagens como: aumento na velocidade de sedimentação das partículas melhorando a claridade do “overflow” do espessador, reduzindo o tempo de residência, aumenta a capacidade de espessamento e reduz o tamanho do espessador. A identificação do floculante e dosagem ótima para o funcionamento mais efetivo é um dos parâmetros importantes para a operação ideal do espessador de pasta. Isto usualmente envolve testes exploratórios em laboratório e depois em escala piloto para confirmação dos resultados obtidos.

3.3.7. DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DO SÓLIDO.

A distribuição granulométrica do sólido é importante pois influencia a porosidade e a resistência da pasta. Usualmente, a adição de cimento na preparação de pastas de preenchimento, melhora tanto as propriedades de bombeamento quanto de resistência. Isto é atribuído à presença de partículas muito finas que reduzem a perda por separação

do componente água da pasta. Estas partículas permitem também a minimização da fricção entre as superfícies internas do tubo e a pasta, por exemplo, quando esta última é transportada. A Figura 3.24 mostra as curvas de distribuição granulométrica para os rejeitos de mina, cimento e mistura rejeito com 8% em massa de cimento.

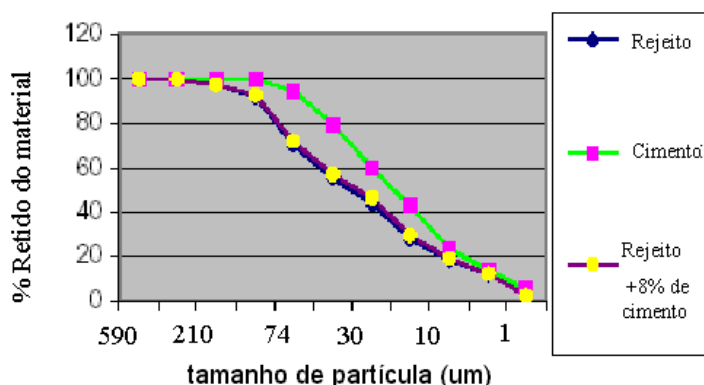


Figura 3.24: Distribuição do tamanho de rejeito, cimento e mistura. (Jung et al., 2002)

Segundo Jung et al. (2002), o excesso da quantidade de partículas finas pode produzir uma redução da resistência da pasta, ainda que uma certa quantidade de material fino (tamanho $< 20\mu\text{m}$) seja necessária para bombear a pasta através da tubulação sem perdas da resistência requerida para preenchimento.

3.4. APLICAÇÕES INDUSTRIAIS DO PREENCHIMENTO COM PASTA.

Wang e colaboradores (2002), estabelecem a existência de diferentes tipos de material utilizados para backfill cimentado (preenchimento subterrâneo), dentre estes: preenchimento com agregado cimentado (CAF), preenchimento hidráulico cimentado (CHF) e preenchimento com pasta cimentada ou pastefill (CPF). Enquanto que segundo os autores Amarutanga e Yaschyshyn (1997), existem três tipos principais de backfill: “hydraulic fill”, “rock fill” e “paste fill”. Cada um tem vantagens e desvantagens e sua utilização depende das condições de mineração presentes. O tipo “hydraulic fill” são polpas de preenchimento onde o sólido consiste de rejeitos e terras aluviais mais a adição de um ligante. Esta polpa pode ser transportada por gravidade ou por bombas. No “rock fill” não são consideradas polpas, pois esta mistura corresponde a um

agregado entre partícula/partícula com a adição de um cimento, este tipo é usado em áreas de elevada tensão.

O “pastefill” apresenta normalmente um elevado conteúdo de sólidos finos correspondentes aos rejeitos gerados pelo beneficiamento e podem alcançar uma boa qualidade com pequenas dosagens de ligantes. Segundo Sofrá e Boger (2002), o “pastefill” é uma pasta preparada com rejeitos da mineração, utilizada para preenchimento de cavidades subterrâneas, que melhora as propriedades de suporte da estrutura permitindo reduzir a disposição superficial dos rejeitos. Estes rejeitos devem ser primeiramente espessados para formar a pasta, e normalmente, são misturados com pequenas quantidades de cimento (3 a 5% em massa) para incrementar suas características de resistência. A pasta flui através de um duto com a ajuda da gravidade e após é disposta de forma horizontal ao fazer o preenchimento. A Figura 3.25 apresenta os ângulos possíveis para a disposição de uma polpa de alta densidade e para uma pasta mineral, em uma visão de caráter qualitativo.

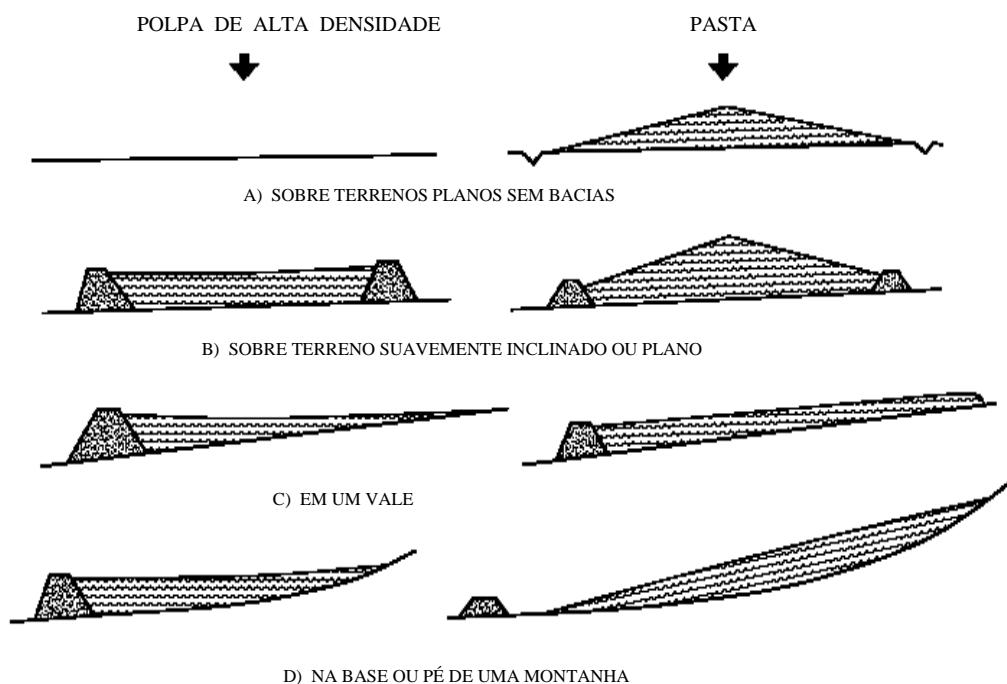


Figura 3.25: Ângulos de disposição para polpas de alta densidade e para pasta, em vários tipos de terreno. (Laudriault, 2002)

Alguns exemplos de operações mineiras que trabalham com pastas minerais para preenchimento de cavas no mundo, segundo Jung et al., 2002, são mostrados a seguir:

- O sistema de "backfill" com pasta na mina subterrânea de Ag–Pb–Zn da empresa BHP-Cannington é aplicação pioneira na Austrália, em operação desde 1997. Este sistema utiliza rejeitos já moídos com aproximadamente 60% em massa de sólidos e um P_{80} na faixa de 80 até 100 μ m. Durante a produção da pasta, os processos de adição de cimento e controle de qualidade são totalmente automatizados. A descarga de produto é favorecida com o uso de vácuo.
- As minas Getchell e Merkle da empresa Barrick Gold, incorporam aditivos na etapa de "backfill". No caso da usina Getchell, são usados aditivos redutores de água, o que permite alcançar maiores valores de resistência a compressão. No caso da mina Merkle é utilizado um aditivo ligante para tratar "in-situ" o estéril já disposto. A mistura de sólido para preenchimento é a seguinte: rocha (66%), areia (25%) e lama (9%). Neste caso, são adicionados na mistura: cimento, dispersante e aditivos para o controle de hidratação. O dispersante atua aumentando a fluidez enquanto o aditivo sobre o manuseio da pasta.
- Na mina Jiaojia da China, um novo ligante recentemente desenvolvido é chamado de material condensado com alto conteúdo de água, capaz de solidificar uma mistura em que o volume de água seja nove vezes o volume do sólido. Ao misturar este tipo de ligante com uma polpa mineral, obtêm-se resistências médias à compressão maiores que 2MPa após 2 dias de cura. A mistura considera 7% em massa do ligante em uma polpa de 64% de sólidos de rejeito. É importante destacar que se podem obter resistências similares, ao adicionar cimento Portland, depois de 28 dias de cura.
- A mina Neves Corvo em Portugal também utiliza preenchimentos com pasta para suas cavas. O nível de produção da usina de beneficiamento é de aproximadamente 2 milhões de toneladas de concentrado por ano, composto principalmente de cobre e cobre/estanho. O rejeito tem concentração de 65% em massa de sólidos com uma granulometria 100% < 200 μ m com um P_{80} na faixa de 30 a 40 μ m. O conteúdo de cimento na pasta para preenchimento vai de 1 até 7% em massa, dependendo do método de mineração usado. Um novo ligante para "backfill" chamado sungeric é adicionado em uma razão de 35/1 (areia/ligante), mostrando bom desempenho pois reduz a dificuldade do

transporte da pasta, aumenta a resistência à compressão e reduz os custos de preenchimento.

- Na Kinross Gold Corporation, os rejeitos já moídos são diluídos até 10 - 15% de sólidos e misturados com flocculante. Depois são levados para o espessamento, produzindo uma pasta com menos de 60% de sólidos. Assim, o processo convencional de três estágios para a preparação de pasta, é reduzido só a etapa de espessamento. A pasta é misturada com areia e ligante antes de ser utilizada no preenchimento.
- A mina Henty Gold da Austrália normalmente utiliza pasta de rejeitos filtrados que são misturados com polpas cimentadas. Atualmente, o estéril da mina é adicionado à pasta de rejeitos para melhorar sua resistência e reduzir o consumo de cimento em 50%.
- Em 1996, a mina Brunswick de Noranda Inc. do Canadá, modificou seu sistema de "rockfill" cimentado e não cimentado, para preenchimento com pasta. Os rejeitos com 50 – 60% de sólidos, são atualmente usados para preparar "pastefill". A pasta é transportada, aproveitando a gravidade para preenchimento das cavas subterrâneas, e é distribuída por tubos de 200mm de diâmetro. O conteúdo de cimento (como ligante) varia de 2 a 7%, para satisfazer os requerimentos de resistência.
- Na mina japonesa Hard Rock em Toyoha, cuja usina processo minério contendo Pb/Zn/Ag, o processo de preparação do "pastefill" foi realizado em alta temperatura. Neste caso, o cimento foi utilizado para melhorar a resistência da pasta, com adições que variam entre 3 e 7% na mistura.

Outra alternativa para substituição de cimento é o uso de gesso calcinado. Em uma pasta com 75% de sólidos em massa, gesso calcinado foi adicionado obtendo-se uma resistência de 1MPa com muito pouco tempo de cura. A mesma resistência, utilizando-se cimento, é obtida com quantidades 2 a 3,5 vezes maiores de gesso calcinado.

O conteúdo de sólidos de uma pasta de preenchimento é dependente de sua porosidade e do conteúdo de finos. Por exemplo, nos rejeitos de ouro que tenham uma porosidade de 47% apresentavam 75% de sólidos na pasta. Quando estes rejeitos foram misturados com areias aluviais e rocha com porosidade inferior a 30%, o resultado foi uma pasta

com 85% de sólidos em massa. Os rejeitos que vem da moagem são espessados em um espessador de alta capacidade, que alimenta um estanque e indo depois para um filtro de disco até atingir 15% de umidade antes da adição do ligante. (Amaratunga et al, 1997)

A Tabela III.6 mostra algumas aplicações industriais do sistema "pastefill".no mundo.

Tabela III.6: Aplicações industriais do preenchimento com "pastefill".

Usina	Pais	Produção	Características “pastefill”
Cannington.	Austrália.	Pb-Ag-Zn.	Uso de PC ¹ .
Neves Corvo.	Portugal.	Cu e Cu/Sn.	1-7% PC ¹ .
Enterprice.	Austrália.	Cu.	Uso de outros ligantes.
Brunswick.	Canadá.		2-7% PC ¹ .
Hard Rock.	Toyoha/Japão.	Pb-Zn-Ag.	3-7% PC ¹ .
Bulyanhulu.	Tanzânia.	Au.	Descarga zero de água.
El Peñón.	Chile.	Au.	Disposição seca dos rejeitos.
Mantos de Ouro.	Chile.	Au.	Disposição seca dos rejeitos.
Kanowa Belle.	Austrália.	Au.	Cimento (produz pasta, filtros Eimco).
Argyle .Diamond Mine.	Austrália.		Realiza mistura de 2 tipos de rejeitos.
Mt – Keith.	Austrália.	Ni.	Uso só de espessamento.
Line Creek.	BC – Canadá.	Carvão.	Sistema TTD ² .
Vandreuil.	Québec – Canadá.		Produz pasta desde 1987.

1- Cimento Portland.

2- Sistemas de Disposição de Rejeitos Adensados.

3.5. TESTES APLICADOS ÀS PASTAS MINERAIS.

3.5.1. TESTE DE ABATIMENTO (“SLUMP”).

Verifica-se do trabalho de Clayton, Grice e Boger (2003), que o teste de abatimento (“slump”) foi originalmente idealizado para medir a consistência ou plasticidade de misturas de concreto, sendo normalizado pela norma ASTM a partir de 1998. A Figura 3.26 mostra uma representação esquemática do teste de “slump”. Neste teste, o cone é preenchido com concreto até completar todo seu volume, sendo retirado verticalmente, e verificando-se a diferença entre a altura original e a final, que é chamada de altura de “slump” ou altura de abatimento.

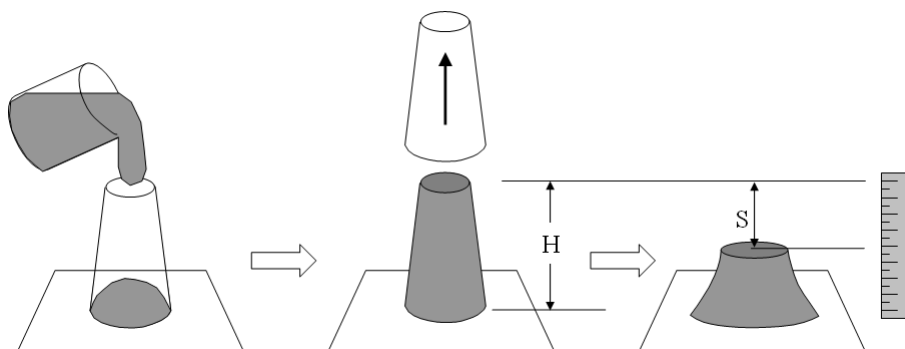


Figura 3.26: Representação esquemática do teste de cone "slump". (Clayton et al., 2003)

O teste de "slump" tem sido utilizado para avaliar a consistência de fluidos inelásticos, incluindo-se suspensões de rejeitos minerais. A altura de "slump" é utilizada como parâmetro de controle, para avaliação da consistência de uma pasta. Esta altura é dependente tanto da tensão de escoamento quanto da densidade do material. No contexto mineiro, estes fatores poderiam variar com as mudanças na origem do minério ou mudanças em seu processamento. Como resultado, a utilização da altura de "slump" como o único parâmetro para avaliação da consistência para o sistema de disposição de rejeitos pode não ser suficiente. Uma superfície cilíndrica pode ser utilizada de forma alternativa ao cone. A Tabela III.7 apresenta alguns tamanhos de cilindro utilizado por Clayton et al. (2003) e Hernandez (2005).

Tabela III.7: Dimensões e material de construção de cinco cilindros para teste de "slump" de laboratório, utilizados nos experimentos de Clayton et al. (2003) e Hernandez et al. (2005).

Cilindro	Altura, H (mm)	Diâmetro, D (mm)	Material de construção
1	75	75	PVC
2	102	102	PVC
3	120	120	Perspex
4	200	200	Lâmina metálica
5	100	100	PVC

Para aplicações industriais, o teste utilizando o cilindro tem as seguintes vantagens sobre o teste utilizando o cone "slump", algumas delas são as seguintes:

- Determinação mais precisa da tensão de escoamento, com respeito à simetria do cone;
- O modelo cilíndrico, é matematicamente mais fácil para o desenvolvimento de modelos;
- Maior facilidade para o enchimento com menor quantidade de bolhas de ar que podem afetar os resultados;
- A forma do material que passou pelo teste de "slump" é mais consistente, especialmente para valores elevados de tensão de escoamento;
- As medições do teste de cilindro podem ser completadas usando uma seção do tubo, enquanto as medições de cone só podem ser feitas com um cone manufaturado com um maior número de especificações.

Na indústria mineral, o teste de "slump" encontra uma importante aplicação para avaliação de materiais para "pastefill".

Para maximizar a disposição de rejeitos e minimizar o uso de cimento, os sistemas de "pastefill" operam normalmente na faixa de concentração de sólidos entre 70 até 90% em massa. Nestas altas concentrações, a tensão de escoamento da pasta é muito sensível às mudanças na concentração de sólidos e, portanto, é vital um controle efetivo da consistência da pasta. (Clayton et al., 2003)

Segundo Jung et al. (2002), utilizando testes de "slump" de acordo a norma ASTM C143, foram encontradas correlações consistentes entre os valores da altura de "slump" e os conteúdos de água das misturas ou pastas estudadas. Isto foi muito útil para estabelecer uma apropriada consistência da mistura com cimento, já que um adequado conteúdo de água foi compatível com os critérios de projetos existentes.

As medidas de altura de slump de 13,34cm (5,25") – 14,61cm (5,75") mostraram que o conteúdo de água em massa estava na faixa em torno de 20%. A Figura 3.27 mostra as alturas de "slump" para os conteúdos de água que foram estudados. O tipo de material utilizado nesse caso, não é especificado pelos autores no artigo original.

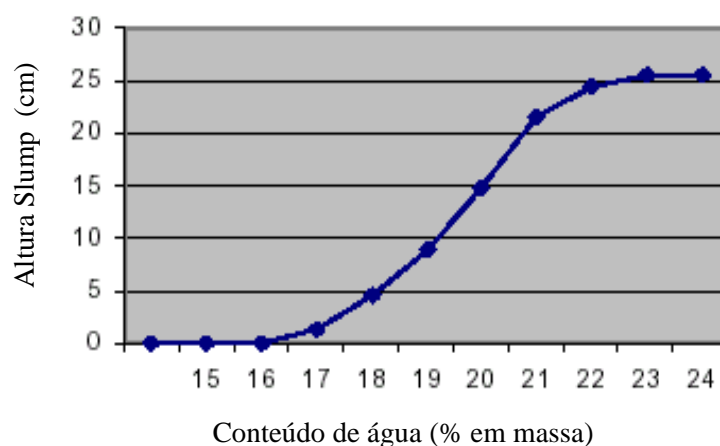


Figura 3.27: Altura de "slump" em função do conteúdo de água ou umidade da pasta. (Jung et al., 2002)

No trabalho dos pesquisadores Araújo et al. (2003), são apresentados resultados de testes reológicos feitos com rejeitos e lamas da usina Mutuca da empresa Minerações Brasileiras Reunidas MBR, que se mostraram muito promissores, indicando a possibilidade de se produzir rejeitos adensados com até 75% de sólidos em massa e alturas de "slump" na faixa 225 a 250mm, utilizando espessadores de alta capacidade ou espessadores de pasta.

Na Tabela III.8 são apresentadas algumas características físicas das amostras mencionadas.

Tabela III.8: Propriedades físicas das amostras da Mutuca MBR. (Araujo et al., 2003)

Método	Sólidos (% em massa)	Massa específica (g/cm³)	Granulometria (< 20µm)
GL&V – amostra 01	71	4,5	78,8
EIMCO – amostra 01	67 – 72	4,3	71,0
EIMCO – amostra 02	66 – 68	4,3	71,0
GOLDER (175mm slump)	77	4,5	86,7
GOLDER (250mm slump)	74	4,5	86,7

3.5.2. TESTE DE CALHA. (“FLUME”)

O ângulo de repouso é outra importante propriedade das pastas que pode ser estimada através do teste de calha (“Flume”). Este teste consiste em determinar o ângulo máximo possível no qual a pasta ainda mantém-se em repouso. Chambers et al. (2002), mostraram que para uma pasta sem excesso de água e com uma altura de "slump" de 71,1mm, o seu comportamento frente ao teste de “Flume” é apresentado na Figura 3.28.



Figura 3.28: Teste de Flume para uma pasta com "slump" de 71,1mm. (Chambers et al., 2002)

O plano inclinado utilizado para realizar o teste de “Flume” por Sofrá et al. (2002) e um diagrama esquemático do fluido estacionário no plano, são apresentados nas Figuras 3.29 (a) e (b).

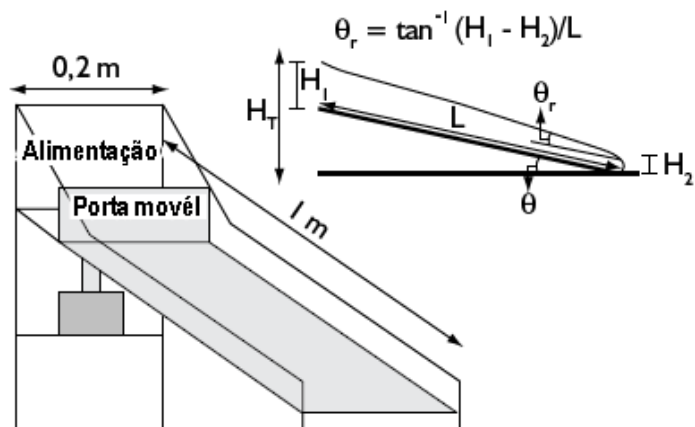


Figura 3.29: (a) Plano inclinado e diagrama esquemático do fluido estacionário na calha. (Sofrá et al, 2002)



Figura 3.29: (b) Visão esquemática de pasta mineral na calha. (Hernandez et al, 2008)

Segundo a Figura 3.29 (a), o ângulo de repouso, θ_R , fica definido pela seguinte equação:

$$\theta_R = \arctan \{ (H_1 - H_2) / L \} \quad (3.1)$$

Laudriault (2002) apresenta uma comparação (Figura 3.30) entre disposição de rejeito, consistência, equipamentos requeridos, ângulos de repouso e o incremento no volume depositado.

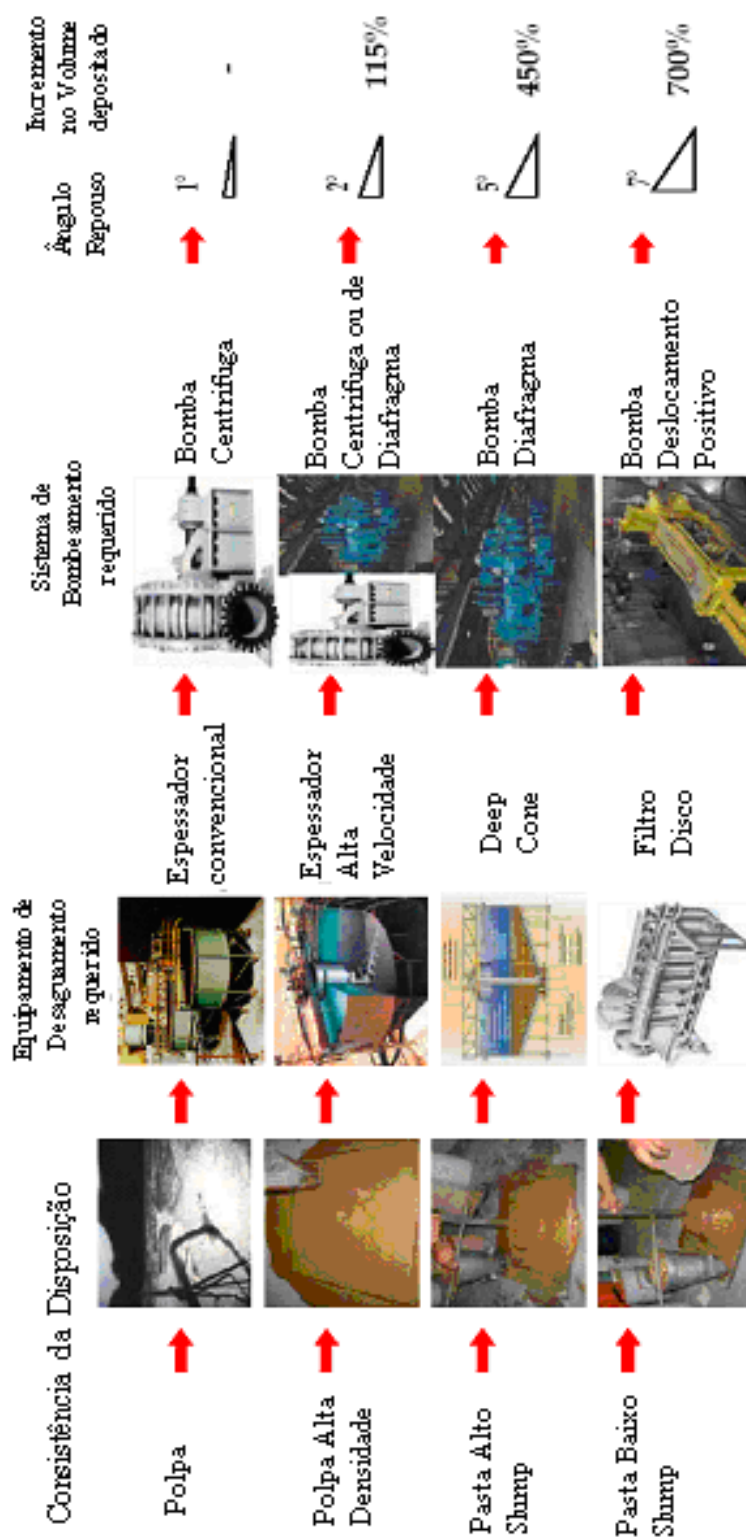


Figura 3.30: Consistência da mistura para disposição, seus correspondentes equipamentos de desaguamento e bombeamento, ângulos de repouso e incremento de volume depositado. (adaptado de Laudriault, 2002)

Da Figura 3.30 observa-se que quanto mais adensada é a polpa ou pasta, maiores ângulos de repouso são possíveis de se obter, atingindo-se, também, maiores volumes de material disposto por unidade de área superficial. Chambers (2002) apresenta na Tabela III.9, uma correlação entre os valores de altura "slump" e os ângulos de repouso para diferentes misturas de sólido e líquido. Estes valores estão de acordo com aqueles mostrados no trabalho de Laudriault (2002) e indicados na Figura 3.30.

Tabela III.9: Valores de altura de "slump" e ângulo de repouso para pastas com diferentes conteúdos de sólidos. (Chambers et al., 2002)

Altura de "Slump" (mm / polegadas)	Conteúdo de sólidos (% em massa)	Ângulo de repouso (% de inclinação)
177,8 / 7	67,7	13
203,2 / 8	65,5	---
213,4 / 8,4	---	8,9
228,6 / 9	63,1	---
254 / 10	60,2	1,4

A Tabela III.9 indica que ao aumentar a concentração de sólidos na pasta, obtêm-se menores alturas de "slump" e maiores ângulos de repouso.

Segundo Robinsky (2002), o sistema de disposição de rejeitos adensados (TTD) precisa normalmente de mais dados que o sistema convencional de disposição de rejeitos. No caso convencional, a abordagem considera que as propriedades dos rejeitos são fixadas pela planta de processos, enquanto que no sistema TTD, as propriedades dos rejeitos e seu depósito são pensados para situar-se na topografia da área da disposição. O comportamento dos rejeitos em ambas abordagens é completamente diferente. No depósito convencional, os rejeitos segregam devido ao fluxo e sedimentam até ficar como um depósito plano, por outro lado no sistema TTD obtêm-se uma superfície inclinada permitindo obter um depósito com suporte mais seguro com lados inclinados, conforme mostrado na Figura 3.31.

Robinsky (2002) mostrou que podem ser feitos testes de laboratório nos quais os rejeitos adensados pelo espessamento são descarregados em seu estado pastoso, usando diferentes densidades de sólidos pelo que obtem-se diferentes ângulos de repouso.



Figuras 3.31: Disposições típicas para o sistema "pastefill". (Robinsky, 2002)

Na Figura 3.32 pode-se observar o gráfico do ângulo de repouso em função do conteúdo de sólidos (% em massa) para um teste feito em uma mina de ouro na Venezuela. A Figura 3.33 apresenta o resultado de um teste realizado com rejeitos grossos e finos, mostrando a classificação dos materiais utilizados, quando eles foram espessados, em concordância com a lei de Stokes.

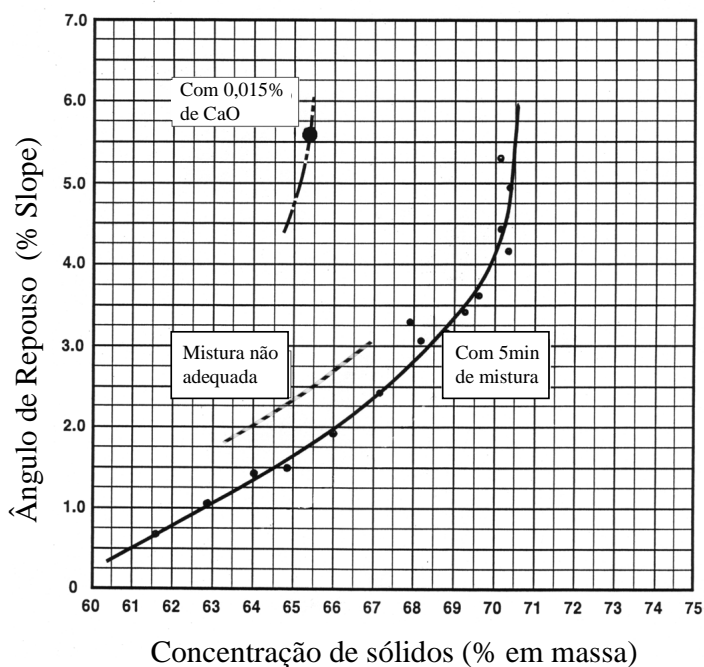


Figura 3.32: Ângulo de repouso (% de "slope") versus porcentagem de sólidos em massa de uma pasta de rejeito de ouro na Venezuela. (Robinsky, 2002)

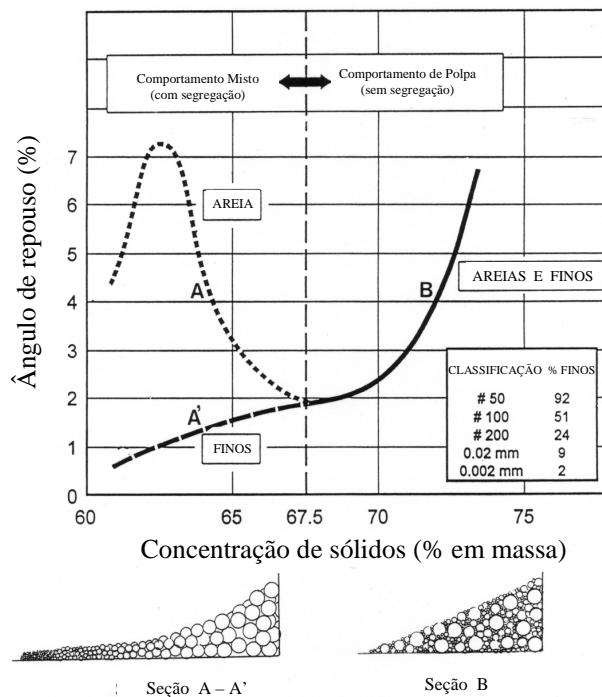


Figura 3.33: Ângulo de repouso (%) versus porcentagem de sólidos em massa obtidos no laboratório, observa-se também a estratificação do material. (Robinsky, 2002)

Na Figura 3.33 observa-se que a fração mais fina torna-se a matriz que leva os grossos no fluxo laminar. O fator homogeneidade é um requisito vital para o sistema TTD embora os rejeitos de granulometria fina, tais como alumina, não mostram, ao menos visualmente, este comportamento.

Em algumas operações de disposição de rejeitos podem-se utilizar aditivos, como por exemplo cal, para mudar a condição de pH da pasta ou polpa espessada, ou seja, para alterar as interações inter-partículas.

O resultado é um incremento no ângulo de repouso ou % de inclinação, segundo mostra-se na Figura 3.34. Em alguns casos este fato pode ser utilizado para reduzir a dosagem de floculante, tamanho e/ou número de espessadores.

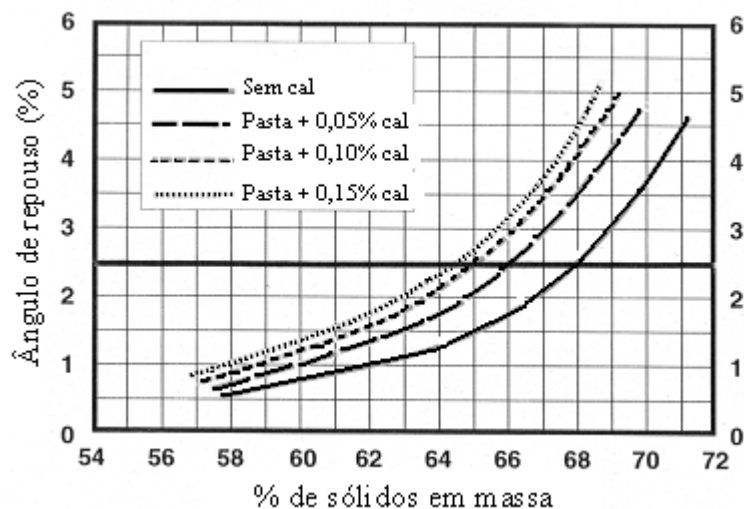


Figura 3.34: Gráfico de Ângulo de repouso versus porcentagem de sólidos em massa, para diferentes adições de cal. (Robinsky, 2002)

3.5.3. CARACTERÍSTICAS REOLÓGICAS DE SUSPENSÕES MINERAIS.

Nos trabalhos de Dealy (1995) e de Klein (2002), são apresentadas algumas definições básicas da reologia de suspensões minerais e que serão de vital importância para um melhor entendimento deste estudo. A reologia pode ser definida como uma ciência da mecânica de fluidos que estuda as propriedades físicas que influenciam o transporte de quantidade de movimento num fluido. Uma das propriedades ou características reológicas importantes é a tensão de cisalhamento, τ , que por definição é a força aplicada (F) por unidade de área (A), segundo a equação 3.2, a seguir:

$$\tau = F / A \quad (3.2)$$

Dentre as unidades de τ , normalmente a mais utilizada é o Pascal.

Outra característica ou resposta reológica de interesse é a taxa de cisalhamento (γ), a qual corresponde à mudança da velocidade dividida pela distância de separação de dois planos paralelos, entre os quais se encontra o fluido em estudo, conforme indicado na equação 3.3 e observado na Figura 3.35:

$$\gamma = \Delta v / \Delta x \quad (3.3)$$

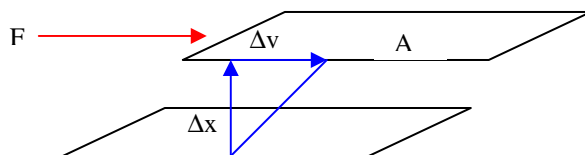


Figura 3.35: Aplicação da força F ao plano de área A e distância x ao plano paralelo que provoca seu deslocamento a velocidade v . (Klein, 2002).

Os fluidos que obedecem a lei de fluxo viscoso de Newton são os que exibem um comportamento mais simples com tensão de cisalhamento (τ) sendo diretamente proporcional à taxa de cisalhamento (γ). A constante de proporcionalidade, neste caso, corresponde à viscosidade newtoniana (η_N), que é característica deste tipo de fluido. As suspensões com baixo conteúdo de sólidos normalmente apresentam este comportamento newtoniano.

A grande maioria das suspensões utilizadas no tratamento de minérios apresentam um comportamento não newtoniano, e suas curvas de tensão de cisalhamento em função da taxa de cisalhamento mostram-se como não lineares. Desta forma, estas suspensões não têm uma viscosidade simples e sim uma viscosidade aparente, que é variável com a taxa de cisalhamento. Esta viscosidade aparente é definida como a inclinação de uma linha que passa pela origem e intercepta a curva de fluxo na taxa específica de cisalhamento. Segundo Tadros (1987), exemplos de distintos tipos de comportamento reológico, para suspensões de sólidos, podem ser representados pelas Figuras 3.36 a) e b). A Figura 3.36 a) apresenta o gráfico de tensão de cisalhamento em função da taxa de cisalhamento, enquanto que a Figura 3.36 b) mostra o gráfico de viscosidade em função da taxa de cisalhamento.

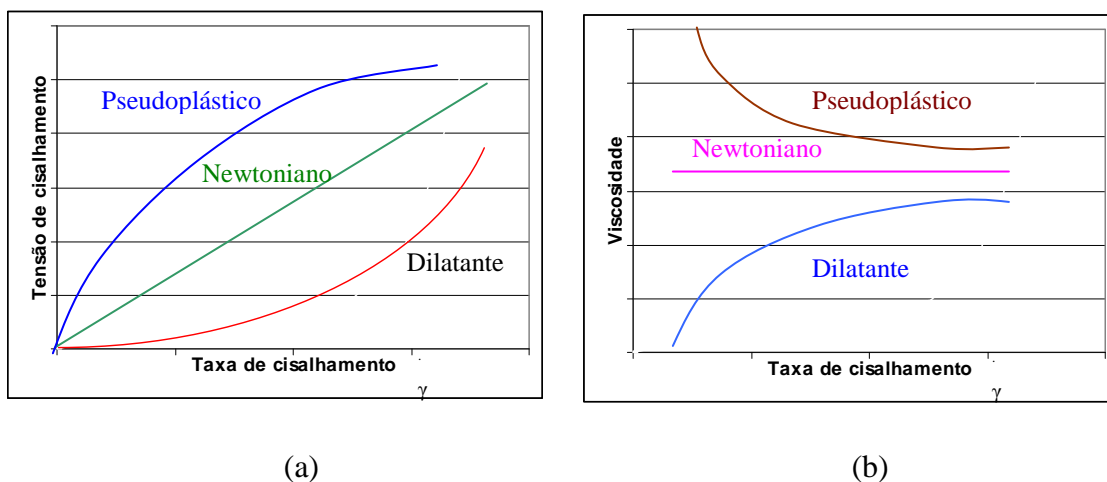


Figura 3.36: Curvas de fluxo típicas para suspensões concentradas: (a) relação entre tensão de cisalhamento e taxa de cisalhamento; (b) relação entre viscosidade e taxa de cisalhamento. (Tadros, 1987)

Nas curvas apresentadas, em ambos casos, podem ser observados os comportamentos newtoniano, pseudoplástico e dilatante. No comportamento pseudoplástico, pode-se ver uma redução na viscosidade com a taxa de cisalhamento, enquanto que no caso do comportamento de fluxo dilatante, tem-se um incremento da viscosidade com a taxa de cisalhamento. As características de fluxo, que definem o comportamento reológico da suspensão são normalmente determinadas pela fração volumétrica da fase dispersa, pela magnitude das forças de interação entre as partículas e pela estrutura dos agregados formados.

Segundo Boger (2003) a viscosidade de suspensões concentradas pode mostrar um comportamento reversível e independente do tempo como aquele mostrado na Figura 3.37. Isto significa que o valor da viscosidade voltará a seu valor original quando cessar o torque aplicado.

Alternativamente, as polpas podem exibir um comportamento de sua viscosidade dependente do tempo. Neste caso, um dos comportamentos possíveis é o tixotrópico no qual a viscosidade decresce com o tempo (Figura 3.38). Um exemplo do comportamento tixotrópico é aquele usualmente observado na adição de polímeros a uma polpa mineral. Existe o comportamento chamado reoforético ou reotrópico, que é pouco comum e no qual o valor da viscosidade (η) cresce com o tempo.

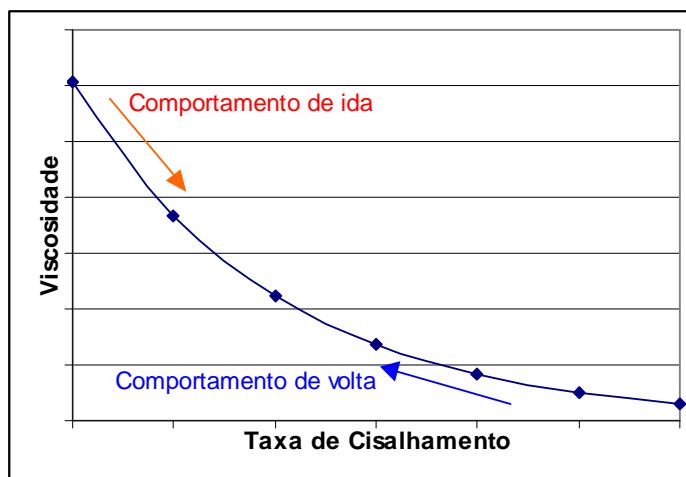


Figura 3.37: Comportamento da viscosidade independente do tempo. (Boger, 2003)

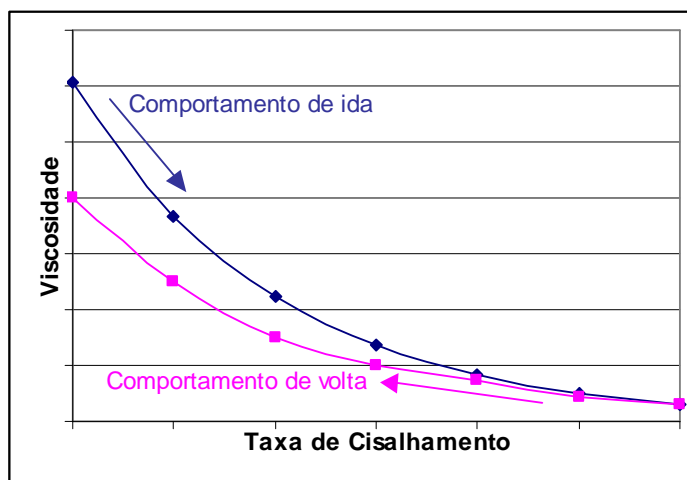


Figura 3.38: Comportamento tixotrópico da viscosidade dependente do tempo. (Boger, 2003)

Outro parâmetro reológico importante é a chamada tensão de ruptura ou de escoamento, que fornece as características para o projeto e desempenho do processo. Ela é definida como aquela quantidade da tensão que deve ser alcançada para iniciar o fluxo de material. Este parâmetro é uma propriedade do material que denota a transição entre um comportamento de estado sólido e o comportamento de líquido.

A tensão de ruptura existe nas suspensões de partículas agregadas, sendo a resultante das forças inter-partículas de atração, formando uma estrutura tridimensional. Existem métodos diretos e indiretos para sua determinação experimental, sendo estes últimos os mais utilizados. (Klein, 2002).

3.5.4. MEDIÇÕES DE VISCOSIDADE E TENSÃO DE ESCOAMENTO.

A tensão de escoamento (“yield stress”) de suspensões concentradas pode ser determinada através de varias técnicas. Infelizmente, vários métodos existentes são tediosos para a execução ou limitados na sua aplicabilidade, com resultados dependendo das condições experimentais empregadas.

A avaliação da tensão de escoamento mediante o método do “vane” (pás), mostrou ser adequada quando comparada com métodos reológicos mais convencionais (Nguyen e Borger, 1985). A aplicabilidade do método de “vane” está sendo estendida para outros sistemas de suspensões como dióxido de titanium, óxidos de urânio entre outros. O princípio do método de “vane” consiste basicamente de quatro pás como se apresenta na Figura 3.39.

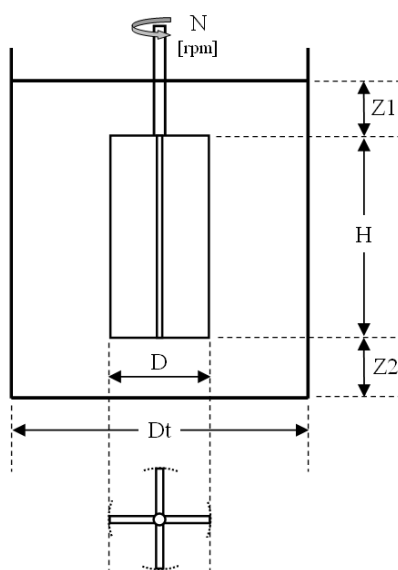


Figura 3.39: Diagrama de “vane” de quatro paletas em operação. (Nguyen et al., 1985).

Estas pás são imersas na amostra e iniciando-se a sua rotação lentamente até uma rotação constante em que se procura de detetar o momento de rendimento em que o esforço de torsão exercido pelas pás alcança um valor máximo.

No trabalho de Nguyen e Borger (1985), se tem um estudo de determinação indireta de tensão de escoamento em função da concentração utilizando diferentes métodos reológicos, como extrapolação direta, modelos Bingham, Herschel, Bulkley e Casson.

A Figura 3.40 mostra o comportamento da tensão de escoamento em função da porcentagem de sólidos de “red mud” para dois diferentes métodos.

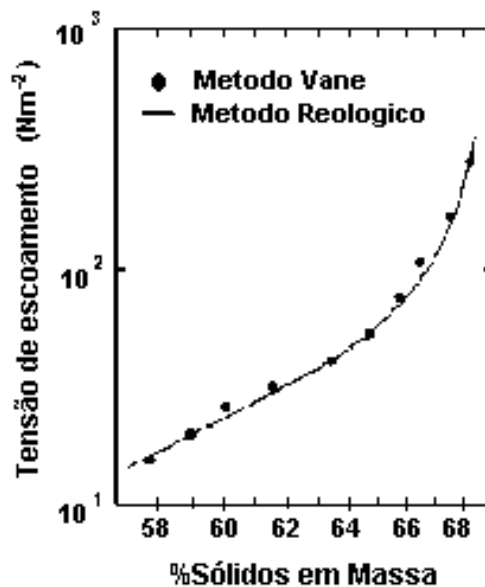


Figura 3.40. Comparação de medições de tensão de escoamento mediante método de vane e reológicos. (Nguyen et al., 1985)

Na Figura 3.41 mostra curvas típicas referente a duas amostras de “red mud” com 67,6% e 68,2% de sólidos em massa, onde as curvas são apresentadas em termos de torque em função do ângulo de rotação.

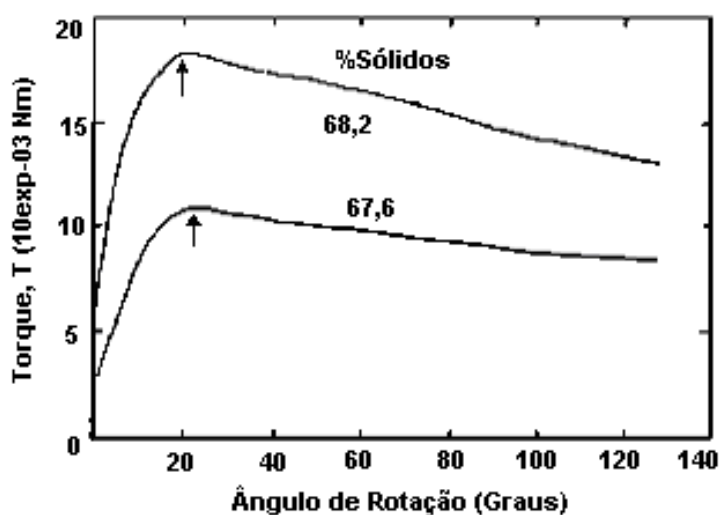


Figura 3.41: Curvas típicas de testes de “vane “ para diferentes concentrações de sólidos (Nguyen et al, 1985)

Segundo Nguyen e Borger o método de vane é capaz de fazer medições precisas e diretas da tensão de escoamento para suspensões concentradas.

O trabalho de Sofrá e Boger (2002) apresenta um estudo do comportamento reológico de algumas espécies minerais presentes na mineração da Austrália, como: bauxita, manganês, ouro, níquel e carvão.

A Figura 3.42 apresenta um gráfico da tensão de escoamento em função da concentração de sólidos para uma ampla variedade de pastas de rejeitos minerais. A Figura 3.43 mostra o comportamento da viscosidade em função da taxa de cisalhamento para diferentes concentrações de sólido de uma pasta de uma lama de bauxita.

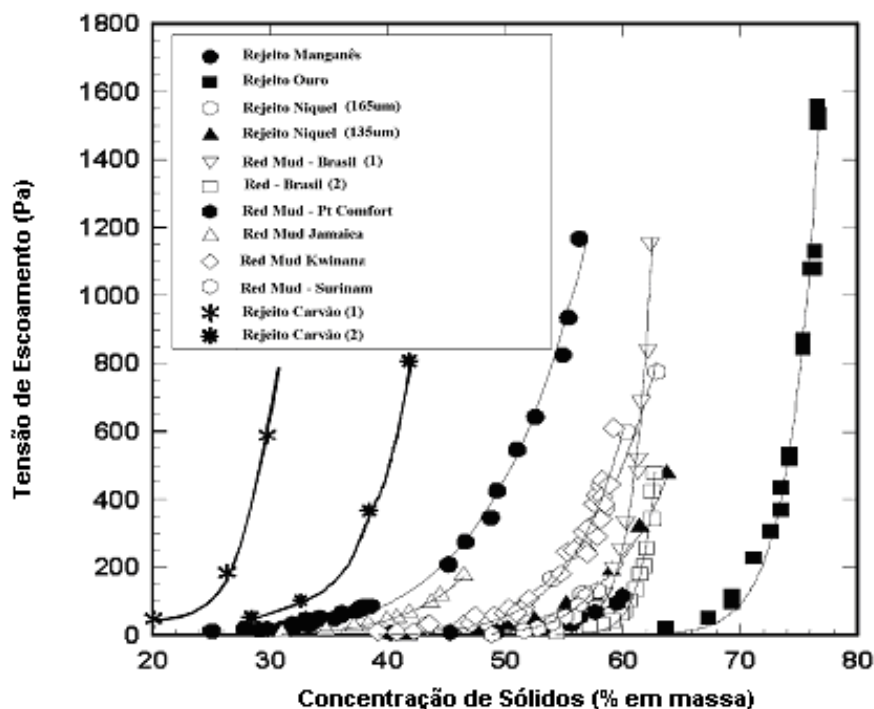


Figura 3.42: Gráfico da tensão de escoamento versus concentração de sólidos para uma ampla variedade de rejeitos minerais. (Sofrá et al., 2002)

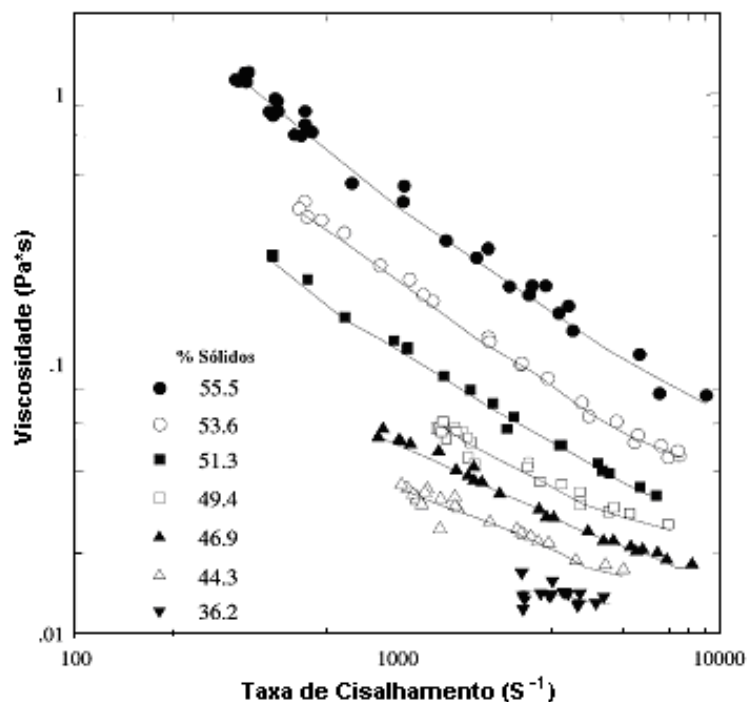


Figura 3.43: Gráfico da viscosidade de equilíbrio versus taxa de cisalhamento para várias pastas de rejeitos de bauxita. (Sofrá et al., 2002).

Segundo Thomas et al. (1979), é recomendado que o valor ótimo da concentração de sólidos em uma polpa (ou pasta), para a maioria dos preenchimentos hidráulicos, fique na faixa de 65 até 70% em massa. Possivelmente, o uso de aditivos melhore a operação, mas deve ser feita a avaliação econômica correspondente.

Segundo Clayton et al, 2003, a faixa de 70 até 90% de sólidos em massa, dependendo do material, é aquela recomendada para trabalhar com pastas para preenchimentos.

Esta discrepância é apresentada na Figura 3.42, que mostra diferentes tipos de materiais com distintos níveis de densidade crítica de sólidos indicando variações desde 30 até 80% de sólidos em massa. Araujo et al. (2003), mostraram resultados dos testes de tensão de escoamento em função da concentração de sólidos na pasta, que foram realizados para amostras representativas da descarga de espessador de lamas, e que são apresentados na Figura 3.44.

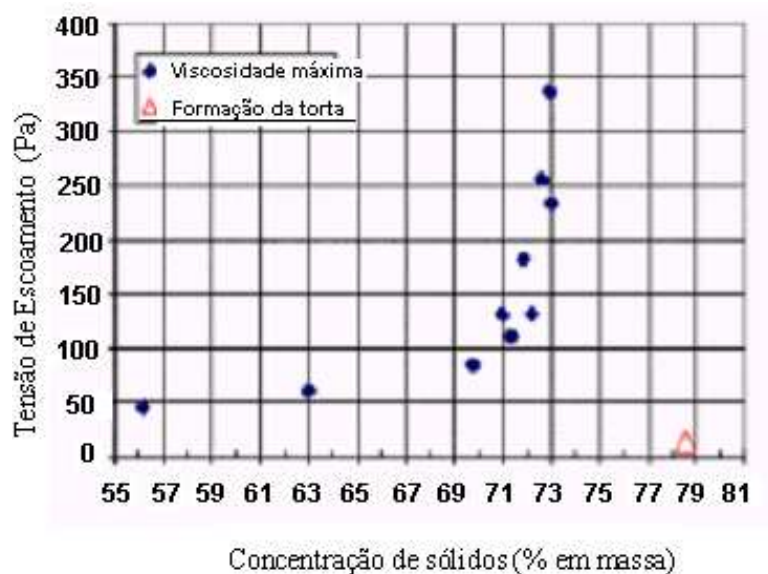


Figura 3.44: Gráfico da tensão de escoamento versus adensamento da pasta. (% de sólidos em massa)-(Araujo et al., 2003)

A Figura 3.44 mostra o comportamento típico da pasta quando acontece o incremento significativo da tensão de escoamento para uma concentração de sólido em massa de aproximadamente 70%. Acha-se também indicado como referência o ponto de formação da torta da filtragem (78% sólidos em masa).

3.6. ASPECTOS ECONÔMICOS.

Segundo Jung et al. (2002), para a maioria das usinas de beneficiamento, a análise econômica de um sistema de preenchimento depende dos custos de investimento e de operação. Além disso, muitas combinações de materiais devem ser avaliadas para ambos tipos de custos. O custo de investimento de um sistema de preenchimento depende de como seja o projeto do "pastefill". O maior custo, neste caso, é relacionado com o bombeamento e reagente para obtenção da mistura. O maior custo de operação é usualmente o cimento como mostra a Tabela III.10. Para o desenvolvimento de um novo sistema de preenchimento com pasta, devem ser avaliados em detalhe os custos de investimento e de operação.

Tabela III.10: Porcentagens típicas dos custos operacionais do sistema "backfill". (Jung et al., 2002)

Descrição	Custo total	Custo preenchimento/t	Custo minério/t
- Tarefa:			
Manutenção/hora	6%	6%	6%
Operação/hora	12%	12%	12%
Salários	0,2%	0,2%	0,2%
- Provisão:			
Manutenção	8%	8,5%	8,5%
Floculante	0,4%	0,4%	0,4%
Cimento	73,4%	72,9%	72,8%
TOTAL	100%	100%	100%

4. METODOLOGIA.

4.1. AMOSTRA MINERAL.

Para alcançar os objetivos traçados, foram estudadas e caracterizadas tanto os componentes sólidos das amostras provenientes da lama calcária do beneficiamento de minério fosfático do complexo mineroquímico de Cajati da Vale Fertilizantes, como também as pastas minerais produzidas pelo equipamento desenvolvido.

4.2. CARACTERIZAÇÃO DO SÓLIDO.

Foram recebidas as amostras na forma de polpa, proveniente do processamento de minério fosfático da usina de beneficiamento mineral do complexo mineroquímico de Cajati da Vale Fertilizantes, o componente líquido do sólido foi separado através de decantação, filtragem e secagem no Laboratório de Tratamento de Minérios da Escola de Engenharia da UFMG. Isto, com a finalidade de caracterizar o componente sólido das pastas minerais. Foi obtida uma amostra representativa para determinação das diferentes propriedades físico-químicas estudadas. Para o caso da caracterização do componente sólido da amostra a estudada, foram utilizadas diferentes técnicas e equipamentos que estão apresentados na Figura 4.1 e Tabela IV.1 respectivamente.

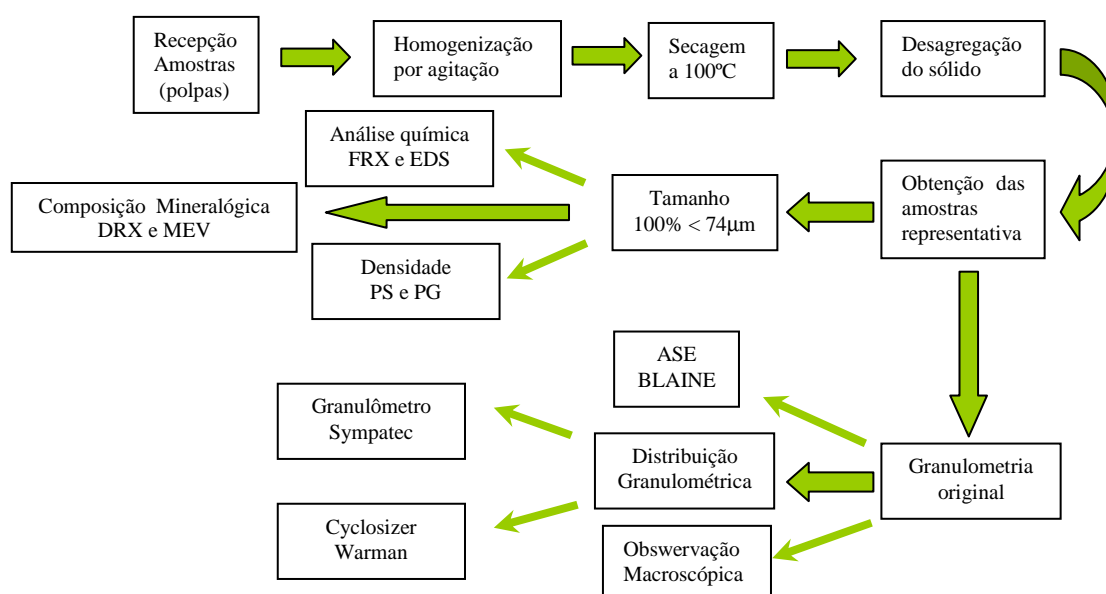


Figura 4.1: Fluxograma de caracterização da amostra da lama calcária.

Tabela IV.1: Técnicas e equipamentos utilizados para determinação das características e propriedades do componente sólido.

Propriedade	Técnica utilizada	Equipamento
Densidade.	Picnometria.	Picnômetro simples. Picnômetro a Hélio.
Granulometria.	Classificação centrífuga e difração de laser.	Cyclosizer. Granulômetro Cilàs.
Composição química.	Fluorescência de raios X (FRX). Microscopia eletrônica (EDS).	Espectrômetro de raios X dispersivo (EDS). Microsonda eletrônica.
Composição mineralógica.	Difração de raios X (DRX). Microscopia eletrônica varredura (MEV).	Espectrômetro de raios X. Microsonda eletrônica (MEV).
Área superficial específica.	Adsorção de nitrogênio (BET). Método Blaine (Permeabilidade ao ar).	Sistema automático de determinação de ASE e porosidade de pós (BET). Aparelho de Blaine.

4.2.1. COMPOSIÇÃO QUÍMICA E MINERALÓGICA DO SÓLIDO.

Para a determinação da composição química dos componentes das amostras do sólido em estudo, foram utilizadas as seguintes técnicas e equipamentos disponíveis no Departamento de Engenharia de Minas - UFMG:

- Microscopia eletrônica - EDS (quantitativa): O EDS é um acessório essencial no estudo de caracterização microscópica de materiais. Quando o feixe de elétrons incide sobre um mineral, os elétrons mais externos dos átomos e os íons constituintes são excitados, mudando de níveis energéticos. Ao retornarem para sua posição inicial, liberam a energia adquirida a qual é emitida em comprimento de onda no espectro de raios-x. Um detector instalado na câmara de vácuo do MEV mede a energia associada a esse elétron. Como os elétrons de um determinado átomo possuem energias distintas, é possível, no ponto de incidência do feixe, determinar quais os elementos químicos estão presentes naquele local e assim identificar em instantes que mineral está sendo observado.

O diâmetro reduzido do feixe permite a determinação da composição mineral em amostras de tamanhos muito reduzidos ($<5\mu\text{m}$), permitindo uma análise quase que pontual. O uso em conjunto do EDS com o MEV é de grande importância na caracterização da amostra em estudo. Enquanto o MEV proporciona nítidas imagens, o EDS permite sua imediata identificação. Além da identificação mineral, o equipamento ainda permite o mapeamento da distribuição de elementos químicos por minerais, gerando mapas composicionais de elementos desejados.

- Fluorescência raios X, espectrômetro raios X modelo PW3710 – Phillips: A espectrometria por fluorescência de raios-x é uma técnica de análise qualitativa e quantitativa da composição química de amostras, na qual consiste na exposição de amostras sólidas ou líquidas a um feixe de radiação para a excitação e detecção da radiação fluorescente resultante da interação da radiação com o material da amostra em estudo.

Na composição mineralógica dos componentes das amostras do sólido estudadas, foram utilizadas as seguintes técnicas no Departamento de Engenharia de Minas - UFMG:

- Difração de raios X, Espectrômetro de raios X, modelo PW3710 – Phillips: Os raios-x são radiações eletromagnéticas, assim como a luz visível, de comprimento de onda variando no intervalo de 10^{-2}Å a 10^2Å ($1\text{Å} = 10^{-8}\text{cm}$). O difratograma de raios-x consiste de um registro da intensidade de raios difratados versus o ângulo de difração, conhecido o comprimento de onda das radiações x, é possível, através da lei de Bragg determinar os valores das difrações para cada banda de difração. Nos trabalhos de determinação qualitativa de fases cristalinas, a prática comum é gerar um espectro com ângulo (2θ) variando de 2° a 110° ou menos, sendo as intensidades comparadas em porcentagem da relação entre a raia mais intensa (100%) com os demais picos da fase. A filosofia da análise qualitativa por difratometria de raios-x esta baseada na comparação dos valores das difrações e das intensidades das amostras analisadas com uma de referência (padrões do arquivo ICDD), estes padrões contem varias informações sobre a fase cristalina em estudo.

- Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV), modelo JSM 5410 – Jeol: O MEV é um equipamento capaz de produzir imagens de alta resolução da superfície de uma amostra. Devido à maneira com que as imagens são criadas, imagens de MEV tem uma aparência tridimensional característica e são úteis para avaliar a estrutura superficial de uma dada amostra. O MEV pode produzir imagens de alta ampliação e resolução (até 300.000 x). As imagens fornecidas possuem um caráter virtual, pois o que é visualizado no monitor do aparelho é a transcodificação da energia emitida pelos elétrons, ao contrário da radiação de luz a qual estamos habitualmente acostumados. O funcionamento do MEV consiste na emissão de feixes de elétrons por um filamento capilar de tungstênio (eletrodo negativo), mediante a aplicação de uma diferença de potencial que pode variar de 0,5 a 30 KV. Essa variação de voltagem permite a variação da aceleração dos elétrons, e também provoca o aquecimento do filamento. A parte positiva em relação ao filamento do microscópio atrai fortemente os elétrons gerados, resultando numa aceleração em direção ao eletrodo positivo. A correção do percurso dos feixes é realizada pelas lentes condensadoras que alinham os feixes em direção à abertura da objetiva. A objetiva ajusta o foco dos feixes de elétrons antes dos elétrons atingirem a amostra analisada.

4.2.2. DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DO SÓLIDO.

No estudo da distribuição granulométrica foram considerados o Cyclosizer Warman e o granulômetro de difração laser (Sympatec) devido ao conteúdo de frações muito finas.

No caso de análise por sedimentação é demorada e exige um certo tempo para a obtenção dos resultados. Os equipamentos com sensor de difração laser são aplicadas para medição de partículas de 0,1 μ m, à 8750 μ m, com rapidez e alta precisão, possibilitando uma análise de alta qualidade e confiabilidade.

A ótica de alta precisão é utilizada para a projeção dos padrões de difração na superfície de um detector composto - *Helos*, que é controlado por um sistema único auto- focal. Existem 7 intervalos de medição que podem ser utilizados isoladamente ou adicionados, dependendo do tamanho das partículas a serem analisadas. O *Helos*, combinado com o sistema de dispersão *Rodos* que se aplica às amostras secas, possibilita a análise de

amostra desde poucos mg até 100g, em poucos segundos. Existem programas analíticos disponíveis para comparação deste método e dos tradicionais; entre outros, o *Remo and Para* pode ser utilizado quando a difração a laser tem que ser convertida para outros métodos (peneiramento, sedimentação) etc. e para outros padrões (DIN, ISO, ASTM, BCR, FEPA.). Na Figura 4.2 são mostrados o Cyclosizer Warman e o granulômetro Sympatec que foram utilizados.



Figura 4.2: Cyclosizer Warman (à esquerda) e granulômetro Sympatec de Laboratório (à direita). (www.weirminerals.com)-(www.extronex.com)

4.2.3. MASSA ESPECÍFICA, POROSIDADE E ÁREA SUPERFICIAL ESPECÍFICA.

Para determinação da massa específica da amostra, foram utilizados picnômetro simples conforme Figura 4.3.

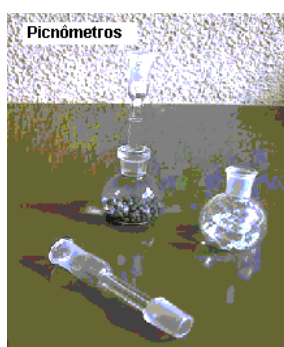


Figura 4.3: Picnômetros de Laboratório. (www.particletechlabs.com)

No caso da determinação da área superficial específica (ASE) da amostra do sólido estudada, foram considerados tanto o método Blaine, que baseia-se na resistência a passagem de fluxo de ar através de um leito de partículas, quanto o método da isoterma BET, que utiliza adsorção de nitrogênio na superfície sólida.

No método de Blaine, precisa-se em primeiro lugar do cálculo da massa de sólido a utilizar, a qual é definida pela equação 4.1 a seguir:

$$M = 0,5 * \rho * V \quad (4.1)$$

Onde: M é a massa de sólido a utilizar-se no teste.

ρ é a massa específica do sólido.

V é o volume fixo de calibração de 2,06cm³.

0,5 é o fator definido pela porosidade de 50% .

A determinação da área superficial específica, ASE, pode ser realizada através da equação 4.2, a seguir:

$$ASE = K / \rho * \epsilon^{3/2} / (1 - \epsilon) * t^{1/2} / (0,1 \eta_a)^{1/2} \quad (4.2)$$

Onde: K é uma constante, neste aparelho igual a 26,9

ρ é a massa específica do sólido

ϵ é a porosidade do leito (suposto de $\epsilon = 50\%$)

t é o tempo (medido em três ensaios) que o líquido gasta para passar pelas marcas já estabelecidas no aparelho (marcas 2 e 4 da Figura 4.4).

η_a é a viscosidade do ar à temperatura do ensaio (em Pa * s)

No método BET, utiliza-se adsorção com gás nitrogênio, dada sua baixa reatividade com a grande maioria dos sólidos, e supõe-se a formação de uma monocamada sobre cada partícula de sólido (condição ideal). A Figura 4.5, mostra uma unidade de adsorção de nitrogênio BET, como a utilizada neste estudo (Laboratório de Hidrometalurgia do Departamento de Metalurgia, EE-UFGM).

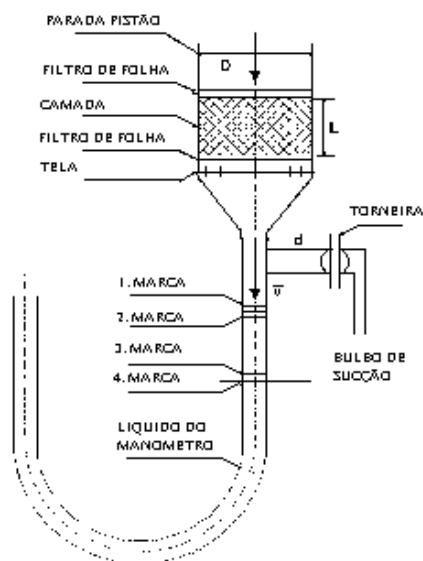


Figura 4.4: Aparelho de Blaine para determinação da ASE . (www.vt1.tu-harburg.de)



Figura 4.5: Unidade Tristar Nitrogen Adsorption. (www.particletechlabs.com)

4.3. ENSAIOS DE SEDIMENTAÇÃO DESCONTÍNUA.

Foram realizados ensaios de sedimentação descontínua com diferentes porcentagens de sólidos para a avaliação do tempo de residência necessário à formação de polpas com maior densidade. Os testes foram realizados em provetas de 2.000ml como se apresenta na Figura 4.6 após seleção de reagente flocculante em provetas de 250ml. A porcentagem de sólidos em massa foi em torno de 10%, valores correspondentes à amostra tal qual.



Figura 4.6: Sedimentação descontínua com lama calcária em provetas de 2.000ml.

Os ensaios de sedimentação descontínua em provetas de 500ml para seleção de floculante mais eficiente foram realizados com grupos de reagentes catiônicos (C), aniônicos (A) e não iônicos (N) na concentração de 50g/t. Os floculantes foram fornecidos pelas empresas: Basf, Clariant, Cytec, Buckman e Nalco (Tabela IV.2).

Tabela IV.2: Floculantes catiônicos, aniônicos e não iônicos avaliados.

Floculante	Denominação	Tipo de Floculante	Estado
SC496)	C1	Poliacrilamida catiônica	Pó
FO4290SH	C2	Poliacrilamida catiônica	Pó
Bufloc5158	C3	Poliacrilamida catiônica	Pó
FO4240SH	C4	Poliacrilamida catiônica	Líquido
SC492	C5	Poliacrilamida catiônica	Pó
Magnafloc10	A1	Poliacrilamida aniônica	Pó
Magnafloc5250	A2	Poliacrilamida aniônica	Pó
Magnafloc336	A3	Poliacrilamida aniônica	Pó
AN905SH	A4	Poliacrilamida aniônica	Pó
Bufloc565	A5	Poliacrilamida aniônica	Líquido
SN300	N1	Poliacrilamida não iônico	Pó
N8170	N2	Poliacrilamida não iônico	Pó
FA920SH	N3	Poliacrilamida não iônico	Pó
M351	N4	Poliacrilamida não iônico	Pó
N5257	N5	Poliacrilamida não iônico	Líquido

4.4. MEDIÇÃO DA TURBIDEZ DA ÁGUA CLARIFICADA.

Foram realizadas medições da turbidez da água clarificada através de turbidímetro Digimed modelo DM-TU apresentado na Figura 4.7 em Unidade Nefelométrica de Turbidez (NTU), que corresponde à medida da dificuldade de um feixe de luz em atravessar uma determinada quantidade de água. Esta turbidez é causada por matérias sólidas em suspensão como, por exemplo: argilas, colóides, matéria orgânica, etc. As medições que foram feitas correspondem à água clarificada “overflow” coletado durante os testes no equipamento com utilização do reagente floculante selecionado como mais eficiente principalmente em aspectos como velocidade de sedimentação e porcentagem de sólidos obtidos no sedimento das lamas calcárias provenientes do beneficiamento mineral.



Figura 4.7: Turbidímetro Digimed modelo DM-TU.

4.5. ENSAIOS DE FLOTAÇÃO COM ÁGUA CLARIFICADA “OVERFLOW” DO REAGENTE FLOCULANTE SELECIONADO.

Foram coletadas amostras representativas de “overflow” durante os testes de produção de pasta mineral para realização dos ensaios de flotação de apatita em bancada e para a determinação de: turbidez, pH, composição química. No caso dos ensaios de flotação o objetivo foi verificar a influencia do uso desta água nas operações de flotação de apatita considerando minérios calcíticos e dolomíticos. A Figura 4.8 apresenta a célula de flotação utilizada para os ensaios de flotação em bancada.



Figura 4.8: Célula de Flotação de Laboratório Denver.

4.6. EQUIPAMENTO PRODUTOR DE PASTA MINERAL COM SISTEMA DE COMPRESSÃO SEDIMENTAR “RAKES”.

O equipamento desenvolvido em acrílico possui três módulos tendo cada um deles um comprimento de 0,6m com 0,1m de diâmetro podendo alcançar uma altura máxima de 1,80m. O equipamento dispõe ainda de um sistema de pás (“rakes”) e de um conjunto de bicos de amostragem com 1cm de diâmetro espaçados a cada 9cm. Na parte inferior há um cone de descarga com ângulo de inclinação de 45 graus e com abertura de 2,54cm de diâmetro. O condicionamento da misturas polpa/floculante foi realizado de duas formas: utilizando um misturador linear estático, ou um sistema reator gerador de flocos (RGF). Bombas peristálticas foram usadas para a alimentação do equipamento e para a recirculação da polpa no sistema.

Nas seguintes Figuras 4.9 e 4.10, tem-se uma visão geral do equipamento produtor de pasta mineral implementado com utilização do RGF e sistema de recirculação da polpa.

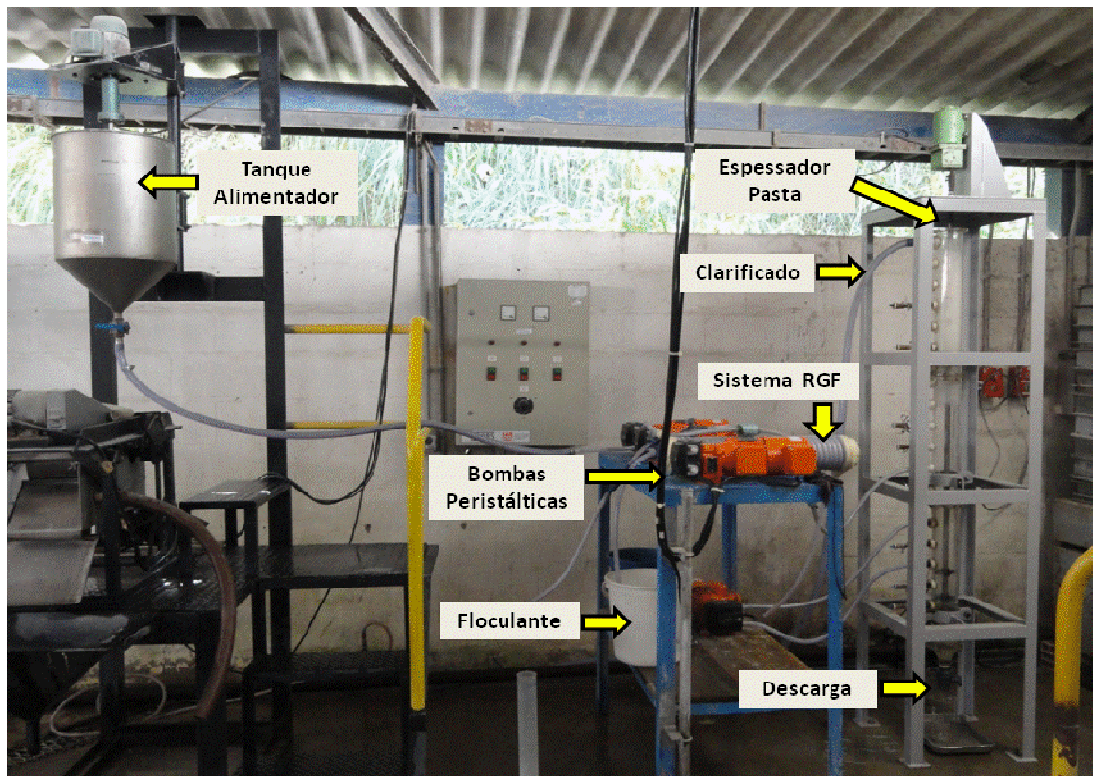


Figura 4.9: Visão geral do equipamento produtor de pasta mineral com sistema RGF.



Figura 4.10: Espessador em escala de laboratório para produção de pasta mineral.

Nas seguintes Figuras 4.11 e 4.12 é apresentado o projeto desenvolvido para a fabricação e implementação do espessador para as diferentes condições operacionais, dentro das quais considerando testes descontínuos, semicontínuos e contínuos em busca da produção de pasta mineral a partir de lamas fosfáticas provenientes do processo de beneficiamento mineral da unidade industrial de Cajati.

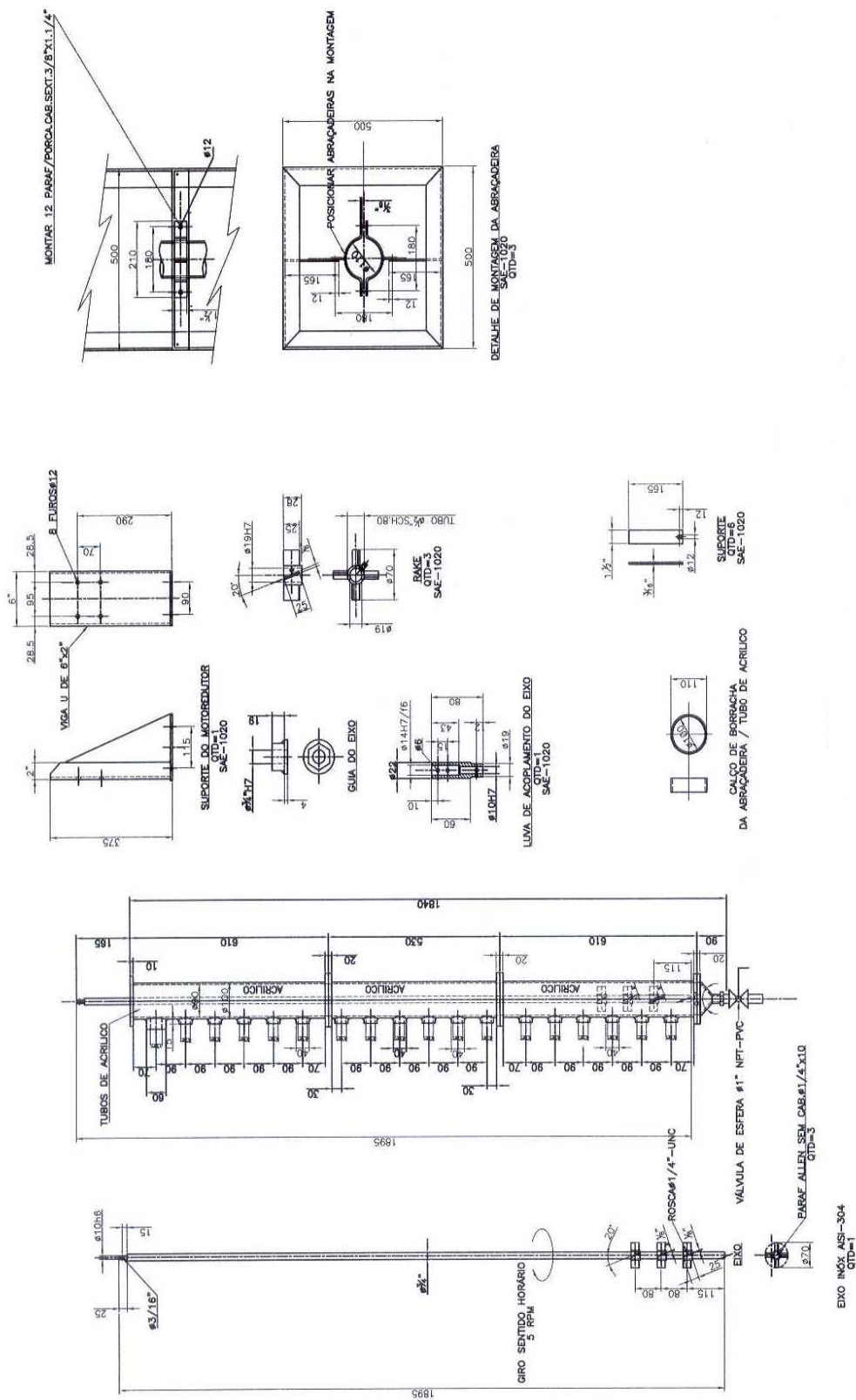


Figura 4.11: Projeto do equipamento produtor de pasta mineral desenvolvido.

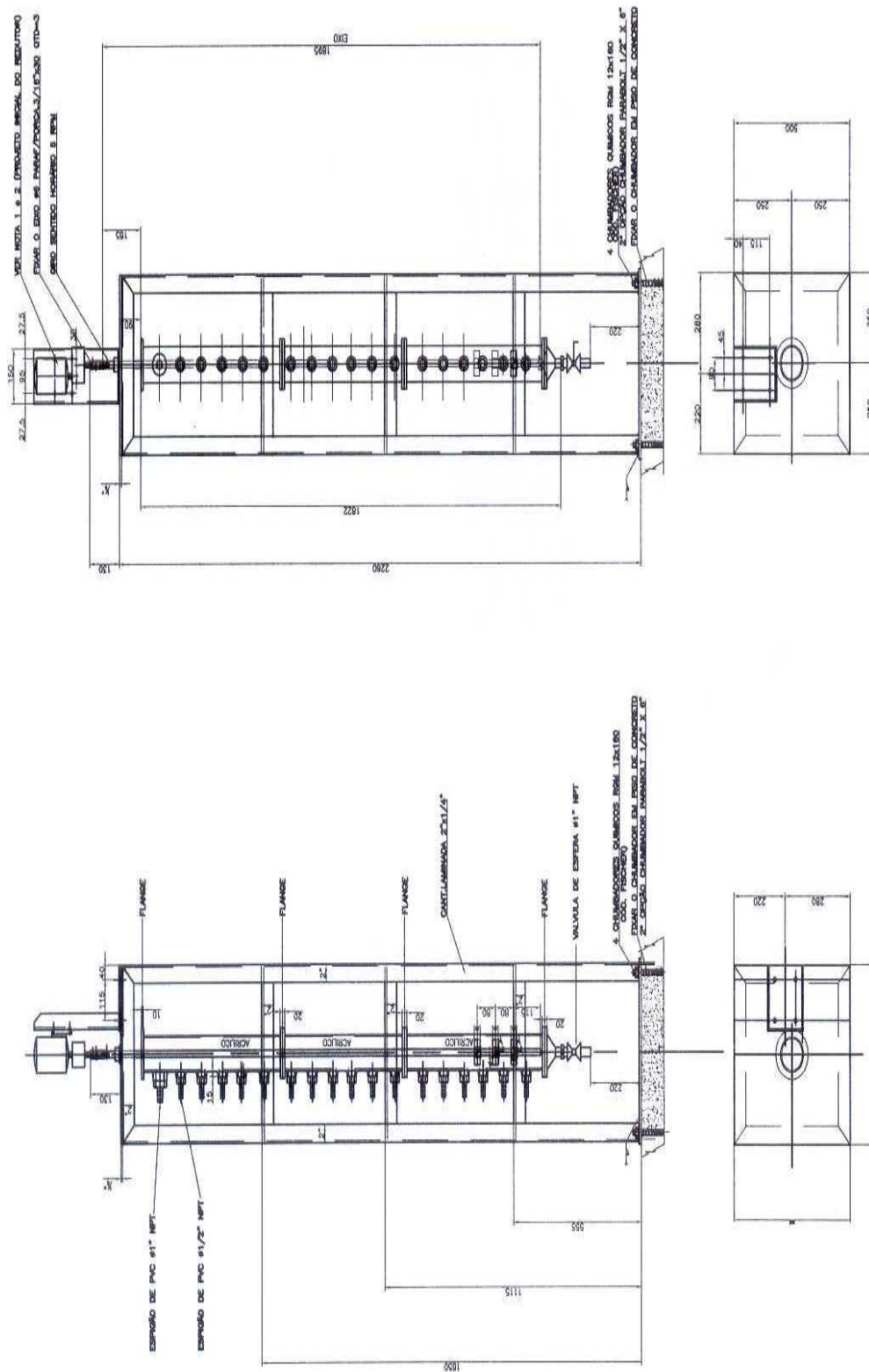


Figura 4.12: Projeto do equipamento produtor de pasta mineral desenvolvido.

4.7. CARACTERIZAÇÃO DAS PASTAS MINERAIS.

Na Tabela IV.3 são apresentados os métodos e equipamentos que foram utilizados para a caracterização das pastas minerais geradas com os rejeitos das lamas calcárias mediante o espessador de pasta.

Tabela IV.3: Técnicas e equipamentos utilizados para determinação das características e propriedades das pastas minerais.

Propriedade Pasta Mineral	Técnica Utilizada	Equipamento Utilizado
Viscosidade.	Viscosimetria.	Viscosímetro Brookfield com interface ao computador.
Fluidez da pasta.	Teste de Calha “Flume”.	Calha de acrílico (ângulo de repouso).
Consistência da pasta.	Teste de Abatimento “Slump”.	Cilindro slump de laboratório.
Tensão de Escoamento.	Vane.	Reometro Haake com interface ao computador.

4.7.1. MEDIÇÃO DA VISCOSIDADE.

A Figura 4.13 mostra o viscosímetro digital Brookfield, modelo DV-III que dispõe de interface para computador para compilação dos dados reológicos, este equipamento foi utilizado para as medições de viscosidade da pasta mineral. Este equipamento pertence ao laboratório de tecnologia mineral da empresa Vale Fertilizantes.



Figura 4.13: Viscosímetro Brookfield, modelo DV-III. (www.brookfieldengineering.com).

A utilização do Viscosímetro Brookfield modelo DV-III, permitiu estudar o comportamento reológico numa ampla faixa da pasta mineral, mediante realização de testes com crescentes velocidades de rotação da haste ou “spindle” até alcançar um estipulado. Foi utilizada haste (“spindle”) LV-3 e LV-4, que permitem registrar maiores valores da viscosidade.

4.7.2. TESTE DE CALHA. (“FLUME”)

Uma calha foi utilizada para a realização dos testes de Flume, constituída de material em acrílico com 100cm de comprimento, 20cm de largura e 20cm de altura. As Figuras 4.14 e 4.15 mostram respectivamente as dimensões da calha desenvolvida, e fotografias com testes realizados.

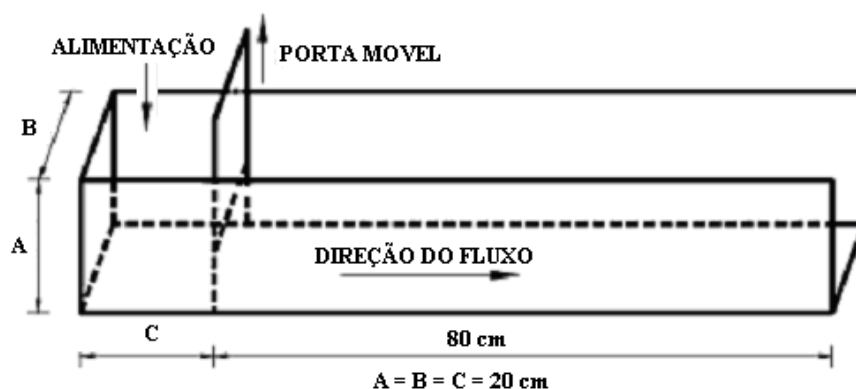


Figura 4.14: Dimensões da calha construída em acrílico. (adaptação Kwak et al., 2005)



Figura 4.15: Fotografias da calha construída em acrílico: a) isométrica; b) superior.

4.7.3. TESTE DE ABATIMENTO. (“SLUMP”)

Os testes de slump foram realizados considerando-se a norma NBR NM67, utilizando-se cilindro de PVC de 10cm de diâmetro e 10cm de altura. Foram estudadas as pastas minerais de maiores adensamento produzidas pelo equipamento.

Na Figura 4.16, são mostradas fotografias dos testes de cilindro slump feitos para uma pasta mineral.



Figura 4.16: Testes de cilindro "slump" feitos para uma pasta mineral.

4.7.4. MEDIÇÃO DA TENSÃO DE ESCOAMENTO. (“YIELD STRESS”)

A seguinte Figura 4.17 apresenta o reômetro digital Haake, modelo VT-550 que dispõe de interface com computador, este foi utilizado para as medições da tensão de escoamento (“yield stress”) da pasta mineral. Este equipamento pertence à empresa de consultoria “WesTech” Equipamentos Industriais Ltda.

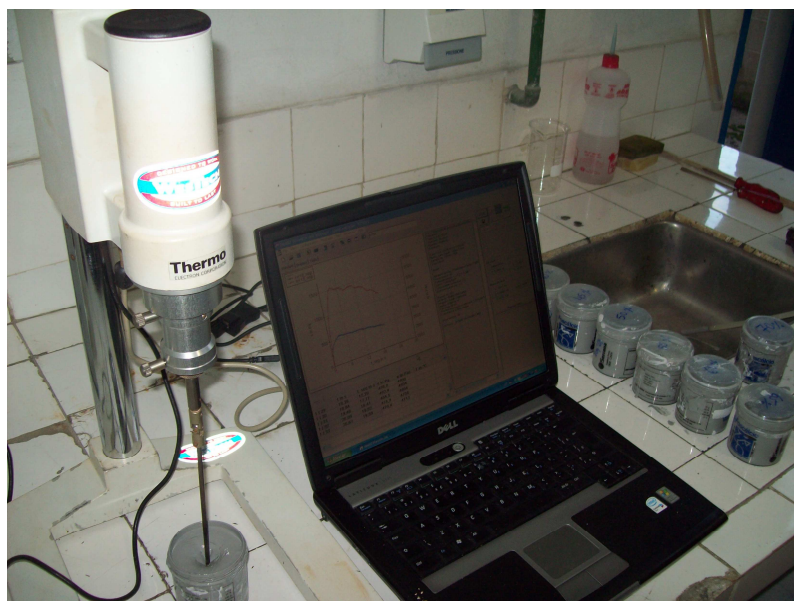


Figura 4.17: Reômetro Haake com interface ao computador, modelo VT-550.

A utilização do reômetro Haake, modelo VT-550, permitiu estudar o comportamento reológico numa faixa para a pasta mineral de maior adensamento, foram utilizados dois métodos para determinação da tensão de escoamento (“yield stress”).

O primeiro método utilizado foi o Break-through ou método direto, onde o viscosímetro gira lentamente o sensor em forma de hélice e mede a força de arraste resultante. A força aumenta até que um ponto máximo seja atingido, diminuindo e parando em seguida. O ponto máximo é utilizado como uma medida do “yield stress” da pasta.

O segundo método consiste em gerar uma curva de fluxo, colocando a pasta mineral a uma série de cisalhamentos (“shear rates”), que são de aplicar às pastas diferentes velocidades de rotação através do sensor em forma de hélice. Os dados gerados pela curva de fluxo foram interpretados utilizando o modelo de Bingham, que extrapola os dados de volta para o cisalhamento zero.

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

A seguir são apresentados os resultados obtidos segundo os testes indicados na metodologia, na qual indicase a análise e/ou discussão correspondente a cada situação.

5.1 Análise Química das Amostras Sólidas

5.1.1 Fluorescência de Raios X (FRX)

As análises dos espectros de FRX que foram obtidos ao utilizar diferentes cristais analisadores, tais como LiF200, Ge, InSb, PE, PX-1 e PX-3, indicaram a presença dos elementos magnésio, cálcio, fósforo, oxigênio e pequenas quantidades de ferro, silício e enxofre. Também foi detectada há presença de traços de alumínio, sódio, cloro, cobre, manganês, titânio, potássio, estrôncio e zircônio.

A seguinte Tabela V.1 apresenta a composição típica de lama total da amostra especialmente preparada para este fim, a qual apresentou 37,5% de perda ao fogo.

Tabela V.1: Composição química da lama total do processo de beneficiamento.

P_2O_5	MgO	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	SiO_2	K_2O	SO_3	Ti_2O_3
3,34%	4,60%	48,22%	1,54%	0,31%	3,03%	0,11%	0,87%	0,11%

5.1.2. Microscopia Eletrônica de Varredura e EDS.

A análise realizada por meio de microscopia eletrônica de varredura (MEV) mostrou alguns aspectos microestruturais das amostras. Análise química semi-quantitativa por EDS também foi realizada. As Figuras 5.1 A e B apresentam duas micrografias de MEV correspondentes a uma vista geral dos minerais presentes das partículas da amostra selecionadas.

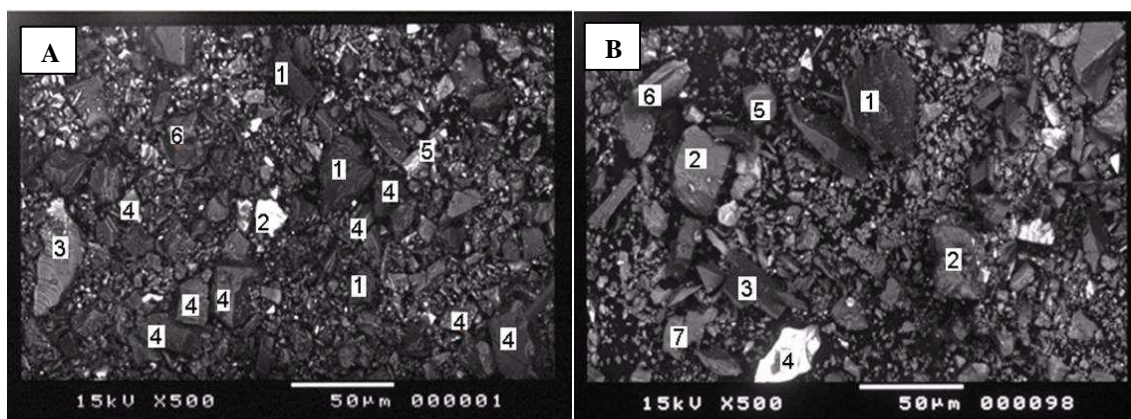


Figura 5.1: Vista geral da amostra através de micrografias MEV (500X - Imagem de elétrons retroespalhados).

Nas análises químicas semi-quantitativas das partículas minerais presentes nas amostras apresentadas na Figura 5.1 A e B, são mostradas nas seguintes Tabelas V.2 e V.3, onde se tem uma visão geral dos elementos predominantes (cálcio, magnésio, oxigênio, fósforo) e os elementos secundários mais significativos (ferro, sílica, alumínio, titânio, potássio).

Tabela V.2: Análises química semi-quantitativa da amostra mineral da Figura 5.1-A.

Elemento	Partícula	Partícula	Partícula	Partícula	Partícula	Partícula
% massa	1	2	3	4	5	6
Ca	42,82	-	13,99	67,43	41,32	2,01
Mg	22,42	-	9,01	2,88	-	1,97
O	33,19	47,81	44,73	29,18	40,06	-
Fe	-	26,30	-	-	-	56,92
S	-	23,62	-	-	-	-
Si	-	-	24,23	-	-	-
P	-	-	-	-	17,72	-
Ti	-	-	-	-	-	5,46

Tabela V.3: Análises química semi-quantitativa da amostra mineral da Figura 5.1-B.

Elemento % massa	Partícula 1	Partícula 2	Partícula 3	Partícula 4	Partícula 5	Partícula 6	Partícula 7
Ca	53,5	68,58	68,90	-	3,62	55,89	6,87
Mg	7,3	1,45	1,67	-	12,65	-	16,85
O	32,57	29,15	29,12	46,76	42,50	34,33	45,12
Fe	1,1	-	-	29,56	8,72	-	5,77
S	-	-	-	-	-	-	-
Si	3,67	-	-	22,03	20,40	-	18,42
P	-	-	-	-	-	8,83	-
Al	1,48	-	-	-	3,60	-	6,76
K	-	-	-	-	8,51	-	-

Considerando-se a Figura 5.1 A e B em conjunto com os valores indicados nas Tabelas V.2 e V.3, relativas à composição química das diferentes partículas da amostra, pode-se considerar:

- De maneira geral ocorre grande quantidade de partículas finas com predominância dos elementos de magnésio, cálcio, fósforo, oxigênio e menores quantidades de ferro, silício e enxofre. Pequenas quantidades de alumínio, titânio e potássio.
- Na Figura 5.1-A, partículas com elevados teores magnésio, cálcio, fósforo e oxigênio indicam a presença de minerais como dolomita, calcita e apatita.
- Na Figura 5.1-B, partículas de composição similar à mencionada anteriormente com predominância de elementos como magnésio, cálcio, fósforo e oxigênio. Segundo conteúdo de elementos por partícula foram identificados minerais como dolomita, calcita, apatita, pirita, biotita e piroxênio.

Na seguinte Figura 5.2 apresenta-se a composição química geral da amostra estudada através da técnica de espectrometria de energia dispersiva de raios-x (EDS).

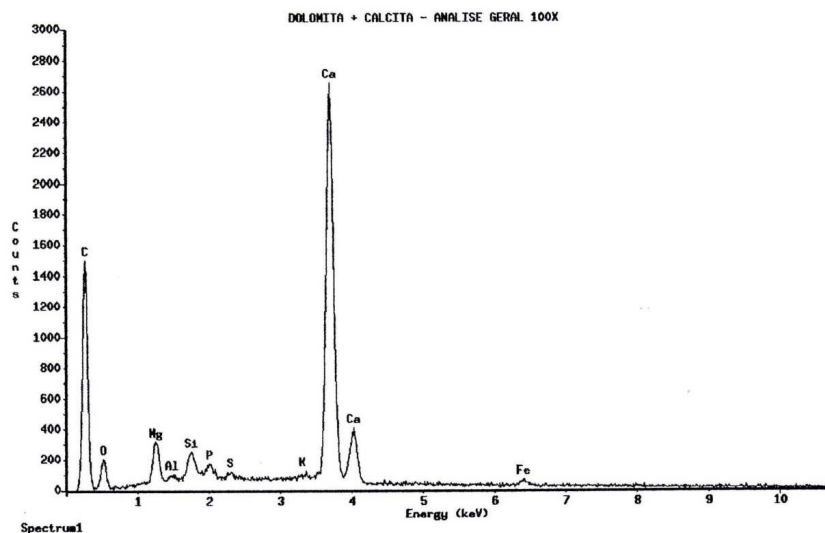


Figura 5.2: EDS da amostra geral proveniente do circuito de lamias.

A Figura 5.2 apresenta claramente que a amostra estudada é constituída principalmente de cálcio, magnésio, silício, oxigênio e fósforo. Os elementos como alumínio, enxofre, potássio e ferro apresentam-se em menores proporções.

5.2 Análise mineralógica das amostras sólidas

5.2.1 Difração de Raios X. (DRX)

A Figura 5.3 apresenta a análise de DRX correspondente à amostra caracterizada. Foram detectados principalmente pulsos correspondentes a Calcita (CaCO_3) e Dolomita ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$). Também foram identificados pulsos correspondentes a Flogopita ($\text{K}_2\text{O} \cdot 6\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) com 10,074[A] e pulsos de 2,534[A] atribuído à presença de Magnetita (Fe_3O_4), o pulso de 3,371[A] não foi possível identificar devido à junção de picos.

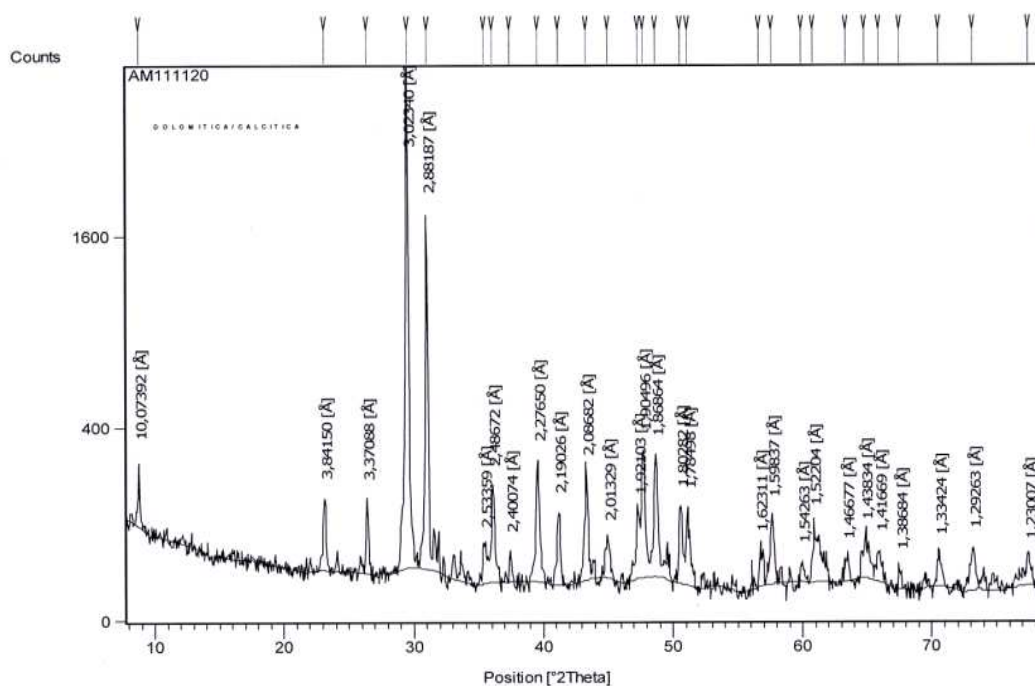


Figura 5.3: Difractograma da amostra proveniente do circuito de lamas.

A análise por DRX corrobora de forma qualitativa a presença de calcita e dolomita como principais fases mineralógicas na amostra mineral estudada.

5.3. DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DO SÓLIDO.

Devido à granulometria muito fina da amostra foram utilizados os métodos de difração laser Sympatec e Cyclosizer Warman para determinação da distribuição de tamanho da amostra mineral.

A Tabela V.4 apresenta os resultados da análise granulométrica obtidos mediante utilização de difração laser Sympatec.

Tabela V.4: Distribuição granulométrica com utilização de difração laser Sympatec.

Diâmetro (μm)	% Passante Acumulada	Diâmetro (μm)	% Passante Acumulada
0,18	0,00	3,00	36,34
0,22	0,00	3,60	41,55
0,26	0,00	4,20	46,20
0,30	0,02	5,00	51,66
0,36	0,21	6,00	57,47
0,44	0,72	7,20	63,37
0,52	1,49	8,60	69,15
0,62	2,72	10,20	74,71
0,74	4,51	12,20	80,59
0,86	6,51	14,60	86,61
1,00	8,98	17,40	92,44
1,20	12,52	20,60	97,24
1,50	17,54	24,60	100,00
1,80	22,33	29,40	100,00
2,10	26,50	35,00	100,00
2,50	31,29		

Da Tabela V.4 observa-se que amostra tem granulometria muito fina com tamanho de d_{50} igual a $4,76\mu\text{m}$ e 100% inferior à malha 400 Tyler ($37\mu\text{m}$), corroborando que a amostra estudada corresponde a uma lama composta pelo overflow de microciclonação e rejeito de coluna scavenger do circuito de finos. A seguinte Figura 5.4 apresenta o gráfico da distribuição granulométrica obtida a partir da análise através do Sympatec.

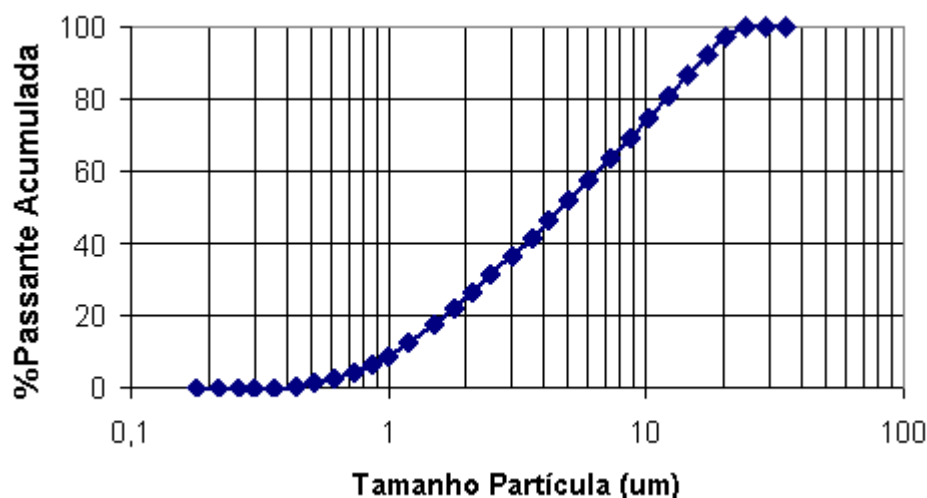


Figura 5.4: Distribuição granulométrica da amostra por meio de Sympatec.

A seguinte Tabela V.5 apresenta os resultados da análise granulométrica obtida por meio da utilização de Cyclosizer Warman.

Tabela V.5: Dados calculados e corrigidos do ensaio de Cyclosizer Warman.

Beque N°	Massa Retida (g)	Retida Simples (%)	Retida Acum. (%)	Passante Acum. (%)	Tamanho S/fator (µm)	Tamanho Calculado (µm)
1	1,1	2,8	2,8	97,3	42,7	27,9
2	1,6	4,0	6,8	93,3	30,5	19,9
3	4,1	10,3	17,0	83,0	22,1	14,4
4	5,4	13,5	30,5	69,5	15,0	9,8
5	3,6	9,0	39,5	60,5	12,0	7,8
6	24,2	60,5	100,0	0,00	< 12,0	< 7,8

O fator de correção ao considerar as variáveis de operação: temperatura, vazão, massa específica do sólido e tempo de elutriação foi de 0,651.

Da Tabela V.5 observa-se que 97,3% da amostra têm granulometria inferior a 28µm e 60,5% desta fração tem partículas com tamanho menor a 8µm, reiterando que a amostra

em estudo possui granulometria bastante fina. A Figura 5.5 apresenta a distribuição granulométrica obtida a partir do Cyclosizer (gráfico da fração acumulada passante, F_3 (%), em função do tamanho calculado, em escala semi-logarítmica).

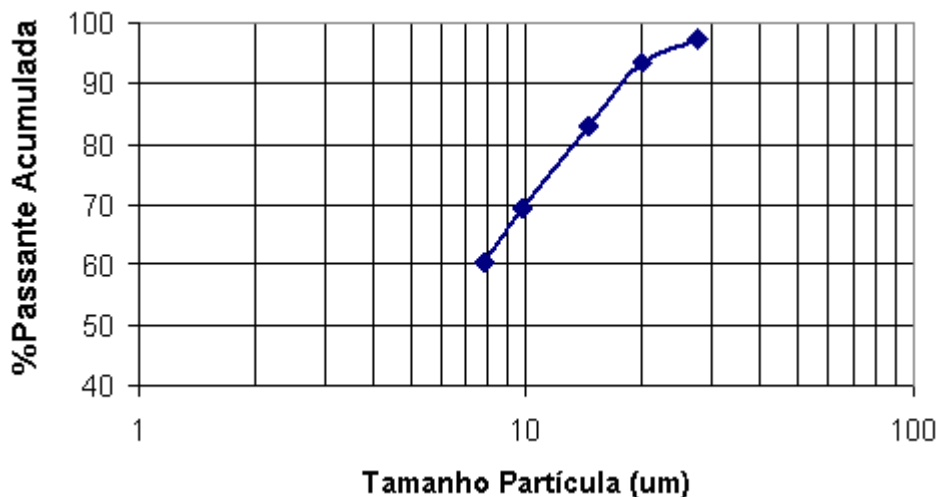


Figura 5.5: Distribuição granulométrica da amostra utilizando Cyclosizer Warman.

A seguinte Figura 5.6 apresenta as distribuições granulométricas da amostra utilizando as técnicas de Cyclosizer e Sympatec.

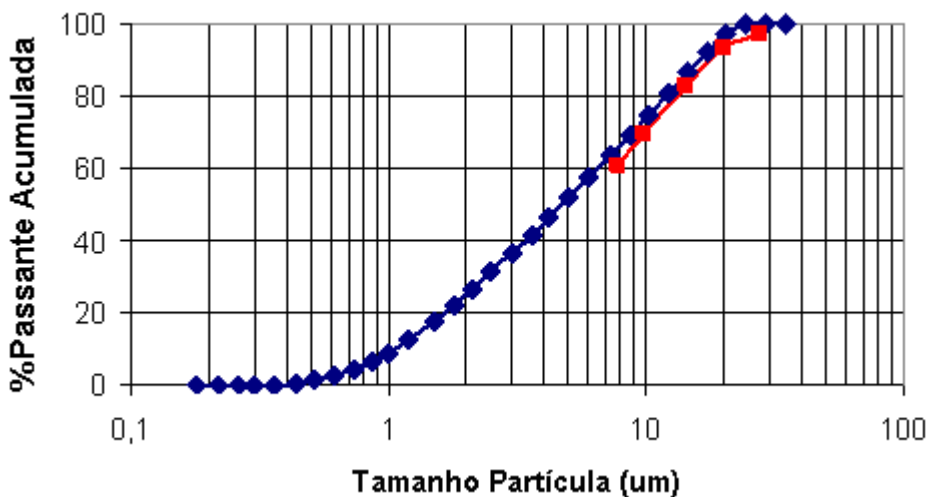


Figura 5.6: Distribuição granulométrica da amostra por meio de Cyclosizer e Sympatec.

As distribuições granulométricas da amostra utilizando Cyclosizer e Sympatec, mostradas na Figura 5.6, apresentam características similares na faixa entre 8 μm a 30 μm aproximadamente. Verifica-se também que o resultado obtido pelo Sympatec

apresenta, em geral, valor de porcentagem passante um pouco maior para cada tamanho de partícula considerado.

5.4. MASSA ESPECÍFICA DO SÓLIDO.

Foram preparadas três amostras do material sólido (Amostras 1, 2 e 3) de 10g cada uma, com as quais foi determinado o valor da massa específica utilizando a metodologia do picnômetro simples. Os dados experimentais são apresentados na Tabela V.6 a seguir:

Tabela V.6: Valores experimentais obtidos pela picnometria simples.

Elemento/Massas	Código	Amostra 1	Amostra 2	Amostra 3
Picnômetro vazio (g)	A	44,484	32,196	25,623
Picnômetro + sólido (g)	B	51,763	40,655	29,990
Picnômetro + sólido + líquido (g)	C	156,272	131,068	57,267
Picnômetro + líquido (g)	D	151,772	125,842	54,586
Valor da massa específica (g/cc)	ρ	2,619	2,617	2,592

Utilizando a equação básica da picnometria apresentada como (5.1), pode-se determinar a média dos valores de massa específica considerando as três amostras. O resultado foi uma densidade de $2,61\text{g/cm}^3$.

$$\rho = \frac{(b - a)}{(d - a) - (c - b)} \quad (5.1)$$

No caso da determinação da densidade através da metodologia de picnometria à gás, obteve-se um valor de massa específica de $3,06\text{g/cm}^3$. Como o valor obtido através da picnometria simples, foi o primeiro disponível, todos os cálculos em que se utilizou a densidade de sólido foram feitos considerando aquele valor.

5.5 ÁREA SUPERFICIAL ESPECÍFICA.

5.5.1 Método de Blaine.

Neste método o cálculo da massa de sólido utilizada, segundo a utilização da equação 4.1 mencionada anteriormente foi de 2,61g de sólido.

A determinação da área superficial específica, ASE, foi realizada através da equação 4.2 também mencionada na metodologia.

O valor obtido da ASE foi de $9.758,25\text{cm}^2/\text{g}$, já que o tempo médio dos três ensaios realizados foi de 359,54s. A Tabela V.7 apresenta os tempos determinados para cada teste.

Tabela V.7: Valor de Índice de Blaine da amostra de lama.

Número do teste	Tempo passagem do ar (s)	Valor médio ASE (cm^2/g)
1	360,14	9.758,25
2	358,95	
3	359,52	

5.5.2 Método BET.

O valor da ASE obtida através da metodologia BET foi de $1,972\text{m}^2/\text{g}$, o qual é praticamente o dobro do valor obtido pelo método de Blaine $0,9758\text{m}^2/\text{g}$. No estudo BET, a isoterma resultante é do tipo III, correspondente a formação de multicamadas, fato que não garante um bom resultado nesta técnica, pois ela é mais precisa quando há formação de monocamada (isoterma de tipo I) das moléculas de nitrogênio sobre o sólido.

5.6. ENSAIOS DE SEDIMENTAÇÃO DESCONTÍNUA.

5.6.1 Ensaio de Sedimentação Descontínua.

A seguir se apresenta nas Figuras 5.7 e 5.8 o comportamento da variação da altura de interface em função do tempo em escala normal e logarítmica dos ensaios da amostra estudada em provetas de 2.000 ml para a porcentagem de sólidos em massa em torno de 10%, que corresponde ao valor típico do fluxo de lama total composta pelo overflow da microciclona e rejeito da coluna scavenger do circuito de finos.

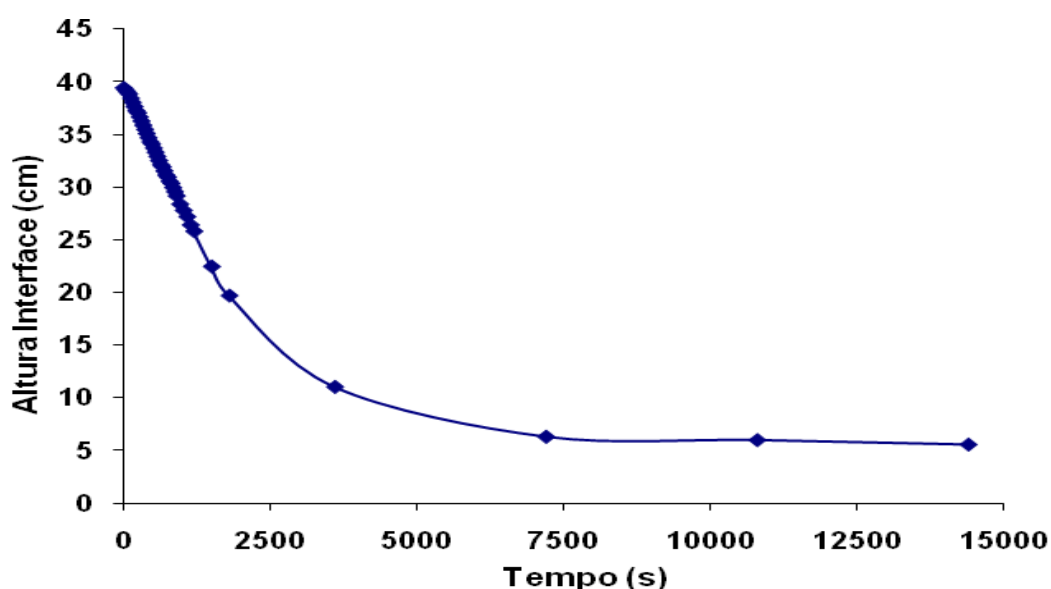


Figura 5.7: Variação da altura de interface versus tempo em escala normal da amostra para 10% de sólidos em massa em proveta de 2.000ml.

Na Figura 5.7 observar-se uma lenta sedimentação da lama sem utilização de floculante, atingindo uma velocidade de sedimentação de 0,0119cm/s. A turbidez da água clarificada foi de 32,4NTU com pH da polpa igual a 8,4.

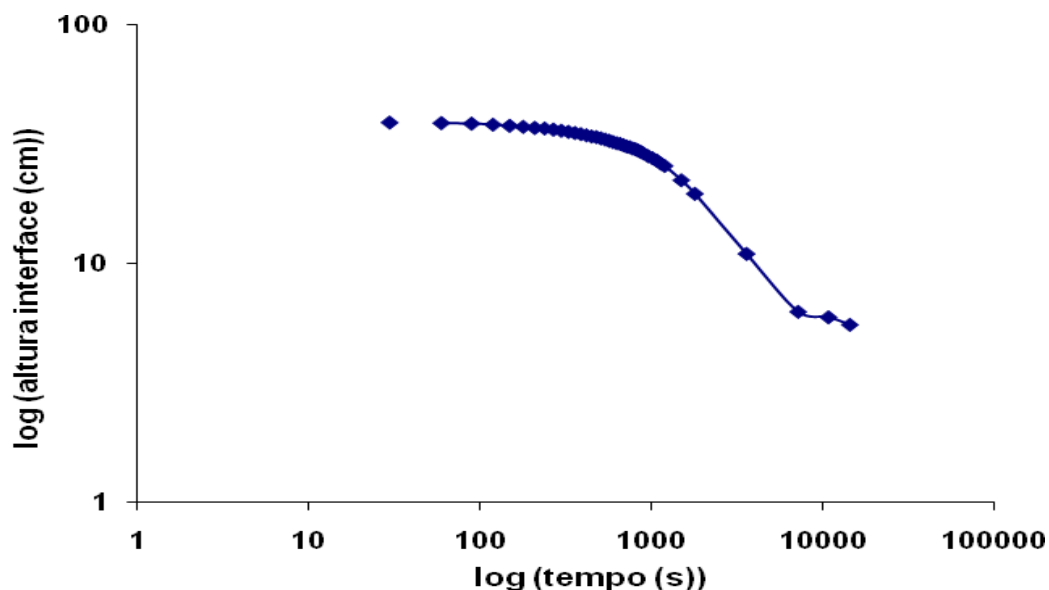


Figura 5.8: Variação da altura de interface versus tempo em escala log-log da amostra para 10% de sólidos em massa em proveta de 2.000ml.

As Figuras 5.7 e 5.8 indicam que o ponto de compressão para uma concentração de sólidos em massa de 10% está em torno dos 7.200s (120min), ou seja, é necessário este tempo mínimo de sedimentação para alcançar o ponto de compressão da polpa sem utilização de reagente floculante. A Tabela V.8 mostra a velocidade de sedimentação da amostra para 10% de sólidos em massa com os principais parâmetros medidos.

Tabela V.8: Velocidade sedimentação de polpa e medição dos principais parâmetros.

Sólidos Alimentação (%)	Sólidos Sedimento (%)	Velocidade Sedimentação (cm/s)	Turbidez Água (NTU)	pH Polpa	Temperatura (°C)
10	32,6	0,0119	32,4	8,4	23,4

Na Tabela V.8 observa-se que foram atingidas concentrações no sedimento em torno de 33% de sólidos em massa após 24 horas sem adição de reagente floculante.

5.6.2 Ensaio com Floculantes Catiônicos, Aniônicos e Não Iônicos.

Dentre os ensaios de seleção de floculante foram realizados para polpas com concentração de 10% de sólidos em massa em provetas de 500ml com dosagem de 50g/t pela elevada área superficial específica apresentada pela amostra estudada.

a) Floculantes Catiônicos.

A Tabela V.9 e Figura 5.9 mostram as velocidades de sedimentação dos floculantes catiônicos testados na lama fosfática.

Tabela V.9: Velocidade de sedimentação para floculantes catiônicos.

Ensaio Tipo	Velocidade (cm/s)	Correlação r^2
Branco	0,0119	0,9973
C1	0,1865	0,9956
C2	0,2632	0,9941
C3	0,4801	0,9945
C4	0,3544	0,9957
C5	0,1942	0,9942

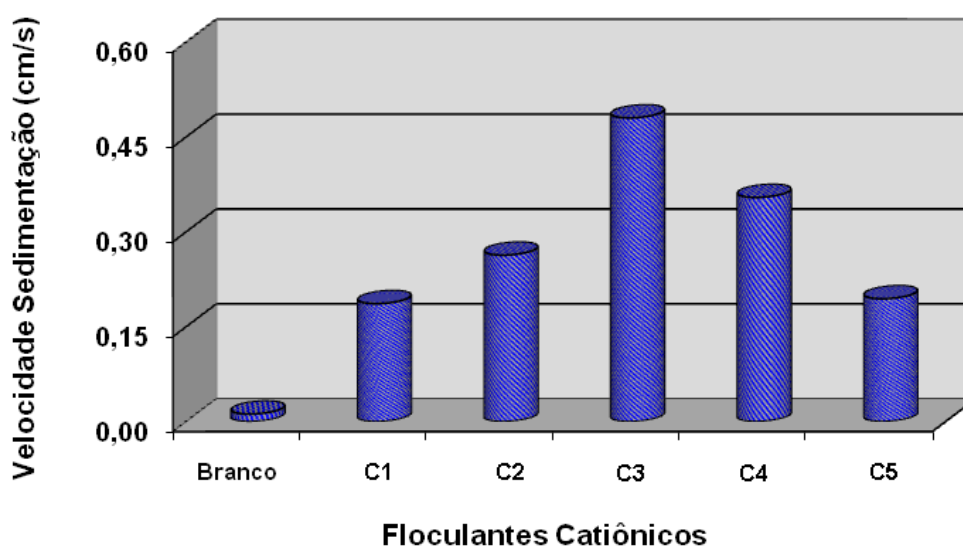


Figura 5.9: Velocidade de sedimentação para floculantes catiônicos na lama fosfática.

Os floculantes C3 e C4 foram os melhores deste grupo com uma velocidade de sedimentação de 0,4801 e 0,3544cm/s respectivamente, mas por motivos de elevada turbidez apresentada na água clarificada do floculante C4 e não factibilidade de reuso desta água no processo de flotação conforme resultados de testes em bancada foi descartado este floculante. O floculante C3 apresentou baixa turbidez da água clarificada e elevado potencial de reuso desta água no processo de beneficiamento. Testes foram realizados considerando variações na dosagem deste floculante desde 0 até 100g/t. A Figura 5.10 apresenta a influência da dosagem de floculante C3 sobre a velocidade de sedimentação da lama fosfática.

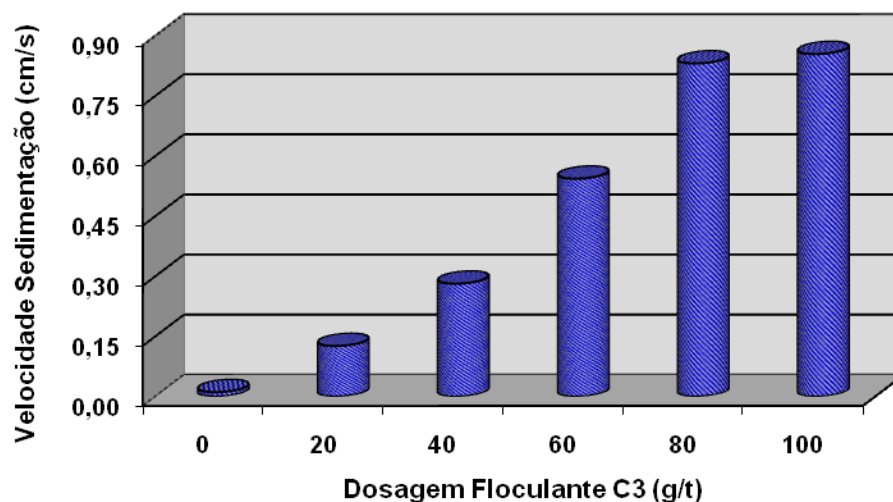


Figura 5.10: Velocidade de sedimentação versus dosagem do floculante catiônico C3.

Verifica-se pela Figura 5.10, que à medida que a dosagem de floculante cresce a velocidade de sedimentação da lama aumenta. Os maiores aumentos na velocidade de sedimentação foram obtidos com dosagens de 80 e 100g/t alcançando valores 70 vezes maiores que o teste em branco (0g/t). A dosagem de 80g/t apresentou velocidade de sedimentação de 0,8313cm/s, foi considerada ideal tendo em vista os aspectos de eficiência de decantação e clarificação do sobrenadante.

b) Floculantes Aniônicos.

Na Tabela V.10 e Figura 5.11 a seguir são apresentadas as velocidades de sedimentação dos floculantes aniônicos testados na lama fosfática.

Tabela V.10: Velocidade de sedimentação para flocculantes aniônicos.

Teste	Velocidade	Correlação
Tipo	(cm/s)	(r²)
Branco	0,0119	0,9973
A1	0,2413	0,9945
A2	0,1848	0,9856
A3	0,1246	0,9842
A4	0,0948	0,9912
A5	0,1057	0,9978

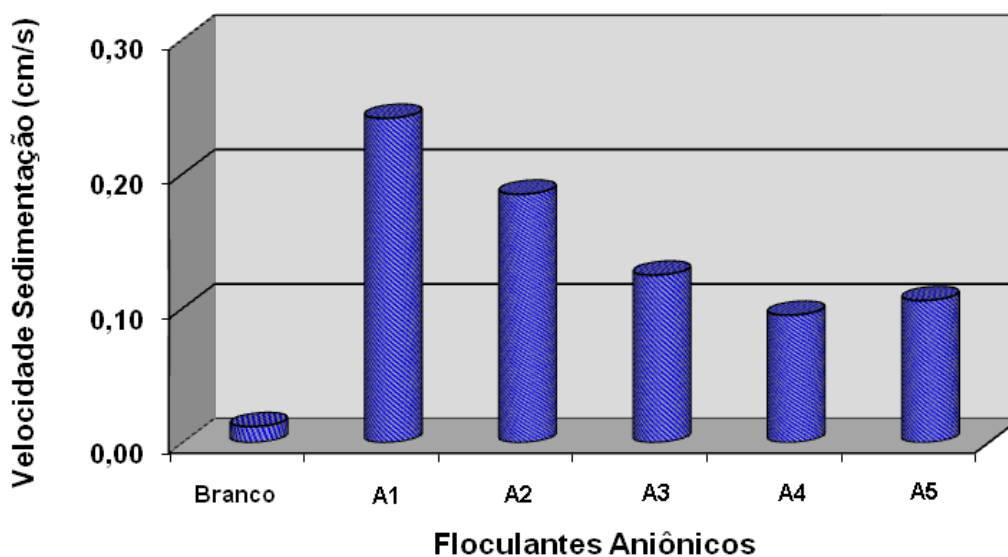


Figura 5.11: Velocidade de sedimentação para flocculantes aniônicos na lama fosfática.

O flocculante A1 foi o melhor neste grupo com uma velocidade de sedimentação de 0,2413cm/s. Ensaios foram realizados considerando variações na dosagem deste flocculante desde 0 até 100g/t. A Figura 5.12 apresenta a influência da dosagem de flocculante A1 sobre a velocidade de sedimentação da lama fosfática.

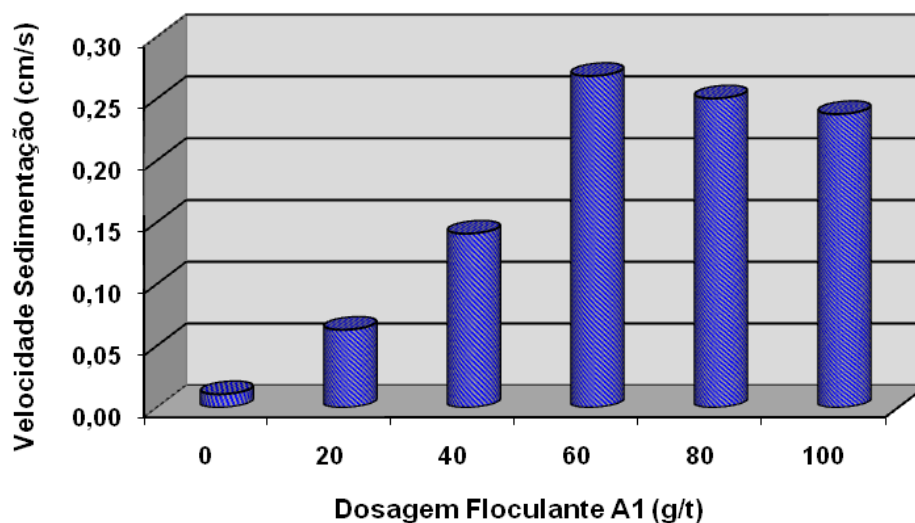


Figura 5.12: Velocidade de sedimentação versus dosagem do floculante aniônico A1.

A Figura 5.12 indica que até a dosagem de floculante de 60g/t é significativa a variação da velocidade de sedimentação. Maiores dosagens causam diminuição da velocidade de sedimentação provavelmente devido à saturação de floculante, o que, em consequência, deve causar a restabilização do sistema coloidal.

c) Floculantes Não Iônicos.

Na Tabela V.11 e na Figura 5.13 são apresentadas as velocidades de sedimentação dos floculantes não iônicos testados na lama fosfática.

Tabela V.11: Velocidade de sedimentação para floculantes não iônicos.

Teste	Velocidade	Correlação
Tipo	(cm/s)	(r²)
Branco	0,0119	0,9973
N1	0,1532	0,9971
N2	0,1255	0,9942
N3	0,0874	0,9854
N4	0,1947	0,9827
N5	0,1628	0,9926

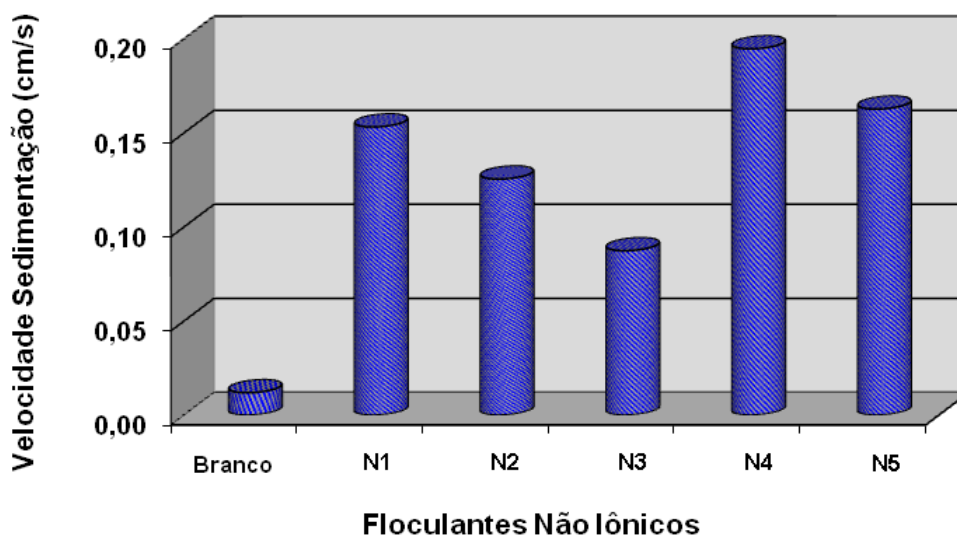


Figura 5.13: Velocidade de sedimentação para floculantes não iônicos na lama fosfática.

O floculante N4 foi o que apresentou melhor resultado no grupo de floculantes não iônicos com uma velocidade de 0,1947cm/s. Ensaio foram realizados considerando variações na dosagem deste floculante desde 0 até 100g/t. A Figura 5.14 mostra a influência da dosagem de floculante N4 sobre a velocidade de sedimentação da lama.

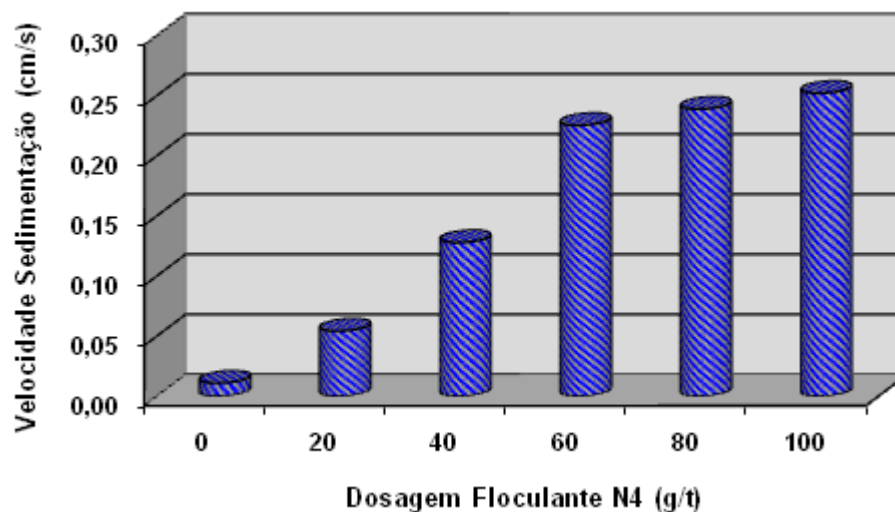


Figura 5.14: Velocidade de sedimentação versus dosagem do floculante não iônico N4.

A Figura 5.14 indica que para uma dosagem de floculante de 100g/t, tem-se uma diferença pouco significativa na velocidade de sedimentação comparada às dosagens de

60 e 80g/t com 0,2521cm/s. Com elevadas dosagem de flocculantes N4 tem-se baixa eficiência na velocidade de sedimentação quando comparado aos flocculantes catiônicos. Considerando-se os dados obtidos para os três grupos de flocculantes avaliados foi selecionado o flocculante catiônico C3 para a continuidade do trabalho.

5.7. ENSAIOS DE SEDIMENTAÇÃO DESCONTÍNUA, SEMICONTÍNUA E CONTÍNUA NO EQUIPAMENTO PRODUTOR DE PASTA MINERAL.

5.7.1 Ensaio de Sedimentação Descontínua em Proveta de 2.000ml.

Após seleção do flocculante para aplicação no equipamento produtor de pasta mineral, foram realizados ensaios de sedimentação em proveta de 2.000ml com dosagem de 80g/t de flocculante objetivando conhecer o ponto de compressão com aplicação de reagente C3.

As Figuras 5.15 e 5.16 mostram a variação da altura de interface em função do tempo em escala normal e logarítmica para os testes da amostra estudada em provetas de 2.000ml em porcentagem de sólidos em massa em torno de 10%.

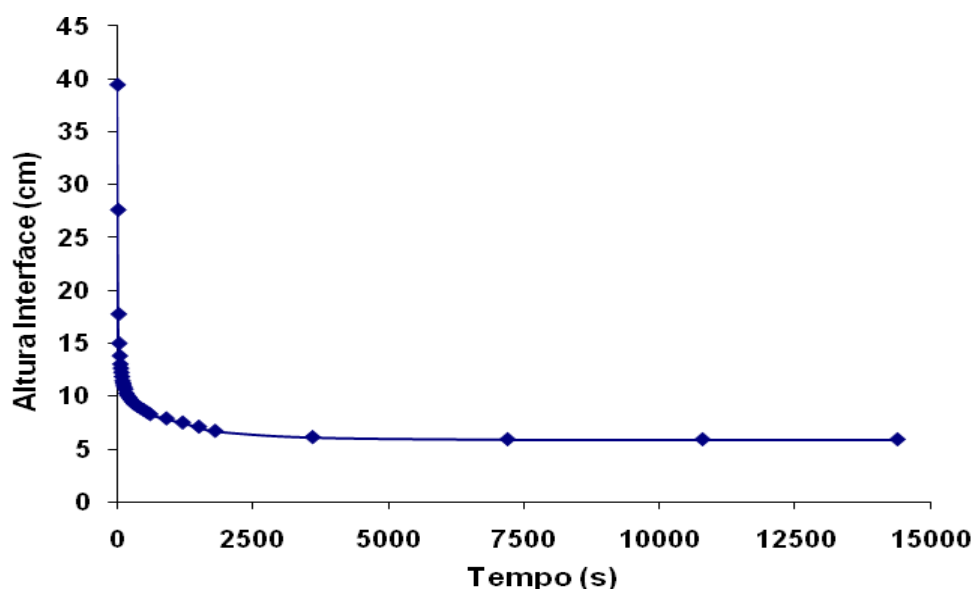


Figura 5.15: Variação da altura de interface versus tempo para 10% de sólidos em massa em proveta de 2.000ml com adição de 80g/t de flocculante C3.

Na Figura 5.15 pode-se observar a rápida sedimentação da lama com utilização de flocculante, atingindo uma velocidade de sedimentação de 0,8313cm/s, praticamente 70 vezes mais rápida em comparação à sedimentação natural sem flocculante. A turbidez da água clarificada foi de 11,6NTU com pH da polpa igual a 8,7.

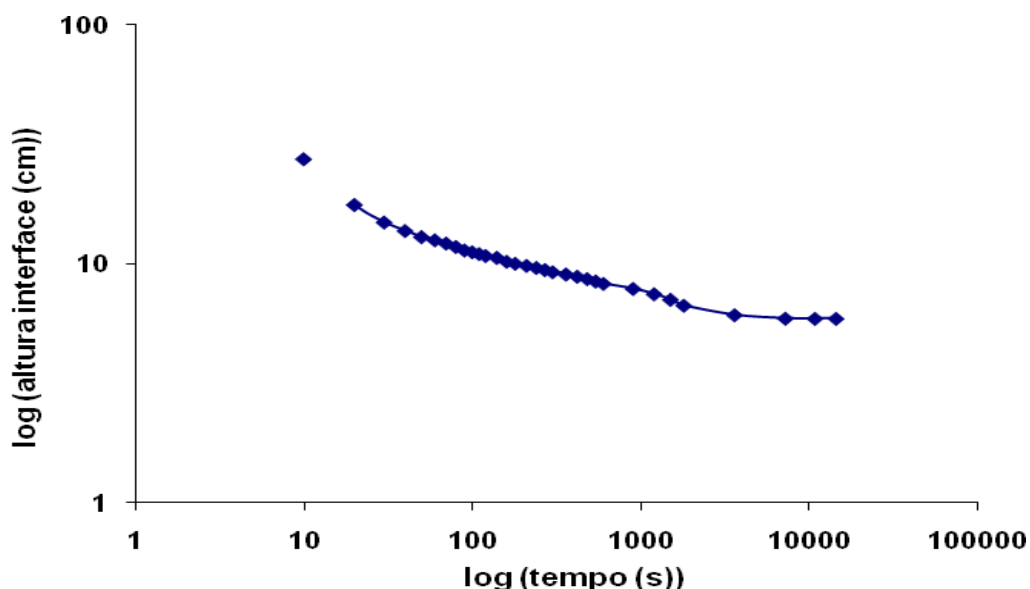


Figura 5.16: Variação da altura de interface versus tempo em escala log-log da amostra para 10% de sólidos em massa em proveta de 2.000ml com adição de 80g/t de flocculante C3.

As Figuras 5.15 e 5.16 indicam que o ponto de compressão para uma concentração de sólidos em massa de 10% é em torno dos 1.800s, ou seja, é necessário um tempo mínimo de 30 minutos de sedimentação para alcançar a condição de compressão da polpa. Este tempo de compressão foi reduzido em torno de 75% com utilização deste flocculante.

5.7.2 Ensaios de Sedimentação Descontínua Sem Adição de Flocculante.

Foram realizados diferentes ensaios de sedimentação descontínua para a obtenção de diversas porcentagens de sólidos na descarga do equipamento produtor de pasta mineral. As condições de operação foram: volumes de polpa entre 1.000ml e 10.000ml

(volume máximo dos três módulos), tempo de residência de 10 e 15 minutos, sem adição de floculante e alimentação com polpa de 10% de sólidos em massa.

A Figura 5.17 mostra as porcentagens de sólidos obtidas na descarga para as diferentes condições de operação de sedimentação sem floculante.

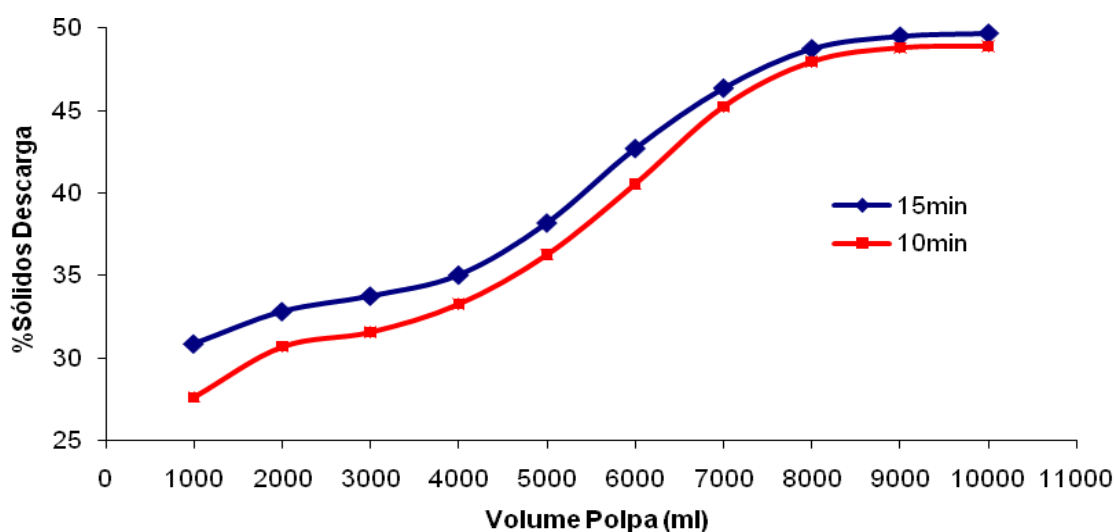


Figura 5.17: Variação de porcentagem de sólidos na descarga versus volume de polpa para diferentes tempos de residência de 10 e 15 minutos.

A Figura 5.17 indica que a porcentagem de sólidos na descarga é maior à medida que aumenta o volume de polpa no equipamento para os diferentes tempos de residência. Observa-se que com volumes acima de 8.000ml a porcentagem de sólidos praticamente se mantém constante. A melhor condição de operação foi obtida para um tempo de residência de 15min, com um volume de 10.000ml atingindo 49,6% de sólidos em massa na descarga. O aumento na concentração de sólidos em relação à alimentação foi de 4,96 vezes. As equações 5.1 e 5.2 representam uma boa aproximação ($r^2 > 0,98$) na relação entre a porcentagem de sólidos em função do volume da polpa para os tempos de residência de 10 e 15 minutos respectivamente.

$$y = -6\exp-11x^3 + 9\exp-7x^2 - 0,001x + 28,443 \quad (5.1)$$

$$y = -7\exp-11x^3 + 1\exp-6x^2 - 0,003x + 33,459 \quad (5.2)$$

5.7.3. Ensaios de Sedimentação Descontínua Com Adição de Floculante Bufloc C3.

O floculante C3 foi utilizado em dosagens de 60, 80 e 100g/t, com uma alimentação da polpa de 10% de sólidos em massa e tempo de residência de 15 minutos. Nestes testes foi utilizado o volume total de 10.000ml no qual uma maior porcentagem de sólidos na descarga foi alcançada nos testes anteriores.

A Figura 5.18 apresenta as porcentagens de sólidos obtidas na descarga para as diferentes condições de operação de sedimentação com floculante catiônico C3.

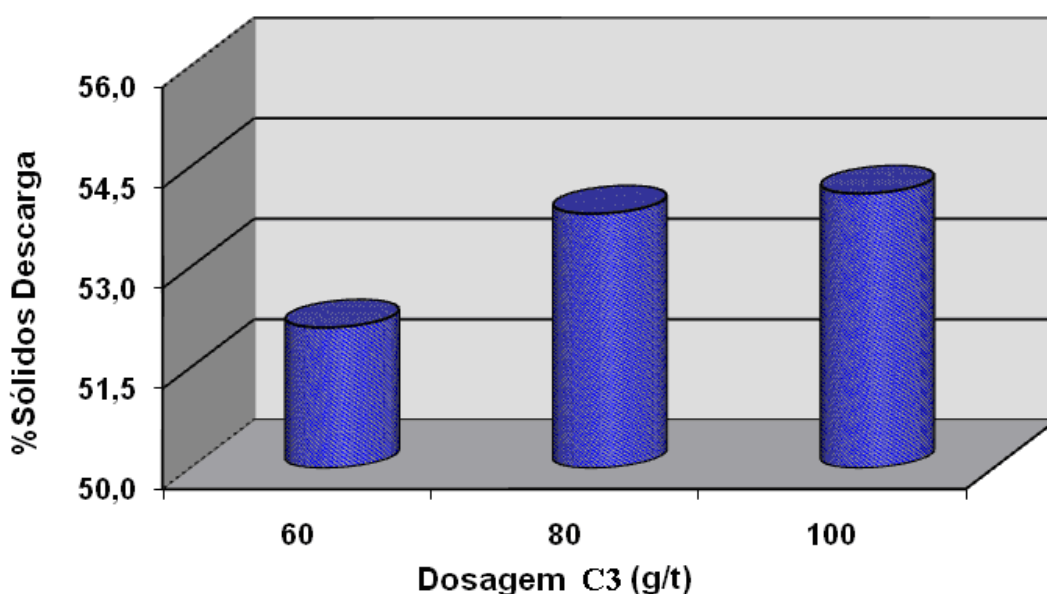


Figura 5.18: Variação de porcentagem de sólidos na descarga versus dosagem de floculante catiônico C3: 60, 80 e 100g/t com volume da polpa igual a 10.000ml e tempo de residência de 15 minutos.

A Figura 5.18 mostra que a porcentagem de sólidos na descarga é maior à medida que aumentam as dosagens de 60 até 100g/t. Os valores de porcentagens de sólidos na descarga obtidos para as dosagens de 80g/t (53,8%) e 100g/t (54,1%) são muito próximos. Desta forma a adição de 80g/t foi considerada para os ensaios semicontínuos subsequentes. O aumento na concentração de sólidos em relação à alimentação está na razão de 5,41 vezes.

5.7.4. Ensaio de Sedimentação Semicontínua Sem Adição de Floculante.

Foram realizados diferentes ensaios semicontínuos para a obtenção da porcentagem de sólidos na descarga do equipamento com as seguintes condições operacionais: sem adição de floculante, recirculação da polpa para diferentes alturas do equipamento, alimentação da polpa com 10% de sólidos em massa, 10.000ml de volume total da polpa e tempo de residência de 15 minutos.

Os bicos do equipamento foram enumerados de 1 até 8 de baixo para cima e a alimentação da polpa no equipamento foi realizada através do bico 9. A seguinte Tabela V.12 apresenta as primeiras combinações exploratórias de recirculação feitas para a entrada e saída da polpa no equipamento e as porcentagens de sólidos obtidas na descarga do equipamento produtor de pasta mineral.

Tabela V.12: Porcentagem de sólidos obtidos através de recirculação da polpa no equipamento com volume total 10.000ml e tempo de residência de 15min.

Bico da Saída	Bico de Entrada	%Sólidos Descarga
2	1	46,3
3	1	48,5
4	1	50,6
5	1	51,9
6	1	47,8
7	1	44,7
8	1	43,3

A Figura 5.19 mostra as porcentagens de sólidos obtidas em função das combinações dos bicos de saída/entrada da polpa.

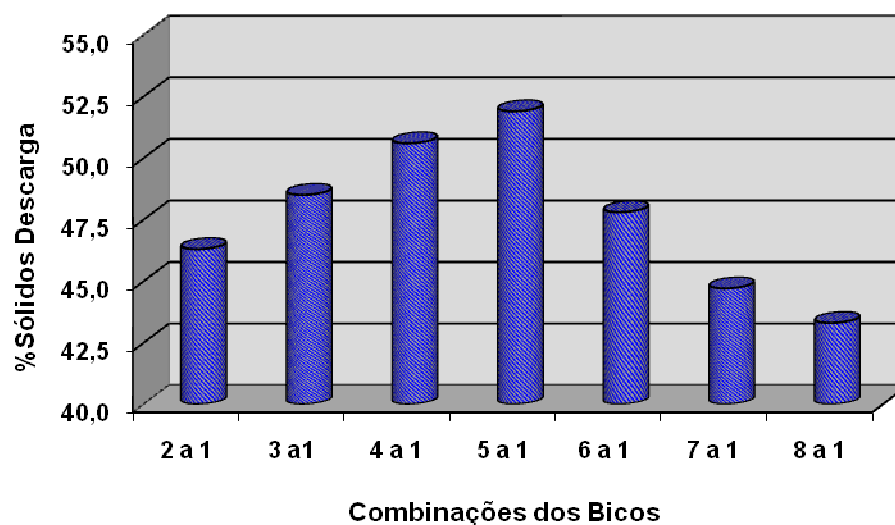


Figura 5.19: Porcentagem de sólidos versus combinação dos bicos (saída/entrada) com tempo de residência de 15min e volume de polpa total 10.000ml.

Na Figura 5.19 pode se observar que a melhor condição de operação (maior porcentagem de sólidos na descarga) foi obtida a partir de recirculação da polpa do bico 5 para o bico 1 atingindo-se um valor de 51,9% de sólidos em massa, ou seja, um aumento na concentração de sólidos em relação à alimentação 5,19 vezes.

Considerando os resultados obtidos foram realizadas mais combinações exploratórias na procura de uma maior porcentagem de sólidos na descarga do equipamento. As Tabelas V.13 e V.14 mostram respectivamente com as Figuras 5.20 e 5.21 as outras combinações de recirculação da polpa realizadas no equipamento e as porcentagens de sólidos obtidas na descarga.

Tabela V.13: Porcentagem de sólidos obtidos através de recirculação da polpa no equipamento com volume total 10.000ml e tempo de residência de 15min.

Bico de Saída	Bico da Entrada	%Sólidos Descarga
3	2	52,1
4	2	53,6
5	2	54,4
6	2	52,9
7	2	50,5
8	2	48,7

A Figura 5.21 mostra as porcentagens de sólidos obtidas em função das combinações dos bicos de saída/entrada da polpa.

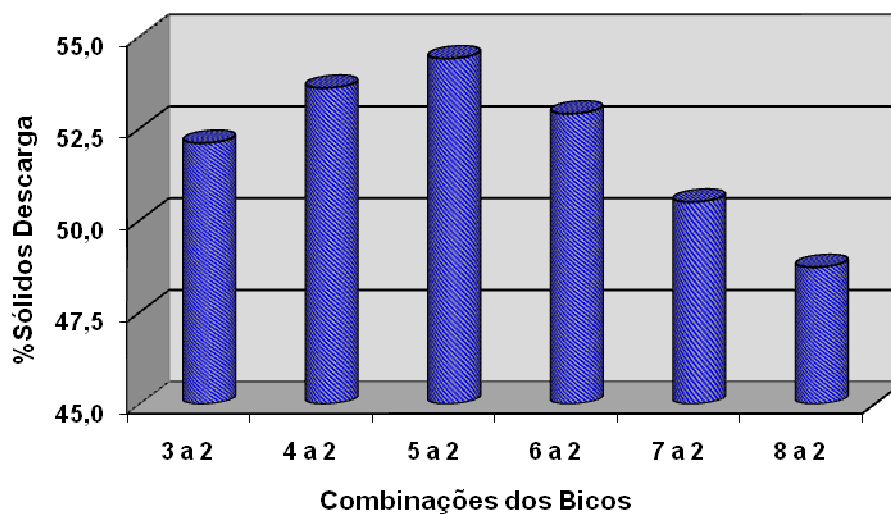


Figura 5.20: Porcentagem de sólidos versus combinação dos bicos (saída/entrada) com tempo de residência de 15min e volume de polpa total 10.000ml.

Na Figura 5.20 pode se observar que a melhor condição de operação foi do bico 5 para o bico 2 com um valor de 54,4% de sólidos em massa, ou seja, um aumento na concentração de sólidos em relação à alimentação na razão de 5,44 vezes.

Tabela V.14: Porcentagem de sólidos obtidos através de recirculação da polpa no equipamento com volume total 10.000ml e tempo de residência de 15min.

Bico de Saída	Bico da Entrada	%Sólidos Descarga
4	3	51,4
5	3	49,7
6	3	46,2
7	3	45,8
8	3	43,5

A Figura 5.21 mostra as porcentagens de sólidos obtidas em função das combinações dos bicos de saída/entrada da polpa.

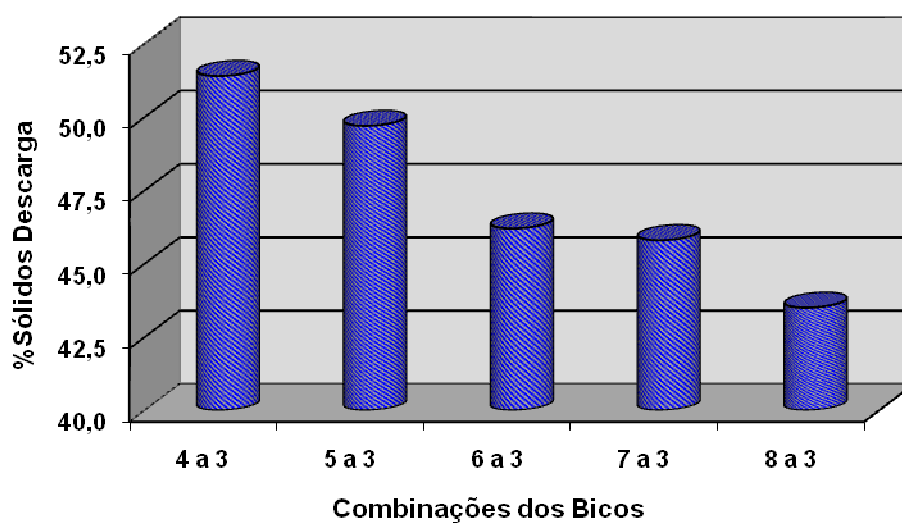


Figura 5.21: Porcentagem de sólidos versus combinação dos bicos (saída/entrada) com tempo de residência de 15min e volume de polpa total 10.000ml.

Na Figura 5.21 pode se observar que a melhor condição de operação foi do bico 4 para o bico 3 com um valor de 51,4% de sólidos em massa, ou seja, um aumento na concentração de sólidos em relação à alimentação na razão de 5,14 vezes.

5.7.5 Ensaio de Sedimentação Semicontínua Com Adição de Floculante.

Foram realizados diferentes ensaios semicontínuos para a obtenção da porcentagem de sólidos na descarga do equipamento com as seguintes condições operacionais: adição de 80g/t de floculante catiônico C3, recirculação da polpa para diferentes alturas do equipamento, alimentação da polpa com 10% de sólidos em massa, 10.000ml de volume total da polpa e tempo de residência de 15 minutos.

A seguinte Tabela V.15 e Figura 5.22 apresentam as combinações exploratórias de recirculação feitas para a entrada e saída da polpa no equipamento e as porcentagens de sólidos obtidas na descarga do equipamento produtor de pasta mineral.

Tabela V.15: Porcentagem de sólidos obtidos através de recirculação da polpa no equipamento com volume total 10.000ml e tempo de residência de 15min.

Bico de Saída	Bico da Entrada	%Sólidos Descarga
2	1	52,8
3	1	55,6
3	2	57,9
4	2	53,4
5	2	50,1
6	2	46,7
7	2	44,2
8	2	42,5

A Figura 5.22 mostra as porcentagens de sólidos obtidas em função das combinações dos bicos de saída/entrada da polpa.

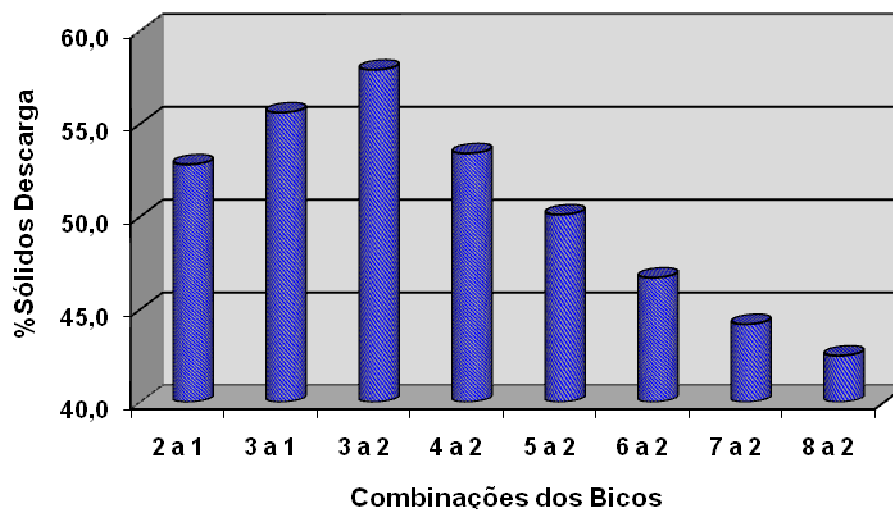


Figura 5.22: Porcentagem de sólidos versus combinação dos bicos (saída/entrada) com tempo de residência de 15min e volume de polpa total 10.000ml.

Na Figura 5.22 pode se observar que a melhor condição de operação com adição de flocculante foi do bico 3 para o bico 2 com um valor de 57,9% de sólidos em massa, ou seja, um aumento na concentração de sólidos em relação à alimentação na razão de 5,79 vezes. A partir dos resultados obtidos foi definida uma recirculação da polpa desde o bico 3 para o bico 2 nos testes contínuos focando a maior porcentagem de sólidos possível na descarga do equipamento.

5.7.6. Ensaio de Sedimentação Contínua Utilizando Flocculante, Misturador Estático (ME) e Reator Gerador de Flocos (RGF).

Foram realizados ensaios contínuos com reagente flocculante utilizando misturador estático e utilizando reator gerador de flocos para que se pudesse comparar os resultados em termos de porcentagem de sólidos na descarga do equipamento. As condições operacionais foram as seguintes: adição 80g/t de flocculante catiônico C3, alimentação da polpa com 10% de sólidos em massa, 10.000ml de volume total no equipamento, tempo de operação contínua de 60 minutos.

Primeiro foram avaliadas as porcentagens de sólidos na descarga do equipamento para diferentes alturas de alimentação considerando os bicos 6 e 9 que correspondem respectivamente a uma altura de 54 e 81cm desde a base da descarga do equipamento.

As Figuras 5.23 e 5.24 mostram as porcentagens de sólidos obtidas na descarga para tempos de residência de 15, 30, 45 e 60min, através de uma alimentação pelos bicos 6 e 9 respectivamente com um dosagem de 80g/t de floculante catiônico C3.

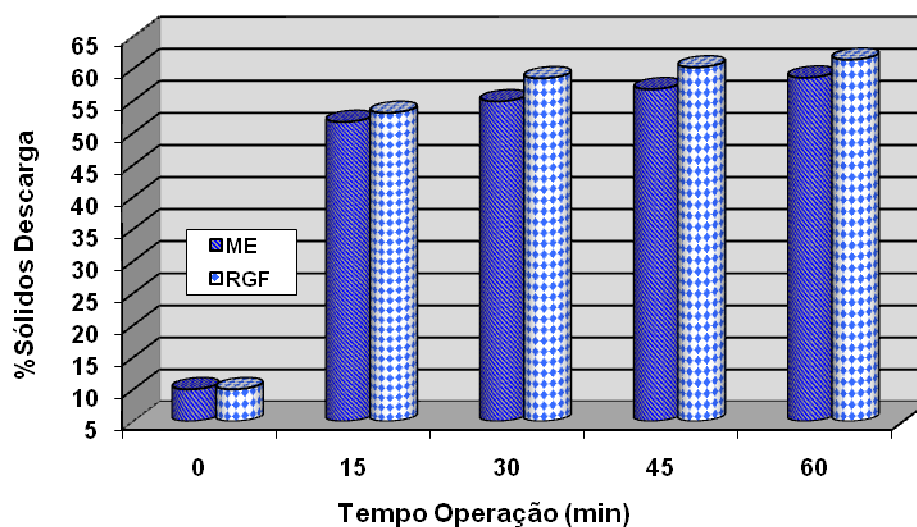


Figura 5.23: Porcentagem de sólidos versus tempo de residência mediante utilização de misturador estático e reator gerador de flocos para uma altura de alimentação da polpa de 54cm (Bico 6).

Na Figura 5.23, pode-se observar que os melhores resultados foram obtidos, em todas as condições de operação testadas, utilizando reator gerador de flocos. O melhor resultado alcançado foi 61,4% de sólidos em massa para 60 minutos de operação contínua.

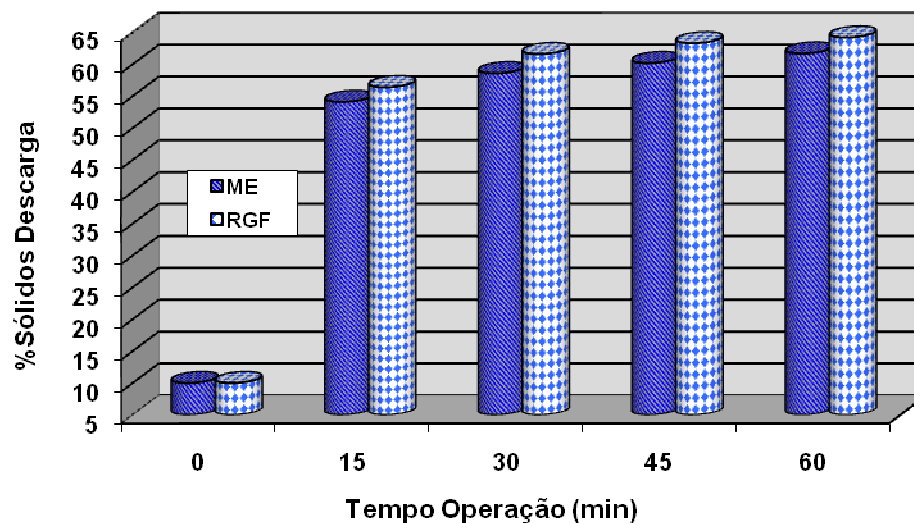


Figura 5.24: Porcentagem de sólidos versus tempo de residência mediante utilização de misturador estático e reator gerador de flocos para uma altura de alimentação da polpa de 81cm (Bico 9).

Na Figura 5.24, pode-se observar que a melhor condição de operação foi para uma alimentação através do reator gerador de flocos para todos os tempos de operação, atingindo uma porcentagem na descarga de 64,2% de sólidos em massa para 60 minutos de operação contínua, que representa um aumento na concentração de sólidos em relação à alimentação de 6,42 vezes.

A partir dos resultados obtidos foi definida uma alimentação da polpa através do bico 9 com utilização do reator gerador de flocos para os ensaios contínuos com as melhores condições operacionais focando a maior porcentagem de sólidos possível na descarga do equipamento.

5.7.7. Perfil de Concentração de Sólidos na Camada de Sedimentação com Adição de Floculante Utilizando Misturador Estático e Reator Gerador de Flocos.

Alíquotas foram obtidas nos bicos de amostragem do equipamento nos ensaios contínuos para a obtenção da porcentagem de sólidos em diversos pontos da camada de sedimentação. As condições de operação foram: adição de 80g/t de floculante catiônico C3, alimentação com uso de misturador estático e reator gerador de flocos, alimentação da polpa com 10% de sólidos em massa através do bico 9, volume total da polpa de 10.000ml. As amostras foram coletadas quando a velocidade de sedimentação na coluna permaneceu em estado quase estacionário na razão de 1mm/min.

A Figura 5.25 apresenta as porcentagens de sólidos obtidas em função da altura da camada de lama no equipamento para as condições operacionais descritas anteriormente.

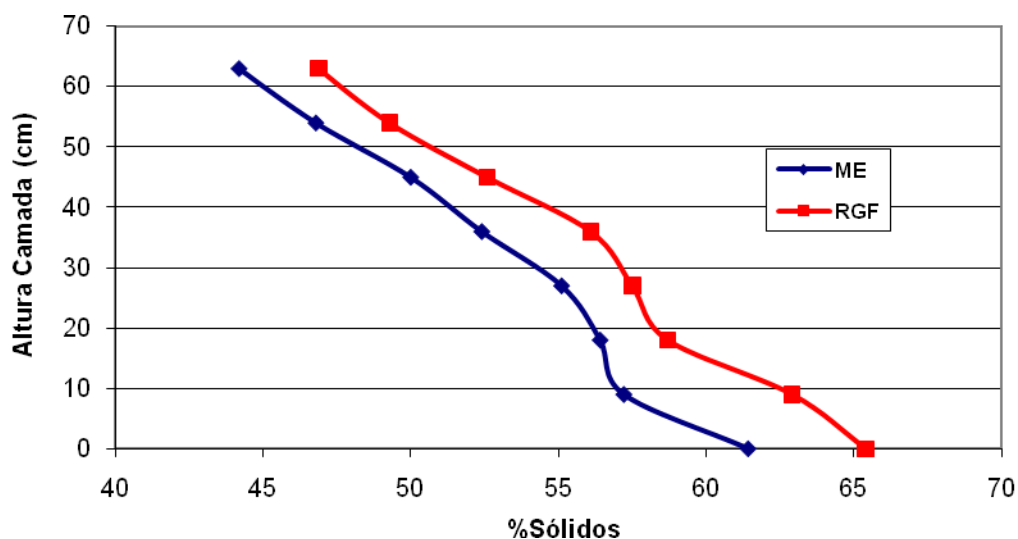


Figura 5.25: Perfil de concentração da camada de mineral no equipamento com uso de misturador estático e reator gerador de flocos.

Na Figura 5.25, pode-se observar que os maiores valores de porcentagem de sólidos em massa para todas as alturas da camada de sedimentação foram obtidos com a utilização do reator gerador de flocos (RGF). O melhor resultado foi 65,4%. Note-se que parece haver uma região de transição na faixa entre 55% e 58% de sólidos em que o aumento de porcentagem de sólidos se dá de forma mais lenta.

5.7.8. Ensaio de Sedimentação Contínua Nas Melhores Condições Operacionais.

Considerando-se as melhores condições operacionais alcançadas para formação de pasta, foram realizados ensaios contínuos nestas condições para a obtenção de maiores valores de porcentagem de sólidos na descarga do equipamento. O sistema de pás (“rakes”) foi também utilizado, sendo os resultados comparados com os ensaios em que não houve sua utilização. Os tempos de operação contínua atingirão até 180 minutos.

A Tabela V.16 apresenta as condições operacionais nos ensaios de espessamento da lama.

Tabela V.16: Principais parâmetros operacionais na produção de pasta mineral.

%Sólidos Alimentação	Dosagem C3 (g/t)	Recirculação Polpa	Tipo Misturador	Tempo Operação (min)	RPM Pás
10	80	3 a 2	RGF	180	5

Na Figura 5.26 são apresentadas as porcentagens de sólidos obtidas em função do tempo de operação para as melhores condições encontradas para a produção de pasta mineral utilizando ou não o sistema de pás.

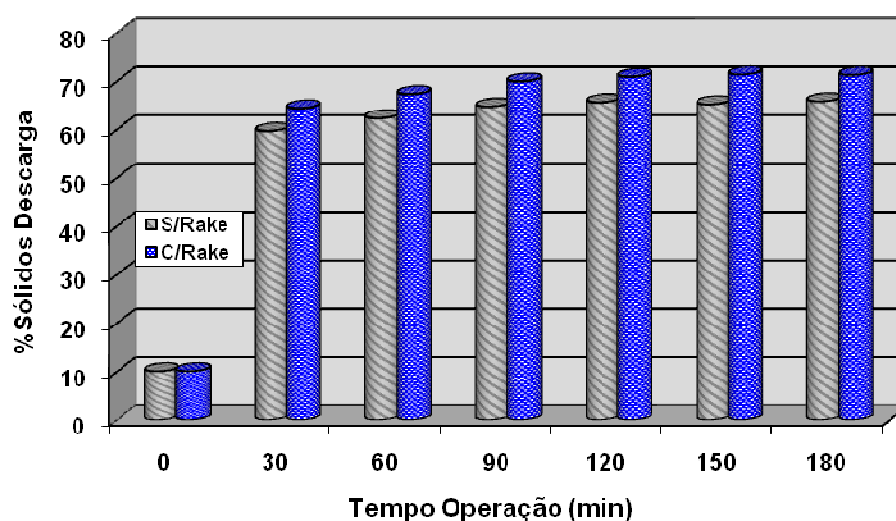


Figura 5.26: Variação da porcentagem de sólidos da descarga nas melhores condições operacionais versus tempo de operação com e sem utilização do sistema de pás.

Pode-se observar na Figura 5.26 que a utilização de sistema de pás no equipamento influenciou favoravelmente o aumento de concentração de sólidos. Este fato deve-se provavelmente à redução dos espaços vazios e de água presentes na estrutura formada a partir da sedimentação. Houve um ganho de aproximadamente 7% na concentração de sólidos em massa em comparação à não utilização deste sistema.

Os valores atingidos nas melhores condições de operação foram obtidos em torno de 70% de sólidos em massa após 120 minutos de operação e 71,3% após 180 minutos de operação.

Uma vez coletadas as pastas minerais desde o equipamento foram expostas à intempérie com tempos de 24, 48 e 72 horas objetivando conhecer as variações na porcentagem de sólidos no tempo. A Figura 5.27 apresenta a variação da porcentagem de sólidos das pastas geradas no equipamento em função do tempo expostas na intempérie.

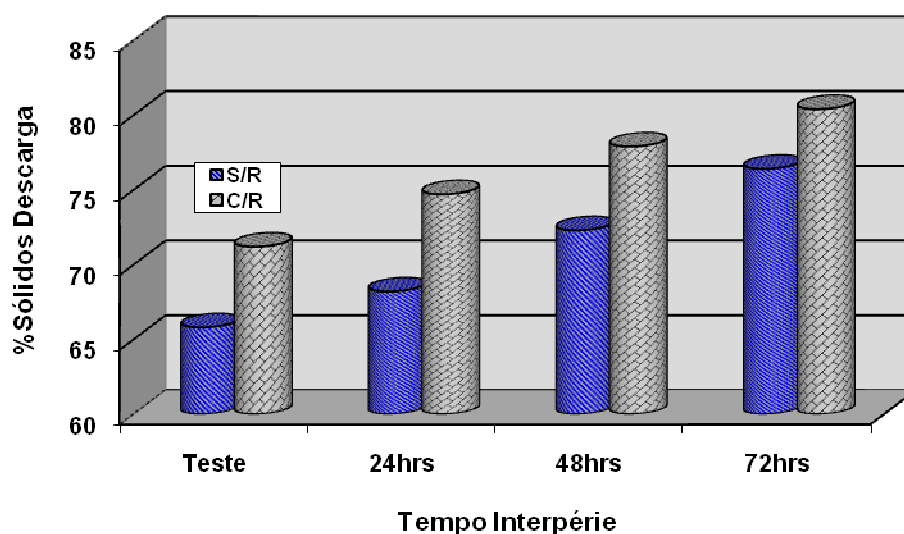


Figura 5.27: Variação da porcentagem de sólidos das pastas minerais produzidas versus tempo de exposição na intempérie com e sem utilização do sistema de pás.

Na Figura 5.27 pode-se observar que os melhores resultados obtidos nos ensaios de produção de pasta mineral foram de 65,8 e 71,3% de sólidos em massa, sem e com utilização do sistema de pás respectivamente. Após 72h de exposição à intempérie foram obtidos valores de 76,5 e 80,4% de sólidos em massa respectivamente, apresentando um

ganho em torno de 15% na porcentagem de sólidos, cabe notar que para valores acima de 75% de sólidos em massa a lama apresenta características de torta.

5.7.9. Ensaio de Flotação com Água Clarificada do Floculante Selecionado.

Nas seguintes Figuras 5.28 e 5.29 são apresentados os resultados dos ensaios de flotação de bancada com amostras padrão de minério calcítico correspondentes às pilhas 3187 e 4574, foram avaliados desempenho da flotação para diferentes dosagens de coletor de apatita Berol 867, com utilização da água industrial e clarificada coletada no espessador de pasta em operação com dosagem de 80g/t de reagente floculante catiônico C3 e C4.

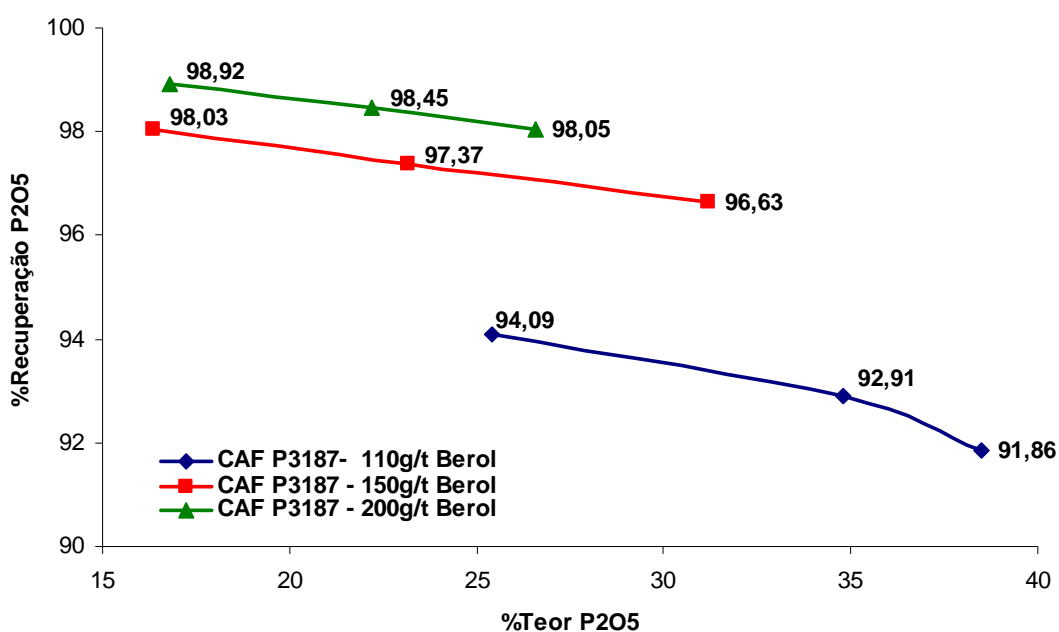


Figura 5.28: Ensaio de Flotação em Bancada com Uso da Água Clarificada do Floculante Catiônico C3 para Amostra Padrão de Minério Calcítico CAF P3187.

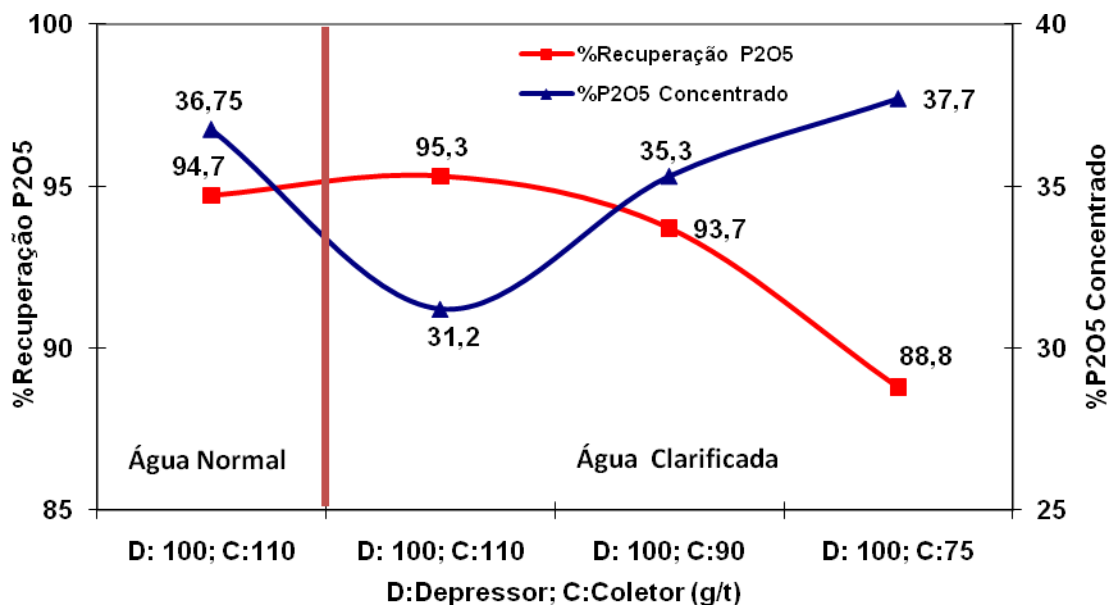


Figura 5.29: Ensaio de Flotação em Bancada com Uso da Água Clarificada do Floculante Catiônico C3 para Amostra Padrão de Minério Calcítico CAF P4574.

Segundo os resultados apresentados nas Figuras 5.28 e 5.29, pode-se afirmar que é possível a reutilização da água clarificada proveniente do espessador de pasta mineral no processo de beneficiamento mineral com utilização de reagente floculante catiônico C3 sem prejudicar o processo de flotação de apatita, devido que os testes de flotação em bancada apresentaram resultados satisfatórios em aspectos principais como recuperação de P_2O_5 , teor de concentrado e rejeito dentro dos padrões de qualidade necessários no processo de concentração. Também observa-se que a melhor condição de flotação da apatita foram para uma dosagem de coletor de 110 e 90g/t para as amostras CAF P3187 e P4574 respectivamente, atingindo em ambos casos valores maiores de 90% na recuperação de P_2O_5 com teores de concentrado acima de 35% e rejeito abaixo de 1% em P_2O_5 . Esta possibilidade de reutilização de água clarificada no processo de beneficiamento mineral gera importantes ganhos em diversos aspectos de sustentabilidade como meio ambiente, econômico, social entre outros. Por exemplo a reutilização parcial desta água clarificada pode gerar uma diminuição no consumo de água nova industrial na usina de beneficiamento, além de ganhos na diminuição de consumo de coletor pela presença deste reagente na água reutilizada.

A seguinte Figura 5.30 apresenta o desempenho da água clarificada do reagente floculante catiônico C4 nos testes de flotação em bancada.

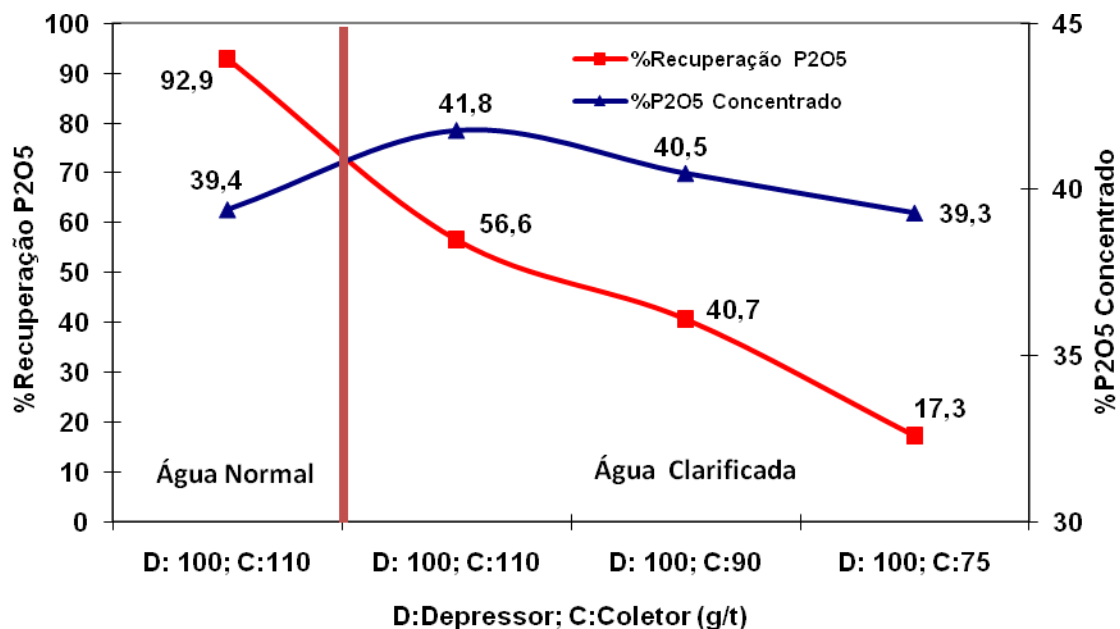


Figura 5.30 Ensaio de Flotação em Bancada com Uso da Água Clarificada do Floculante catiônico C4 para Amostra Padrão Calcítico (CAF P4574).

Na Figura 5.30 pode-se observar que a utilização da água clarificada proveniente da utilização do floculante catiônico C4 não é recomendável devido que apresentam baixo desempenho na flotação de apatita, atingindo valores bem abaixo dos requeridos na flotação em bancada, valores esperados sobre 90% em recuperação de P_2O_5 com teores de rejeito abaixo de 1% em P_2O_5 . Estes resultados afirmaram a escolha certa do floculante catiônico C3 na produção de pasta mineral.

5.7.10. Monitoramento de Grau de Turbidez e Porcentagem de Sólidos da Água Clarificada no Espessador de Pasta.

Na Figura 5.31 são apresentados os resultados do monitoramento da turbidez e pH da água clarificada durante os ensaios de produção de pasta mineral com as melhores condições operacionais encontradas.

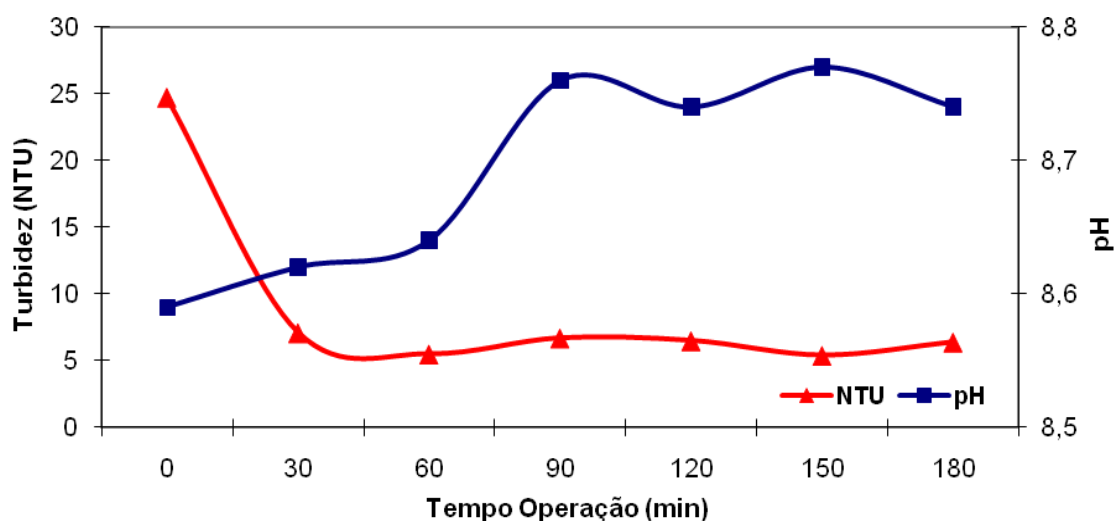


Figura 5.31: Resultados da turbidez e pH da Água Clarificada do Floculante Catiônico C3 durante o ensaio com as melhores condições operacionais na produção de pasta mineral.

A Figura 5.31, mostra que a turbidez melhorou bastante durante o andamento do ensaio atingindo valores próximos a 5 NTU que podem ser considerados ótimos pela baixa concentração de sólidos em suspensão. No caso do pH não foram observadas grandes variações ficando num valor médio de 8,69. Outro aspecto importante é referente à qualidade da água clarificada no processo de espessamento com adição de floculante catiônico C3, na seguinte Tabela V.17 é apresentada a análises químicas correspondentes às águas coletadas durante o ensaio.

Tabela V.17: Análises Químicas da Água Clarificada com Uso Floculante Catiônico C3

Água Clarificada	Fosfato	Fluoretos	Cálcio	Magnésio	Dureza	pH
Espessador	(ppm)	(ppm)	(ppm)	(ppm)	(ppm)	(H ⁺)
Floculante C3	3,40	0,25	13,30	4,90	0,50	8,54

Segundo análise química apresentada na Tabela V.17, a água clarificada obtida desde o equipamento em operação com floculante têm baixa dureza com baixos conteúdos em fosfatos, fluoretos, cálcio e magnésio. Isto indica que a utilização da água clarificada com presença do floculante catiônico C3 não deveria gerar problemas de seletividade na flotação de apatita ocasionada pela presença de íons de fósforo e flúor que inibem a

atuação do coletor na superfície das partículas a serem flotadas, fato corroborado nos ensaios de flotação em bancada.

5.8. Caracterização das Pastas Minerais Produzidas pelo Equipamento.

5.8.1. Teste de Abatimento (“Slump”).

O comportamento das pastas obtidas foi estudado em função da porcentagem de sólidos em massa, a partir de 68 até 78% de sólidos em massa. Os resultados dos testes de abatimento são apresentados na seguinte Tabela V.18.

Tabela V.18: Resultados de altura de abatimento de cone (H_s) das pastas minerais.

% Sólidos	Hs (cm).	% Sólidos	Hs (cm).
68	8,19	74	2,41
69	7,80	75	1,83
70	6,36	76	1,58
71	5,45	77	0,95
72	4,23	78	0,65
73	3,48	-	-

Na Figura 5.32 são mostrados os valores de abatimentos (em porcentagem) em função do adensamento de sólidos das pastas minerais geradas.

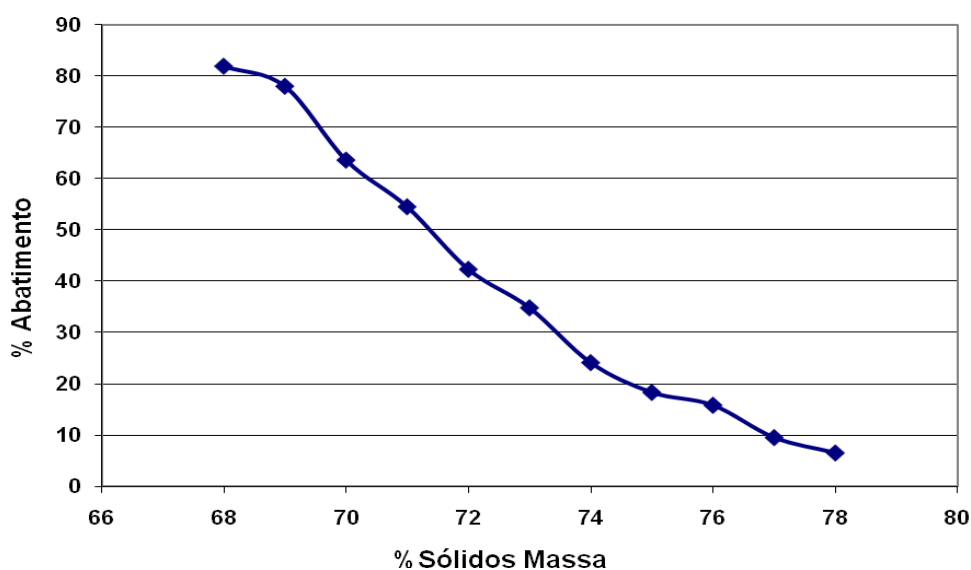


Figura 5.32: Porcentagens de abatimento obtidas para as pastas minerais geradas.

A Tabela V.19 e a Figura 5.32 indicam que a lama se apresenta como pasta mineral na faixa de adensamento entre 68 e 74% de sólidos em massa, sendo isto observado na porcentagem de abatimento em função do adensamento da pasta. Portanto, a quantidade de água nestas misturas vai de 32 até 26% em massa, que podem ser considerados como valores não muito elevados. O valor de 50% de abatimento de cone foi alcançado para um adensamento de pasta de aproximadamente 71% de sólidos (29% de água).

5.8.2. Teste de Calha (“Flume”).

Foram feitos testes numa calha de acrílico de laboratório com as dimensões de 100cm×20cm×20cm. Os adensamentos das pastas minerais estudadas variaram na faixa entre 68 e 78% de sólidos em massa. Nestes testes foram consideradas inclinações da calha de 0, 3, e 6%. Os resultados dos testes de calha são mostrados na Tabela V.19.

Tabela V.19: Resultados de teste de calha das pastas minerais produzidas.

% Sólidos	Inclinação (%)	Largura L (cm)	Altura 1 (cm)	Altura 2 (cm)	Ângulo repouso (graus)
68	0	69,3	5,7	0,6	4,2
	3	87,0	4,4	0,8	2,4
	6	100,0	1,8	0,9	0,5
69	0	60,5	6,9	1,0	5,5
	3	74,5	5,6	0,9	3,6
	6	100,0	3,8	1,2	1,5
70	0	58,0	7,2	1,2	5,9
	3	69,3	5,6	1,4	3,5
	6	94,7	3,3	0,8	1,5
71	0	46,5	8,5	1,3	8,7
	3	53,0	6,9	1,4	5,9
	6	63,7	4,8	0,9	3,5
72	0	37,3	9,9	1,2	13,2
	3	41,2	8,4	1,5	9,5
	6	44,3	6,8	1,3	7,0
73	0	33,9	10,6	0,9	15,8
	3	36,5	9,3	0,9	12,9
	6	41,6	7,4	1,0	8,7
74	0	29,0	10,9	2,4	16,3
	3	29,7	9,9	1,9	15,1
	6	30,6	9,4	1,7	14,2
75	0	25,5	11,4	10,2	2,7
	3	27,1	10,4	8,5	3,9
	6	26,9	9,7	8,4	2,8
76	0	24,3	11,8	10,1	4,0
	3	25,6	10,4	9,5	1,9
	6	25,8	9,4	9,0	0,8
77	0	23,1	11,5	10,7	1,9
	3	23,9	11,0	9,6	3,4
	6	24,1	10,3	10,1	0,5
78	0	22,2	11,5	11,4	0,3
	3	22,9	11,2	10,9	0,5
	6	23,3	10,7	10,7	0,1

A Figura 5.33 apresenta os diferentes ângulos de repouso em função do adensamento de sólidos da pasta mineral.

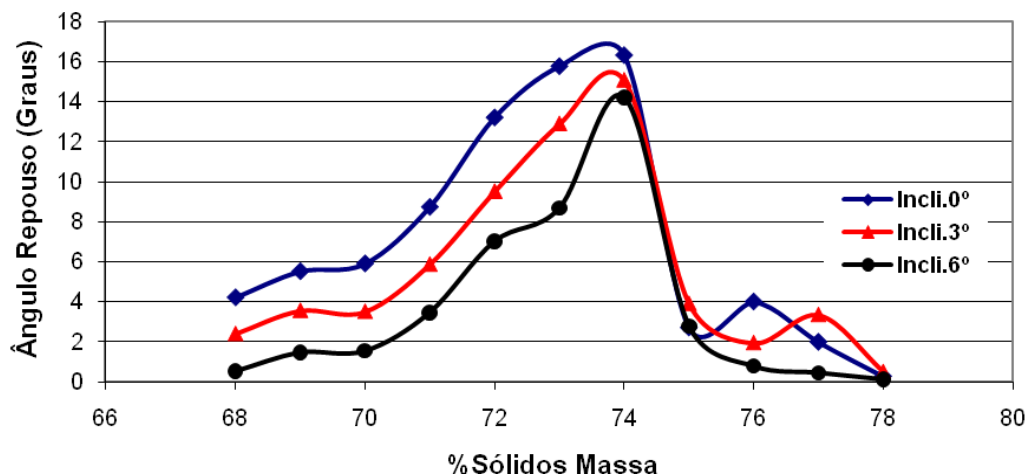


Figura 5.33: Ângulos de repouso obtidos nas pastas minerais de lama.

No que se refere aos ângulos de repouso, valores superiores a 16° foram alcançados para o caso da pasta preparada com 74% de sólidos em massa (26% de água), com uma consistência de pasta equivalente a um 24,1% de abatimento (“slump”), e sem considerar inclinação da calha. Também observa-se que os ângulos de repouso aumentam com a diminuição da inclinação da calha.

5.8.3. Viscosidade das Pastas Minerais.

Foram analisados diversos adensamentos nos quais o comportamento era de pasta mineral conforme os resultados preliminares do teste de “slump” e “flume”. As rotações da haste utilizadas foram de 30, 60 e 100rpm com tempo total de 60 segundos. Nas Figuras 5.34, 5.35 e 5.36 são apresentados os valores de viscosidade obtidos para 30, 60 e 100rpm respectivamente para diferentes concentrações de sólidos nas pastas.

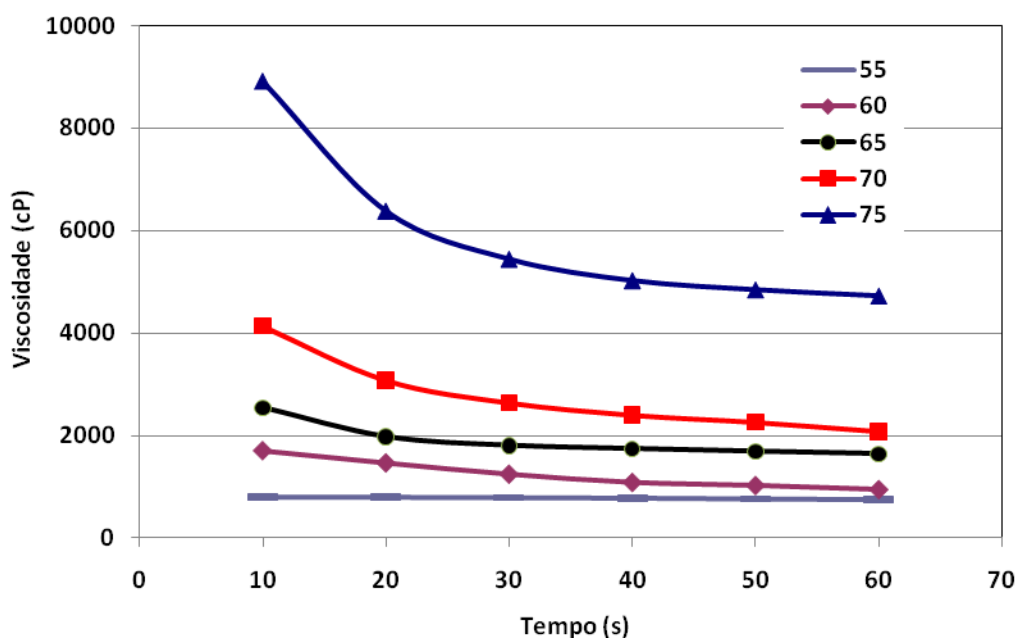


Figura 5.34: Viscosidade da lama para velocidade de rotação de 30rpm para pastas minerais entre 55 e 75% sólidos em massa.

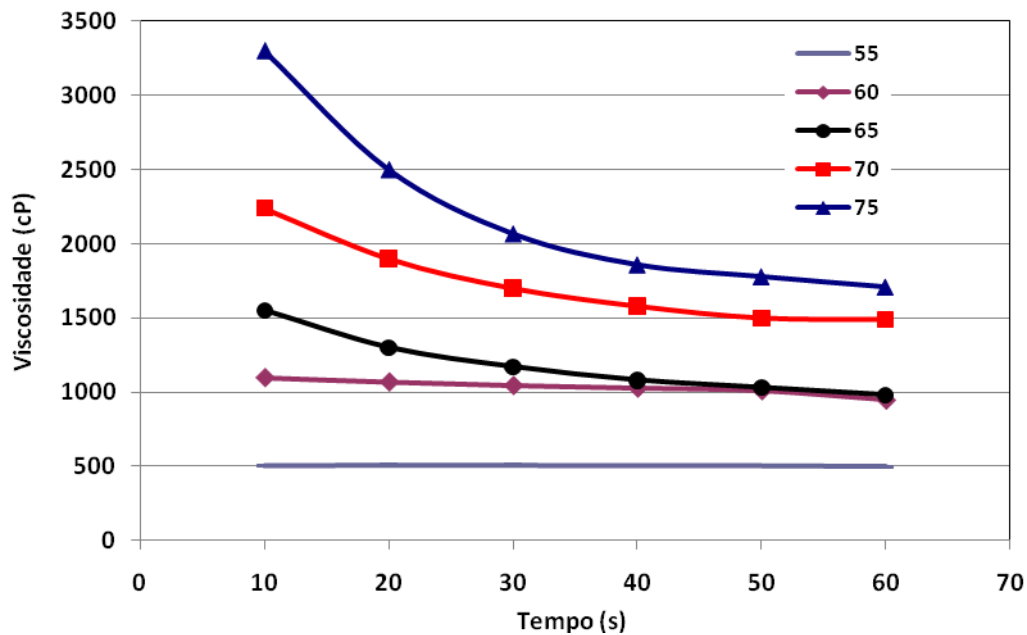


Figura 5.35: Viscosidade da lama para velocidade de rotação de 60rpm para pastas minerais entre 55 e 75% sólidos em massa.

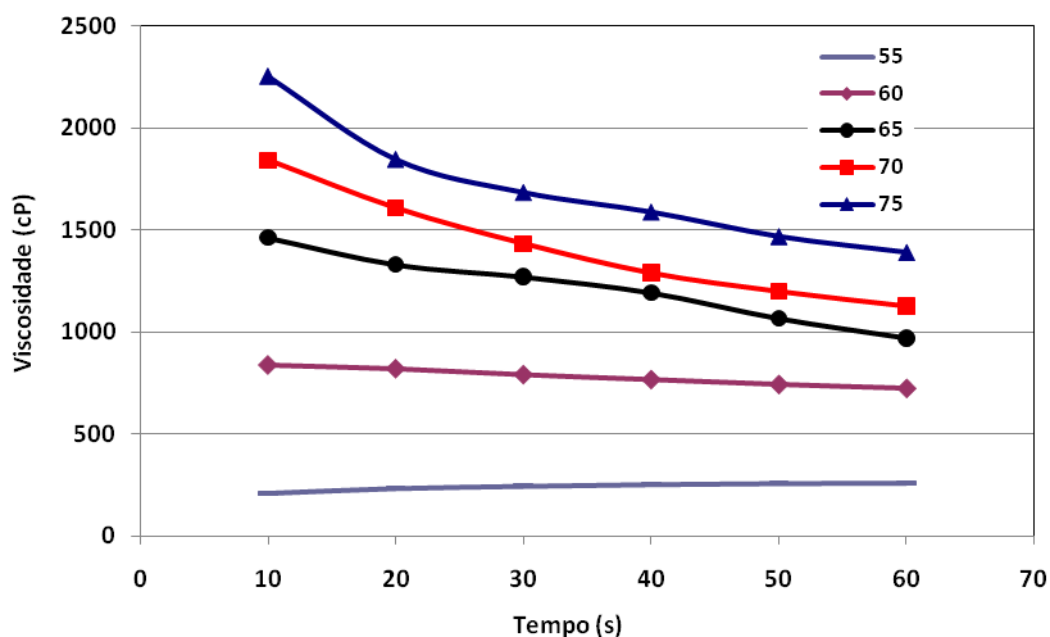


Figura 5.36: Viscosidade da lama para velocidade de rotação de 100rpm para pastas minerais entre 55 e 75% sólidos em massa.

Verifica-se nas Figuras 5.34, 5.35 e 5.36 elevados valores de viscosidade exibidos pela pasta mais adensada com 75% de sólidos em massa. Os maiores valores de viscosidade foram registrados nas pastas submetidas à velocidade de haste com 30rpm, que foram da ordem de 5.880cP para uma concentração de 75% de sólidos em massa. No caso de 60rpm foram obtidos valores médios de viscosidade aparente nas pastas com 55 e 60% de sólidos em massa da ordem dos 500cP e 1.000cP respectivamente. Já os menores valores de viscosidade aparente correspondem à velocidade da haste de 100rpm das pastas de baixa densidade com 55% de sólidos em massa da ordem dos 240cP.

Pode-se observar que a tendência geral do comportamento da viscosidade é de aumentar à medida que aumenta a porcentagem de sólidos em massa do sistema. Em média para a pasta mineral com 70% de sólidos em massa os valores variam aproximadamente entre 1.400cP e 2.700cP.

5.8.4. Tensão de Escoamento das Pastas Mineraias. (“Yield Stress”)

Nos testes de tensão de escoamento foram estudadas faixas de adensamento entre 55 e 75% de sólidos em massa, nas quais o material se apresentou como pasta mineral conforme os resultados preliminares obtidos através dos testes de slump, flume e viscosidade, os resultados obtidos são apresentados na Figura.5.37.

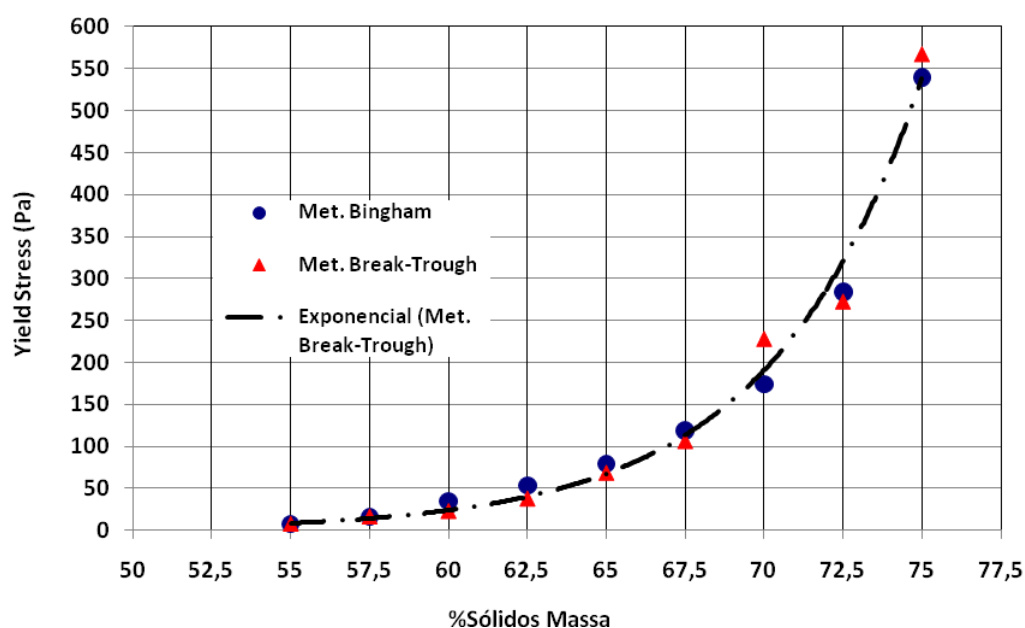


Figura 5.37: Tensão de escoamento para diferentes concentrações das pastas mineraias.

Na Figura 5.37 pode-se observar que à medida que aumenta a concentração de sólidos em massa se apresenta um aumento significativo da tensão de escoamento a partir de 65% de sólidos em massa com valores em torno de 80Pa, este comportamento se ajusta muito bem para ambos métodos mediante a seguinte equação ($r^2 > 0,99$):

$$y = 9E-05e^{0,2074x} \quad (5.3)$$

Para 55% de sólidos em massa foram obtidos valores na ordem de 8Pa, fato que indica o início de formação de pasta mineral com baixa densidade. Em geral a tendência do comportamento da tensão de escoamento é de aumentar exponencialmente à medida que aumenta a porcentagem de sólidos em massa da lama. Em média para as pastas mineraias com 70% de sólidos em massa os valores obtidos foram entre 180 e 230Pa.

6. CONCLUSÕES.

As principais conclusões deste estudo foram:

a) De acordo com os resultados das análises químicas e imagem obtidos foi apresentado claramente que a amostra estudada é constituída principalmente de cálcio, magnésio, silício, oxigênio e fósforo. Elementos como alumínio, enxofre, potássio e ferro se apresentam em menores proporções. A composição química típica da amostra sólida estudada apresenta os seguintes conteúdos principais: 4,60% MgO, 48,22% CaO, 3,34% P₂O₅, 3,03% SiO₂ e pequenas quantidades de Fe₂O₃, K₂O, SO₃, Al₂O₃ e Ti₂O₃. Nas imagens de microscopia eletrônica foi possível detectar uma elevada presença de partículas finas. Na análise de DRX correspondente à amostra caracterizada foram detectados principalmente minerais de calcita e dolomita. Também foram identificadas a presença de minerais como flogopita e magnetita.

b) A lama fosfática apresenta um tamanho muito fino, sendo 100% inferior a 30µm com um tamanho médio de 4,8µm. O pequeno tamanho das partículas da lama foi ratificado pelo elevado valor obtido da área superficial específica.

c) O valor da área superficial específica da lama obtido através do método Blaine foi de 0,9758m²/g, no caso da metodologia BET não foi satisfatório pela isoterma resultante do tipo III, correspondente a formação de multicamadas, o que reduz a precisão do método.

d) A densidade determinada mediante picnometria simples foi de 2,61g/cm³. Na picnometria a gás o valor obtido foi de 3,06g/cm³.

e) Nos ensaios de sedimentação descontínua sem auxílio de reagente flocculante em provetas de 2.000ml o tempo mínimo requerido da lama fosfática para alcançar o ponto de compressão é de 7.200s.

f) Obteve-se uma diminuição do tempo de sedimentação em praticamente 75% (1.800s) com utilização de flocculante para atingir o ponto de compressão da lama fosfática nos ensaios de sedimentação descontínua em provetas de 2.000ml além de redução da turbidez da água clarificada em torno de 65%.

g) Na avaliação dos grupos de reagentes flocculantes foi selecionado o flocculante catiônico Bufloc 5158 (C3) como o de melhor desempenho para a lama fosfática. Foi considerada uma dosagem de 80g/t pelo desempenho apresentado na velocidade de sedimentação da lama com uma velocidade de 0,8313cm/s, valor em torno de 70 vezes maior do que a velocidade de sedimentação da lama sem uso de reagente flocculante.

h) Nos ensaios descontínuos a porcentagem de sólidos na descarga aumentou com o volume de polpa no equipamento para os diferentes tempos de residência. Sendo a melhor condição de operação para um tempo de residência de 15 minutos com um volume total da polpa de 10.000ml. O comportamento da porcentagem de sólidos obtida em função do volume da polpa no equipamento se correlaciona muito bem com a equação polinomial de terceira ordem: $y = -7\exp-11x^3 + 1\exp-6x^2 - 0,003x + 33,459$.

i) Nos ensaios semicontínuos a melhor condição de operação apresentada sem adição de flocculante foi a partir da recirculação da polpa com volume de 10.000ml e tempo de residência igual a 15 minutos, recirculando a polpa desde o bico 5 para o bico 2 obtendo um valor de 54,4% de sólidos em massa, ou seja, um aumento na concentração de sólidos em relação à alimentação de 5,44 vezes. No caso de utilização de flocculante a melhor condição de operação da recirculação da polpa foi desde o bico 3 para o bico 2 com um valor de 57,9% de sólidos em massa.

j) Nos ensaios contínuos foi observado que a melhor condição de operação na formação de flocos mais compactos foi utilizando na alimentação o reator gerador de flocos. Este sistema mostrou um aumento de aproximadamente 4% da concentração de sólidos em massa na formação de pasta mineral.

k) No perfil de concentração da lama fosfática sedimentada foi visualizada uma etapa de transição de polpa para pasta de baixa densidade na faixa de sólidos em massa entre 55% e 58%. Para porcentagens maiores que 58% de sólidos em massa tem-se a presença de pasta mineral em baixa densidade aumentado para pasta de alta densidade conforme a concentração de sólidos.

l) A utilização adequada do sistema de pás (“rakes”) no equipamento se mostrou muito favorável para o aumento de concentração de sólidos. Foram obtidos ganhos em torno de 7% na concentração de sólidos em massa em comparação à não utilização deste sistema.

m) Nas melhores condições operacionais para produção de pasta mineral no equipamento foram obtidos resultados satisfatórios atingindo valores maiores de 70% de sólidos em massa, o maior adensamento obtido foi de 71,3% após 180 minutos de operação contínua, tendo um aumento na concentração de sólidos em relação à alimentação de 7,13 vezes.

n) No monitoramento das concentrações de sólidos das pastas geradas na exposição à interperie de 24 a 72h foram obtidos valores entre 76,5% e 80,4% de sólidos em massa respectivamente, apresentando um ganho em torno de 15% na porcentagem de sólidos. Nos valores acima de 75% de sólidos em massa a lama fosfática apresenta características de torta.

o) Conforme resultados dos ensaios de flotação em bancada é possível a reutilização parcial da água clarificada proveniente do espessador de pasta mineral no processo de beneficiamento mineral com utilização de reagente floculante catiônico Bufloc 5158 (C3) sem prejudicar o processo de flotação de apatita. Esta viabilidade de reutilização de água clarificada no processo de beneficiamento gera importantes ganhos em diversos aspectos de sustentabilidade como meio ambiente, econômico, social entre outros.

p) A utilização de floculante (C3) na lama fosfática diminuiu significativamente o grau de turbidez da água clarificada atingindo valores próximos a 5 NTU, valores que podem

ser considerados muito bons pela baixa concentração de sólidos em suspensão, no caso do pH não foram visualizadas grandes variações apresentando um valor médio de 8,69. Na qualidade da água clarificada foram detetados valores de baixa dureza com baixos conteúdos em fosfatos, fluoretos, cálcio e magnésio.

q) Nos testes de abatimento a lama se apresentou como pasta mineral na faixa de adensamento entre 68 e 74% de sólidos em massa. Portanto, os consumos de água nestas misturas vão de 32 até 26% em massa, que podem ser considerados como valores não muito elevados.

r) Nos testes de ângulo de repouso foram obtidos ângulos superiores a 16 graus para um adensamento da pasta com 74% de sólidos em massa e sem inclinação da calha, com uma consistência de pasta equivalente a um 24,1% de abatimento (“slump”). Os ângulos de repouso aumentam com a diminuição da inclinação da calha.

s) A tendência geral do comportamento da viscosidade foi de aumentar à medida que aumentava a porcentagem de sólidos em massa das pastas. Em média para a pasta mineral com 70% de sólidos em massa os valores variam entre 1.400cP e 2.700cP.

t) A partir de concentrações de sólidos em massa da lama fosfática superiores a 65% tem-se valores significativos da tensão de escoamento superiores a 80Pa, o comportamento do “yield stress” se ajusta à equação exponencial: $y = 9E-05e^{0,2074x}$. Em geral a tendência deste comportamento é de aumentar exponencialmente à medida que aumenta a porcentagem de sólidos em massa da lama fosfática. Em média para a pasta mineral com 70% de sólidos em massa os valores obtidos foram entre 180 e 230Pa.

Finalmente, pode se concluir que esta nova alternativa de disposição de rejeitos que na forma de pasta mineral pode ser incorporada como mais uma alternativa de processo para os novos projetos tecnológicos da mineração brasileira e latinoamericana. O aproveitamento das lamas calcária para geração de produtos e aumento de recuperação/recirculação da água no processo de beneficiamento mineral apresenta vantagens em termos ambientais, econômicos e sociais.

7. RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS.

O sistema de disposição de rejeitos na forma de pasta mineral permite alcançar variadas vantagens frente ao sistema convencional que requer o emprego de grandes áreas para barragens de rejeitos. No contexto atual de América Latina, e do Brasil em particular, cada vez um maior número de usinas de beneficiamento no mundo vêm incorporando esse sistema de disposição mais adensado, o que tem demonstrado grande sucesso no campo da mineração.

Foi evidenciado neste estudo que os testes como abatimento (“slump”) e calha (“flume”) são ferramentas simples de se utilizar e fornecem interessantes características dos sistemas de pasta mineral como a consistência e a fluidez respectivamente.

As medidas da viscosidade aparente também são de muito interesse, junto aos comportamentos reológicos das pastas minerais geradas, pelo fato de fornecer importantes parâmetros para dimensionamento de equipamentos de separação sólido-líquido como espessadores como também de transporte para definições de bombeamento entre outros.

Outro aspecto de alta relevância é a influência de alguns fatores para a formação de pasta mineral como: seleção adequada do reagente floculante, uso do reator gerador de flocos (RGF) e uso do sistema de pás (“rakes”).

Nos ensaios de flotação em bancada foi visualizada a possibilidade de reuso parcial da água clarificada no processo de formação de pasta mineral, isto pode gerar ganhos consideráveis na diminuição no consumo de água nova da usina de beneficiamento mineral.

Os resultados mais relevantes dos ensaios contínuos na formação de pasta mineral foram aqueles em que se obteve concentrações finais em torno de 70% de sólidos em massa a partir da alimentação de lama fosfática com uma concentração de sólidos em massa com aproximadamente de 10%. As concentrações em massa desejadas para a

utilização de lama fosfática na produção de fosfato bicálcico concordam com os resultados obtidos mediante o equipamento desenvolvido. Verificou-se que as pastas geradas tem características de torta para concentrações superiores a 80% de sólidos em massa, estes valores foram obtidos após períodos de exposição das pastas na intempérie que chegarão até 72 horas.

De forma geral os resultados obtidos neste estudo mostram a possibilidade de produção de pasta mineral, o que em princípio, é bastante promissor no que se refere ao aproveitamento das lamas fosfáticas. Os resultados indicam também que a utilização de reagentes flocculantes em operações de separação sólido-líquido pode contribuir para a melhoria de reuso de água no processo de beneficiamento mineral.

8. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.

Os objetivos planejados na pesquisa foram alcançados, mas para obter resultados mais consolidados é recomendada a realização de teste piloto na produção de pasta mineral com lama fosfática para posterior produção industrial de fosfato bicálcico com as pastas geradas.

Outros aspectos que não foram abordados neste estudo, mas que sem dúvida são de altíssimo interesse no tema relativo às pastas minerais, são a temática relativa ao meio ambiente, gerenciamento dos recursos hídricos, o gerenciamento dos rejeitos produzidos pela mineração, dimensionamento do equipamento produtor de pasta mineral em escala piloto-industrial, recuperação das áreas onde os rejeitos foram dispostos, simulação dos custos e benefícios no processo produtivo com inclusão do espessador de pasta no beneficiamento mineral.

Neste trabalho foi considerado um rejeito gerado pela mineração de fosfatos, mas a tecnologia de pasta mineral é aplicável a muitos outros tipos de mineração como são as de manganês, alumínio, zinco, ferro, ouro, cobre entre outros.

9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.

AMBROSIO, A. (1974). Perfil analítico do cimento, Boletim nº 30, DNPM, Rio de Janeiro.

AGRAWAL, S; NIGAM, K.D.P. Modelling of a Coiled Tubular Chemical reator. Chemical Engineering Journal, v. 84, p. 437-444, 2001.

AMARATUNGA L.M; YASCHYSHYN D.N, Development of a high modulus paste fill using fine gold mill tailings, Geotechnical and Geological Engineering, Volume 15, Number 3, pp. 205-219(15),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, IV, 2003, Ouro Preto, Anais... Ouro Preto, Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, 2003, p. 610-619.

ASHLEY H.E. Theory of the settlement of slimes, Mining and Scientific Press, June 12, 1909.

BERGER, S, A, TALBOT, L, YAO, L, S. Flow in Curved Pipes. Annual Review of Fluid Mechanics, 15,p. 461-512,1983.

BUCHANAN, I. D., NICELL, J.A.,WAGNER ,M. Reactor models for horseradish peroxidase-catalysed aromatic removal. Journal of Engineering, p. 794-802, 1998.

BUSTOS, M.C. and CONCHA, F., Simulation of batch sedimentation with compression, AIChE. J., 34,(5) 1988, 859-861.

BOGER, D. V. I Workshop of Minerals Processing and Tailings Rheology. In: 2003 International Seminar on Paste and Thickened Tailings, May-2003, Melbourne - Austrália, *Apresentação digital*. Austrália, May-2003.

CARVALHO, E. A. e ALMEIDA, S. L. M. (1997). Caulim e carbonato de cálcio: competição na indústria de papel. Série Estudos e Documentos, n. 41, Rio de Janeiro, CETEM.

CARISSIMI, E. Desenvolvimento do Reator Gerador de flocos (RGF): Aspectos Teóricos e Aplicações no Tratamento e Reúso de Águas e Efluentes. Dissertação de Doutorado PPGEM-UFRGS, Orientador: Prof. Jorge Rubio, 2007.

CASTRO, S. and CONCHA, F., Eds. Mineral Processing and Environment, Vol. 1, Universidad de Concepción, 1994, pp. 409.

CHAVES, A.P. e colaboradores, Teoria e Prática do Tratamento de Minérios, Vol. II, Desaguamento, Espessamento e Filtragem. Brasil – São Paulo, 2004.

CHAMBERS, R. W., PLEWES, H. D., Evolving Tailings Technologies, In: HIGH DENSITY & PASTE 2002 SEMINAR, Santiago - Chile, Apresentações digitais. Santiago, Apr-2002.

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 – Australia, No. 70, Jun-2003, p. 3-21.

COE H.S. and CLEVINGER G.H., Methods for determining the capacity of slime-settling tanks, Trans AIME 55, 356-385, 1916.

COMING E.W., PRUISS C.E. and DEBORD C., Continuous settling and thickening, Ind. Eng. Chem. Des. Process Dev. 46 (6), 1164-1172, 1954.

CONCHA, F., Manual de Filtración y Separación, Ed. Centro de Imagen Corporativa Red Cettac, ISBN 956-291-042-3, July 2001.

CONCHA, F. and BUSTOS, M. C., Theory of sedimentation of flocculated particles, in Flocculation, Sedimentation and Consolidation, Ed. B.M. Moudgil and P. Somasundaran, AIChE., New York, 1985, 275-254.

CONCHA, F. and BUSTOS, M. C., A. Settling velocities of particulate systems. Part 6. Kynch sedimentation processes: Batch settling, Int. J. Mineral Process., 32, 1991, 193-212.

CONCHA, F. and BARRIENTOS, A., A Critical Review of thickener desing methods, KONA, 11, 1-26.1993.

COOLING, D. Improving the Sustainability of Residue Storage Practices. Dry Stacking of Residue of Alcoa World Alumina Australia, International Seminar on Paste and Thikened Tailings, Section 22 (2003).

ECKLUND L.G. and JERNQVIST A., Experimental study of the dynamics of vertical continuous thickener I, Chem. Eng. Sci. 30, 597-605, 1975.

ELMALEH, J.; JABBOURI, A. Flocculation Energy Requirement. Water Research, 25 (8), p. 939-943, 1991.

FITCH E.B. and STEVENSON D.G., Gravity separation equipment. In solid separation equipment Scale-up, Ed. D.B. Purchas, Uplands Press Ltd., Croydon, England, 1977.

FREAS, R. C. Lime (1994). In: Industrial Minerals and Rocks. Donald D. Carr (Senior Editor), Society of Mining, Engineers, Littleton, Colorado.

FREE, E.E. Rate of slime settling, Eng. Mining J. 101.1912 243,429,509,681.

FREITAS, L. F e LUZ, A. B e. (2005) ROCHAS & MINERAIS INDUSTRIAIS: Usos e Especificações. Centro de Tecnologia Mineral – CETEM/MCT, p515-528.

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 – EUA, Anais do Symposium, EUA, Jul-Ago 2001.

GREGORY J. In: Ives KJ (ed) The scientific basis on flocculation, Sijthoff and Noordhoff, Netherlands, 1978.

GREGORY J. Polymer adsorption and flocculation in Sheared Suspension. Colloids and Surfaces, 31, p. 231-253, 1988.

HARBEN, P. W. e KUZVART, M. (1996) Industrial Minerals – A Global Geology, 462 p., p.247-257.

HAROLD. A. e TAYLOR JR. (1994) Manganese minerals. In: Industrial Minerals and Rocks, 6th Edition, D. D. Carr (Senior Editor), Society of Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Littleton, Colorado, 1196p., p.655-660.

HERNANDEZ, C. A. O. Caracterização de Pastas Minerais, Dissertação de Mestrado do Cpgem, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, Brasil. Fevereiro de 2005.

HERNANDEZ, C. A. O., ARAUJO, A. C., VALADÃO, G. E. S., AMARANTE, S. C. Pasting Characteristics of Hematite/Quartz System. In: SOLID LIQUID SEPARATION, NOV.-2004, Cape Town – África do Sul, Apresentações digitais. Cape Town, Nov.-2004.

HOUMAN, J., JHONSON, G. “Commissioning and Operation of the Paste Thickening Farm at Kimberley Combined Treatment Plant”, International Seminar on Paste and Thickened Tailings, Melbourne, 2003.

JEWELL, R. Paste & Thickened Tailing (P&TT) in the Australian Mining Industry. In: HIGH DENSITY & PASTE 2002 SEMINAR, Apr-2002, Santiago - Chile, *Apresentações digitais*. Santiago, Apr-2002.

JEWELL, R. "An Introduction to Thickened Tailings Applications". Australian Centre for Geomechanics. International Seminar on Paste and Thikened Tailings, Section 1 (2003).

JUNG, S. J., BISWAS, K. Review of Current High Density Paste Fill and its Technology. *Mineral Resources Engineering*, Idaho – USA, Vol. 11, No. 2, Jun 2002, p. 165-182.

KLEIN, B. Rheology of Mineral Suspensions, Short Course, Vancouver – Canada, Brazil, April – 2002, p. 1 – 34.

KWAK, M., JAMES, D. and KLEIN, K. Flow behaviour of tailings paste for surface disposal. *Mineral Processing*, 139-153, 2005.

LIRA, C; ALARCON, O.E.; SILVEIRA, M.D. M.; BIANCHI, J. A. A.; HONORATO, E. L. e COSTA, L. (1997). Efeitos da composição e da temperatura de queima na expansão por umidade dos corpos cerâmicos. *Cerâmica Industrial*, n.1, vol.2, p.27-30.

LUZ, A. B. (1998). Estudo de Oxidação e Redução de Ferro Contido em Caulins. Tese de Doutorado em Engenharia Mineral, EPUSP.

LAUDRIAULT, 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, Apr-2002, Santiago - Chile, *Apresentações digitais*. Santiago, Apr-2002.

MISHLER R.T., Settling slimes at the Tigre Mill, *Eng. Mining JI*. 94 (14),p. 643-646,1917.

NICHOLS, H.G. Theory of settlement of slimes. Mining and scientific Press, July 11, 1908, p. 54-56.

ODEGARD, H., GRUTLE, S., RATNAWEERA, H. An analysis of floc separation characteristics in chemical wastewater treatment. Chemical Water and Wastewater Treatment II. Anais...5th Gothenburg Symposium, Nice-França. Eds. R. Klute e H.Hahn, p.247-262, 1992.

PEARSE, M.J. Historical use and future development of chemicals for solid-liquid separation in the mineral processing industry. Minerals Engineering, 103-108, 2003.

RICE, S. Dewatering Tailings for Surface – Tailings Management, In: HIGH DENSITY & PASTE 2002 SEMINAR, Santiago - Chile, Apresentações digitais. Santiago, Apr-2002.

ROBINSKY, E. Site Planning for Thickened Tailings Disposal (TTD). In: HIGH DENSITY & PASTE 2002 SEMINAR, Apr-2002, Santiago - Chile, Apresentações digitais. Santiago, Apr-2002.

SCHNELLRATH, J.; ANDRADE, M.; ALVARENGA JUNIOR, L. P. e GOULART R. C. (2001) Cimento Holdercim. In: Usinas de Beneficiamento de Minérios do Brasil. Editores: João Alves Sampaio, Adão Benvindo da Luz e Fernando Freitas Lins, CETEM/MCT, p.175-185.

SHANNON P.T. and TORY E.M., The analysis of continuous thickening, Trans. AIME 235, 375-382, 1966.

SHARMA B.R, DHULDHOYA and MERCHANT U.C, Flocculants an Ecofriendly Approach, Journal of Polymers and the Environment, 4 may-2006.

SOFRÁ, F., BOGER, D. V. Environmental Rheology for Waste Minimisation in the Minerals Industry. *Chemical Engineering Journal*, Melbourne – Austrália, No.86, p. 319-330, 2002.

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, 30 Agosto a 2 Setembro de 2005 Florianópolis - Santa Catarina-Brasil, p. 904-911.

STREETER, V.L. Handbook of fluid dynamics. McGraw-Hill Book Company, Inc, New York, 1st Edition, 1961.

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

TÃO. D., PAREKH, B.K., HONAKER, R. Development and Pilot-Scale Demonstration of Deep Cone Paste Thickening Process for Phosphatic Clay Diposal, Agosto 2008, University of Kentucky –Florida Institute of Phosphate Research, p. 1-151.

VAN DEVENTER, J.S.J., LUCKEY, G.C. Sustainability in the Minerals Industry: Threat or Opportunity? In: XXII INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS, 22, 2003, Cape Town – Africa do Sul, *Anais do Congresso*. Cape Town, 29 Setembro-03 Outubro2002, 29-30.

WANG, C., TANNANT, D. D., PADRUTT, A., MILLETTE, D. Influence of Admixtures on Cemented Backfill Strength. *Mineral Resources Engineering*, Hong Kong – China, Vol. 11, No. 3, p. 261-270, Sep-2002.

ZHOU, Z., SOLOMON, M. J., SCALES, P. J., BOGER, D. V. The Yield Stress of Concentrated Flocculated Suspensions of Size Distributed Particles. *Journal of Rheology*, Melbourne – Australia, Vol. 43 , No. 3 , p. 651-671, May/June 1999.