

**UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS**  
CURSO DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA METALÚRGICA E DE  
MINAS

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

**ESTUDO DE APROVEITAMENTO ECONÔMICO DAS LAMAS DE UMA  
MINERAÇÃO DE FERRO, ATRAVÉS DE CONCENTRAÇÃO POR  
FLOTAÇÃO CATIONICA REVERSA**

Autor: Luciano Rocha

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte, fevereiro de 2008.

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS  
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Luciano Rocha

ESTUDO DE APROVEITAMENTO ECONÔMICO DAS LAMAS DE UMA  
MINERAÇÃO DE FERRO, ATRAVÉS DE CONCENTRAÇÃO POR FLOTAÇÃO  
CATIÔNICA REVERSA

Dissertação de mestrado apresentada ao Curso de  
Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de  
Minas da Universidade Federal de Minas Gerais

Área de concentração: Tecnologia Mineral  
Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte  
Escola de Engenharia da UFMG  
2008

*“É impossível para um homem aprender aquilo que ele acha que já sabe.”*

Epiteto

Dedico esta obra a meu pai e minha mãe  
pelo permanente e incansável incentivo.

## **AGRADECIMENTOS**

Agradeço à Companhia Siderúrgica Nacional (CSN), pelo apoio no desenvolvimento deste trabalho.

Aos meus amigos e incentivadores Tiago Claret Santiago, Antônio Neves Santana e Antônio Alberto Froes Schettino.

Ao Paulo Penha Santana pela primorosa execução dos testes e total envolvimento.

À minha irmã Gilmara pela compreensão.

À minha namorada Cristiane, pelo carinho, apoio, companheirismo e dedicação.

Aos professores Paulo Roberto Gomes Brandão, Roberto Galéry, George Eduardo Sales Valadão, Armando Corrêa de Araujo, Luiz Cláudio Monteiro Montenegro e Raul Zanoni Lopes Caçado.

Aos técnicos da Escola de Engenharia da UFMG Isabel, Ilda, Sandra, Rita e João Alves.

Agradeço também a Marcos Goossens pelo apoio.

Ao meu orientador e amigo Antônio Eduardo Clark Peres.

## SUMÁRIO

<b>1</b>	<b>INTRODUÇÃO.....</b>	<b>14</b>
<b>2</b>	<b>OBJETIVO E MOTIVAÇÃO .....</b>	<b>16</b>
<b>3</b>	<b>REVISÃO BIBLIOGRÁFICA .....</b>	<b>17</b>
<b>3.1</b>	<b>Sobre a Mineração Casa de Pedra .....</b>	<b>17</b>
<b>3.1.1</b>	<b>Breve Histórico.....</b>	<b>17</b>
<b>3.1.2</b>	<b>Localização e Região.....</b>	<b>18</b>
<b>3.1.3</b>	<b>Beneficiamento .....</b>	<b>19</b>
3.1.3.1	Britagem.....	19
3.1.3.2	Pátio de Homogeneização.....	21
3.1.3.3	Classificação/ Concentração .....	21
3.1.3.4	Pátio de Estocagem e Embarque.....	24
<b>3.2</b>	<b>Tópicos de Flotação .....</b>	<b>24</b>
<b>3.2.1</b>	<b>Depressão de Minerais de Ferro com Amido de Milho.....</b>	<b>24</b>
<b>3.2.2</b>	<b>Influência da Aeração no Processo de Flotação.....</b>	<b>28</b>
<b>3.2.3</b>	<b>O Problema da Exaustão dos Depósitos Ricos e a Necessidade de Recuperação de Materiais Ultrafinos .....</b>	<b>32</b>
3.2.3.1	Circuitos de Flotação para Recuperação de Ultrafinos – Abordagem de Pease <i>et al.</i> (2005).....	48
3.2.3.2	Desenvolvimento de Novas Tecnologias de Flotação .....	51
<b>3.3</b>	<b>Tópicos de Caracterização Tecnológica – Abordagem de Brandão (2004). .....</b>	<b>70</b>
<b>3.3.1</b>	<b>Análises Químicas por Fluorescência de Raios-X.....</b>	<b>70</b>
<b>3.3.2</b>	<b>Análises Granulométricas .....</b>	<b>70</b>
3.3.2.1	Cyclosizer .....	71
3.3.2.2	Granulômetro de Difração de Laser.....	71
<b>3.3.3</b>	<b>BET .....</b>	<b>71</b>
<b>3.3.4</b>	<b>Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV) .....</b>	<b>72</b>
<b>4</b>	<b>MATERIAIS E MÉTODOS .....</b>	<b>73</b>
<b>4.1</b>	<b>Amostragem .....</b>	<b>73</b>

<b>4.2</b>	<b>Caracterização Tecnológica das Lamas</b> .....	<b>74</b>
4.2.1	Determinação da Massa Específica.....	74
4.2.2	Análises Químicas por Fluorescência de Raios-X.....	75
4.2.3	Análises Granulométricas .....	75
4.2.3.1	Cyclosizer .....	75
4.2.3.2	Granulômetro de Difração de Laser.....	75
4.2.4	Determinação da Área Superficial Específica.....	76
4.2.4.1	Blaine .....	76
4.2.4.2	BET .....	76
4.2.5	Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV) .....	76
<b>4.3</b>	<b>Testes Experimentais de Deslamagem e Flotação</b> .....	<b>77</b>
4.3.1	Testes em Escala de Bancada.....	77
4.3.2	Testes em Escala Piloto.....	80
4.3.3	Parâmetros de Avaliação dos Testes Experimentais de Deslamagem e Flotação .....	86
<b>5</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÕES</b> .....	<b>88</b>
5.1	Massa Específica .....	88
5.2	Análises Químicas e Granulométricas .....	88
5.3	Área Superficial Específica (ASE).....	91
5.3.1	Blaine.....	91
5.3.2	Método BET .....	92
5.4	Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV) .....	93
5.5	Resultados dos Testes Experimentais de Deslamagem e Flotação .....	99
5.5.1	Resultados dos Testes em Escala de Bancada .....	99
5.5.2	Resultados dos Testes em Escala Piloto .....	106
5.5.2.1	Resultados dos Testes em Escala Piloto com o <i>Run of Mine</i> (ROM) Atual da Mineração Casa de Pedra .....	106
5.5.2.2	Resultados dos Testes em Escala Piloto com as “Pilhas Especiais”. .....	108
<b>6</b>	<b>CONCLUSÕES</b> .....	<b>112</b>
<b>7</b>	<b>SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS</b> .....	<b>114</b>
<b>8</b>	<b>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS</b> .....	<b>115</b>

## LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 – fluxograma das áreas de Britagem na Mineração Casa de Pedra (CSN, 2001). .....	20
Figura 3.2 – fluxograma da área de Classificação na Mineração Casa de Pedra (CSN, 2001). .....	22
Figura 3.3 – fluxograma da área de Concentração na Mineração Casa de Pedra (CSN, 2001). .....	23
Figura 3.4 - configuração estrutural das moléculas de amilose (Leja, 1982). .....	26
Figura 3.5 - configuração estrutural das moléculas de amilopectina (Leja, 1982). .....	26
Figura 3.6 – relações entre flotabilidade e grau de hidrofobicidade, para diferentes tamanhos de partícula (Trahar, 1981). .....	32
Figura 3.7 – representação molecular das aminas (Silva, 2004). .....	35
Figura 3.8 - aumento da área superficial devido à diminuição do tamanho da partícula (Turrer, 2004). .....	39
Figura 3.9 - possíveis efeitos de partículas “muito finas” na flotação (Klassen e Mokrousov, 1963). .....	40
Figura 3.10 – representação esquemática de uma coluna de flotação (Boutin e Wheeler, 1967). .....	41
Figura 3.11 – visão tradicional – “finos não flotam” (Pease <i>et al.</i> , 2005). .....	49
Figura 3.12 – desempenho conceitual de um circuito moagem/flotação (Pease <i>et al.</i> , 2005). .....	51
Figura 3.13 – desenho em perspectiva de um <i>air-sparged hydrocyclone</i> - ASH (Miller, 1991). .....	53
Figura 3.14 – visão esquemática de um sistema de flotação ASH (Baker <i>et al.</i> , 1986). .....	54
Figura 3.15 – tubo poroso retirado de um sistema de flotação ASH, recoberto por incrustações (Miller <i>et al.</i> , 2001). .....	57
Figura 3.16 – típica célula de flotação por ar dissolvido - FAD (Rubio <i>et al.</i> , 2002). ...	62
Figura 3.17 – típica célula de flotação Nozzle (Rubio <i>et al.</i> , 2002). .....	64
Figura 3.18 – vista esquemática de uma célula de flotação CAF (Rubio <i>et al.</i> , 2002)...	65
Figura 3.19 – vista esquemática da célula de flotação centrífuga desenvolvida no LTM da Universidade Federal do Rio Grande do Sul (Rubio <i>et al.</i> , 2002). .....	66



Figura 3.20 – visão esquemática de um sistema “floculação-flotação” desenvolvido no LTM da Universidade Federal do Rio Grande do Sul (Rubio <i>et al.</i> , 2002).....	67
Figura 3.21 – a coluna de flotação “multibolha” (Rubio <i>et al.</i> , 2002).....	68
Figura 4.1 - desvio instalado na tubulação principal para coleta da lama (CSN, 2001). 74	
Figura 4.2 - célula de flotação utilizada nos testes em escala de bancada com destaque para a cuba de 700cm <sup>3</sup> (CSN, 2001).....	79
Figura 4.3 – conjunto de ciclonagem utilizado nos testes piloto. ....	82
Figura 4.4 – detalhe do hidrociclone de 1,5 polegada utilizado nos testes piloto. ....	83
Figura 4.5 – coluna de flotação piloto utilizada nos testes. ....	84
Figura 4.6 – detalhe do fundo da coluna com seu sistema de aeração. ....	85
Figura 4.7 – detalhe do topo da coluna com seu sistema de injeção de água de lavagem. ....	85
Figura 5.1 - curva de distribuição granulométrica obtida no Cyclosizer.....	89
Figura 5.2 - curva granulométrica obtida no granulômetro de difração de laser.....	91
Figura 5.3 – imagem da lama com aumento de 2.000 vezes (elétrons secundários). ....	93
Figura 5.4 - imagem da lama com aumento de 5.000 vezes (detalhe da figura 5.3 - elétrons secundários).....	94
Figura 5.5 - imagem da lama com aumento de 2.000 vezes (elétrons secundários).....	95
Figura 5.6 - imagem da lama com aumento de 15.000 vezes (detalhe da figura 5.5 - elétrons secundários).....	96
Figura 5.7 – imagem da lama com aumento de 500 vezes (elétrons secundários). ....	97
Figura 5.8 – imagem da lama com aumento de 1.500 vezes (detalhe da figura 5.7 - elétrons secundários).....	98

## LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1 - principais diferenças entre parâmetros na flotação de minerais e na flotação de efluentes (Rubio <i>et al.</i> , 2002).....	60
Tabela 5.1 - resultados da determinação da massa específica do material.....	88
Tabela 5.2 – resultados das análises químicas (global e por faixa).....	88
Tabela 5.3 - resultados de análises granulométricas obtidos no granulômetro de difração de laser.....	90
Tabela 5.4 – resultados do teste 01 de deslamagem e flotação, dosagem de 600g/t de amido e 55g/t de amina.....	99
Tabela 5.5 – resultados do teste 02 de deslamagem e flotação, dosagem de 600g/t de amido e 55g/t de amina.....	99
Tabela 5.6 – resultados do teste 01 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 55g/t de amina.....	100
Tabela 5.7 – resultados do teste 02 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 55g/t de amina.....	100
Tabela 5.8 – resultados do teste 03 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 55g/t de amina.....	101
Tabela 5.9 – resultados do teste 04 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 55g/t de amina.....	101
Tabela 5.10 – resultados do teste 05 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 55g/t de amina.....	101
Tabela 5.11 – resultados do teste 01 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 25g/t de amina.....	102
Tabela 5.12 – resultados do teste 02 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 25g/t de amina.....	103
Tabela 5.13 – resultados do teste 03 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 25g/t de amina.....	103
Tabela 5.14 – resultados do teste 01 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.200g/t de amido e 30g/t de amina.....	104
Tabela 5.15 – resultados do teste 02 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.200g/t de amido e 30g/t de amina.....	104

Tabela 5.16 – resultados do teste 03 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.200g/t de amido e 30g/t de amina .....	104
Tabela 5.17 – resultados do teste 04 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.200g/t de amido e 30g/t de amina .....	105
Tabela 5.18 – resultados do teste 05 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.200g/t de amido e 30g/t de amina .....	105
Tabela 5.19 – resultados do teste piloto 01 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes do ROM atual .....	106
Tabela 5.20 – resultados do teste piloto 02 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes do ROM atual .....	106
Tabela 5.21 – resultados do teste piloto 03 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes do ROM atual .....	107
Tabela 5.22 – resultados do teste piloto 04 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes do ROM atual .....	107
Tabela 5.23 – resultados do teste piloto 01 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da Pilha Especial A.....	108
Tabela 5.24 – resultados do teste piloto 02 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da Pilha Especial A.....	109
Tabela 5.25 – resultados do teste piloto 01 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da Pilha Especial B.....	110
Tabela 5.26 – resultados do teste piloto 02 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da Pilha Especial B.....	110
Tabela 5.27 – resultados do teste piloto 03 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da Pilha Especial B.....	111
Tabela 5.28 – resultados do teste piloto 04 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da Pilha Especial B.....	111

## RESUMO

A mineração iniciou suas atividades lavrando depósitos de alto teor, sem preocupação em maximizar a utilização das jazidas. Ainda hoje, milhões de toneladas de minerais úteis são descartados anualmente para as barragens de rejeitos.

Neste trabalho, investigou-se a possibilidade de aproveitamento econômico de rejeitos ultrafinos (lamas) provenientes de um concentrador de minério de ferro, utilizando-se o processo de flotação catiônica reversa.

Após caracterização granuloquímica e mineralógica, foram realizados testes de deslamagem e flotação com essas lamas, primeiramente em escala de bancada, para verificação da flotabilidade do material. A visão tradicional sugere que materiais ultrafinos não flotam. Várias dosagens de coletor e depressor foram utilizadas.

Os resultados promissores dos testes em escala de bancada levaram a testes em escala piloto, tanto para as lamas atualmente geradas, quanto para as lamas que serão geradas futuramente, após a implantação de um projeto de expansão na mineradora.

Foi constatado que, com o processo de flotação catiônica reversa em colunas, utilizando-se dosagens mais elevadas de reagentes (neste caso depressor), consegue-se boas recuperações de ferro, da ordem de 60% de recuperação mássica e 80% de recuperação metálica na flotação, ótimos teores no concentrado (abaixo de 1% de sílica) e de rejeito (cerca de 12% de ferro), além de alta seletividade no processo. A recuperação mássica global atingiu valores de 20%. Considerando que a taxa de geração de lamas após a implantação do Projeto de Expansão será de 970t/h, estima-se a obtenção anual de cerca de 1.400.000 toneladas extras de concentrado ultrafino, acrescentando um delta financeiro considerável para a mineradora. Conclui-se que materiais ultrafinos flotam, desde que tratados separadamente.

A utilização da flotação de ultrafinos é uma alternativa econômica para o aumento das recuperações nos empreendimentos mineiros. A flotação de ultrafinos também pode ser avaliada para a redução ou tratamento de efluentes descartados ao meio ambiente, sejam eles de ordem mineral, biológica, orgânica ou radioativa.

## ABSTRACT

High grade deposits were mined in the early stages of the activity. No attention was paid to maximizing the use of the deposits. Even nowadays, millions of tons of useful minerals are disposed every year into tailings ponds.

This study investigated the possibility of economically retrieving ultrafine tailings (slimes) from an iron ore concentrator via reverse cationic flotation.

Following size analysis, chemical, and mineralogical characterization, desliming and flotation tests were performed with the slimes aiming at verifying the floatability of the material. The traditional approach suggests that ultrafine particles do not float. Different dosages of collector and depressant were used.

The promising results of the bench scale tests lead to carrying out pilot scale tests with both, the currently produced slimes, and the slimes that will be generated in the future, after the commissioning of the mining company's expansion project.

It was observed that a reverse cationic column flotation process, using high depressant dosage, was selective, yielding high grade concentrates with low impurities contents at high levels of iron recovery, approximately 60% mass recovery and 80% metallic recovery in the flotation stage, excellent concentrate grades (less than 1% silica) and tailings grades (approximately 12% iron), and also high selectivity levels. The overall mass recovery reached 20%. Considering that the generation of slimes after commissioning the Expansion Project will be 970t/h, it is estimated the production of an extra amount of around 1,400,000t per year of ultrafine concentrate, adding a significant financial profit to the mining company. The conclusion was that ultrafine materials do float, if processed separately.

The ultrafines flotation is an economic alternative for increasing the recovery in mineral processing operations. The flotation of ultrafines may also be evaluated for decreasing or treating effluents disposed to the environment, irrespective of their source, mineral, biological, organic or radioactive.

## 1 INTRODUÇÃO

O homem, desde o início de sua história, prioriza o desenvolvimento tecnológico. No princípio, ele descobriu que quanto mais se desenvolvia uma tecnologia, mais alto era seu nível de conforto.

Para melhorar a qualidade de vida, comodidade e segurança do gênero humano, as indústrias alçam vôo em atividades que empregam recursos naturais, sejam eles minerais ou vegetais, e os transformam, moldando-os e convertendo-os de maneira inteligente. Entre essas atividades, a mineração e a metalurgia se destacam pela importância e grandiosidade dos empreendimentos. Além disso, têm papel fundamental nas conquistas do ser humano, pois essas ciências praticamente se confundem com a própria história evolutiva do homem.

A mineração, como é hoje conhecida, iniciou suas atividades lavrando depósitos com materiais de alto teor e, portanto, sem necessidade de sofisticação no beneficiamento. Com a escassez desses depósitos, que foram se exaurindo com o tempo, as dificuldades aumentaram e o nível de conhecimento teve que ser aprofundado. Materiais de granulometria mais fina que outrora eram descartados para o meio ambiente hoje são rentáveis produtos. Cada vez mais, inovações tecnológicas têm que ser desenvolvidas para o aproveitamento desses materiais.

Seguindo esta tendência mundial, a Mineração Casa de Pedra, da Companhia Siderúrgica Nacional, parte em busca de um estudo para aproveitamento econômico de suas lamas de minério de ferro, que hoje são descartadas para a barragem de rejeitos.

O trabalho proposto envolve estudos da concentrabilidade dessas lamas, através da concentração por flotação catiônica reversa e visa obter um concentrado a ser incorporado aos *pellet feed fines* tradicionais. As atuais lamas da Mineração Casa de Pedra, apesar de conterem teores relativamente altos de contaminantes deletérios, principalmente alumina e sílica, apresentam-se liberadas e com teor de ferro da ordem

de 50% nas frações abaixo de 18 $\mu$ m. Através do processo de concentração destas lamas pode-se separar os minerais deletérios, gerando um concentrado ultrafino.

O método de concentração escolhido é a flotação catiônica reversa, precedida por uma etapa de deslamagem em hidrociclone. Este método é amplamente utilizado para concentração de finos de minério de ferro e pode se tornar igualmente importante para a concentração de materiais ultrafinos. Escolheu-se o método seguindo uma diretriz da empresa, uma vez que já existe uma planta de flotação para concentração de finos operando na Mina Casa de Pedra. Dessa maneira, a sinergia entre as duas plantas se torna estratégica.

A incorporação desse material ultrafino nos concentrados de flotação, uma vez implantada, possibilitará incremento da área superficial específica dos *pellet feed fines*, ocasionando redução no consumo energético na moagem preparatória para a pelotização, além de aumentar o rendimento mássico do complexo. Com a implantação de um Projeto de Expansão, a taxa de geração das lamas será de 970t/h, ou seja, cerca de 7.100.000t por ano.

Um terceiro ganho a ser considerado é de ordem ambiental. Com a maior recuperação mássica, reduz-se a geração de efluentes, prolongando a vida útil das barragens de rejeito.

## 2 OBJETIVO E MOTIVAÇÃO

O objetivo do trabalho foi estudar o comportamento das lamas de minério de ferro (rejeito) da Mineração Casa de Pedra, da Companhia Siderúrgica Nacional, frente ao método de concentração por flotação catiônica reversa, visando seu aproveitamento econômico.

As lamas da Mineração Casa de Pedra, apesar de conterem teores relativamente altos de contaminantes deletérios, ficando o teor de alumina na ordem de 3 a 6%, de manganês em 2% e de sílica no patamar de 15 a 22%, apresentam-se liberadas e com teor de ferro da ordem de 50% nas frações abaixo de 18 $\mu$ m. Acredita-se que, através do processo de concentração destas lamas, pode-se separar essas espécies deletérias, gerando um concentrado ultrafino. A usina de beneficiamento gera cerca de 500t/h deste material, havendo expectativa para 970t/h, com a implantação do Projeto de Expansão.



## 3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

### 3.1 Sobre a Mineração Casa de Pedra

#### 3.1.1 Breve Histórico

As atividades na Mineração Casa de Pedra tiveram início no ano de 1913 com processos manuais.

A CSN – Companhia Siderúrgica Nacional foi fundada em 09 de abril de 1941, com início de operação em 12 de outubro de 1946, quando, então, a Mina de Casa de Pedra passou a pertencer à Companhia Siderúrgica Nacional.

A CSN é auto-suficiente em minério de ferro, calcário e dolomito. Todo o minério de ferro consumido pela Usina Siderúrgica Presidente Vargas é oriundo da Mineração Casa de Pedra, localizada no município de Congonhas – MG; o calcário e o dolomito são extraídos na Mineração da Bocaina, localizada no município de Arcos – MG.

O traço marcante da reestruturação implantada na CSN, após a privatização em 2 de abril de 1993, foi a substituição de um modelo administrativo convencional por uma estrutura inovadora, formada por quatro setores que a estratégia empresarial definiu: Centro Corporativo, Setor Aço, Setor Energia e Setor Infraestrutura. A Mineração Casa de Pedra está inserida neste último, o qual gerencia as atividades referentes a transportes ferroviários, portos, minas e patrimônio imobiliário.

#### Principais Fases na Evolução Operacional

1980 Ampliação das instalações que possibilitou atingir  $6 \times 10^6$  t/ano de produtos – granulados e *sinter feed*.

1993 Implantação de usina de concentração de finos que permitiu o aumento da recuperação em massa, elevando a capacidade de produção para  $8,5 \times 10^6$  t/ano de produtos – granulados, *sinter feed* e *pellet feed fines*.

1996 Início de novos trabalhos geológicos, de mapeamento e sondagens, para definir maiores reservas, indicadas e lavráveis.

1997 Otimização das operações unitárias com ajustes no fluxograma operacional que permitiu um novo “mix” de produtos, elevando a capacidade instalada para  $12,6 \times 10^6$  t/ano.

2001 Início dos projetos para duplicação da produção.

### **3.1.2 Localização e Região**

A Mineração Casa de Pedra situa-se no município de Congonhas, Estado de Minas Gerais, a 80km a sul de Belo Horizonte, capital do estado, a qual possui 3.000.000 de habitantes e amplo parque industrial, sistemas educacionais e de serviços.

A região abriga cidades de porte médio como Conselheiro Lafaiete (110.000 habitantes) e Ouro Branco onde se localiza a Usina Siderúrgica da Gerdau, antiga Açominas – Aço Minas Gerais.

A cidade de Congonhas, com população de 40.000 habitantes, é Patrimônio Histórico da Humanidade, tendo sido tombada devido ao valor de seu conjunto arquitetônico do movimento barroco. Seu expoente máximo foi o famoso escultor Antônio Francisco Lisboa, conhecido como Aleijadinho.

### **3.1.3 Beneficiamento**

#### **3.1.3.1 Britagem**

O minério proveniente da mina é descarregado em um britador primário cônico de 7,5 polegadas (190,5mm) de abertura.

Após a britagem primária, o minério é transportado para a instalação de britagem secundária e terciária, por meio de um sistema de correias transportadoras.

A planta de britagem consiste de duas linhas paralelas de britagem e peneiramento secundário e 3 linhas paralelas de britagem e peneiramento terciário em circuito fechado.

Os peneiramentos são inteiramente a seco e o material é reduzido a uma fração menor que 50mm. A capacidade atual da instalação da britagem é de 3.500t/h.

A figura 3.1 apresenta o fluxograma esquemático das operações de britagem na Mineração Casa de Pedra.

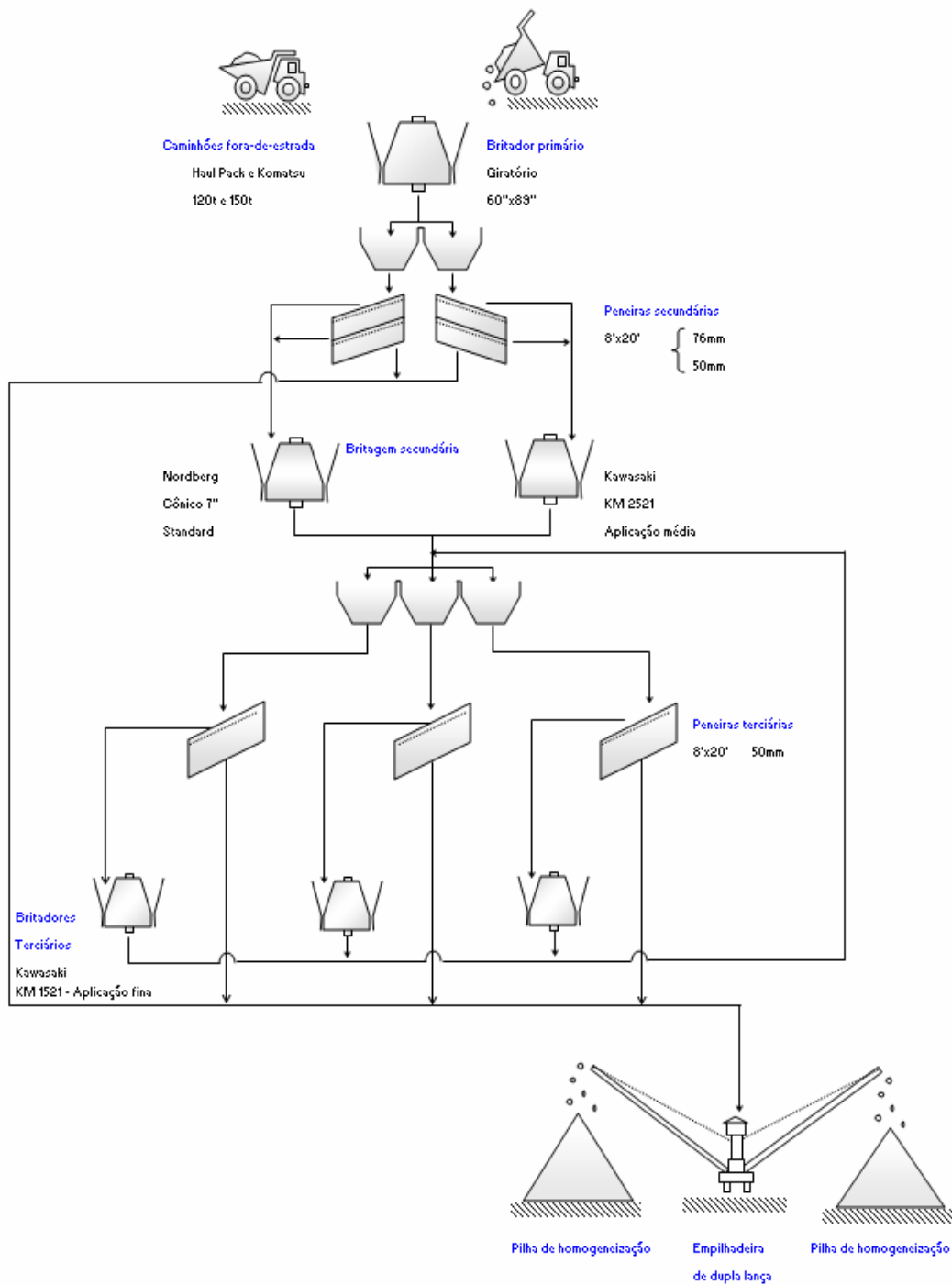


Figura 3.1 – fluxograma das áreas de Britagem na Mineração Casa de Pedra (CSN, 2001).

### 3.1.3.2 Pátio de Homogeneização

O pátio de homogeneização tem capacidade para 4 pilhas de minério de 200.000t cada.

Esse pátio permite a formação de pilhas de minério com especificações convenientes às necessidades do mercado, o que flexibiliza a produção na mina.

O empilhamento é realizado pelo método *Chevron* com empilhadeira de dupla lança, e para retomada é utilizada uma retomadora de roda de caçamba com capacidade de 2.500t/h e um sistema de *hopper* com capacidade adicional de 600t/h.

### 3.1.3.3 Classificação/ Concentração

O circuito consiste de 7 linhas de peneiramento a úmido, classificação por tamanho, desaguamento e uma linha de britagem quaternária.

Nesta fase são gerados os seguintes produtos:

Granulado: – 50mm + 10mm.

*Sinter feed*: – 6,3mm + 0,105mm.

O material com granulometria entre 10 e 6,3mm é rebitado e incorporado ao *sinter feed*, ou pode ser retirado do circuito como Hematitinha.

O material menor que 0,105mm alimenta a planta de concentração: ciclonagem, flotação e filtragem.

A planta de ciclonagem constitui-se de três baterias de ciclones: primária (com ciclones de 20” ou 508mm), secundária (com ciclones de 6”ou 152,4mm ) e terciária (com ciclones de 6” ou 152,4mm).

A concentração é feita por meio de um sistema de flotação formado por quatro colunas dispostas em: 3 *roughers* e 1 *cleaner*, com capacidade de produção de *pellet feed fines* para produção de pelotas para processos de redução direta e alto-forno.

O concentrado é enviado para a instalação de filtração por meio de um mineroduto de 5km de extensão e 12 polegadas (304,8mm) de diâmetro. Os rejeitos da ciclonagem e flotação são lançados em um sistema de barragem de rejeitos com capacidade de armazenamento para os próximos 15 anos de operação.

As figuras 3.2 e 3.3 representam, respectivamente, os fluxogramas das áreas de classificação e concentração na Mineração Casa de Pedra.

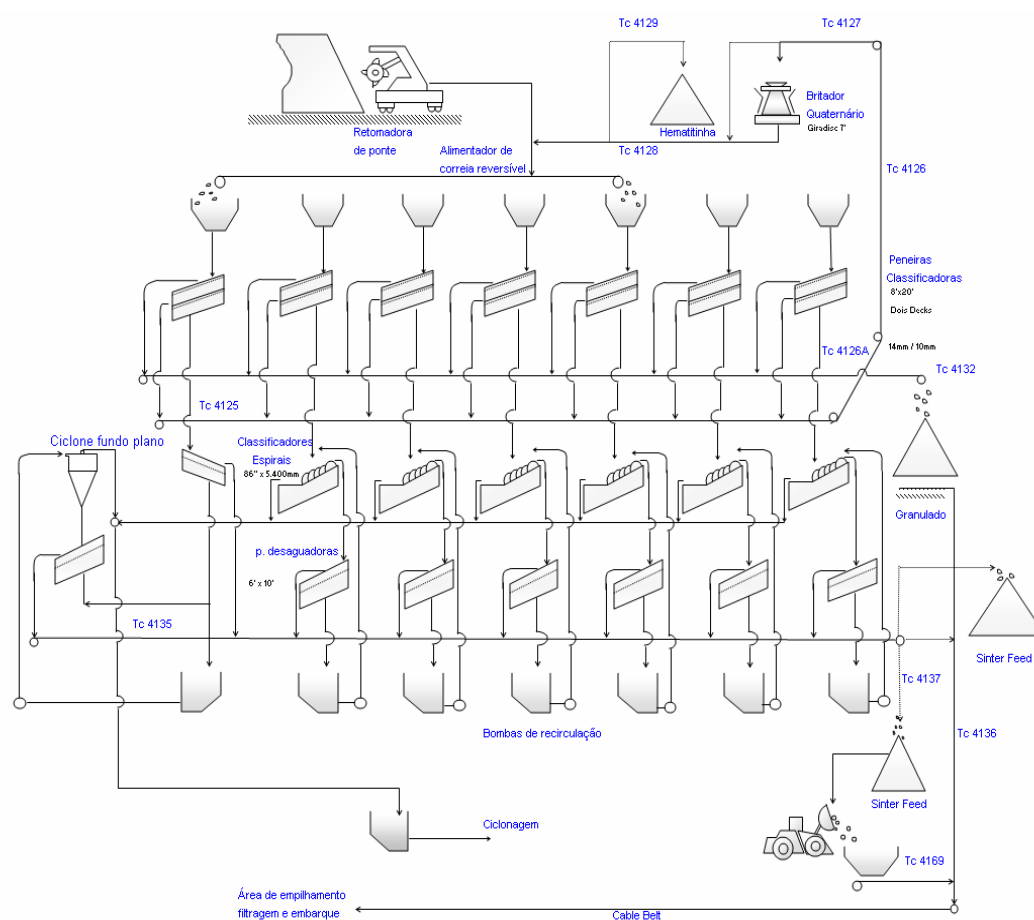


Figura 3.2 – fluxograma da área de Classificação na Mineração Casa de Pedra (CSN, 2001).

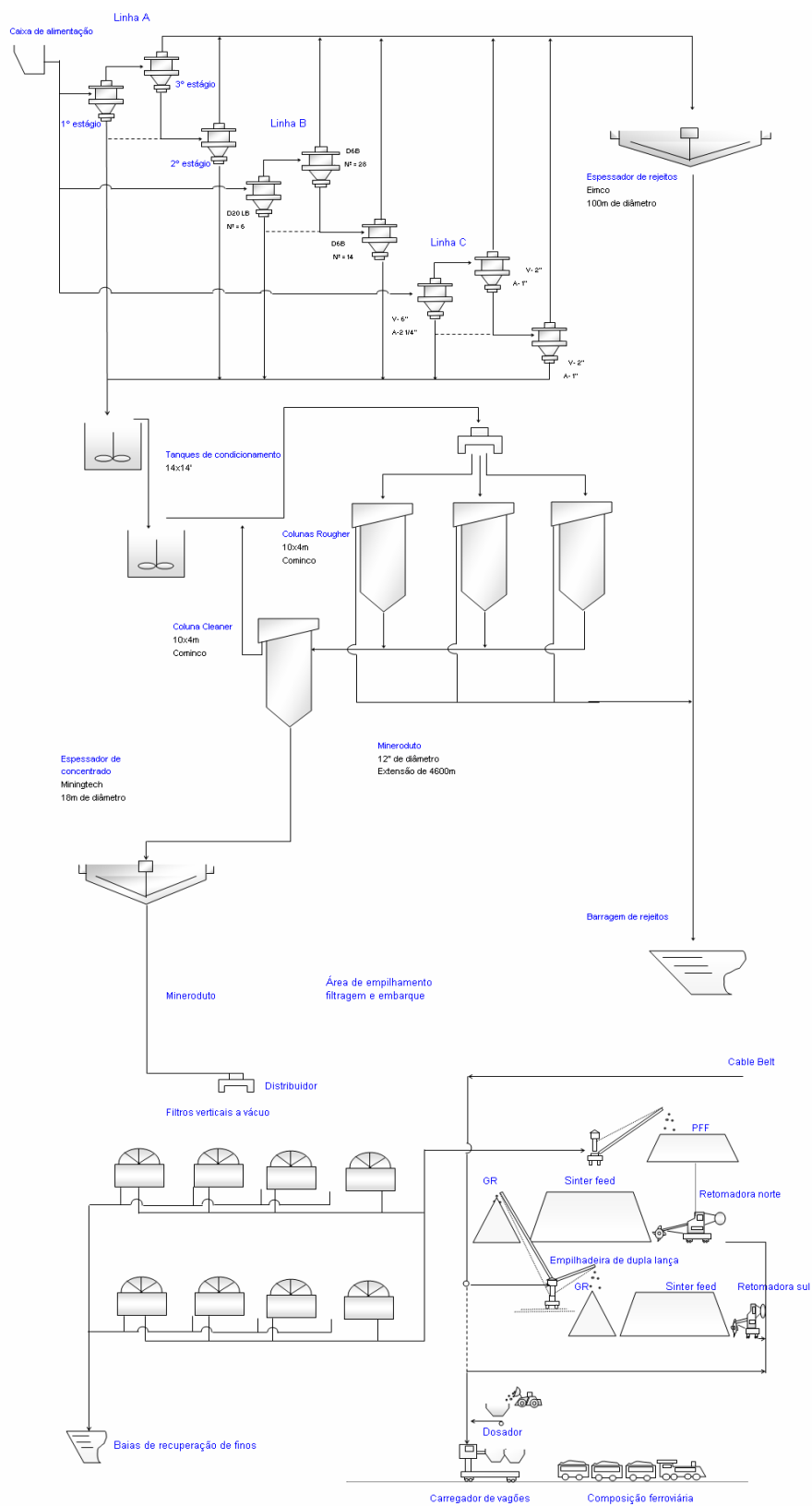


Figura 3.3 – fluxograma da área de Concentração na Mineração Casa de Pedra (CSN, 2001).

### **3.1.3.4 Pátio de Estocagem e Embarque**

Os produtos granulados e *sinter feed*, oriundos da planta de classificação, são conduzidos ao pátio de estocagem e embarque ferroviário por meio de um transportador de correia de longa distância (*Cable belt*) de 3,8km de extensão.

Os produtos, Granulado e *Sinter Feed*, são empilhados em um pátio de estocagem através de uma empilhadeira de dupla lança e posteriormente são retomados, para embarque ferroviário, por duas retomadoras de rodas de caçamba que alimentam um carregador de vagões.

Após a filtragem, os *pellet feed fines* são empilhado para posterior embarque.

A capacidade total do pátio é de 500.000 toneladas e a capacidade de carregamento é de 4.000t/h.

## **3.2 Tópicos de Flotação**

### **3.2.1 Depressão de Minerais de Ferro com Amido de Milho**

Segundo Peres e Corrêa (1996), o processo de concentração por flotação tem ampla utilização industrial graças ao fato de que a superfície naturalmente hidrofílica dos minerais pode se tornar hidrofóbica, pela adsorção de coletores.

A presença de agentes modificadores ou reguladores é freqüentemente necessária para melhorar a seletividade na flotação. Esses reagentes orgânicos ou inorgânicos são responsáveis pela modulação do pH e do Eh (importante no caso da flotação de sulfetos), além de controlar o grau de dispersão das partículas na polpa e ativação e depressão dos minerais.

O amido de milho é o principal depressor nas plantas de flotação no Brasil e seus principais usos são:



- Como depressor de óxidos de ferro, em flotação catiônica reversa de itabiritos (utilizando amina como coletor).
- Depressor de ganga (carbonatos e minerais de ferro), na flotação direta aniônica de rochas fosfáticas (com ácidos graxos) produzindo concentrados de apatita.
- Depressor de ganga (argilo-minerais) na flotação direta de silvinita com amina, produzindo concentrados de cloreto de potássio.

Pereira e Peres (1988) desenvolveram um outro uso para o amido (no caso uma dextrina), na depressão de ganga (hiperstênio, um silicato de ferro e magnésio) na flotação direta de sulfetos de cobre com tio-coletores.

Peres e Corrêa (1996) descrevem amido de milho como uma reserva energética vegetal, formada pela condensação de moléculas de glicose geradas pela fotossíntese.

A composição básica do amido é  $(C_6H_{10}O_5)_n$ . O número **n** de unidades D-glicose é maior que 100.

A maioria dos amidos é constituída de dois componentes de composição química semelhante e diferentes cadeias estruturais:

- Amilose: polímero de cadeia linear apresentando unidades D-glicose unidas por ligação  $\alpha$ -1,4.

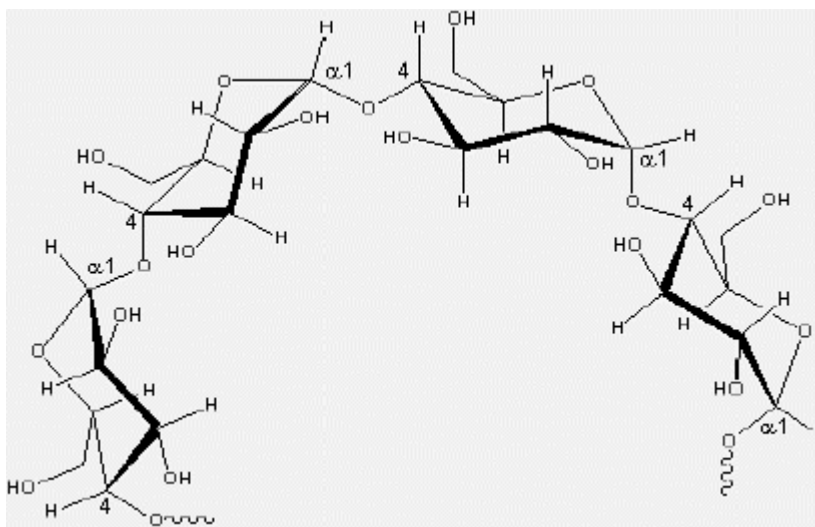


Figura 3.4 - configuração estrutural das moléculas de amilose (Leja, 1982).

- Amilopectina: polímero de cadeias ramificadas de D-glicose na qual a cadeia principal está unida aos radicais por ligações  $\alpha$ -1,6.

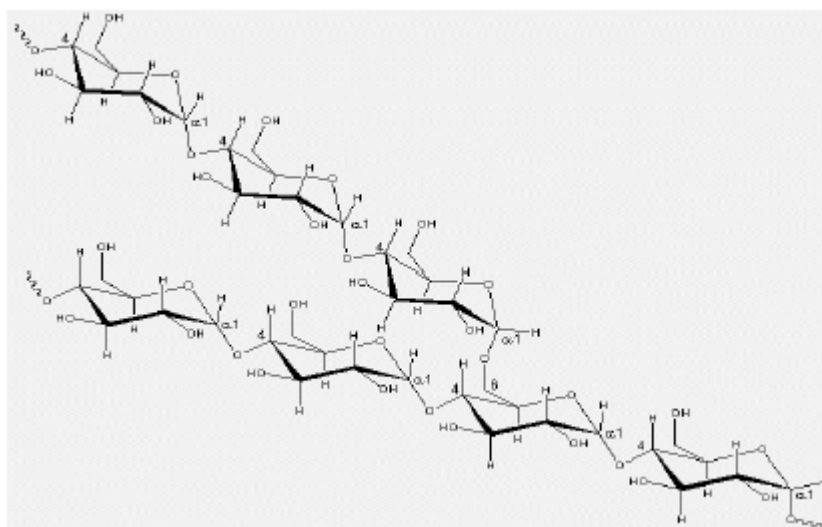


Figura 3.5 - configuração estrutural das moléculas de amilopectina (Leja, 1982).

O processo de polimerização forma macromoléculas naturais com ampla distribuição de pesos moleculares. O número de unidades D-glicose na amilose está na faixa de 200 a 1.000 e pode chegar a mais de 1.500 na amilopectina.

Segundo Peres e Corrêa (1996), a proporção amilopectina/amilose em diferentes vegetais contendo amido varia bastante, mesmo entre variedades da mesma espécie. No

caso do amido de milho, a proporção de 3:1 prevalece na maioria das variedades de milho amarelo comuns. Amilose é quase ausente em amido de milho ceroso.

Os amidos de milho não modificados têm alto peso molecular. A determinação precisa é difícil devido ao fato que eles são compostos por dois componentes de estruturas e pesos moleculares diferentes: amilose e amilopectina. Mas pode-se considerar que os pesos moleculares dos amidos de milho não modificados utilizados na indústria mineral é acima de 300.000 uma. Essas macromoléculas são altamente hidrofílicas devido à presença de vários grupos  $\text{OH}^-$  no monômero D-glicose. Elas também podem se estender na solução e formar pontes com partículas minerais, agindo como floclulantes.

Os amidos de milho podem ser modificados pela ação da temperatura, hidrólise ácida ou certas enzimas, sendo convertidos em dextrinas. As dextrinas mantêm a mesma proporção amilopectina/amilose na molécula original, mas sofrem uma drástica redução no número  $n$  de moléculas de glicose. A estrutura resultante é ainda hidrofílica, mas é muito curta para estabilizar as pontes entre as partículas. Ambos, amido não modificado e dextrina, são capazes de hidrofilizar superfícies minerais.

Dextrinas são solúveis em água fria e os amidos não modificados requerem gelatinização para se tornarem solúveis.

Peres e Corrêa (1996) ressaltam o fato que a extração de amido do milho pode ser realizada tanto em processo a úmido, quanto a seco. O processamento a úmido fornece o amido convencional não modificado. O processamento a úmido para remoção do gérmen do resto da semente e a moagem a úmido garantem um produto muito puro contendo apenas 1% a 2% de proteínas+óleo+fibras +material mineral.

Os amidos de milho não modificados podem ser gelatinizados (solubilizados) tanto por aquecimento quanto por adição de hidróxido de sódio (soda cáustica).

O aquecimento de uma suspensão de amido de milho em água acima de  $56^{\circ}\text{C}$  enfraquece as ligações de hidrogênio entre os grânulos e causa inchamento dos

grânulos, perda de birrefringência e acréscimo da viscosidade da solução. O único processo industrial para gelatinização de amido atualmente utilizado é a agitação da suspensão com solução de hidróxido de sódio. As variáveis mais importantes neste processo são: a relação amido/soda e o tempo de gelatinização.

Peres e Corrêa (1996) recomendam que as soluções de amido de milho não devem ser estocadas por longos períodos, devido a sua retrogradação, um fenômeno espontâneo que causa opalescência, turbidez, diminuição da viscosidade e precipitação. Amilopectina retrograda apenas 10% em 100 dias, enquanto a amilose inicia a retrogradação em apenas 4 ou 5 horas, favorecida por baixas temperaturas.

### **3.2.2 Influência da Aeração no Processo de Flotação**

Pita (2004) salienta a importância da utilização do “ar” em um processo de flotação. A condição necessária para que ocorra flotação é a colisão entre partículas e bolhas. A probabilidade de a colisão ocorrer aumenta com a taxa de aeração. Esta afirmação é verdadeira, desde que o aumento da taxa de aeração não acarrete um aumento exagerado do tamanho das bolhas. Tão importante quanto a quantidade de ar utilizada é o tamanho e a estabilidade das bolhas.

Para o caso da flotação reversa, a adição de pouco ar pode acarretar perda na qualidade do produto, pois partículas que deveriam flotar afundam para o concentrado, resultado da pequena probabilidade de colisão entre partículas e bolha. Por outro lado, a adição excessiva de ar pode conduzir a baixas recuperações e, fundamentalmente, a separações pouco seletivas, resultado de um intenso arraste.

Uma preocupação para a flotação de minerais ultrafinos de ferro é o arraste para o *overflow*. Ross (1991 a, b) salienta que a influência da taxa de aeração no arraste e na flotação verdadeira pode ser condicionada pelo tamanho e pelo grau de flotabilidade das partículas. Para partículas de elevado tamanho e elevado grau de flotabilidade, o aumento da taxa de aeração pode conduzir a acréscimos mais significativos na contribuição do arraste do que na flotação verdadeira, pois este tipo de partícula, mesmo

para baixas taxas de aeração, apresenta elevada probabilidade de colisão e de agregação das bolhas. Pita (2004) complementa que, para partículas finas, o aumento da taxa de aeração pode conduzir a aumentos mais acentuados na flotação verdadeira, já que mesmo para baixas taxas de aeração, a taxa de arraste das partículas finas é elevada, e qualquer aumento da taxa de aeração provoca um aumento mais pronunciado na flotação dessas partículas. Ou seja, o aumento da taxa de aeração (e o conseqüente aumento do número de bolhas na polpa) provoca aumentos da taxa de flotação mais significativos nas partículas com menor hidrofobicidade.

Yianatos *et al.* (1986, 1987) estudaram o assunto para colunas. Constataram que a diminuição da recuperação com o aumento excessivo da taxa de aeração, sem que haja aumento do tamanho das bolhas, pode resultar da elevada concentração de ar na zona de coleta, originando escoamentos mais turbulentos. Neste caso, as bolhas adquirem uma trajetória irregular, dificultando o fenômeno de colisão e adesão, conduzindo a uma maior instabilidade na zona da interface polpa/espuma.

Segundo Sivamohan (1990), a captura de uma partícula hidrofóbica por uma bolha de ar envolve os principais sub processos a seguir:

- Colisão partícula/bolha.
- Afinamento e ruptura do filme (desagregação).
- Estabilidade do agregado partícula/bolha.

Um tempo de indução tem que ser definido e comparado com o tempo de contato bolha/partícula após a colisão. Geralmente o tempo de indução é definido como o tempo gasto pelo filme líquido (entre a partícula e a bolha), após a colisão, para atingir a espessura de ruptura.

Um outro parâmetro de extrema importância para o processo de flotação é o tamanho das bolhas. Segundo Flint e Howarth (1970), para a determinação do tamanho ótimo de bolha, algumas considerações devem ser feitas. Para maximizar a eficiência de colisão,

bolhas o menor possível devem ser produzidas; entretanto é a taxa de flotação que se deseja maximizar. Uma taxa de flotação “aparente” ( $R$ ) pode ser definida como:

$$R = UA_b p_{ca},$$

onde:

$U$  = velocidade de ascensão da bolha;

$A_b$  = área projetada da bolha;

$p_{ca}$  = probabilidade da colisão, seguida de adesão.

Nessa equação, foi negligenciada qualquer mudança na velocidade da bolha e também a probabilidade de coleta, considerando que as partículas já estavam coletadas pelas bolhas.

A probabilidade de coleta (colisão seguida por adesão) pode ser definida por:

$$p_{ca} = E_c - k,$$

que é equivalente à definição de probabilidade de adesão:

$$p_a = 1 - \frac{k}{E_c},$$

onde:

$E_c$  = eficiência de colisão de uma única bolha;

$k$  = parâmetro que define probabilidade de adesão.

Fisicamente, essas equações querem dizer que partículas colidindo com uma fração da superfície da bolha, distante do eixo da bolha, não aderem à superfície.

Segundo Flint e Howarth (1970), a eficiência de colisão de uma partícula com uma bolha em um sistema real será diferente do que de uma partícula com uma única bolha devido a pelo menos três fatores:

- A velocidade relativa de ascensão da bolha no líquido será reduzida devido aos efeitos obstrutivos das bolhas vizinhas. Para partículas e bolhas mais finas essa redução na velocidade de ascensão leva a um aumento na eficiência de colisão.
- A forma das linhas de fluxo do líquido ao redor de cada bolha é diferente. As linhas de fluxo descrevendo o fluxo de Stokes ao lado de uma esfera em um campo infinito são determinadas pela esfera sozinha e são conhecidas por serem divergentes, mesmo a uma distância muito grande da superfície da esfera. Em um sistema real, a divergência das linhas de fluxo é limitada, isto é, outras esferas do sistema tendem a organizar efetivamente as linhas de fluxo. Quanto mais próximas as esferas estão, maior se torna essa influência de organização. Desta maneira, a presença de várias bolhas novamente tende a aumentar a eficiência de colisão.
- O movimento da partícula (aderida à bolha) em longos fluxos ascendentes não é mais paralelo à direção do movimento da bolha, mas é influenciado pelas camadas de bolhas à sua frente.

Trahar (1981) estudou a relação de dependência entre o diâmetro da partícula na eficiência de coleta. Resumidamente, a eficiência de colisão é função do tamanho da partícula e a eficiência de adesão está relacionada tanto com o grau de hidrofobicidade do mineral, quanto com o tamanho da partícula. A eficiência de colisão aumenta com o tamanho da partícula e a eficiência de adesão aumenta com o grau de hidrofobicidade e diminui com o tamanho da partícula. Essas relações estão representadas na figura 3.6. Sivamohan (1990) acredita que estas relações são mais complexas do que a abordagem de Trahar (1981), e que a figura 3.6 representa o problema apenas parcialmente. O significado dessas relações depende muito de como flotabilidade está definida. Se apenas uma única partícula e sua adesão numa bolha de ar são consideradas, então a flotabilidade deveria ser definida meramente como uma função da eficiência de adesão. Para Sivamohan (1990), a figura 3.6 é verdadeira apenas nesta condição, mas se for considerado um certo número de partículas, ao invés de uma única partícula, e suas colisões com um certo número de bolhas de ar forem considerados, então a flotabilidade deveria ser função tanto da probabilidade de colisão quanto da probabilidade de adesão.

Nesta situação, a relação seria diferente para partículas ultrafinas por causa da crítica dependência da flotabilidade de tais partículas na eficiência de colisão.

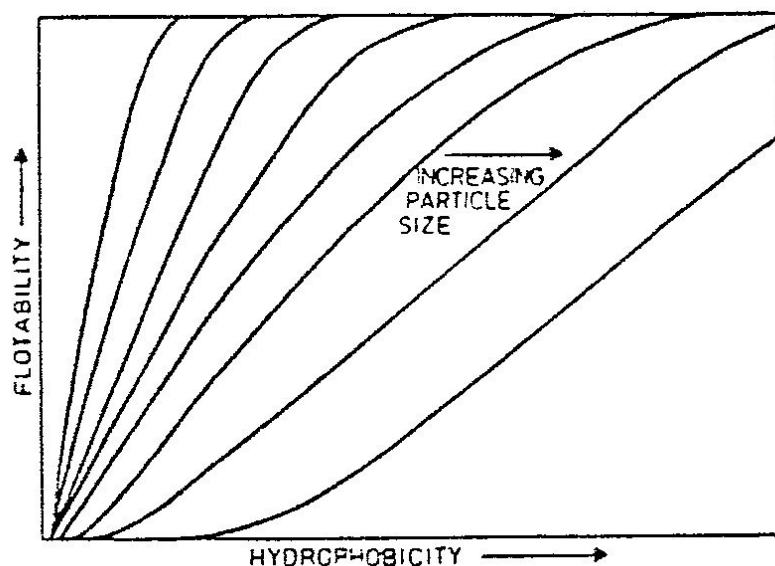


Figura 3.6 – relações entre flotabilidade e grau de hidrofobicidade, para diferentes tamanhos de partícula (Trahar, 1981).

Sivamohan (1990) afirma que a baixa taxa de flotação de partículas ultrafinas pode ser melhorada, aumentando a taxa de colisão e o momento de inércia. Aumentando a agregação, mantendo as bolhas menores, aumentando o tempo de residência na célula e permitindo que partículas e bolhas estejam em fluxos de sentidos contrários, aumenta-se a taxa de flotação.

### 3.2.3 O Problema da Exaustão dos Depósitos Ricos e a Necessidade de Recuperação de Materiais Ultrafinos

Com a exaustão dos depósitos ferríferos ricos, as empresas começaram a estudar maneiras para recuperar materiais mais pobres e mais finos. Santos (2003) aborda o tema citando o aumento da demanda de minerais ao longo dos anos, levando à exaustão das reservas dos minérios ricos, ficando disponíveis minérios cada vez mais pobres e de tratamentos mais complexos. Isso possibilitou uma constante evolução da tecnologia mineral, ocasionando o surgimento de novos processos de concentração. Tais processos



possibilitaram o aproveitamento de muitos minérios de baixo teor, antes considerados como não-econômicos, e até mesmo, como rejeitos.

Santos (2003) destaca o caso dos rejeitos, cujo estudo tem despertado grande interesse por parte das empresas, pois além de conduzir ao máximo de aproveitamento das jazidas, propicia um ganho ambiental, onde se busca a redução de efluentes dispostos na natureza.

Esta mentalidade já ocorre com minérios portadores de metais nobres, como ouro, platina e prata, motivada pelo surgimento de novas técnicas de concentração, mas principalmente pelo elevado valor econômico desses metais. Para o caso do minério de ferro, estas iniciativas têm sido em menor proporção, devido à abundância das reservas no mundo e pelo baixo valor de mercado desse metal. Porém, nota-se que essa posição está tendendo a mudar, graças às inovações tecnológicas de concentração de finos, pela maximização de reservas minerais e também por cada vez mais crescentes demandas da sociedade em relação à preservação do meio ambiente (Santos, 2003).

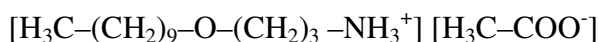
Batisteli (2007) cita que os minérios de ferro de alto teor, geralmente, são submetidos apenas a etapas de cominuição e classificação. No entanto, para o tratamento de minérios pobres fazem-se necessárias etapas de concentração para que sejam alcançadas as especificações de mercado. O aproveitamento desses minérios requer métodos de tratamento mais complexos e que implicam em maiores custos operacionais, o que reduz a margem de lucro das empresas. Os principais métodos de concentração aplicados industrialmente para o tratamento de minério de ferro são os métodos gravíticos, magnéticos e a flotação catiônica reversa, sendo o último o principal método, mundialmente utilizado para materiais mais finos.

Pereira (2004) salienta que existe uma enorme variedade de minérios de ferro, principalmente de itabiritos. Portanto, nem todas essas variedades podem ser tratadas da mesma maneira. No caso da flotação desses minérios, a prática industrial tem demonstrado que a do tipo reversa é a que leva aos melhores resultados; porém cada

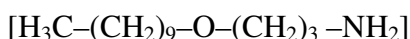
associação entre a sílica e a hematita é diferente; por isso existirão reagentes, ou combinação de reagentes, adequados para cada caso.

Aliada a esses fatores, a questão econômica dentro das empresas é um adicional no desafio dos engenheiros de processo. Tem-se buscado várias alternativas no uso de reagentes. No caso da flotação de quartzo no minério de ferro, o coletor tradicionalmente utilizado é a eteramina, que também funciona como espumante. Como a solubilidade da amina em água é muito baixa, para este reagente ser utilizado com sucesso, ele precisa ser neutralizado (pelo menos parcialmente) com ácido acético, para aumentar sua solubilidade (Leja, 1982, Fuerstenau *et al.*, 1985). Segundo Lima *et al.* (2004), essa neutralização parcial consiste na formação de um sal de amina primária no qual o acetato é o radical aniônico e o íon alquil-amina a parte catiônica. Para aumentar a solubilidade do coletor, grupos éter têm sido incorporados na sua estrutura, resultando na seguinte composição química:

Acetato de eteramina alquil (decil):



Eteramina Alquil (decil):



Portanto, o coletor realmente fornecido para as empresas é uma mistura das duas espécies acima e a proporção de cada uma delas é definida pelo termo “grau de neutralização” que é sempre referido em porcentagens, por exemplo, 30%, 50% etc. (Lima, 2004).

De acordo com Silva (2004), as aminas secundárias  $\text{R}_1\text{R}_2\text{NH}$  e terciárias  $\text{R}_1\text{R}_2\text{NR}_3$  não são tradicionalmente empregadas como coletores de flotação. A figura 3.7 apresenta algumas configurações básicas dos principais tipos de aminas.

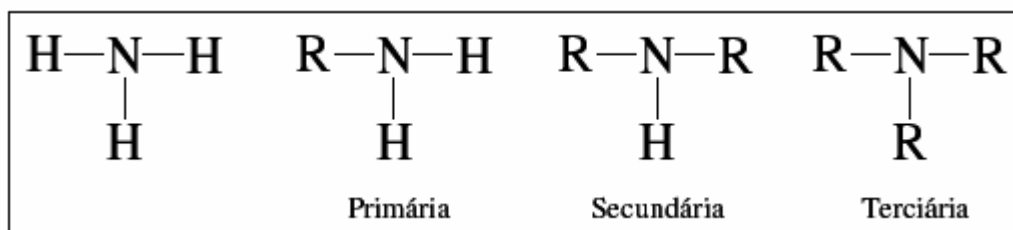


Figura 3.7 – representação molecular das aminas (Silva, 2004).

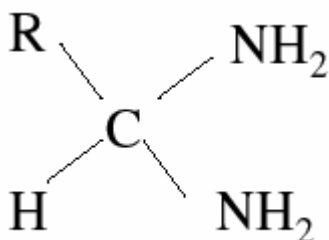
Alguns exemplos de amina:

Acetato de alquil alcóxi propanoamina (eteramina):



O papel do grupo hidrofílico  $\text{O}-(\text{CH}_2)_3$  é aumentar a solubilidade da amina em água.

Diamina:



Silva (2004) cita, ainda, que os sais quaternários de amônio têm sido utilizados em escala de laboratório, especialmente quando se deseja investigar o efeito de um coletor catiônico completamente dissociado em toda faixa de pH.

Os reagentes empregados na flotação apresentam de C6 a C18 carbonos na cadeia; homólogos mais curtos que C6 não apresentam suficiente atividade superficial, enquanto aqueles superiores a C18 tornam-se excessivamente insolúveis, chegando em alguns casos a se tornarem pastosos (Peres, 2001).

Silva (2004) também estudou a possibilidade de substituição de parte da amina no processo por algum tipo de espumante. Os mecanismos envolvidos diretamente na interação sinérgica entre espumantes e coletores catiônicos necessitam maiores estudos. A compatibilização entre as estruturas dos surfatantes (coletor-espumante) envolvidos é de grande importância no desempenho final do processo. Alguns espumantes podem inclusive prejudicar a flotação enquanto outros melhoram tanto a recuperação como a seletividade. Em alguns casos, a mistura coletor-espumante possui o mesmo desempenho ou até desempenho superior quando comparada com o coletor individualmente. Neste caso, pode-se diminuir a dosagem do coletor, podendo trazer benefícios econômicos para empresa.

Os estudos realizados por Silva (2004) objetivaram comprovar esta interação. Os testes foram realizados em laboratório utilizando técnicas de microflotação e de flotação em bancada. Os reagentes empregados incluíram um coletor catiônico da classe dos acetatos de eteramina e vários tipos de surfatantes (na sua maioria espumantes) que foram dosados em diversas proporções juntamente com a eteramina. A compatibilização entre as estruturas dos surfatantes (coletor-espumante) envolvidos teve grande importância no desempenho final.

Segundo Silva (2004), o tamanho da cadeia hidrocarbônica do surfatante afeta o desempenho da flotação. Para uma mistura coletor-surfatante, a flotação tem um melhor resultado quando a cadeia hidrocarbônica do surfatante é maior ou igual à cadeia hidrocarbônica do coletor. A solubilidade do espumante também é de grande importância. Em concentrações maiores da solução coletor-surfatante pode haver uma menor solubilidade do espumante e, conseqüentemente, uma menor interação entre o coletor e o espumante do que em soluções com concentrações mais baixas.

Silva (2004) concluiu ainda que, para maiores dosagens da mistura coletor-surfatante, o percentual de substituição de amina por espumante pôde ser maior do que em dosagens menores. Os parâmetros de avaliação de desempenho da flotação foram: o índice de seletividade, recuperação mássica e metálica do ferro e eficiência de separação, que são

influenciados pelo tipo de surfatante, pelo percentual utilizado e pela interação destes dois fatores.

Turrer (2004) aborda a importância da recuperação metálica em um processo de concentração. Dessa maneira, aumenta-se a produção de carga metálica por minério alimentado, trazendo maior margem de lucro para o produtor. Outra importante consequência do aumento da recuperação metálica é a diminuição do volume de material descartado como rejeito.

O crescente consumo de minério de ferro, nos últimos anos, obriga os produtores a aumentar suas produções e buscar novas reservas. Contudo, o aumento da produção não pode impactar negativamente na qualidade dos produtos. A maximização da reserva mineral faz com que a alimentação de uma usina de concentração seja blendada por materiais mais complexos e mais pobres, consequentemente mais difíceis de tratar. Adicionando um desafio extra, pode-se considerar ainda que a qualidade dos produtos exigida pelos consumidores está cada vez mais rígida (Turrer, 2004).

Mapa (2006) afirma que o atual desafio no aproveitamento de finos está no aumento da recuperação metálica, cujo fator preponderante é a redução da perda de minerais de ferro flotados, por arraste ou flotação verdadeira.

Em seu trabalho, Mapa (2006) propôs a caracterização de dois produtos provenientes da deslamagem (*underflow* dos ciclones limpadores e *underflow* dos ciclones deslamadores) que constituem a alimentação do processo de flotação catiônica reversa da Samarco. Foram realizados testes de flotação em célula mecânica de laboratório, com o objetivo de comparar o desempenho desses dois produtos em separado em relação aos reagentes comumente utilizados industrialmente, e também com reagentes alternativos, tendo sido constatados diferentes comportamentos de cada um dos produtos.

O trabalho de Mapa (2006) ainda acrescentou testes de flotação em célula mecânica de laboratório para verificação da influência de diferentes tempos de condicionamento, onde se observou a necessidade da determinação de um tempo ótimo de

condicionamento para o material proveniente do *underflow* dos ciclones limpadores. Na flotação dos ciclones deslamadores constatou-se que maiores tempos de condicionamento levam a um menor teor de sílica no concentrado, sem alterações na recuperação metálica.

Mapa (2006) obteve melhores índices de recuperação metálica tanto na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores quanto na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores em ensaios de flotação em coluna piloto. Esses resultados não apresentaram perda na qualidade do concentrado, comparando-se com os resultados obtidos nas células mecânicas. O incremento na recuperação metálica foi mais expressivo na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores.

Oliveira (2006) também aborda a possibilidade de se produzir concentrado de minério de ferro a partir de material ultrafino, nesse caso concentração de lamas provenientes do *underflow* de um espessador de rejeitos. Em seu trabalho, Oliveira (2006) pesquisou sobre a recuperação de lamas através de operações unitárias de deslamagem, concentração magnética e flotação. O material pesquisado apresentava-se liberado e com teor de ferro da ordem de 41% nas frações abaixo de 75 $\mu$ m. Sob o aspecto mineralógico, confirmou-se que o principal mineral portador de sílica na fração +0,045mm é o quartzo e este mineral representa 20% em massa. Na fração -0,045mm, a hematita correspondia a pouco mais de 55% e a caulinita ocorria como principal mineral de ganga.

Oliveira (2006) afirma que o maior problema atual no processo de flotação é a recuperação de minerais-minério na presença de lamas. As propriedades superficiais das lamas influenciam a criação de recobrimentos de lamas sobre as partículas (*slimes coating*), alteram a rigidez da espuma, interferem no contato bolha/mineral e tornam pouco efetiva a atuação dos reagentes, por suas interações com as lamas que possuem áreas superficiais enormes quando comparadas com as das partículas do minério.

Oliveira (2006) concluiu que a melhor opção para o aproveitamento de seu material foi através da utilização de um circuito de deslamagem em hidrociclones e concentração

por flotação catiônica reversa. O concentrado obtido apresentou elevado teor de hematita granular e baixo teor de fósforo.

Turrer (2004) cita o problema da menor recuperação do elemento útil em um processo de flotação catiônica reversa, estando normalmente associada à presença de partículas de menor granulometria nesse sistema. Com a diminuição do tamanho da partícula a área superficial específica se torna maior e a massa da mesma se torna menor. A figura 3.8 ilustra esse aumento da área superficial específica.

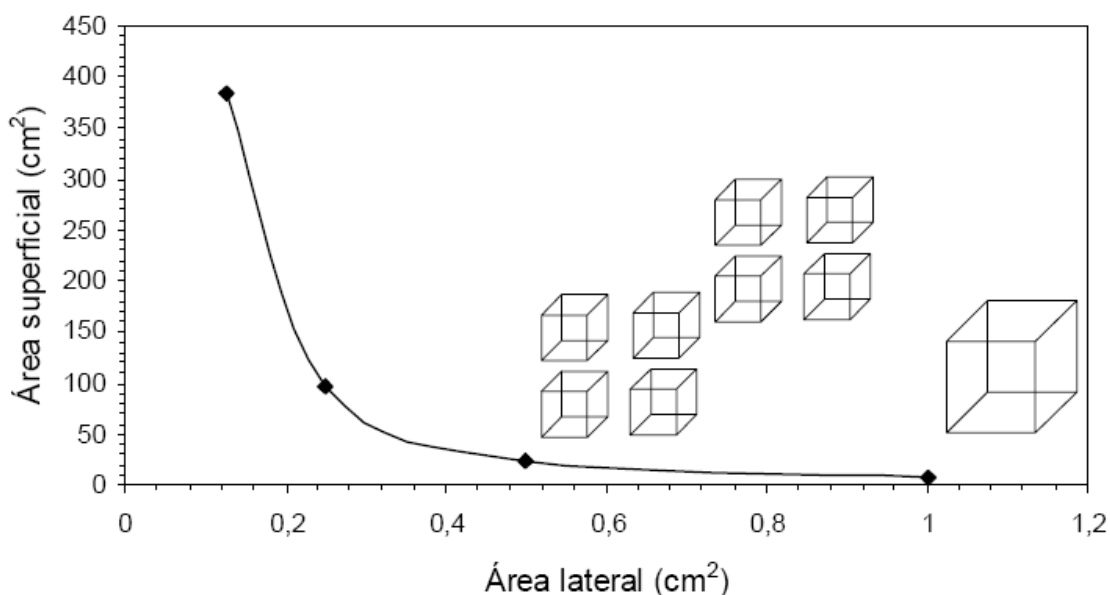


Figura 3.8 - aumento da área superficial devido à diminuição do tamanho da partícula (Turrer, 2004).

Klassen e Mokrousov (1963) representaram esquematicamente os possíveis efeitos de partículas muito finas na flotação, conforme figura 3.9.

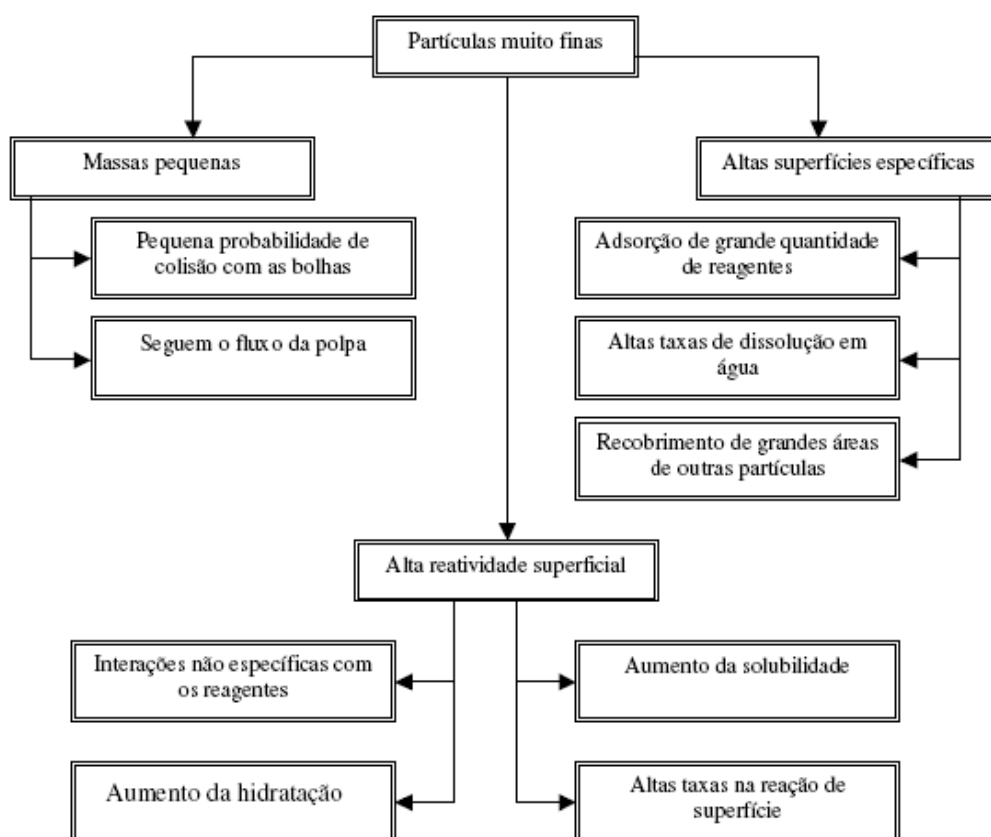


Figura 3.9 - possíveis efeitos de partículas “muito finas” na flotação (Klassen e Mokrousov, 1963).

A escolha do equipamento mais adequado para a flotação de ultrafinos é um fator importante. Tradicionalmente, em minério de ferro, os equipamentos mais comumente utilizados são as células mecânicas e as colunas de flotação. Pita (2001) aborda o assunto comparando os dois tipos de equipamentos. Uma das características que diferencia os dois processos de flotação está no modo de promoção da colisão entre as bolhas e as partículas.

Na célula mecânica, a agitação provocada por um rotor é responsável pela suspensão das partículas e sua consequente colisão com as bolhas. Esta agitação pode também ser responsável pelo destacamento de algumas partículas ligadas às bolhas, sendo maior o efeito do destacamento, quando mais intensa for a agitação.



Segundo Sivamohan (1990), flotação em coluna é um processo concebido com a intenção de aumentar a probabilidade de colisão entre partículas e bolhas e diminuir a flotação por arraste. Isto é alcançado, fazendo com que as bolhas a passem através de uma polpa com alta porcentagem de sólidos. O sistema de flotação em colunas pode ser visualizado esquematicamente na figura 3.10, na representação de Boutin e Wheeler (1967).

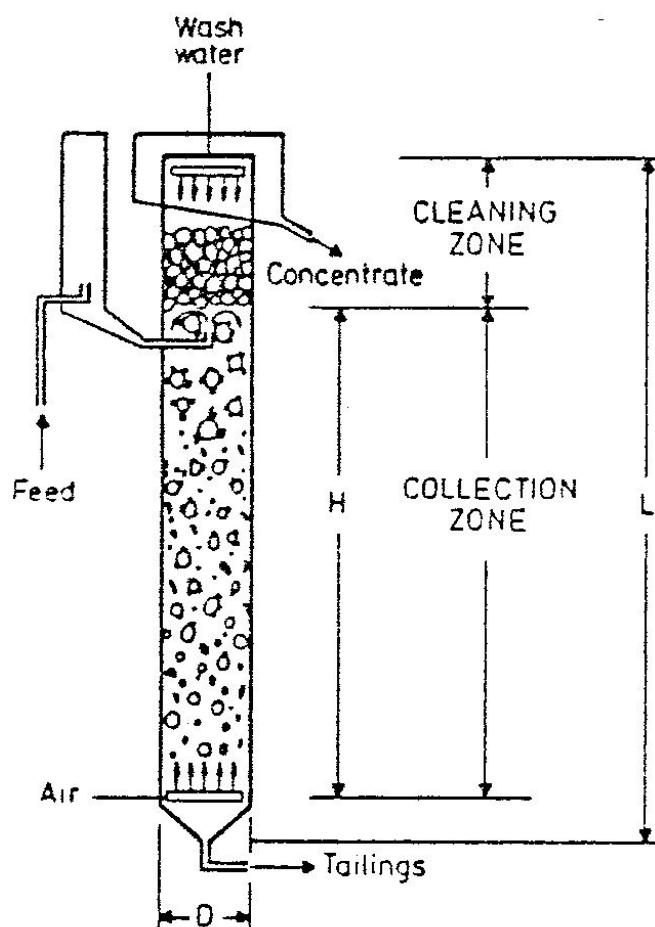


Figura 3.10 – representação esquemática de uma coluna de flotação (Boutin e Wheeler, 1967).

Segundo Pita (2001), no caso da coluna, a colisão entre as partículas e as bolhas resulta da forma de alimentação da polpa, que é feita na parte superior da coluna e da forma de alimentação do ar, que é feita na base da coluna, originando um sistema de escoamento em contracorrente entre partículas e bolhas. A agitação na coluna é menor que na célula

mecânica sendo, portanto, um sistema com menor propensão de descolamento de partículas da bolha, sobretudo na transição polpa/espuma.

Pita (2001) afirma que o modo operacional da coluna oferece algumas vantagens em relação às células mecânicas. Na célula mecânica, apenas uma parte do tempo de residência das partículas na zona da polpa é produtivo, pois quando as partículas saem da zona ativa (ou de agitação) a probabilidade de ocorrer colisão e ligação entre as partículas e as bolhas é muito baixa. Na coluna, como o ponto de adição da alimentação se situa próximo ao topo e o ponto de adição de ar se situa na base da coluna, todo tempo de residência das partículas no interior da coluna constitui-se em um tempo produtivo para a ocorrência da coleta. Por esse motivo, as colunas requerem menor vazão de ar que as células mecânicas, chegando a valores da ordem de 10 a 15%, segundo Wheeler (1988).

Pita (2001) aponta também outras vantagens da coluna em relação às células mecânicas. A coluna, por sua configuração vertical, apresenta a zona de lavagem por cima da zona de recuperação. Desta maneira, quando sob a ação da lavagem ou quando na transição polpa/espuma ocorrer destacamento e drenagem de partículas hidrofóbicas, a probabilidade de ocorrer sua recuperação é elevada, pois, antes que elas cheguem ao fundo, terão a oportunidade de serem coletadas novamente, por terem que percorrer toda a zona de recuperação novamente. Outra vantagem da coluna é a possibilidade de se trabalhar com elevada altura de espuma e de se poder utilizar água de lavagem. Portanto, nas colunas de flotação é possível a obtenção de concentrados mais ricos.

No caso de flotação reversa, o uso da água de lavagem é benéfico para possibilitar que possíveis partículas muito finas (hidrofílicas) que foram flotadas por arraste tenham nova chance de seguirem seu caminho para o *underflow*.

Dessa maneira, para flotação de partículas mais finas, espera-se obter melhores resultados com o uso de colunas, pois esta permite aumentar a recuperação por flotação verdadeira, resultado da maior probabilidade de colisão entre as partículas e as bolhas e também por que elas conduzem a menores recuperações por arraste, pois é possível

trabalhar com elevadas alturas de camada de espuma e utilizar água de lavagem, promovendo-se a drenagem do material arrastado (Pita, 2001).

Trahar (1981), após analisar várias formas de melhorar a flotação de partículas ultrafinas, concluiu que apenas colunas de flotação, com alguma recirculação de fluxos e lavagem de espuma oferecem uma ótima opção de reduzir o arraste na flotação. Sua posição é que o arraste é o maior obstáculo na aplicação de processos de flotação convencional como principal método de recuperação de partículas ultrafinas.

Sivamohan (1990) considera outras principais vantagens das colunas de flotação.

- Permitem um fluxo contracorrente entre partículas e bolhas.
- São energeticamente mais eficientes.
- Requerem menos espaço.
- Podem ser automatizadas.
- Permitem a incorporação da técnica de flotação com bolhas mais finas.

Uma provável desvantagem das colunas de flotação pode ser o regime sem agitação em que elas operam; pois a probabilidade de colisão das partículas e bolhas é dependente do gradiente de velocidade (Sivamohan, 1990).

Segundo Sivamohan (1990), os principais “problemas” de partículas ultrafinas são sua pequena massa e alta área superficial específica.

A questão da pequena massa leva a:

- Baixo momento de inércia da partícula.
- Heterocoagulação.
- Adesão de partículas na espuma (arraste).
- Baixa probabilidade de colisão partícula/bolha.
- Dificuldade em romper a barreira energética entre partícula/partícula e partícula/bolha.

A questão da alta área superficial específica afeta principalmente:

- Alta taxa de dissolução na água.
- Grande adsorção de reagentes.
- Rigidez da espuma.
- Alta viscosidade da polpa.
- Indesejável recobrimento de partículas ultrafinas de ganga nos minerais úteis.

Também é comum dizer que partículas ultrafinas têm grande energia de superfície por unidade de área em função da cristalização imperfeita, fraturas, deslocamento de bordas etc., causando dificuldades como:

- Adsorção não específica de reagentes.
- Aumento da hidratação.
- Rápida reação superficial.
- Aumento da solubilidade.

Segundo Capponi *et al.* (2005), o tratamento de partículas minerais finas (de 38 a 13 $\mu\text{m}$ ) e ultrafinas (menores que 13 $\mu\text{m}$ ) constitui um dos principais problemas da mineração atual. As plantas de sulfetos metálicos têm sido historicamente desenhadas para a recuperação de partículas de tamanho médio, de alta cinética de flotação, e não estão otimizadas para a recuperação de partículas mais finas. Para Capponi *et al.* (2005), os principais problemas que se observam na flotação dessas frações mais finas são:

- Baixa probabilidade de colisão e adesão entre partículas e bolhas.
- Dificuldade para superar a barreira energética entre elas.
- Arraste mecânico.
- Recobrimento por ultrafinos de ganga “*slimes coating*”.
- Elevada adsorção de reagentes.
- Rigidez excessiva da espuma e baixa seletividade na adsorção de reagentes.

Todos esses fatores contribuem para diminuição da cinética de flotação, menor recuperação e maior consumo de reagentes. As partículas grossas por sua vez apresentam o problema contrário devido a sua elevada massa e baixo grau de liberação (baixa hidrofobicidade).

Estima-se que 1/3 da produção mundial de fosfatos, 1/6 da de cobre, 1/5 da de tungstênio, 1/2 da produção boliviana de estanho, 1/10 da produção americana de ferro, junto com milhões de toneladas de outros minerais são perdidas nas frações ultrafinas (<38 $\mu$ m) (Subrahmanyam e Forssberg, 1990; Rosa, 1997).

Segundo Capponi *et al.* (2005), as alternativas para o aumento da recuperação das partículas finas e ultrafinas são diversas e apresentam um grau diferenciado de eficiência. As técnicas existentes são baseadas em novos conceitos, visando redução na geração de materiais ultrafinos nas instalações de beneficiamento, na otimização da captura de partículas por bolhas e no aumento do tamanho das partículas problema. As técnicas com maior potencial são as que empregam condicionamento em alta intensidade seguida de flotação transportadora ou auto-transportadora (Rubio e Hoberg, 1993), tratamento fracionado por tamanhos, flotação com maior *hold up* de ar e flotação “extensora” otimizada (com óleos emulsificados).

Capponi *et al.* (2005) conseguiram mostrar em seu estudo que a flotação de sulfetos de cobre e molibdênio com a adição de óleo Diesel, querosene ou óleo lubrificante emulsificados após a adição dos coletores tradicionais, aumenta a recuperação metalúrgica de Cu e Mo, a flotação real e a constante cinética de flotação. Os resultados são explicados em termos do aumento da hidrofobicidade e agregação das partículas finas e ultrafinas por forças de efeito hidrofóbico. A interação das gotículas de óleo com as partículas de sulfeto que já possuíam coletor é caracterizada pela existência de etapas sucessivas de colisão, adesão, formação de lentes, espalhamento das lentes de óleo e agregação entre as partículas.

A alegação de que partículas muito finas apresentam maior energia de superfície que as mais grossas é, entretanto, fortemente contestada, por exemplo por Trahar e Warren

(1976) e Trahar (1981). Eles também enfatizam a necessidade de se distinguir as grandezas energia de superfície/área e energia de superfície/volume ou peso. Nessa conjuntura deve-se mencionar um conceito equivocado que infelizmente certos pesquisadores têm em mente como argumento contra a relação entre energia de adsorção e tamanho de partícula. Por exemplo, Trahar (1981) afirmou que se a adsorção depende do tamanho de partícula, então não seríamos capazes de medir a área superficial de partículas de diferentes distribuições granulométricas por qualquer método dependente da adsorção. É claro, por exemplo, da teoria BET que a medida unitária da adsorção de gás, geralmente usada, corresponde a condições em que as partículas já estão cobertas por uma primeira monocamada. A adsorção de uma segunda, terceira e outras camadas ocorre apenas na energeticamente homogeneizada superfície das partículas coberta por moléculas de gás e, assim sendo, tal evento de adsorção não é de nenhuma forma influenciado pela energia de superfície das partículas.

Considerando os efeitos do tamanho da partícula na sua solubilidade, Trahar e Warren (1976) corretamente indicaram que estes efeitos não são significativos para tamanhos maiores que  $0,1\mu\text{m}$ . Partículas muito finas dificilmente se estendem abaixo de  $0,5\mu\text{m}$  em plantas de beneficiamento mineral. Outro ponto que precisa ser mencionado é a probabilidade teórica de que certos cristais grossos de substâncias moderadamente solúveis podem estar no processo de aumento (de superfície) à custa de partículas mais finas correspondentes.

Para Sivamohan (1990), o argumento de Lidström (1968), de que as partículas ultrafinas retêm ambas as estruturas (físicas e químicas) nas suas superfícies, assim como as partículas mais grossas, nem sempre é verdadeiro. Por exemplo, partículas de solo (particularmente solo seco), de diferentes tamanhos, podem ter diferentes graus de amorficidade na superfície. Elas podem também ter diferentes graus de desordem devido à combinação de fraturas, deslocamento e alongamento de bordas. Essas superfícies amorfas e/ou desordenadas têm grau de dissolução maior que superfícies não perturbadas.

Somasundaran (1983, 1984) re-identificou três causas como capazes de determinar consideravelmente o comportamento de partículas finas:

- Morfologia.
- Mineralogia.
- Composição química da superfície.

Lidström (1968) verificou aspectos de solubilidade de minerais em água, deposição de espécies dissolvidas (como precipitados) na superfície mineral, ou precipitação de espécies dissolvidas no aumento das superfícies precipitadas, efeitos de cominuição nas camadas superficiais de partículas minerais, liberação de energia de camadas fraturadas/rompidas. Ele demonstrou que quando a superfície de um mineral é rompida por algum processo de cominuição, o grau de rompimento depende do método e duração do processo de quebra. Cominuição a seco produz superfícies mais quebradas e mais reativas. Além disso, a alta solubilidade do quartzo (sob certas condições de quebra) foi atribuída ao aumento do grau de quebra das superfícies e também ao aumento da amorficidade. Ou seja, as mudanças morfológicas podem ser resultados de:

- Diferentes processos de fraturas em diferentes faixas de tamanho.
- Variações da composição mineralógica em função do tamanho da partícula.

Diferenças morfológicas significam diferentes angularidades ou asperezas das superfícies da partícula em nível microscópico. Angularidade e/ou aspereza (comumente chamadas de desordem) têm forte influência na molhabilidade das partículas.

Sivamohan (1990) apresenta alguns exemplos de mudanças mineralógicas:

- Conversão de aragonita em calcita sob prolongados processos de cominuição.
- Quartzo se transformando em uma superfície amorfa sob prolongados processos de cominuição.

- A maioria dos fosfatos grossos é apatita, mas em faixas de tamanho muito finas, fosfato é encontrado grandemente na forma de vavelita (fosfato tem várias outras formas também).

Segundo Sivamohan (1990), a composição química da superfície pode mudar devido basicamente a:

- Concentração excessiva de outros elementos na superfície mineral (Kulkarni e Somasundaran, 1976; Thomas *et al.*, 1982).
- Oxidação da superfície (mudanças que podem ser cuidadosamente controladas como no caso de flotação de sulfetos).
- Interações na região da superfície, levando a precipitação nesta superfície.
- Recobrimento na superfície por precipitados. Por exemplo, moagem a úmido com corpos moedores ferrosos pode levar a contaminação da superfície por hidróxidos de ferro (Cases *et al.*, 1988).

### **3.2.3.1 Circuitos de Flotação para Recuperação de Ultrafinos – Abordagem de Pease *et al.* (2005)**

Pease *et al.* (2005) abordaram a questão da flotabilidade de partículas ultrafinas em minérios de zinco. Tradicionalmente, partículas muito finas não flutam, conforme representação clássica ilustrada na figura 3.11.



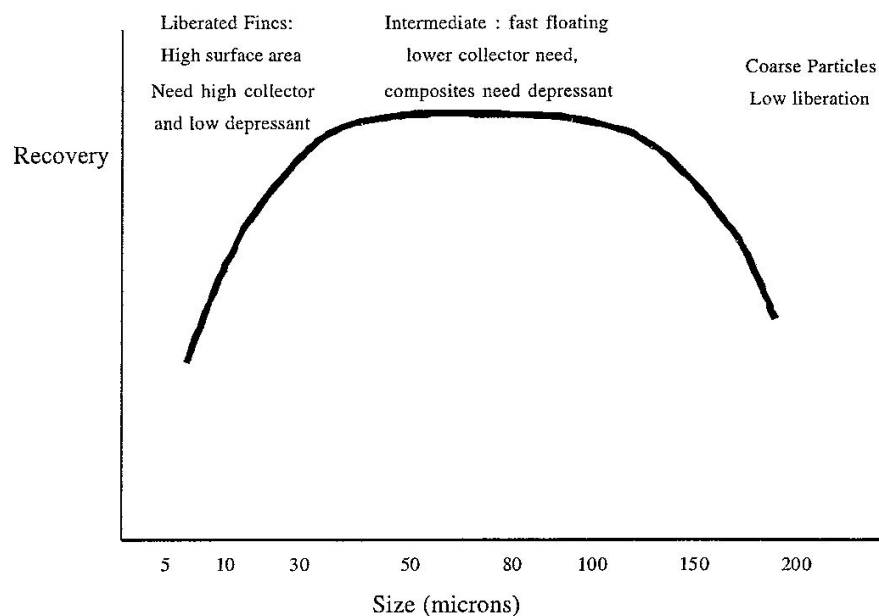


Figura 3.11 – visão tradicional – “finos não flotam” (Pease *et al.*, 2005).

Entretanto, alguns minérios precisam ser cominuídos a granulometria abaixo de  $10\mu\text{m}$  para atingirem o grau de liberação necessário para a obtenção de concentrado dentro das especificações. Por exemplo, na Mina MacArthur River, de propriedade da Xstrata, é essencial a moagem atingindo P80 em  $7\mu\text{m}$ . Em outro exemplo, em Mt Isa o P80 a ser atingido na moagem deve ficar entre  $12\mu\text{m}$  e  $7\mu\text{m}$ . Nestas plantas é fundamental produzir “lamas” para se atingir uma boa recuperação na flotação. Estas duas minas em conjunto produzem cerca de 1Mt por ano de concentrado de flotação com partículas predominantemente mais finas que  $10\mu\text{m}$ , obtendo acima de 80% de recuperação. A verdade é que, nestas minas, a melhor recuperação na flotação está no material ultrafino (lamas). Curiosamente, 96% das partículas recuperadas na flotação da Mina MacArthur River estão abaixo de  $2,5\mu\text{m}$ . Portanto, partículas ultrafinas flotam.

Uma questão importante é: as partículas ultrafinas são distintas ou se comportam de forma diferente das partículas finas? A conclusão a que Pease *et al.* (2005) chegaram é que não há nada de especial com as partículas ultrafinas, elas apenas respondem diferentemente ao processo porque:

- Têm maior área superficial específica, portanto requerem maiores dosagens de reagentes, relativamente.

- Elas têm menor momento de inércia, portanto tendem a seguir o fluxo da água mais facilmente que as partículas mais grossas (menor energia para a adesão da bolha, maior tendência ao arraste).
- Elas tendem a ser mais afetadas pelo efeito do recobrimento da superfície.
- Elas tendem a ser mais afetadas pela composição da água e íons em suspensão.
- A alta área superficial específica faz com que a espuma fique tenaz, dificultando os processos de espessamento e filtragem.
- A cinética de flotação das partículas ultrafinas pode ser mais lenta que das partículas mais grossas (comparando composição química semelhante). Elas podem ainda flotar com bolhas grandes, mas bolhas menores aumentam a taxa de flotação.

Estes efeitos se tornam mais fortes à medida que as partículas se tornam mais finas, portanto, a distinção entre partículas “grossas” e “finas” reflete apenas uma gradação contínua dos efeitos, com o afinamento.

A razão do mito que partículas muito finas não flotam é devido ao fato que elas estão misturadas com partículas mais grossas. As partículas mais finas precisam de maior dosagem de coletor e maior tempo de residência, porém as condições do sistema são geralmente ajustadas para as partículas mais grossas.

Análises na superfície de finos descartados no rejeito, quase invariavelmente mostram que as partículas estão lá porque não estavam hidrofóbicas o suficiente, às vezes devido a recobrimento de material hidrofílico na superfície ou simplesmente devido a insuficiente dosagem de coletor na superfície. Com a adição de uma dose extra de coletor as partículas mais finas flotariam, mas à custa de outros fatores, por exemplo, perda de seletividade na flotação.

A figura 3.12 apresenta um conceito simples para uma condição de flotação em diferentes distribuições de tamanho para alcançar alta recuperação, retratando a condição de que partículas ultrafinas flotam.

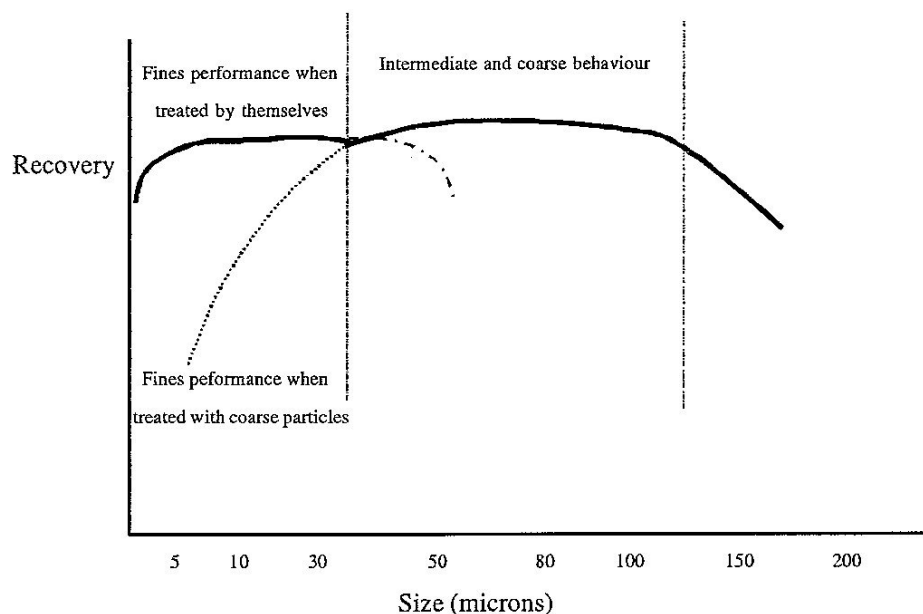


Figura 3.12 – desempenho conceitual de um circuito moagem/flotação (Pease *et al.*, 2005).

### 3.2.3.2 Desenvolvimento de Novas Tecnologias de Flotação

Pease *et al.* (2005) defendem a posição que projetos para desenvolvimento de novas células de flotação para tratar partículas mais finas sejam em vão. Eles conseguiram grande sucesso em recuperação de ultrafinos, conforme citado no item 3.2.3.1. Esse sucesso foi obtido tanto com utilização de colunas, quanto de células Jameson e de células convencionais, apenas obedecendo aos seguintes critérios na seleção dos equipamentos:

- Garantir tempo de residência adequado.
- Garantir capacidade de borda de *overflow* adequada.
- Utilizar água de lavagem, se necessário.
- Escolher a célula de menor custo que garanta estes critérios.

Miller (1991) defende o desenvolvimento de novas tecnologias. Ele afirma que, partir de 1980, uma considerável atenção tem sido dada para recuperação de partículas finas. A partir daquela data, um novo conceito foi introduzido. A flotação ASH (*air-sparged hydrocyclone*) tem grande potencialidade, principalmente pela sua grande capacidade de produção. O princípio básico está na geração de um campo centrífugo. A capacidade de

produção de um sistema ASH é pelo menos 100 vezes maior que em um equipamento convencional. Durante a década de 1980, pequenos ciclones de 2 polegadas (50,8mm) foram testados em um grande número de diferentes minerais, com várias modificações em seu desenho.

Segundo Baker *et al.* (1986) e Miller (1991), o conceito básico em que o *Air Sparged Hydrocyclone* foi desenvolvido é a noção de que partículas hidrofóbicas muito finas são mais difíceis de flotar por que elas têm menor momento de inércia para romper o filme e se estabilizar na bolha. Partindo do princípio que é possível aumentar este momento de inércia por meio de uma força centrífuga, pode-se aumentar também a eficiência na flotação. Forças centrífugas podem ser geradas por dispositivos rotacionais mecânicos (tais como centrífugas) ou por conversão de pressão em movimento rotacional, como encontrado em hidrociclones. Desta maneira, o sistema de flotação se torna mais simples, menos oneroso e mais robusto, o que é desejável na indústria mineral.

Após testes em vários modelos de *air sparged hydrocyclones* nos anos 80, Miller (1991) obteve um desenho bastante apropriado, basicamente composto por um hidrociclone cilíndrico, verticalmente orientado com alimentação tangencial pelo topo. A figura 3.13 apresenta uma visão esquemática de uma unidade ASH, que consiste em dois tubos concêntricos verticais, um ciclone convencional no topo e um pedestal no fundo. O tubo interno é poroso, no qual ar é injetado. O tubo externo não é poroso e serve simplesmente como uma carcaça para promover a distribuição de ar através do tubo poroso interno. A polpa é alimentada tangencialmente ao eixo do hidrociclone e o fluxo centrífugo assim criado corta o ar injetado para produzir uma alta concentração de pequenas bolhas. As partículas hidrofóbicas da polpa colidem com essas bolhas e, depois da adesão, perdem parte de sua velocidade tangencial e momento centrífugo e são transportadas radialmente para uma fase espuma que se forma dentro do ciclone. A fase espuma é estabilizada e comprimida pelo pedestal na parte inferior do hidrociclone e assim se move em direção ao *vortex finder* e é descarregada pelo *overflow*. As partículas hidrofílicas geralmente permanecem centrifugadas no tubo poroso e são descarregadas no *underflow* por uma abertura anelar, criada entre o tubo interno poroso e o pedestal. Esses resultados foram comprovados por Miller (1991) por meio de

tomografias computadorizadas. Segundo Baker *et al.* (1986), a relação comprimento/diâmetro do cilindro do hidrociclone deve ser da ordem de 10 e abertura dos poros devem estar entre 1 e 20 $\mu\text{m}$ .

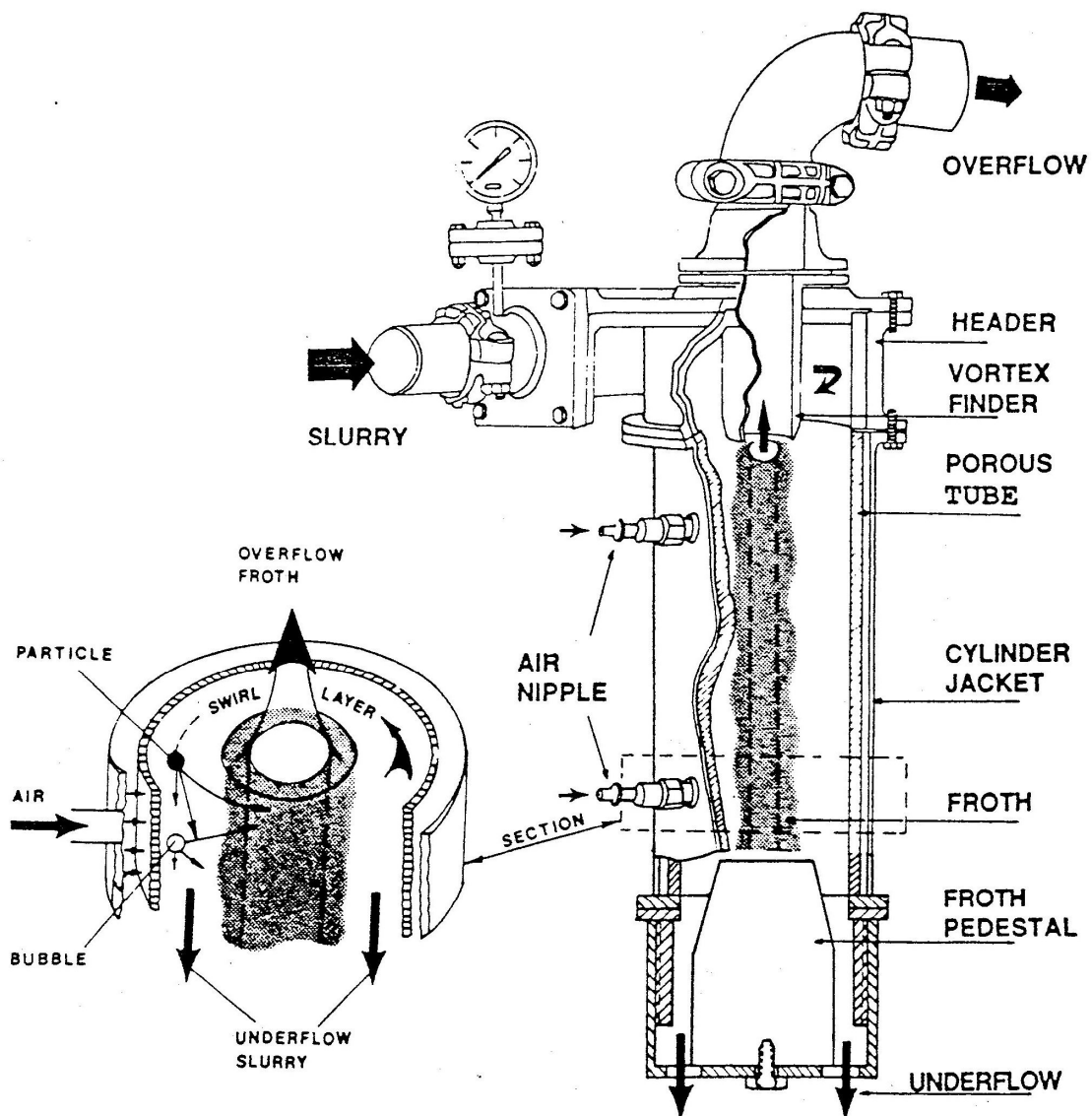


Figura 3.13 – desenho em perspectiva de um *air-sparged hydrocyclone* - ASH (Miller, 1991).

Baker *et al.* (1986) e Miller (1991) afirmam que esse modelo melhora a flotabilidade das partículas de duas maneiras. Primeiro, uma significativa força centrífuga é desenvolvida, cuja magnitude é determinada pela taxa de alimentação da polpa e pelo diâmetro do ciclone. Essa força centrífuga resulta em um aumento do momento de inércia das partículas finas hidrofóbicas e, doravante, têm sua capacidade de adesão nas

bolhas de ar facilitada. Segundo, a alta velocidade do fluxo centrífugo cria uma significativa força de cisalhamento nas paredes do tubo poroso, promovendo inúmeras pequenas bolhas de ar. Como o ar está sendo injetado dentro do tubo poroso, há uma tendência a aumentar a taxa de flotação das partículas finas hidrofóbicas. Mais ainda, essas pequenas bolhas de ar são dirigidas na direção radial, ortogonalmente ao sentido de movimento das partículas hidrofóbicas, no fluxo centrífugo. Como resultado, a probabilidade de colisão das bolhas de ar com partículas hidrofóbicas é significativamente aumentada e a flotação efetiva desses finos pode ser alcançada com tempos de residência que se aproximam do tempo intrínseco de adesão bolha/partícula. Bons resultados foram obtidos no processamento de minérios abaixo de 0,150mm de carvão e cobre. A figura 3.14 apresenta uma visão esquemática de um sistema de flotação ASH.

Fluxo axial da espuma transportando partículas hidrofóbicas.

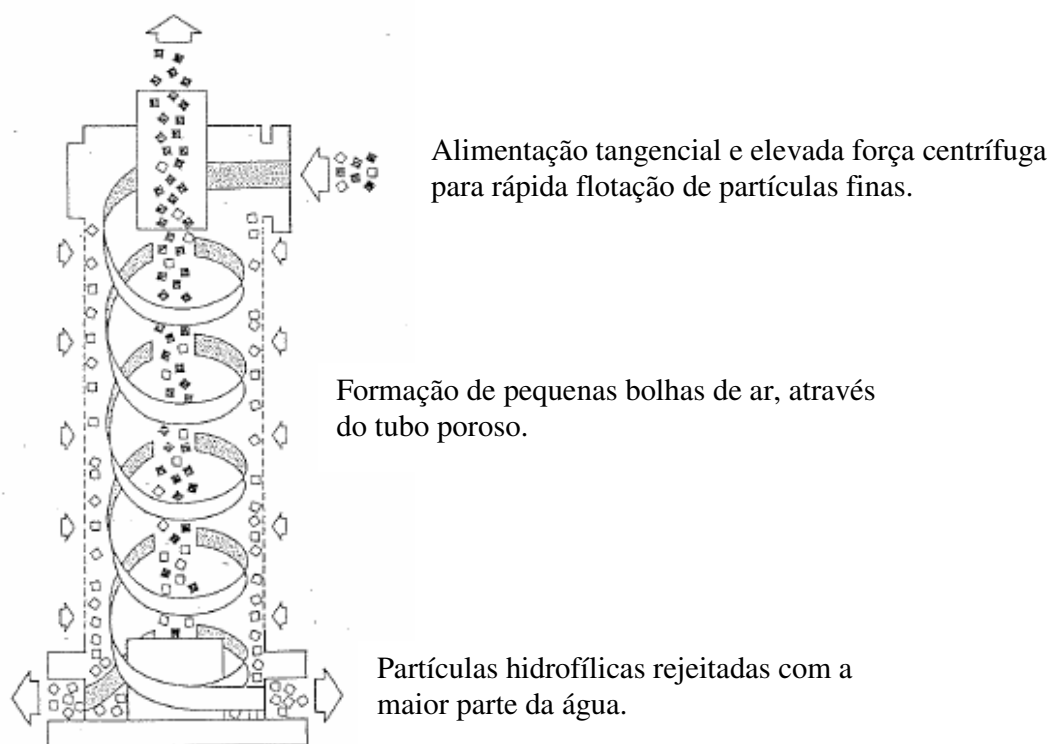


Figura 3.14 – visão esquemática de um sistema de flotação ASH (Baker *et al.*, 1986).

Para van Deventer *et al.* (1988), a flotação ASH tem potencial para ser utilizada também na recuperação de pirita. Segundo eles, o desenvolvimento do *air-sparged hydrocyclone* no final dos anos 70, início dos anos 80, na Universidade de Utah (EUA) foi motivado para suprir a restrição de que a probabilidade de colisão e adesão em células de flotação convencionais é baixa (devido à baixa intensidade de turbulência). O ASH foi projetado para utilizar o poder da força centrífuga desenvolvida em um hidrociclone, aliada a alta concentração de bolhas pequenas para alcançar a flotação efetiva de partículas finas, com aumento da taxa de flotação. Contrariamente à idéia de Baker *et al.* (1986) de se utilizar uma descarga anelar e um pedestal na parte inferior, van Deventer *et al.* (1988) sugerem que seja utilizado um simples orifício tipo torneira. Ganhos no desempenho podem ser alcançados também selando a parte inferior do tubo poroso.

Para van Deventer *et al.* (1988) a flotação ASH para pirita tem potencial para ser utilizada em um circuito fechado com moagem para a produção de concentrado como alimentação para as colunas de flotação. Pode também ser utilizada onde custos de investimento para a montagem de uma planta de flotação convencional são altos o bastante para inviabilizar o projeto.

Segundo Miller *et al.* (2001), a flotação ASH combina as vantagens da hidrociclonagem convencional e da flotação em espuma dentro de um equipamento único e apresenta uma ótima oportunidade para otimizar a separação por flotação em minerais fosfatados. Como a técnica de flotação ASH é apropriada para manusear grandes volumes de polpa, espera-se redução de custos de capital e operação. Conseguiu-se bons resultados na flotação de fosfatos com ciclones de 2 polegadas (50,8mm) e, encorajados pelos sucessos, testes com ciclones de 6 polegadas (152,4mm) foram executados. Novamente bons resultados foram obtidos (tanto em etapa *rougher*, como em etapa *cleaner*). Miller *et al.* (2001) perceberam que os concentrados *rougher* (25,5% de  $P_2O_5$ ) continham, ainda, alguma quantidade de quartzo e outros minerais de ganga que contaminavam o produto para etapas subsequentes. Testou-se, então, flotação *cleaner*, utilizando amina como coletor. Obteve-se um concentrado final com 31,0% de  $P_2O_5$ , com recuperação mássica de 98%. Tipicamente as plantas de flotação de fosfatos (etapa com amina como coletor) apresentam recuperações mássicas da ordem de 96,4 a 98%.

Um grande problema observado nos testes por Miller *et al.* (2001) foi o cegamento do tubo poroso, devido à incrustação de quartzo fino, reagentes orgânicos e argilo-minerais (figura 3.15). A incrustação aumentava gradualmente, acarretando perda na eficiência devido a aeração deficiente. Para tentar solucionar o problema, testou-se a utilização de dois tubos porosos plásticos, um tubo de poros maiores (100 $\mu$ m) e um outro de poros menores (20 $\mu$ m). Em ambos os casos, houve perda na permeabilidade do ar (função da distribuição de tamanhos dos poros e das características de superfície). Concluiu-se, ainda, que o decaimento na permeabilidade de ar foi menor no tubo de poros mais finos que no tubo de poros mais abertos, nesses testes específicos. Este fato pode ser explicado, pois o tubo de poros mais finos tem características de superfície mais suaves e as partículas de lama têm mais dificuldade em penetrar nos poros mais finos. Os testes foram direcionados, então, para um tubo poroso de aço inoxidável sinterizado. Embora o decaimento na permeabilidade de ar no tubo poroso de aço inoxidável é bem menor que no tubo poroso de plástico, a sua permeabilidade absoluta é muito pequena, devido a sua estrutura (maior suavidade e maior hidrofiliabilidade na superfície).

Um aumento no potencial da superfície pode acarretar uma repulsão de partículas (ou gotas) de mesmo sinal e dificultar sua aderência na superfície. Desta forma, Miller *et al.* (2001) esperavam que uma superfície carregada ligada ao tubo poroso pudesse diminuir ou eliminar a formação da incrustação. Mais dois testes foram realizados. O tubo poroso de aço inoxidável foi conectado a um terminal positivo de uma fonte estática com potencial de 40V e a parte negativa do outro lado. Um segundo teste foi realizado da mesma maneira, invertendo-se os pólos. Após 30 minutos de testes, uma fina camada começou a recobrir o tubo poroso. Na parte ligada ao terminal positivo formou-se uma camada escura e na parte ligada ao terminal negativo formou-se uma camada amarelada. Entretanto, tanto a formação de incrustação quanto a perda na permeabilidade de ar de ambos os tubos caiu pela metade se comparadas aos testes do tubo de aço inoxidável sem carga elétrica. Outra opção testada foi a utilização de tubo cerâmico, que se mostrou um pouco melhor que o tubo plástico, porém o problema da formação de incrustação permanecia. Miller *et al.* (2001) realizaram, ainda, em um primeiro momento, testes com adição de detergente na alimentação e, em um segundo momento,



com adição de detergente intercalando com a alimentação, como se fosse uma etapa de limpeza do tubo. Em ambos os casos, os testes não se mostraram efetivos. Uma possível solução para o problema do cegamento pode estar no método de geração de bolhas, sendo a substituição do tubo poroso por um *sparger* externo uma alternativa.



Figura 3.15 – tubo poroso retirado de um sistema de flotação ASH, recoberto por incrustações (Miller *et al.*, 2001).

Rubio *et al.* (2002) também defendem as novas tecnologias para células de flotação. Os autores pesquisaram o uso da flotação para tratamento de efluentes, reduzindo o impacto ambiental. As águas de processo de operações de usinas metalúrgicas, de mineração e petróleo são descartadas para o meio ambiente em todo o mundo e podem estar contaminadas por vários poluentes. Essas substâncias podem incluir pós, misturas químicas, íons, óleos, material orgânico, entre outros; às vezes tornando a água imprópria para seu reuso no processo, freqüentemente perigosa para o meio ambiente, podendo inclusive causar danos materiais. Fontes de contaminação de água podem ser encontradas em minas, usinas, plataformas de petróleo, bacias de rejeitos etc. Algumas vezes, devido a sua complexidade química e/ou volume, essas águas de processo não podem ser tratadas economicamente, mesmo em casos onde elas contêm materiais úteis. Quando fluidos orgânicos são descartados, a separação óleo/água se torna difícil, especialmente quando o óleo está emulsificado ou se a emulsão estiver quimicamente estabilizada.

Segundo Rubio *et al.*(2002), as atuais e futuras tecnologias terão que lidar com áreas de:

- Tratamento e reciclagem de água de processo (reuso).
- Remoção e/ou recuperação de elementos pesados e/ou preciosos, ânions e resíduos de material orgânico.
- Controle na emissão de cianetos e compostos contendo arsênio (recuperação ou destruição).
- Separação de óleos (incluindo separação de solventes).
- Águas ácidas de minas, contendo consideráveis quantidades de metais como níquel, cobre, zinco, sulfetos etc.
- Controle e remoção de reagentes químicos residuais tais como espumantes, coletores, depressores e modificadores de processos de flotação.
- Separação de resíduos plásticos.
- Controle de radioatividade em efluentes líquidos e em solos.

Rubio *et al.* (2002) afirmam que o uso de flotação tem mostrado um grande potencial para essas aplicações devido a grande capacidade (vazão) e eficiência dos modernos equipamentos recém construídos. Outra vantagem da flotação é a seletividade na recuperação de elementos valiosos como ouro, paládio, prata (que também podem ser encarados como poluentes). As principais diferenças entre flotação “convencional” de minérios e flotação aplicada ao tratamento de água são as seguintes:

- O método da produção de bolhas de ar para geração de micro, média e macro bolhas. Atualmente é amplamente aceito que bolhas de diâmetro entre 300 e 1.500 $\mu\text{m}$  são ótimas para flotação de minerais (partículas finas ou grossas). Os dispositivos de flotação “convencional” não geram um suficiente número de bolhas menores que 600 $\mu\text{m}$ . Os principais usos de micro bolhas (<100 $\mu\text{m}$ ) estão na aplicação de flotação de efluentes sólido/líquido ou líquido/líquido. Portanto, a principal característica diferenciadora entre flotação “convencional” de minerais e flotação para tratamento de efluentes é que, onde partículas extremamente finas (ou coloidais) têm que ser flotadas, micro bolhas são requeridas.

- Como as espécies no sistema de flotação de efluentes são geralmente colóides agregados, grandes agitações devem ser evitadas, para não haver destruição dos agregados frágeis. Este fator é importante na clarificação de efluente e introduz problemas distintos, não antes encontrados na flotação de minerais.
- A porcentagem de sólidos na polpa pode ser baixa ou não. Uma característica limitante das bolhas é a capacidade de carregamento. Micro bolhas não flutam partículas densas ou grandes, especialmente com altas porcentagens de sólido.
- O tipo de separação também é diferente. Em processamento para separações de minerais, o tipo mais comum é a sólido/sólido/líquido e nos tratamentos de água, geralmente encontra-se a sólido/líquido 1/líquido 2, ou líquido/líquido.
- Em flotação mineral é necessário produzir uma espuma estável no topo da célula (ou coluna) de flotação. Em aplicações para tratamento de resíduos na água uma espuma estável não é necessária.
- Na flotação mineral, o processo é economicamente atrativo. Em aplicações ambientais, flotação geralmente significa um custo extra.

Outras diferenças estão resumidas na tabela 3.1, comparando, entre outras, características das bolhas em diferentes equipamentos de flotação.

Tabela 3.1 - principais diferenças entre parâmetros na flotação de minerais e na flotação de efluentes (Rubio *et al.*, 2002)

Parâmetro	Flotação de Minerais	Tratamento de água
Porcentagem de sólidos (peso/peso)	25-40%	<4% (flotação por ar dissolvido) 10-30% ( <i>jet flotation</i> /colunas)
Tamanho da partícula a ser flotada	10-150 $\mu$ m	1-50 $\mu$ m (não floclulada) 1-5 $\mu$ m (floclulada com polímeros)
Distribuição de tamanho de bolha	600-2.000 $\mu$ m	30-100 $\mu$ m (flotação por ar dissolvido) 100-600 $\mu$ m ( <i>jet flotation</i> /colunas)
Velocidade de ascensão das bolhas	250-800m.h <sup>-1</sup>	0,7-30m.h <sup>-1</sup> (flotação por ar dissolvido) 30-1.000m.h <sup>-1</sup> ( <i>jet flotation</i> /colunas)
Número de bolhas	$9 \times 10^3$ - $2 \times 10^2$ cm <sup>-3</sup>	$6 \times 10^8$ - $2 \times 10^6$ cm <sup>-3</sup> (flotação por ar dissolvido) $2 \times 10^6$ - $9 \times 10^3$ cm <sup>-3</sup> ( <i>jet flotation</i> /colunas)
Área superficial das bolhas	100-30cm <sup>2</sup> .cm <sup>-3</sup>	4.000-600cm <sup>2</sup> .cm <sup>-3</sup> (flotação por ar dissolvido) 600-100cm <sup>2</sup> .cm <sup>-3</sup> ( <i>jet flotation</i> /colunas)
<i>Hold up</i> de ar	15-25%	8-14% (flotação por ar dissolvido) 20-40% ( <i>jet flotation</i> /colunas)

A tecnologia de flotação pode ser incorporada tanto em indústria mineral quanto em tratamento de efluentes, principalmente em:

- Como uma unidade de processo para remover contaminantes que não são separados por outros métodos. Dependendo do desempenho (ou da qualidade da água), a água de processo pode ser adequadamente tratada e reutilizada.
- Na flotação de sólidos em espessadores (concentrados, rejeitos).
- Como processo auxiliar na bio-oxidação de lagoas.
- Como processo removedor de vários resíduos orgânicos químicos, incluindo petróleo na água.
- Nos processos de separação sólido/líquido para neutralização de drenagem ácida de mina.

A seguir são apresentados os principais processos convencionais de flotação para efluentes:

#### Eletro-flotação (EF)

A base para geração de micro bolhas é a eletrólise de um diluente aquoso, conduzindo soluções com produção de bolhas de gás em ambos os eletrodos. As principais aplicações industriais desta técnica podem ser encontradas em sistemas coloidais leves, como óleo emulsificado em água, íons, pigmentos, tinta e fibras na água. A principal vantagem está na claridade da água tratada e as principais desvantagens atuais são as baixas capacidades, a emissão de bolhas de H<sub>2</sub>, os altos custos com eletrodos e manutenção e a grande geração de lamas espessas.

#### Flotação por Ar Disperso (Induzido) (FAI)

Bolhas são mecanicamente formadas pela combinação de um agitador mecânico de alta velocidade e um sistema de injeção de ar. A tecnologia faz uso de força centrífuga. O gás é introduzido no topo e o líquido fica totalmente intermisturado, e passa através de um dispersor que forma bolhas de 700 a 1.500µm de diâmetro. Este método é bem conhecido em processamento mineral e é também utilizado na indústria petroquímica, para separação óleo/água.

#### Flotação por Ar Dissolvido (FAD)

Bolhas são formadas pela redução da pressão da água pré-saturada com ar em altas pressões (maiores que a atmosférica). A água supersaturada é forçada através de válvulas ou orifícios especiais onde são formadas nuvens de bolhas de diâmetro entre 30 e 100µm.

A flotação por ar dissolvido é um método reconhecido para separação de partículas desde o início do século XX e tem sido utilizada para muitas aplicações, incluindo:

- Clarificação de águas de refinarias (recuperação).
- Separação de sólidos em plantas de tratamento de água potável.
- Espessamento de lamas e separação de flocos biológicos.
- Remoção/separação de íons.
- Tratamento de minerais ultrafinos.
- Remoção de sólidos orgânicos, óleos dissolvidos e produtos tóxicos dissolvidos (químicos e orgânicos).
- Remoção de algas e outros microorganismos.

A flotação por ar dissolvido tem sido a técnica de flotação mais utilizada para tratamento de efluentes industriais. A unidade FAD com seu saturador pode ser observada na figura 3.16.

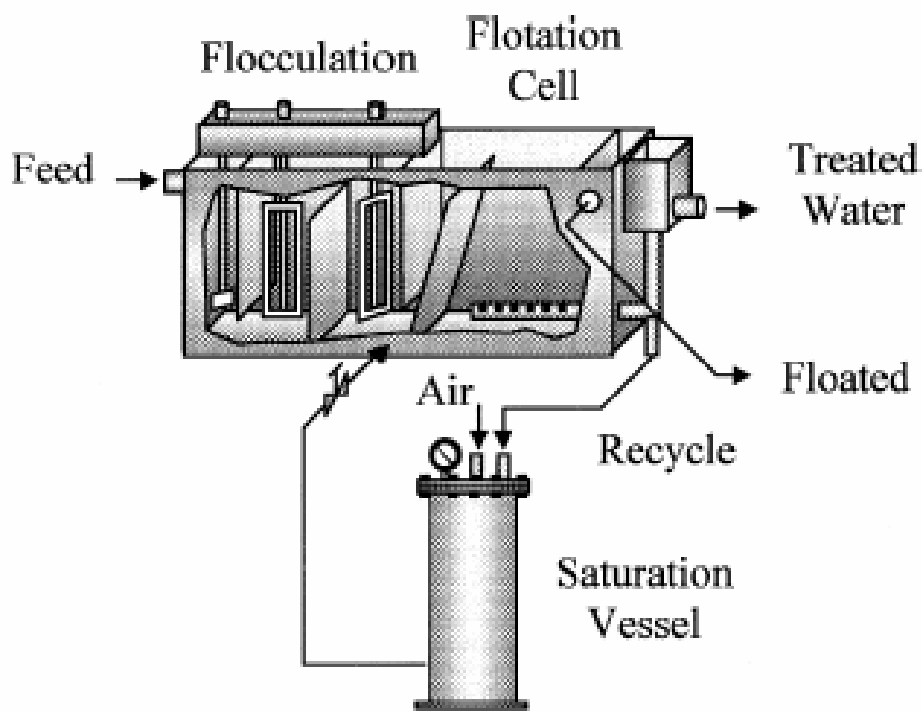


Figura 3.16 – típica célula de flotação por ar dissolvido - FAD (Rubio *et al.*, 2002).

Existem, ainda, algumas técnicas emergentes no processo de flotação que merecem maiores estudos, como as citadas por Rubio *et al.* (2002), a seguir.

### *Nozzle Flotation (NF)*

Este processo utiliza um bico para aspiração de gás para introduzir ar na água reciclada, que por sua vez é descarregada em um tanque de flotação a fim de promover uma mistura bifásica de ar e água. As bolhas têm diâmetro de 400 a 800 $\mu$ m e suas principais vantagens são:

- Baixo custo de investimento inicial.
- Baixo custo de energia, pois uma única bomba promove a mistura e suprimento de ar.
- Baixo custo de manutenção.
- Longa vida útil do equipamento, pois as unidades não possuem peças de alta velocidade.

As principais aplicações são encontradas na indústria petroquímica para separação de emulsões e tratamento água com metais carregados com óleo. A figura 3.17 apresenta uma visão esquemática de uma célula *Nozzle*.

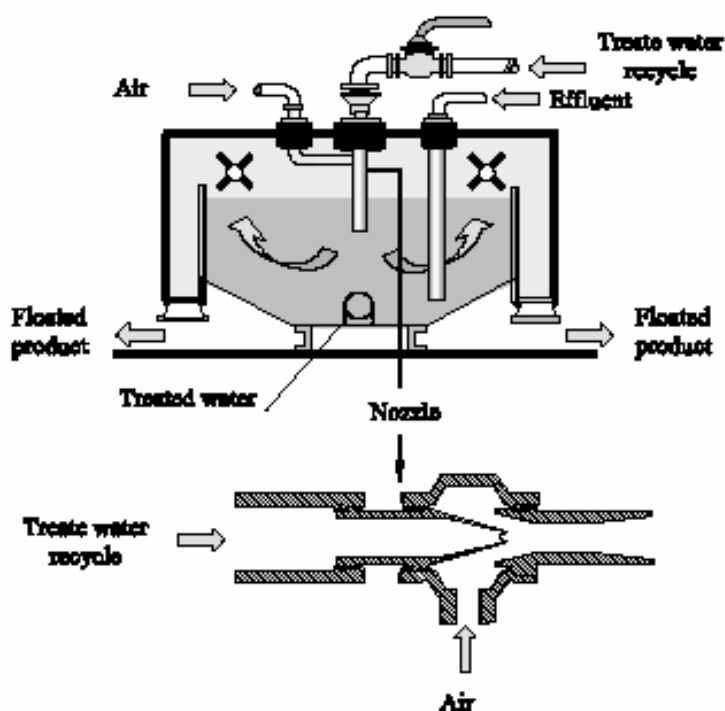


Figura 3.17 – típica célula de flotação Nozzle (Rubio *et al.*, 2002).

#### *Jet Flotation (JF)*

Esta célula apresenta um grande potencial no tratamento de efluentes, para separações sólido/líquido e líquido/líquido, bem como em processamento mineral.

A principal vantagem é sua alta capacidade de produção, alta eficiência e custos de capital moderados. Como as *jet cells* não possuem partes móveis, os custos de energia e manutenção são baixos. A célula consiste em uma zona de aeração (contato), uma zona de agregação/desagregação bolha/partícula e uma zona de formação de espuma (limpeza). As bolhas têm entre 100 e 600 $\mu$ m de diâmetro.

#### *Cavitation Air Flotation (CAF)*

Esta técnica utiliza um aerador (discos rotativos) que leva o ar ambiente por um eixo e injeta micro bolhas diretamente na água a ser tratada. Esta técnica pode ser utilizada em indústria de alimentos (especialmente indústria de leite), tintas, na remoção de sólidos em suspensão, gorduras, óleos, graxas, oxigênio químico e biológico.



A figura 3.18 apresenta uma visão típica de uma célula CAF.

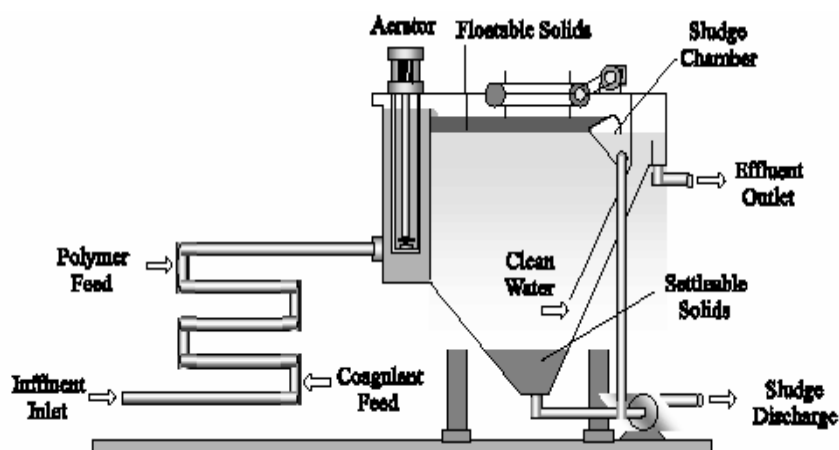


Figura 3.18 – vista esquemática de uma célula de flotação CAF (Rubio *et al.*, 2002).

#### Célula de Flotação Centrífuga (CFC)

Segundo Rubio *et al.* (2002), está sendo desenvolvida uma célula de flotação centrífuga no Laboratório de Tecnologia Mineral e Ambiental (LTM) da Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Esta técnica tem potencial para ser utilizada em plataformas petrolíferas em alto-mar. O objetivo desta célula é separar emulsões floculadas de óleo e suas principais características são o baixo tempo de residência (alta capacidade), a alta eficiência de separação e o baixo consumo de água. Entretanto, a eficiência de flotação depende grandemente do grau de floclação e da abertura do *vortex finder*. A figura 3.19 apresenta uma visão esquemática da célula de flotação centrífuga desenvolvida no Laboratório de Tecnologia Mineral e Ambiental (LTM) da Universidade Federal do Rio Grande do Sul.

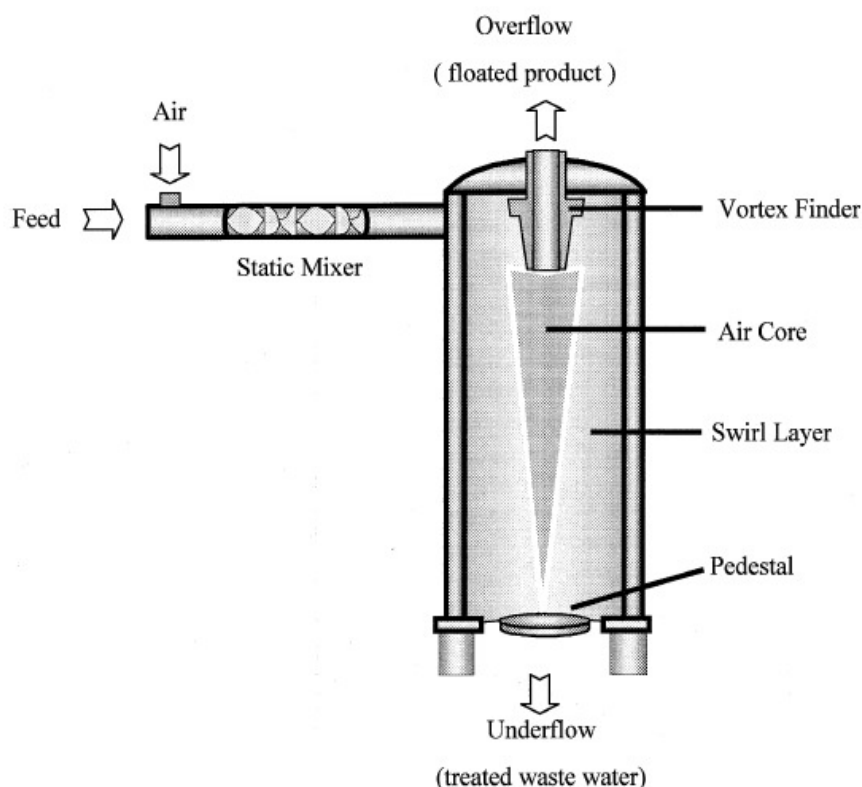


Figura 3.19 – vista esquemática da célula de flotação centrífuga desenvolvida no LTM da Universidade Federal do Rio Grande do Sul (Rubio *et al.*, 2002).

#### Processo de Flotação-Floculação (FF)

O processo de flotação-floculação (FF) é outra técnica que está sendo desenvolvida no Laboratório de Tecnologia Mineral e Ambiental (LTM) da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, também discutida por Rubio *et al.* (2002) e pode ser visualizado na figura 3.20.

O processo se baseia na formação de flocos, que são rapidamente flotados. Esses flocos são formados apenas na presença de polímeros de alto peso molecular, bolhas e sob fortes forças de cisalhamento dentro do floculador. O ar em excesso deixa o tanque de flotação pelo topo e os flocos flutam após um curto tempo de residência (alguns segundos). Os flocos aerados têm alguns milímetros de diâmetro, com densidade extremamente baixa (Rubio, 2001).

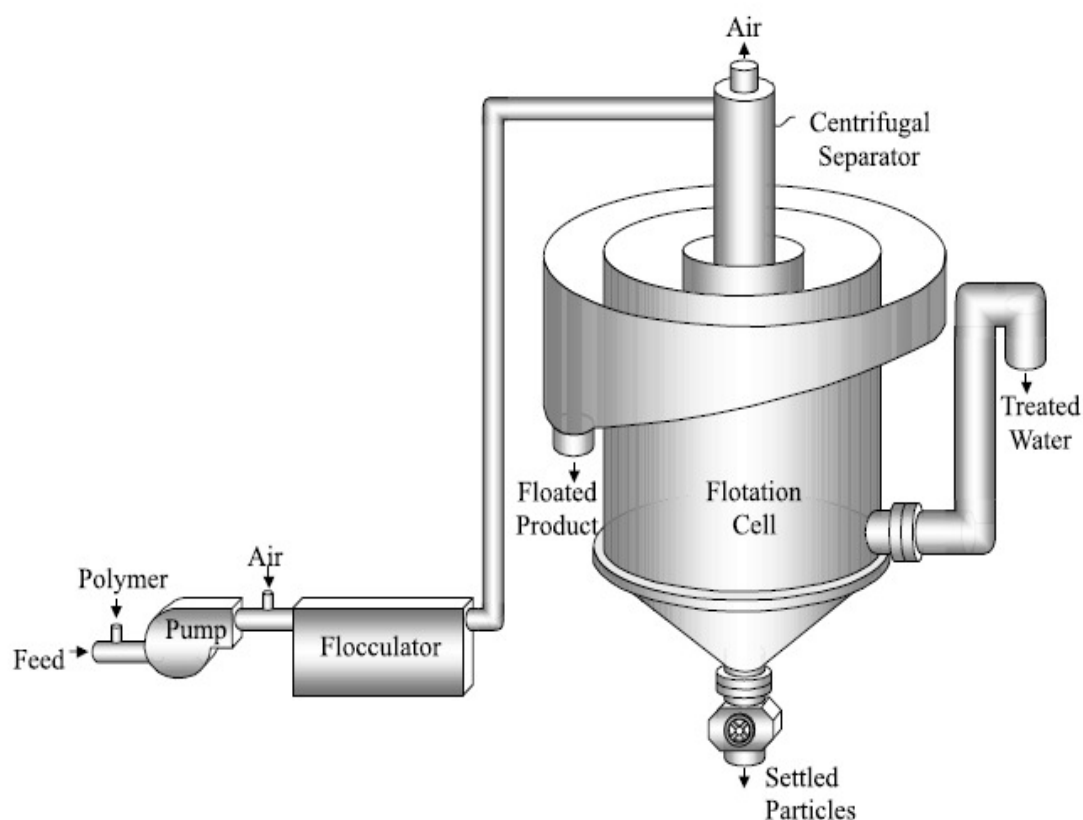


Figura 3.20 – visão esquemática de um sistema “floculação-flotação” desenvolvido no LTM da Universidade Federal do Rio Grande do Sul (Rubio *et al.*, 2002).

#### Coluna de Flotação “Multibolha”

Féris *et al.* (2001) e Rubio *et al.* (2002) ainda citam um sistema de remoção de hidróxido férrico coloidal por flotação em uma coluna com bolhas geradas em um misturador estático (formando bolhas de tamanho médio) e micro bolhas geradas em um sistema de ar dissolvido. Féris *et al.* (2001) afirmam ter conseguido melhores resultados com este sistema “multibolhas” do que no sistema por ar dissolvido sozinho. Conseguiu-se, ainda, melhoria na relação ar/sólidos (bolhas com maior área superficial específica), na cinética de flotação e na vazão do processo.

A figura 3.21 ilustra o processo da flotação “multibolha”.

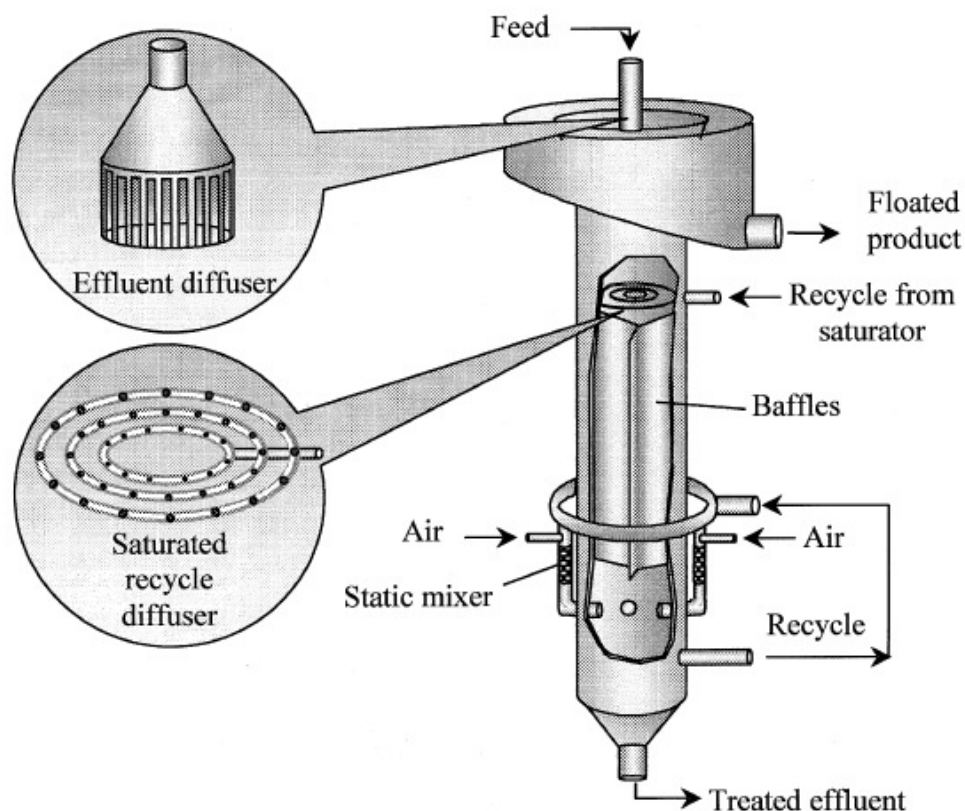


Figura 3.21 – a coluna de flotação “multibolha” (Rubio *et al.*, 2002).

Rubio *et al.* (2002) citam a possibilidade de separações por flotação de bactérias, algas e outros microorganismos. A remoção de alga por flotação está se tornando uma boa alternativa para países de clima tropical. Neste tipo de ambiente, as algas crescem em uma taxa bastante acelerada, causando problemas em reservatórios de água. Algas como *Microcystis sp.*, que ocorrem comumente em reservatórios de maturação de águas de rejeitos, são geralmente de tamanhos muito pequenos (3-7 $\mu$ m). Para aumentar a eficiência de contato bolha/alga, é necessária a formação de agregados maiores que 10 $\mu$ m. Neste caso, o ideal é a utilização de floculantes catiônicos, pois os polímeros não iônicos ou aniônicos não se mostraram efetivos.

Schneider *et al.* (1995) consideram que vários outros materiais orgânicos (não oleosos), como proteínas solúveis derivadas de processamento de soja, podem ser removidos da água através de flotação por ar dissolvido, após precipitação e floculação. Proteínas solúveis provenientes de rejeitos de plantas de beneficiamento de soja podem ser removidas por este processo e utilizadas como suplemento na alimentação animal. A

base da separação de proteína por flotação está na agregação da macromolécula com sais inorgânicos e/ou polímeros e flotação com micro bolhas (Rubio *et al.*, 2002).

O atual consumo (industrial e doméstico) de vários tipos de plásticos gerou um problema ambiental, levando à necessidade de reciclagem de seus resíduos. Shibata *et al.* (1996) e Rubio *et al.* (2002) citam que vários tipos de plásticos, como polivinil, policarbonatos, poliacetatos e polipropilenos são naturalmente hidrofóbicos e podem ser facilmente flotados, sem necessidade de uso de coletores. Dessa forma, a seletividade do processo passa a ser uma tarefa difícil. Entretanto, plásticos variam em grau de hidrofobicidade e suas tensões superficiais críticas podem ser exploradas utilizando reagentes ativadores de superfície. Assim, suas flotabilidades podem ser moduladas com o uso de adequados depressores.

A flotação também tem sido utilizada para a extração de tinta, na reciclagem de papel. Segundo Rubio *et al.* (2002), muitos estudos para remoção de tinta do papel são baseados na utilização de surfatantes e sais de cálcio.

Ososkov e Kebbekus (1997) investigaram o uso da flotação para remoção de materiais tóxicos e componentes não voláteis hidrofóbicos (óleos pesados) de solos contaminados. Os componentes orgânicos não voláteis hidrofóbicos são fracamente adsorvidos pelas partículas do solo que são primariamente hidrofílicas. Esses contaminantes são fortemente aprisionados nos poros do solo e podem ser transportados para a superfície da polpa água/solo por bolhas durante a flotação. Materiais orgânicos de solo ou impurezas hidrofóbicas na matriz do solo adsorvem alguns poluentes hidrofóbicos; entretanto, a flotação pode remover apenas uma parte dos poluentes adsorvidos.

Segundo Misra *et al.* (1995) e Misra *et al.* (1996), grandes êxitos podem ser obtidos na flotação de materiais radioativos (nuclídeos) de solos e areias, tanto por flotação por ar induzido (FAI), quanto em colunas de flotação. Nesse processo, é desejável a produção de um material muito limpo (não flotado) e um concentrado que contém a maioria dos nuclídeos radioativos, mas, ainda assim, um material com baixo nível de radioatividade.

O objetivo é atingir uma alta recuperação, mas com o concentrado com baixo grau de radioatividade. Assim, o volume de material a ser disposto no depósito de rejeitos é muito reduzido.

### **3.3 Tópicos de Caracterização Tecnológica – Abordagem de Brandão (2004)**

#### **3.3.1 Análises Químicas por Fluorescência de Raios-X**

Os raios-X são radiações eletromagnéticas que ocorrem na região do espectro limitada na parte dos comprimentos de onda mais longos pelos raios ultravioleta e na parte dos comprimentos de onda mais curtos pelos raios gama.

Como todas as radiações eletromagnéticas os raios-X podem ser vistos tanto como onda, como pacotes de energia (fótons).

As principais vantagens das análises com raios-X são: análises rápidas, não destrutivas, análises qualitativas e quantitativas, resposta específica, simplicidade, exatidão e precisão. As amostras podem ser sólidas, líquidas, pós, pastas, óleos etc. O método é de fácil operação e pode ser completamente automatizado.

#### **3.3.2 Análises Granulométricas**

Na indústria mineral, a distribuição de tamanhos por peneiramento é a mais utilizada, principalmente pelo fato de que esta medição pode ser obtida facilmente e com grande precisão, em laboratório, para tamanhos maiores que 44 $\mu$ m. Abaixo de 44 $\mu$ m, esta medida torna-se mais difícil, e a acuracidade diminui proporcionalmente ao tamanho. Abaixo de 20  $\mu$ m, medições com peneiras de laboratório ou micro-peneiras são impraticáveis.

### **3.3.2.1 Cyclosizer**

O Cyclosizer tem sido utilizado na indústria mineral para a análise de partículas menores do que 44 $\mu$ m. O tamanho das partículas nas distribuições medidas com o Cyclosizer é definido como um tamanho equivalente de Stokes. Estes tamanhos podem ser facilmente convertidos para tamanhos equivalentes de peneira, quando a densidade das partículas é conhecida.

O Cyclosizer dispõe de 5 ciclones invertidos, onde ocorre a separação, aprisionando as amostras em seus respectivos compartimentos. Geralmente, os materiais retidos nesses compartimentos são levados para análises químicas.

### **3.3.2.2 Granulômetro de Difração de Laser**

O granulômetro de difração de laser é um instrumento de medição dos diâmetros médios de partículas. Busca os mesmos parâmetros (análises granulométricas) que o Cyclosizer, mas tem a desvantagem de não separar fisicamente as partículas, portanto, as frações não podem ser analisadas nem quimicamente, nem por qualquer outro método. Sua grande vantagem está no fato da análise ser muito rápida, utilizar uma amostra muito pequena (o que pode ser encarado como desvantagem, dependendo do ponto de vista) e não requerer operador extremamente qualificado.

### **3.3.3 BET**

O método de determinação de área superficial específica BET se baseia nas isotermas de adsorção de gases no sólido. Os fatores determinantes são: distribuição dos diâmetros das partículas, forma, porosidade e rugosidade dessas partículas.

### **3.3.4 Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV)**

A análise de imagem aplicada a minerais é uma técnica utilizada para determinar quantidades, distribuição de tamanho de grãos, intercrescimentos e associações mineralógicas, grau de liberação e alteração de minerais em rochas ou minérios.

Inicialmente, foi tentada a quantificação da imagem do microscópio óptico, obtida via uma câmara preta e branca, com base nas diversas tonalidades de cinza. No entanto, mesmo com a utilização posterior de uma câmera a cores, as dificuldades na discriminação dos minerais continuaram apresentando sérias limitações. A microscopia óptica como fonte para a análise automática de imagem não conseguiu consolidar-se, sendo definitivamente substituída pela microscopia eletrônica de varredura.

O microscópio eletrônico de varredura (MEV) possui uma coluna que gera um feixe fino de elétrons e um sistema de deflexão controla o aumento da imagem. O princípio de análise se baseia na interação elétrons-amostra, havendo um sistema de detectores que coletam o sinal e a imagem é visualizada em um monitor simultaneamente à varredura do feixe de elétrons.

Os avanços na área de informática, software e hardware, o desenvolvimento dos analisadores de raios-X por dispersão em energia (EDS), o controle digital do microscópio eletrônico de varredura (MEV), e os novos detectores de elétrons retroespalhados (BSE), possibilitaram melhores condições para a aplicação da análise automática de imagem na área mineral. As imagens normalmente utilizadas obtidas a partir do MEV são as de detectores de elétrons secundários (SE) e detectores de elétrons retroespalhados (BSE). O microscópio eletrônico de varredura (MEV) é um equipamento que permite aumentos de 20 a 50.000 vezes e elevada profundidade de campo.



## 4 MATERIAIS E MÉTODOS

A metodologia para a realização deste trabalho baseia-se em amostragem, caracterização tecnológica e testes em escala de bancada e piloto de deslamagem e flotação.

### 4.1 Amostragem

Com a implantação do Projeto de Expansão da Mineração Casa de Pedra, o *Run of Mine* (ROM) da mineração sofrerá uma significativa alteração. Esse ROM futuro será composto por litologias que atualmente são descartadas como estéril, visando maior aproveitamento econômico da jazida. Portanto, o *Run of Mine* futuro da Mineração Casa de Pedra conterà menor teor de ferro que o atual, passando de cerca de 9% de SiO<sub>2</sub> para próximo de 15-16% de SiO<sub>2</sub>. Essa perda em teor de ferro no ROM será compensada pela incorporação de etapas de concentração da fração fina (-1,00 +0,150mm) do *sinter feed* e aumento na capacidade da flotação de finos (geração de *pellet feed fines*).

Para a obtenção industrial das “lamas futuras” foi necessária composição de “pilhas especiais”. Para a obtenção dessas “pilhas especiais”, exigiu-se um rigoroso planejamento e controle, coordenado pelas equipes de Geologia e Planejamento de Lavra da CSN, a fim de se formar um *blend* com as litologias que efetivamente farão parte do *Run of Mine* (ROM) que será alimentado na planta de beneficiamento, após a implantação do Projeto de Expansão da mineração.

Durante o processamento industrial das “pilhas especiais” foram coletadas amostras da lama para a realização dos testes de caracterização tecnológica e também dos testes de deslamagem e flotação da fase piloto deste estudo.

Para a coleta da amostra representativa das lamas (tanto as atuais quanto as futuras), foi instalado um desvio na tubulação principal, que recebe toda a lama gerada na planta industrial. Este desvio possui uma válvula manual para facilitar a coleta, conforme figura 4.1.

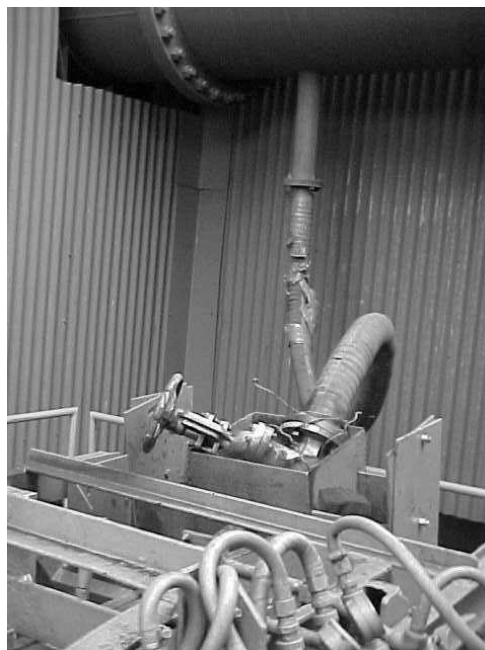


Figura 4.1 - desvio instalado na tubulação principal para coleta da lama (CSN, 2001).

## **4.2 Caracterização Tecnológica das Lamas**

A caracterização tecnológica do material foi realizada, parte nas dependências da Mineração Casa de Pedra, da Companhia Siderúrgica Nacional, no município de Congonhas-MG e parte nas dependências da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, em Belo Horizonte-MG.

A caracterização tecnológica foi realizada com as “lamas futuras” da Mineração Casa de Pedra por ser um material ainda pouco conhecido, além de serem efetivamente as lamas que serão geradas na planta de beneficiamento após a implantação do Projeto de Expansão.

### **4.2.1 Determinação da Massa Específica**

A análise de densidade real do sólido foi realizada no Laboratório Químico e Físico da Companhia Siderúrgica Nacional – Mineração Casa de Pedra, em triplicata, pelo método do picnômetro.

#### **4.2.2 Análises Químicas por Fluorescência de Raios-X**

O equipamento de fluorescência de raios-X utilizado para as análises químicas (global e por faixa) do material neste trabalho é um Espectrômetro de Raios-X da marca Rigaku, modelo 3550 de propriedade da Companhia Siderúrgica Nacional – Mineração Casa de Pedra. Trabalha com 60kV e 110mA. Possui fonte com filamento de tungstênio e janela de berílio. As pastilhas foram preparadas pelo método de prensagem.

#### **4.2.3 Análises Granulométricas**

Devido ao exposto no item 3.3.2, as técnicas de análises granulométricas utilizadas neste trabalho foram as descritas a seguir.

##### **4.2.3.1 Cyclosizer**

O equipamento utilizado neste trabalho é um *Cyclosizer* fabricado pela Cimaq S.A. Indústria e Comércio, modelo CL-502 de propriedade da Companhia Siderúrgica Nacional – Mineração Casa de Pedra. Trabalha com pressão de lavagem de 290kPa (42,1PSI) e de elutriação de 255kPa (37,0PSI). O tempo de lavagem foi de 5 minutos e de elutriação de 15 minutos.

##### **4.2.3.2 Granulômetro de Difração de Laser**

O equipamento utilizado é de propriedade da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, da marca Sympatec Helos, modelo Vectra, com comprimento focal de 20mm. O dispersante utilizado foi o hexametáfosfato de sódio, solução a 0,05%.

## **4.2.4 Determinação da Área Superficial Específica**

### **4.2.4.1 Blaine**

Neste trabalho, foi utilizado um equipamento de determinação de área superficial específica pelo método Blaine, um permeabilímetro da marca Pavitest, de propriedade da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais.

### **4.2.4.2 BET**

As análises foram realizadas no equipamento Quantachrome, modelo NOVA 1.200, de propriedade da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais.

Utilizaram-se três técnicas BET de adsorção de gás nitrogênio: adsorção *multi point*, adsorção em um único ponto e Método de Boer.

Condições de gaseificação: 2 horas a 200°C no vácuo.

## **4.2.5 Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV)**

Para o desenvolvimento deste trabalho, foi utilizado um aparelho JEOL, modelo JSM-5410 de propriedade da Universidade Federal de Minas Gerais – Escola de Engenharia.

A amostra foi preparada em dispersão, com 10mL de água deionizada e 10mL de dispersante (hexametáfosfato de sódio), agitada com bastão magnético.

Foi adicionada uma gota no porta-amostra (*Stub*), com secamento natural por um dia. A metalização foi realizada com ouro (recobrimento para tornar a amostra condutora).

As imagens foram obtidas através de elétrons secundários e a energia para gerá-las foi de 15kV.

### **4.3 Testes Experimentais de Deslamagem e Flotação**

#### **4.3.1 Testes em Escala de Bancada**

A primeira fase dos testes experimentais de deslamagem e flotação foi realizada em escala de bancada, sob condições controladas, no Laboratório Físico e Químico da Mineração Casa de Pedra.

Esta fase foi planejada e realizada com o objetivo de se verificar o comportamento das lamas atualmente geradas na planta industrial, frente ao processo de concentração por flotação catiônica reversa. A verificação da concentrabilidade das lamas atuais em escala de bancada forneceu indicativos importantes para a continuidade do estudo.

Uma amostra representativa da lama foi coletada através do dispositivo instalado na tubulação que transporta toda a lama gerada na mineração para o espessador de rejeitos. Esta amostra foi encaminhada para o Laboratório Físico e Químico da Mineração Casa de Pedra, onde foi retirada uma alíquota para análise química.

A amostra foi deslamada em duas etapas, seguindo o procedimento de teste padrão descrito a seguir.

A amostra foi acondicionada em um balde de 17L, sob agitação manual. O pH da polpa foi ajustado em 10,5 com utilização de NaOH. Cessada a agitação, o material foi deixado em repouso para decantação por 5 minutos e, após este tempo, o sobrenadante foi sifonado e coletado em um outro recipiente. Adicionou-se água no material residual do balde para ajuste da porcentagem de sólidos em 10%. Novamente o material foi agitado manualmente, deixado decantar por 5 minutos, tempo após o qual o sobrenadante foi sifonado. Este segundo sobrenadante foi incorporado ao primeiro.

O sobrenadante (*overflow*) foi filtrado em filtro de pressão, secado em estufa a 105°C e pesado. Uma alíquota desse material foi retirada e enviada para análise química por fluorescência de raios-X.

O material afundado (*underflow*) foi filtrado em filtro de pressão e pesado. Uma alíquota foi retirada para cálculo de umidade e análise química por fluorescência de raios-X. Com os valores de umidade e massa úmida, pôde-se calcular a massa necessária para a execução do teste de flotação. Foi tomado o cuidado de não secar o *underflow*, evitando assim, possibilidades de alteração em suas características superficiais.

O *underflow* foi colocado na cuba de flotação da célula de bancada (fabricada pela Cimaq S.A. Indústria e Comércio, modelo CSB-1000) mantendo a agitação do rotor a 1.100rpm. Foi adicionada água nova para ajuste da porcentagem de sólidos em 60%. Nesse momento iniciou-se o condicionamento do amido por 5 minutos (dosado na condição estipulada para cada teste). Durante este tempo o pH da polpa foi ajustado para 10,7 com NaOH. A polpa foi diluída para 40% de sólidos (peso/peso) com água modulada a pH 10,7. Neste momento foi adicionada amina na dosagem estipulada em cada teste. O tempo de condicionamento da amina foi de 1 minuto. Após esse tempo, abriu-se a aeração da célula e iniciou-se a coleta da espuma com duas espátulas padronizadas por 6 minutos. Durante a coleta, o nível de polpa da cuba foi completado com água modulada a pH 10,7. Após os 6 minutos de coleta de espuma a aeração foi interrompida e encerrou-se o teste.

A espuma foi filtrada em filtro de pressão, secada em estufa a 105°C, pesada e retirada alíquota para análise química por fluorescência de raios-X. O mesmo procedimento foi realizado para o afundado.

A figura 4.2 apresenta a célula de flotação utilizada nos testes e o conjunto de cubas que podem ser utilizadas nessa célula. Para este trabalho foi utilizada a cuba de menor volume útil (700cm<sup>3</sup>) para melhor aproveitamento da amostra (possibilidade de

execução de maior número de testes). A cuba utilizada nos testes está destacada na figura 4.2.

O volume útil da cuba é calculado deixando-se 1cm de altura para formação de espuma, com o rotor mergulhado e em funcionamento (1.100rpm). O volume total da cuba utilizada é de 850cm<sup>3</sup>.



Figura 4.2 - célula de flotação utilizada nos testes em escala de bancada com destaque para a cuba de 700cm<sup>3</sup> (CSN, 2001).

Após a obtenção dos resultados, os dados foram tabelados em planilhas eletrônicas e fechados os balanços de massas e materiais.

Foram testadas algumas condições de reagentes, sendo as mais relevantes:

- Amido: 600g/t, amina: 55g/t.
- Amido: 1.000g/t, amina: 55g/t.
- Amido: 1.000g/t, amina: 25g/t.
- Amido: 1.200g/t, amina: 30g/t.

Outros parâmetros importantes dos testes em bancada:

- Concentração da amina: 1% (peso/peso).
- Concentração do amido: 1% (peso/peso).
- Concentração da soda (NaOH): 10% (peso/peso).
- Relação amido/soda: 4:1.

O pH também foi uma variável avaliada, sendo o valor de 10,7 considerado adequado para os testes.

Os resultados da fase de bancada com as lamas provenientes do *Run of Mine* (ROM) atual foram positivos o suficiente para sustentar a fase piloto.

#### **4.3.2 Testes em Escala Piloto**

A fase de testes piloto contemplou duas etapas. A primeira foi realizada com as lamas provenientes do *Run of Mine* (ROM) atual da Mineração Casa de Pedra, com o objetivo de confirmação dos testes em escala de bancada. Uma segunda etapa foi realizada com as lamas provenientes do ROM futuro (“lamas futuras”), que é o material que será gerado na planta industrial, após a implantação do Projeto de Expansão.

Na busca por parâmetros para suportar o Projeto de Expansão da Mineração Casa de Pedra, “pilhas especiais” foram confeccionadas, formando um *blend* de litologias que farão parte do futuro *Run of Mine* (ROM) da mineração.

Com o processamento industrial das “pilhas especiais” na Mineração Casa de Pedra, foram coletadas amostras de grande volume das lamas provenientes de duas dessas pilhas, com o objetivo de se testar sua concentrabilidade. Um sucesso nos testes de flotação piloto dessas lamas implicaria na inclusão desta etapa no Projeto de Expansão, tornando-o economicamente mais atrativo; em outras palavras, um delta financeiro seria incorporado para a empresa, com o aumento das recuperações mássica e metalúrgica do complexo, além da economia com barragens de rejeito.



Tanto a lama atual da Mineração Casa de Pedra, quanto as “lamas futuras”, foram transportadas para a Fundação Gorceix, na cidade de Ouro Preto – MG, onde foram realizados os testes piloto.

As lamas atuais foram transportadas em tambores e as “lamas futuras” em caçambas de caminhões (devidamente seladas com lona para evitar perda de material).

Cada amostra (lama), logo após ser recebida, era transferida para o conjunto de ciclonagem, composto por um tanque com agitação mecânica, uma bomba e um hidrociclone de 1,5 polegada (38,1mm) da marca Weir. O hidrociclone era composto por um *apex* com diâmetro de 3mm e por um *vortex finder* com diâmetro de 10mm; a pressão de bombeamento foi de 147kPa (21,3PSI).

A figura 4.3 apresenta o conjunto de ciclonagem utilizado nos testes de deslamagem, enquanto a figura 4.4 apresenta em detalhe o hidrociclone de 1,5 polegada (38,1mm).

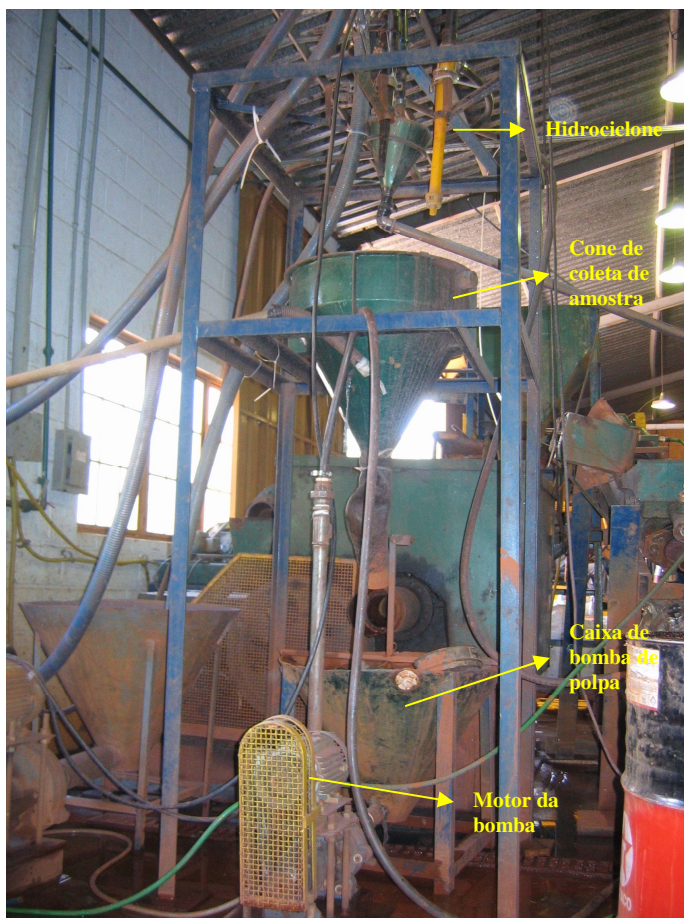


Figura 4.3 – conjunto de ciclonagem utilizado nos testes piloto.

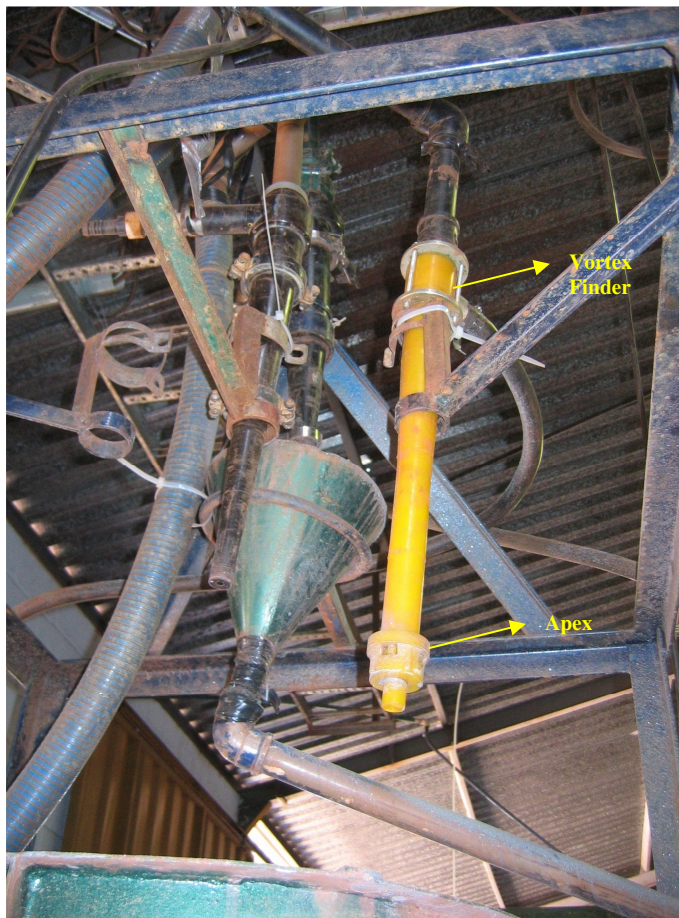


Figura 4.4 – detalhe do hidrociclone de 1,5 polegada utilizado nos testes piloto.

Após estabilização do circuito, *underflow* e *overflow* do hidrociclone foram amostrados e alíquotas foram obtidas para análises químicas, realizadas no Laboratório Químico e Físico da Mineração Casa de Pedra, por fluorescência de raios-X.

Durante as amostragens, foi medido o tempo de coleta das amostras para fechamento do balanço de massas e materiais.

Com base nos testes em escala de bancada, optou-se por utilizar a dosagem de 1.000g/t de amido e 30g/t de amina. Essas dosagens se mostraram eficazes para depressão do ferro e coleta do quartzo presente na lama.

O *underflow* do hidrociclone foi enviado para um tanque intermediário, onde foi ajustada a porcentagem de sólidos em 60% (peso/peso) e adicionada a solução de

amido. Após o condicionamento do amido por 8 minutos, a polpa foi enviada para a caixa de bomba que alimenta a coluna de flotação. Nesse momento foi calculado o volume de água a ser adicionado na polpa, para ajuste da porcentagem de sólidos em 40% (peso/peso). O pH da polpa foi ajustado para 10,7 com adição de NaOH. Foi adicionada amina, com tempo de condicionamento de 1 minuto.

A polpa condicionada alimentou a coluna piloto (4,75m de altura e 100mm de diâmetro) para o teste de flotação. A taxa média de alimentação na coluna foi de 40kg/h de sólidos. Visando a obtenção de uma melhor seletividade no processo, foi utilizada água de lavagem no topo da coluna, numa vazão de 80L/h. A utilização de água de lavagem é uma importante variável na flotação de ultrafinos, onde o arraste é favorecido.

A figura 4.5 apresenta a coluna de flotação utilizada nos testes piloto, a figura 4.6 mostra um detalhe do fundo da coluna com seu sistema de aeração e a figura 4.7 apresenta o topo da coluna com o sistema de água de lavagem.



Figura 4.5 – coluna de flotação piloto utilizada nos testes.



Figura 4.6 – detalhe do fundo da coluna com seu sistema de aeração.



Figura 4.7 – detalhe do topo da coluna com seu sistema de injeção de água de lavagem.

Após o circuito entrar em regime, foram amostrados o afundado e flotado, com medição do tempo de coleta, para fechamento do balanço de massas e materiais.

Dos produtos dos testes também foram retiradas alíquotas do afundado e flotado para análises químicas, realizadas no Laboratório Físico e Químico da Mineração Casa de Pedra, por fluorescência de raios-X.

Outros parâmetros importantes dos testes piloto:

- Concentração da amina: 1% (peso/peso).
- Concentração do amido: 5% (peso/peso).
- Concentração da soda (NaOH): 10% (peso/peso).
- Relação amido/soda: 4:1.
- Vazão de ar na coluna: 540NL/h.
- Pressão do ar injetado na coluna: 138kPa (20,0PSI).
- Altura de interface: 90 a 100cm.
- Tempo de residência na coluna: 9 minutos.

#### **4.3.3 Parâmetros de Avaliação dos Testes Experimentais de Deslamagem e Flotação**

Os critérios de avaliação de desempenho dos testes experimentais (escalas de bancada e piloto) foram os seguintes:

- Recuperação Mássica:  $R = \frac{C}{A}$  ;
- Recuperação Metálica:  $Rm = \frac{Cc}{Aa}$  ;

onde:

C = massa do concentrado;

A = massa da alimentação;

c = teor de ferro no concentrado;

a = teor de ferro na alimentação.

- Teor de sílica no concentrado: ( $\%SiO_2$ );
- Teor de ferro no rejeito: ( $\%Fe$ );
- Índice de Seletividade Gaudin:  $\sqrt{\frac{\%Fe\ concentrado \times \%SiO_2\ rejeito}{\%Fe\ rejeito \times \%SiO_2\ concentrado}}$ .

## 5 RESULTADOS E DISCUSSÕES

### 5.1 Massa Específica

Os resultados de determinação da massa específica são representados na tabela 5.1.

Tabela 5.1 - resultados da determinação da massa específica do material

Teste	Massa Específica (g/cm <sup>3</sup> )
1	3,52
2	3,51
3	3,48
<b>Média</b>	<b>3,50</b>
Desvio Padrão	0,021

### 5.2 Análises Químicas e Granulométricas

Os resultados das análises químicas global e por faixa estão apresentados na tabela 5.2.

Tabela 5.2 – resultados das análises químicas (global e por faixa)

Malha (μm)	Análise Granulométrica		Análise Química (%)					
	Retida (%)	Acumulada (%)	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
32,0	0,00	0,00	-	-	-	-	-	-
24,5	0,62	0,62	25,63	59,89	0,78	0,01	0,033	2,40
20,5	1,32	1,94	10,10	84,00	0,66	0,01	0,015	0,85
12,2	5,64	7,58	15,93	75,49	0,70	0,01	0,017	1,02
7,1	6,45	14,03	20,98	67,88	0,77	0,05	0,021	1,11
-7,1	85,97	100,00	42,88	28,99	5,11	0,14	0,081	4,07
		Calculada	39,41	35,04	4,50	0,12	0,072	3,65
		Analisada	38,23	37,05	4,36	0,12	0,071	3,46

É importante ressaltar a dificuldade encontrada para se trabalhar com o material extremamente fino. Essa dificuldade foi uma das fontes de erro, entre os valores de química global calculada e analisada.

A curva de distribuição granulométrica obtida no Cyclosizer é apresentada na figura 5.1.



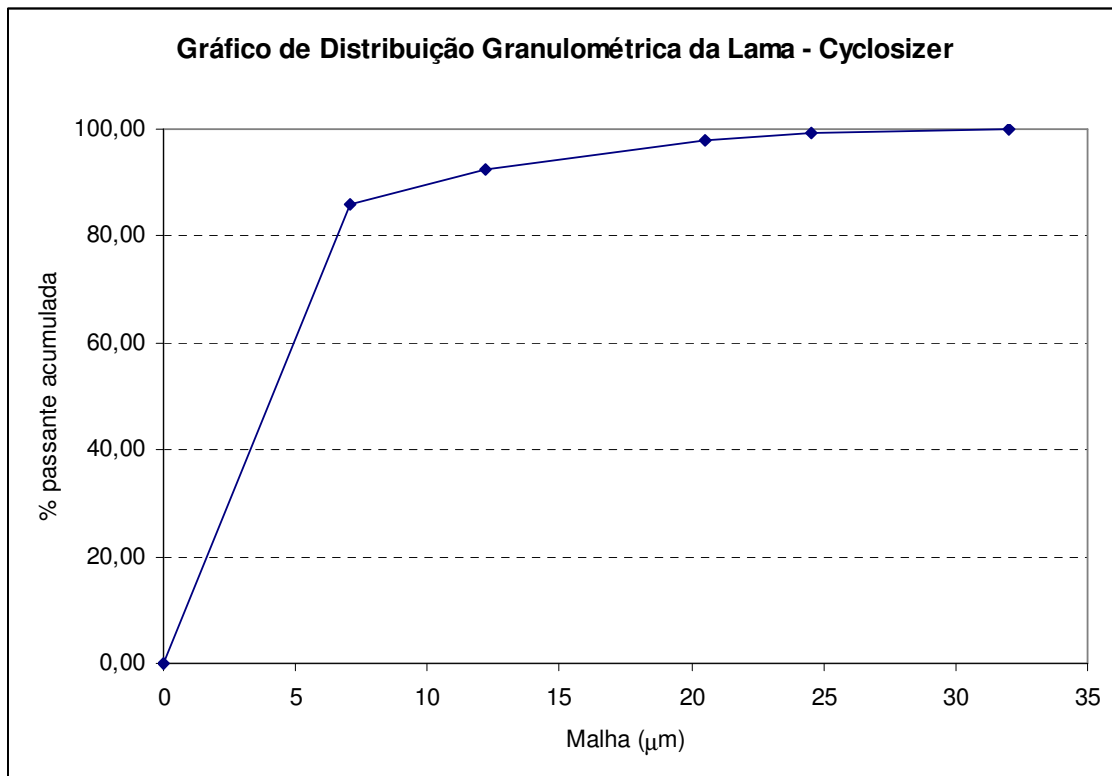


Figura 5.1 - curva de distribuição granulométrica obtida no Cyclosizer.

Os resultados da análise granulométrica obtidos com a utilização do granulômetro de difração de laser são apresentados na tabela 5.3 e figura 5.2.

Tabela 5.3 - resultados de análises granulométricas obtidos no granulômetro de difração de laser

<b>Diâmetro (<math>\mu\text{m}</math>)</b>	<b>% retida acumulada</b>
35,00	0,00
29,40	0,00
24,60	0,00
20,60	0,00
17,40	1,45
14,60	5,07
12,20	9,95
10,20	14,28
8,60	18,30
7,20	22,74
6,00	27,72
5,00	33,04
4,20	38,28
3,60	42,85
3,00	48,22
2,50	53,81
2,10	59,47
1,80	64,54
1,50	70,35
1,20	77,01
1,00	82,07
0,86	85,94
0,74	89,43
0,62	92,92
0,52	95,66
0,44	97,56
0,36	99,05
0,30	99,77
0,26	100,00
0,22	100,00
0,18	100,00

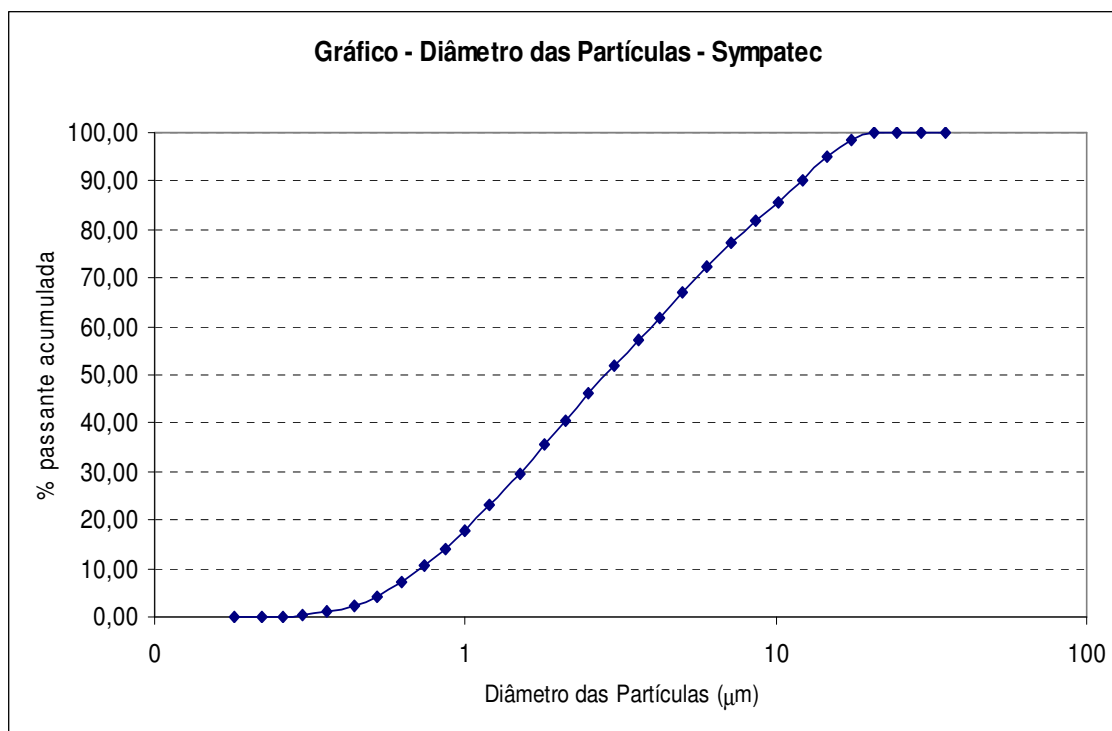


Figura 5.2 - curva granulométrica obtida no granulômetro de difração de laser.

Os diâmetros de corte  $d_{50}$  e  $d_{90}$  são, respectivamente,  $2,8\mu\text{m}$  e  $12,2\mu\text{m}$ .

Os resultados obtidos pelos dois métodos (*Cyclosizer* e granulômetro de difração de laser) divergem, como era esperado, por serem métodos que utilizam processos de análise completamente diferentes. É importante ressaltar que, analisando as curvas granulométricas, elas apresentam equivalência.

### 5.3 Área Superficial Específica (ASE)

#### 5.3.1 Blaine

Foi utilizado um permeabilímetro Blaine da marca PAVITEST.

Resultado:  **$2.768\text{ cm}^2/\text{g}$** .

### 5.3.2 Método BET

Os resultados obtidos de área superficial específica são os seguintes:

Método BET de adsorção multi point: **34,4866m<sup>2</sup>/g** = 344.866cm<sup>2</sup>/g.

Por adsorção em ponto único: **33,863213 m<sup>2</sup>/g** = 338.632 cm<sup>2</sup>/g.

Método de Boer: **34,4867 m<sup>2</sup>/g** = 344.867 cm<sup>2</sup>/g.

Os detalhes dos ensaios são apresentados no Anexo A.

Pelas 3 técnicas utilizadas nos ensaios BET, pode-se constatar uma boa consistência nos resultados, indicando um valor de área superficial específica em torno dos 34m<sup>2</sup>/g.

É importante ressaltar a grande diferença encontrada nos resultados entre os métodos de permeabilímetro de Blaine e BET. O permeabilímetro de Blaine é um instrumento importante e muito utilizado para fins comparativos. A técnica BET tende a fornecer um valor mais alto para a área superficial específica em comparação com a técnica Blaine pois o gás nitrogênio penetra e se adsorve nos poros e microporos das partículas e não simplesmente em sua superfície.

#### 5.4 Microscópio Eletrônico de Varredura (MEV)

As figuras 5.3 a 5.8 apresentam as fotos obtidas no microscópio eletrônico de varredura através de elétrons secundários. A ênfase é apresentar a liberação das partículas.

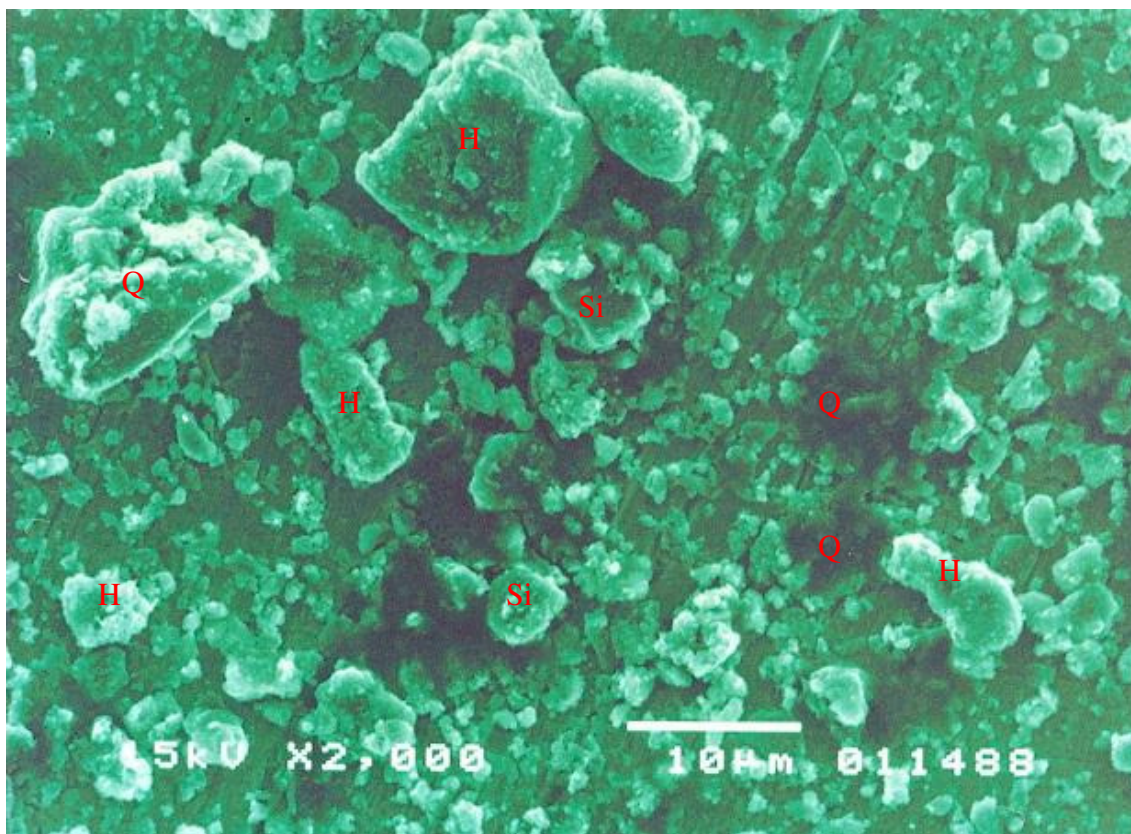


Figura 5.3 – imagem da lama com aumento de 2.000 vezes (elétrons secundários).

Legenda:

H	Hematita
Q	Quartzo
Si	Silicato

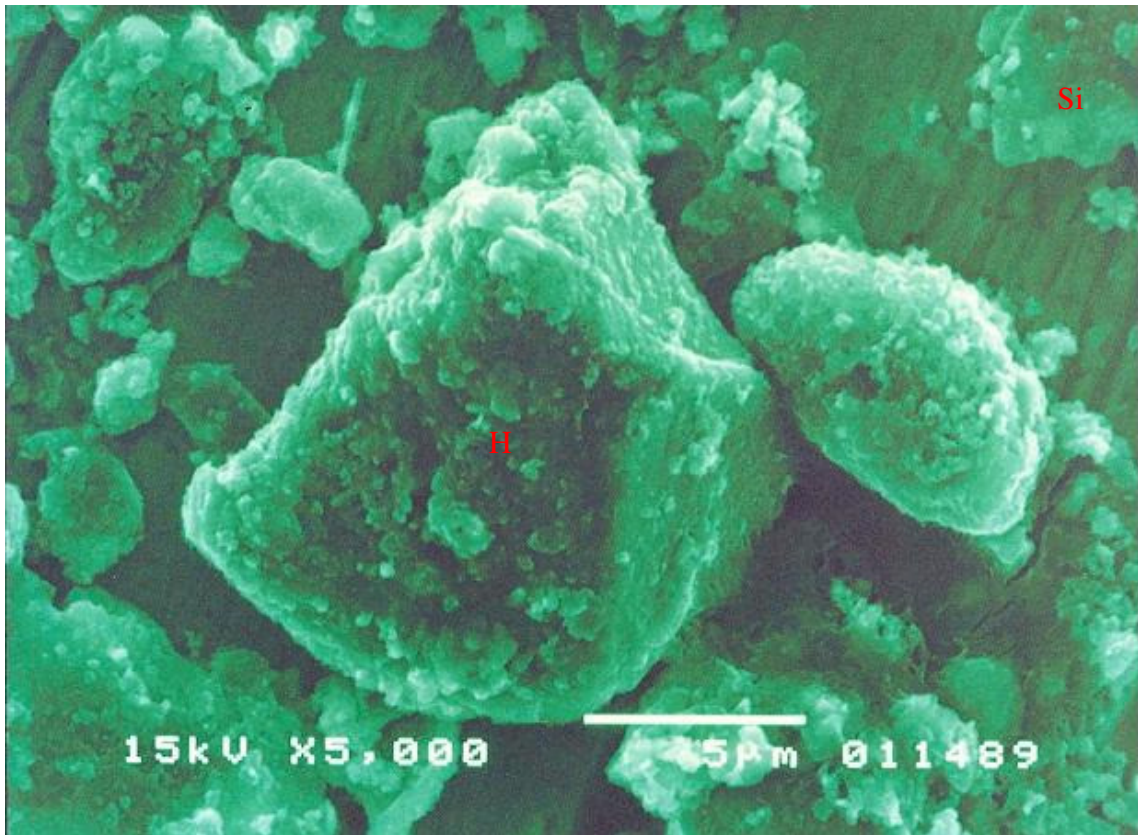


Figura 5.4 - imagem da lama com aumento de 5.000 vezes (detalhe da figura 5.3 - elétrons secundários).

Legenda:

H	Hematita
Si	Silicato

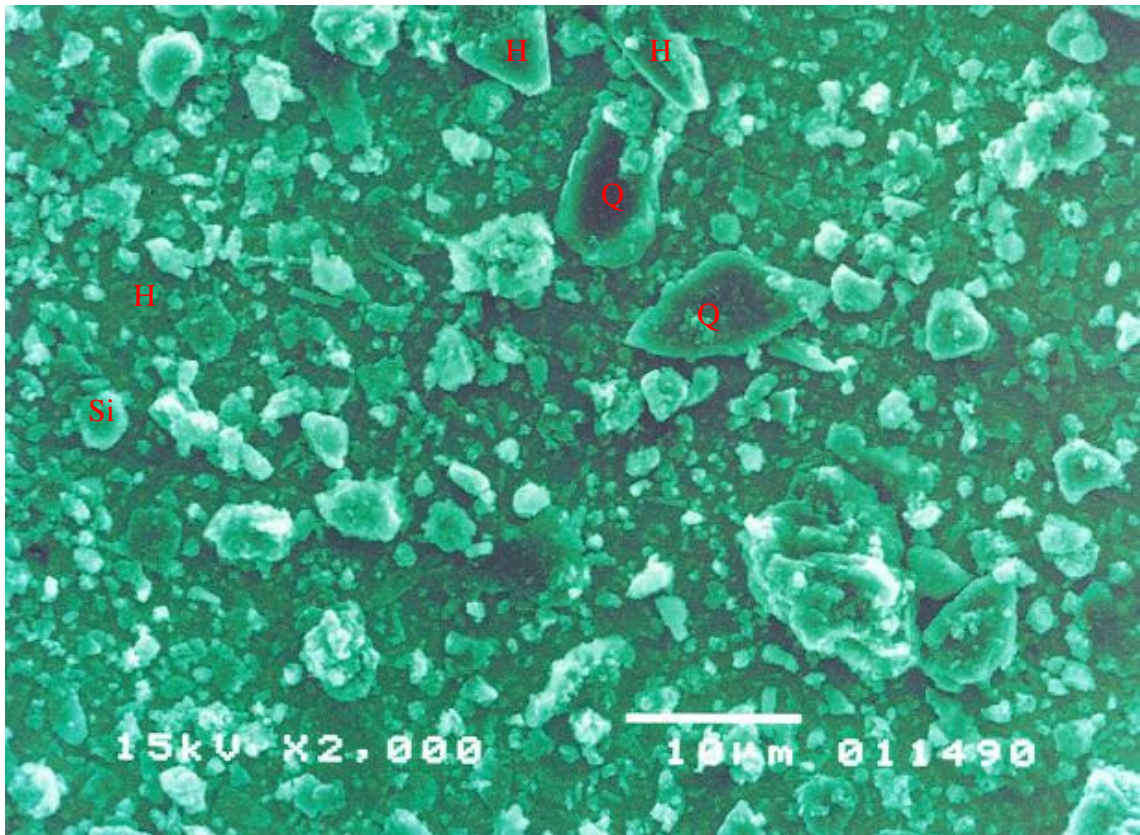


Figura 5.5 - imagem da lama com aumento de 2.000 vezes (elétrons secundários).

Legenda:

H	Hematita
Q	Quartzo
Si	Silicato

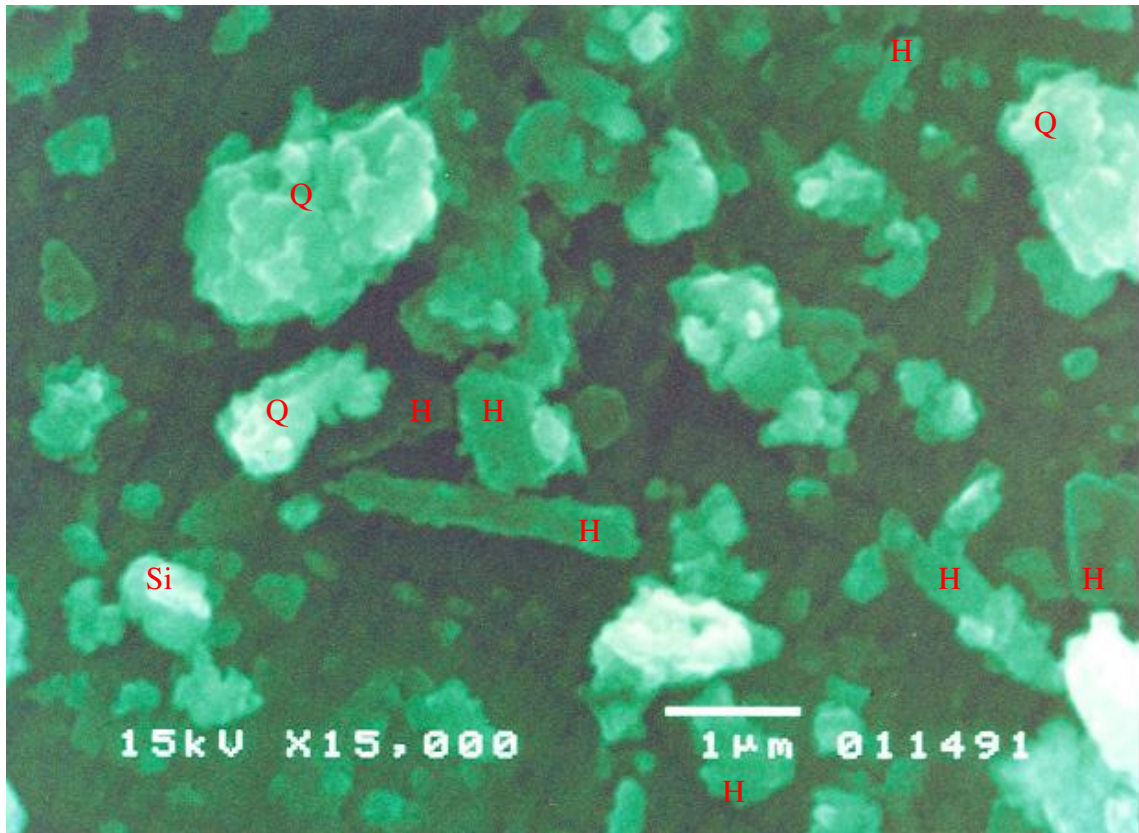


Figura 5.6 - imagem da lama com aumento de 15.000 vezes (detalhe da figura 5.5 - elétrons secundários).

Legenda:

H	Hematita
Q	Quartzo
Si	Silicato



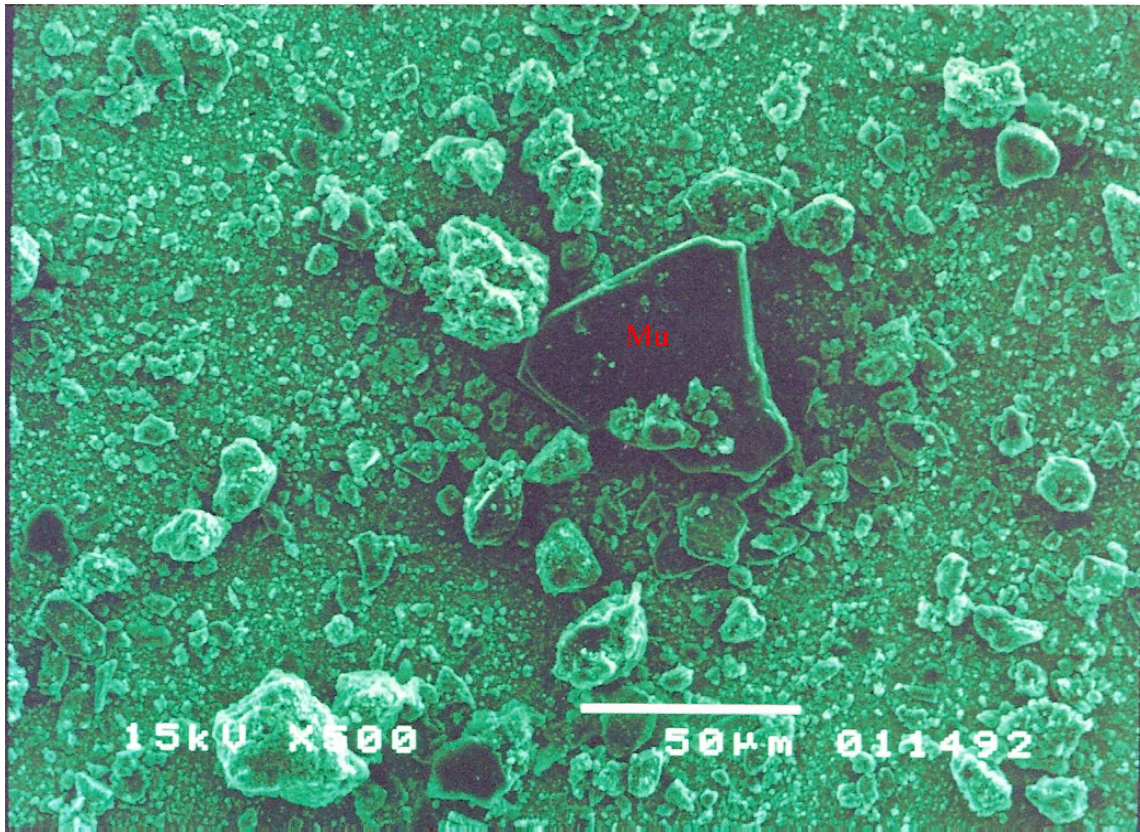


Figura 5.7 – imagem da lama com aumento de 500 vezes (elétrons secundários).

Legenda:

Mu	Muscovita
----	-----------

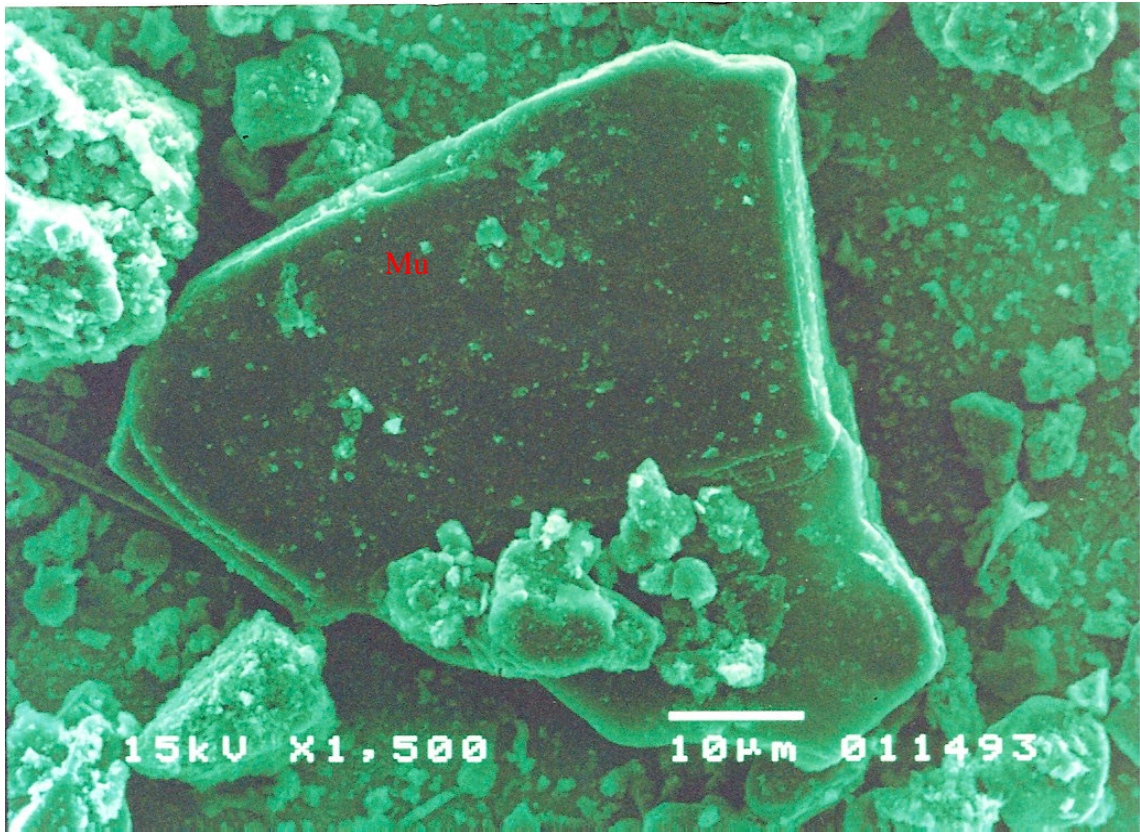


Figura 5.8 – imagem da lama com aumento de 1.500 vezes (detalhe da figura 5.7 - elétrons secundários).

Legenda:

Mu	Muscovita
----	-----------

## 5.5 Resultados dos Testes Experimentais de Deslamagem e Flotação

### 5.5.1 Resultados dos Testes em Escala de Bancada

As tabelas 5.4 e 5.5 apresentam os resultados dos testes de deslamagem e flotação com dosagens de amido de 600g/t e 55g/t de amina.

Tabela 5.4 – resultados do teste 01 de deslamagem e flotação, dosagem de 600g/t de amido e 55g/t de amina

Deslamagem - Amostra 01							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3705,00	100,00	47,40	13,70	5,50	2,26	0,142
Underflow	1070,00	28,88	55,40	17,52	0,95	0,34	0,030
Overflow	2635,00	71,12	44,15	12,15	7,35	3,04	0,187
Flotação - Amostra 01 - 600g/t amido e 55 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	641,00	100,00	55,40	17,52	0,95	0,34	0,030
Concentrado	443,00	69,11	56,61	15,51	0,61	0,33	0,029
Rejeito	198,00	30,89	52,69	22,02	1,71	0,36	0,032

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
69,1	70,6
Seletividade "Gaudin"	
1,2	
Recuperação Mássica Global (%)	20,0
Recuperação Metálica Global (%)	23,8

Tabela 5.5 – resultados do teste 02 de deslamagem e flotação, dosagem de 600g/t de amido e 55g/t de amina

Deslamagem - Amostra 02							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3760,00	100,00	47,32	13,80	5,46	2,16	0,140
Underflow	1110,00	29,52	55,40	17,52	0,95	0,34	0,030
Overflow	2635,00	70,48	44,19	12,31	7,39	2,94	0,187
Flotação - Amostra 02 - 600g/t amido e 55 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	650,00	100,00	55,40	17,52	0,95	0,34	0,030
Concentrado	454,00	69,85	57,40	14,95	0,64	0,31	0,028
Rejeito	196,00	30,15	50,77	23,47	1,67	0,41	0,035

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
69,8	72,4
Seletividade "Gaudin"	
1,3	
Recuperação Mássica Global (%)	20,6
Recuperação Metálica Global (%)	25,0

Uma dosagem baixa de amido (600g/t) não se mostrou eficiente para deprimir satisfatoriamente o ferro contido na polpa. Houve grande perda de ferro para o rejeito. A seletividade dos testes também se mostrou muito baixa.

Os resultados motivaram novos testes com aumento na dosagem do depressor. As tabelas 5.6 a 5.10 apresentam os resultados dos testes de deslamagem e flotação com dosagens de amido de 1.000g/t e 55g/t de amina.

Tabela 5.6 – resultados do teste 01 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 55g/t de amina

Deslamagem - Amostra 01							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3815,00	100,00	47,34	14,64	5,59	2,18	0,138
Underflow	1180,00	30,93	54,73	18,87	0,98	0,31	0,032
Overflow	2635,00	69,07	44,03	12,75	7,65	3,01	0,186
Flotação - Amostra 01 - 1000g/t amido e 55 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	593,00	100,00	54,73	18,87	0,98	0,31	0,032
Concentrado	376,00	63,41	67,80	0,84	0,57	0,29	0,034
Rejeito	217,00	36,59	32,09	50,12	1,68	0,34	0,028

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
63,4	78,5
Seletividade "Gaudin"	
11,2	
Recuperação Mássica Global (%)	19,6
Recuperação Metálica Global (%)	28,1

Tabela 5.7 – resultados do teste 02 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 55g/t de amina

Deslamagem - Amostra 02							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3760,00	100,00	45,43	17,14	5,44	1,79	0,143
Underflow	1125,00	29,92	51,22	24,25	1,10	0,32	0,033
Overflow	2635,00	70,08	42,96	14,10	7,30	2,42	0,190
Flotação - Amostra 02 - 1000g/t amido e 55 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	520,00	100,00	51,22	24,25	1,10	0,32	0,033
Concentrado	319,00	61,35	67,69	0,96	0,81	0,40	0,043
Rejeito	201,00	38,65	25,07	61,22	1,55	0,20	0,016

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
61,3	81,1
Seletividade "Gaudin"	
13,1	
Recuperação Mássica Global (%)	18,4
Recuperação Metálica Global (%)	27,3

Tabela 5.8 – resultados do teste 03 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 55g/t de amina

Deslamagem - Amostra 03							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação (Calculada)	3590,00	100,00	46,96	16,42	4,91	1,70	0,132
Underflow	1203,00	33,51	50,84	24,68	1,05	0,32	0,030
Overflow	2387,00	66,49	45,01	12,26	6,85	2,39	0,183
Flotação - Amostra 03 - 1000g/t amido e 55 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	525,00	100,00	50,84	24,68	1,05	0,32	0,030
Concentrado	321,50	61,24	68,10	0,72	0,76	0,39	0,039
Rejeito	201,00	38,76	23,87	63,30	1,52	0,22	0,017

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
61,2	82,0
Seletividade "Gaudin"	
15,8	
Recuperação Mássica Global (%)	20,5
Recuperação Metálica Global (%)	29,8

Tabela 5.9 – resultados do teste 04 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 55g/t de amina

Deslamagem - Amostra 04							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3660,00	100,00	47,01	15,89	5,07	1,73	0,135
Underflow	1122,00	30,66	51,14	24,71	1,08	0,32	0,030
Overflow	2538,00	69,34	45,19	11,99	6,83	2,35	0,182
Flotação - Amostra 04 - 1000g/t amido e 55 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	532,00	100,00	51,14	24,71	1,08	0,32	0,030
Concentrado	331,00	62,22	68,25	0,72	0,88	0,39	0,039
Rejeito	201,00	37,78	22,96	64,22	1,41	0,20	0,015

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
62,2	83,0
Seletividade "Gaudin"	
16,3	
Recuperação Mássica Global (%)	19,1
Recuperação Metálica Global (%)	27,7

Tabela 5.10 – resultados do teste 05 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 55g/t de amina

Deslamagem - Amostra 05							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3755,00	100,00	46,71	15,93	5,18	1,80	0,138
Underflow	1082,00	28,81	50,90	25,00	1,05	0,33	0,028
Overflow	2673,00	71,19	45,01	12,26	6,85	2,39	0,183
Flotação - Amostra 05 - 1000g/t amido e 55 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	524,20	100,00	50,90	25,00	1,05	0,33	0,028
Concentrado	320,20	61,08	68,15	0,73	0,75	0,40	0,035
Rejeito	204,00	38,92	23,82	63,10	1,51	0,22	0,016

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
61,1	81,8
Seletividade "Gaudin"	
15,7	
Recuperação Mássica Global (%)	17,6
Recuperação Metálica Global (%)	25,7

Os resultados com a dosagem de 1.000g/t de depressor foram bastante satisfatórios com relação ao teor de sílica no concentrado (<1%), recuperações mássica e metalúrgica, além de boa seletividade no processo. Considerando que a lama é atualmente descartada com cerca de 47% de Fe, a obtenção de um rejeito de flotação com cerca de 23% de Fe é bastante aceitável, pensando, a princípio, em apenas uma etapa *rougher*. Otimizações podem ser realizadas com uso de etapa *scavenger*, por exemplo.

Os testes seguintes contemplaram a manutenção do nível de adição do depressor com diminuição da dosagem de coletor, visando economia de reagentes.

As tabelas 5.11 a 5.13 apresentam os resultados dos testes de deslamagem e flotação com dosagens de amido de 1.000g/t e 25g/t de amina.

Tabela 5.11 – resultados do teste 01 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 25g/t de amina

Deslamagem - Amostra 01							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3705,00	100,00	46,81	14,24	5,78	2,22	0,142
Underflow	1070,00	28,88	55,90	17,26	0,96	0,35	0,032
Overflow	2635,00	71,12	43,12	13,02	7,73	2,98	0,187
Flotação - Amostra 01 - 1000g/t amido e 25 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	630,00	100,00	55,90	17,26	0,96	0,35	0,032
Concentrado	475,00	75,40	66,73	1,77	0,80	0,41	0,038
Rejeito	155,00	24,60	22,71	64,73	1,46	0,16	0,015

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
75,4	90,0
Seletividade "Gaudin"	
10,4	
Recuperação Mássica Global (%)	21,8
Recuperação Metálica Global (%)	31,0

Tabela 5.12 – resultados do teste 02 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 25g/t de amina

Deslamagem - Amostra 02							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3760,00	100,00	46,66	14,87	5,67	1,81	0,143
Underflow	1080,00	28,72	56,20	17,14	0,94	0,34	0,031
Overflow	2680,00	71,28	42,82	13,96	7,58	2,40	0,188
Flotação - Amostra 02 - 1000g/t amido e 25 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	635,00	100,00	56,20	17,14	0,94	0,34	0,031
Concentrado	485,00	76,38	66,84	1,72	0,82	0,39	0,037
Rejeito	150,00	23,62	21,80	67,00	1,33	0,18	0,012

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
76,4	90,8
Seletividade "Gaudin"	
10,9	
Recuperação Mássica Global (%)	21,9
Recuperação Metálica Global (%)	31,4

Tabela 5.13 – resultados do teste 03 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.000g/t de amido e 25g/t de amina

Deslamagem - Amostra 03							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3630,00	100,00	45,68	16,18	5,96	1,83	0,147
Underflow	1055,00	29,06	55,20	18,10	1,02	0,38	0,036
Overflow	2575,00	70,94	41,78	15,40	7,98	2,42	0,192
Flotação - Amostra 03 - 1000g/t amido e 25 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	640,00	100,00	55,20	18,10	1,02	0,38	0,036
Concentrado	470,00	73,44	66,27	2,00	0,88	0,40	0,038
Rejeito	170,00	26,56	24,59	62,61	1,41	0,32	0,030

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
73,4	88,2
Seletividade "Gaudin"	
9,2	
Recuperação Mássica Global (%)	21,3
Recuperação Metálica Global (%)	31,0

Com o abaixamento da dosagem de coletor para 25g/t conseguiu-se concentrar o ferro com razoável qualidade de concentrado, porém não se obteve um teor de sílica abaixo de 1%, como obtido nos testes anteriores (com maior dosagem de amina). Houve seletividade na separação, embora menor que nos testes com dosagem de 55g/t de amina.

Novos testes foram programados, aumentando-se a dosagem de amido para 1.200g/t e amina com 30g/t. As tabelas 5.14 a 5.18 apresentam os resultados desses testes.

Tabela 5.14 – resultados do teste 01 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.200g/t de amido e 30g/t de amina

Deslamagem - Amostra 01							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3705,00	100,00	46,06	15,37	5,74	2,19	0,141
Underflow	1070,00	28,88	53,29	21,17	0,83	0,26	0,029
Overflow	2835,00	71,12	43,12	13,02	7,73	2,98	0,187
Flotação - Amostra 01 - 1200g/t amido e 30 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	535,00	100,00	53,29	21,17	0,83	0,26	0,029
Concentrado	351,00	65,61	67,85	0,58	0,52	0,31	0,036
Rejeito	184,00	34,39	25,52	60,46	1,41	0,16	0,017

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
66,6	83,5
Seletividade "Gaudin"	
16,6	
Recuperação Mássica Global (%)	18,9
Recuperação Metálica Global (%)	27,9

Tabela 5.15 – resultados do teste 02 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.200g/t de amido e 30g/t de amina

Deslamagem - Amostra 02							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3765,00	100,00	46,11	15,55	5,86	2,26	0,144
Underflow	1045,00	27,76	54,01	21,13	0,82	0,24	0,028
Overflow	2720,00	72,24	43,08	13,40	7,80	3,03	0,188
Flotação - Amostra 02 - 1200g/t amido e 30 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	547,20	100,00	53,42	21,01	0,83	0,26	0,029
Concentrado	382,00	68,15	67,90	0,59	0,51	0,31	0,035
Rejeito	185,20	33,85	25,11	60,93	1,45	0,17	0,017

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
66,2	84,1
Seletividade "Gaudin"	
16,7	
Recuperação Mássica Global (%)	18,4
Recuperação Metálica Global (%)	27,0

Tabela 5.16 – resultados do teste 03 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.200g/t de amido e 30g/t de amina

Deslamagem - Amostra 03							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3869,00	100,00	46,09	15,84	5,95	2,47	0,148
Underflow	1029,00	26,60	54,96	20,30	0,78	0,21	0,029
Overflow	2840,00	73,40	42,87	14,22	7,82	3,29	0,191
Flotação - Amostra 03 - 1200g/t amido e 30 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	553,00	100,00	53,98	20,49	0,81	0,25	0,028
Concentrado	374,00	67,63	68,02	0,54	0,48	0,30	0,034
Rejeito	179,00	32,37	24,65	62,18	1,49	0,15	0,016

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
67,6	85,2
Seletividade "Gaudin"	
17,8	
Recuperação Mássica Global (%)	18,0
Recuperação Metálica Global (%)	26,5



Tabela 5.17 – resultados do teste 04 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.200g/t de amido e 30g/t de amina

Deslamagem - Amostra 04							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3899,00	100,00	46,43	15,50	5,67	2,40	0,148
Underflow	1049,00	26,90	53,39	20,44	0,77	0,21	0,028
Overflow	2850,00	73,10	43,87	13,68	7,47	3,21	0,192
Flotação - Amostra 04 - 1200g/t amido e 30 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	551,00	100,00	54,93	19,07	0,78	0,26	0,030
Concentrado	389,00	70,60	67,40	0,77	0,52	0,31	0,036
Rejeito	162,00	29,40	24,98	63,02	1,39	0,13	0,015

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
70,6	86,6
Seletividade "Gaudin"	
14,9	
Recuperação Mássica Global (%)	19,0
Recuperação Metálica Global (%)	27,6

Tabela 5.18 – resultados do teste 05 de deslamagem e flotação, dosagem de 1.200g/t de amido e 30g/t de amina

Deslamagem - Amostra 05							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	3897,00	100,00	47,23	15,81	5,35	2,33	0,146
Underflow	1132,00	29,05	52,78	21,00	0,81	0,22	0,026
Overflow	2765,00	70,95	44,96	13,68	7,21	3,19	0,195
Flotação - Amostra 05 - 1200g/t amido e 30 g/t amina							
Produtos	Massa(g)	Recuperação Mássica (%)	Composição Química (%)				
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P
Alimentação	557,00	100,00	55,65	18,26	0,76	0,25	0,029
Concentrado	402,10	72,19	67,88	0,76	0,50	0,31	0,035
Rejeito	154,90	27,81	23,90	63,68	1,42	0,11	0,014

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
72,2	88,1
Seletividade "Gaudin"	
15,4	
Recuperação Mássica Global (%)	21,0
Recuperação Metálica Global (%)	30,1

Novamente obtiveram-se ótimos resultados na qualidade química do concentrado, produzindo um material que atende à especificação de *pellet feed fines* para produção de pelotas de redução direta ( $SiO_2 + Al_2O_3 < 2,00\%$ ).

Os testes indicaram ainda que maiores dosagens de depressor e coletor favorecem os parâmetros avaliados, ou seja, qualidade química no concentrado e rejeito, recuperações mássica e metalúrgica e índice de seletividade.

## 5.5.2 Resultados dos Testes em Escala Piloto

### 5.5.2.1 Resultados dos Testes em Escala Piloto com o *Run of Mine* (ROM) Atual da Mineração Casa de Pedra

As tabelas 5.19 a 5.22 apresentam os resultados dos testes piloto de deslamagem e flotação com as lamas provenientes do ROM atual da Mineração Casa de Pedra.

Tabela 5.19 – resultados do teste piloto 01 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes do ROM atual

Deslamagem da amostra 01 - ROM							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	47,84	22,40	2,97	0,10	0,074	5,95
Underflow	39,29	42,88	33,70	0,98	0,07	0,042	3,85
Overflow	60,71	51,06	15,08	4,26	0,11	0,094	7,30

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
58,0	88,1
Seletividade "Gaudin"	
21,5	
Recuperação Mássica Global (%)	22,8
Recuperação Metálica Global (%)	31,0

Flotação da amostra 01 - ROM							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	42,88	33,70	0,98	0,07	0,042	3,85
Concentrado	58,02	65,09	0,91	0,91	0,09	0,055	4,94
Rejeito	41,98	12,18	79,03	1,08	0,05	0,024	2,35

Tabela 5.20 – resultados do teste piloto 02 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes do ROM atual

Deslamagem da amostra 02 - ROM							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	48,11	22,09	2,94	0,10	0,073	5,90
Underflow	40,90	43,33	33,05	0,95	0,06	0,041	3,88
Overflow	59,10	51,42	14,51	4,32	0,12	0,095	7,30

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
60,5	91,6
Seletividade "Gaudin"	
28,6	
Recuperação Mássica Global (%)	24,7
Recuperação Metálica Global (%)	33,8

Flotação da amostra 02 - ROM							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	43,33	33,05	0,95	0,06	0,041	3,88
Concentrado	60,50	65,62	0,72	0,84	0,09	0,053	4,38
Rejeito	39,50	9,19	82,57	1,12	0,01	0,023	3,11

Tabela 5.21 – resultados do teste piloto 03 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes do ROM atual

Deslamagem da amostra 03 - ROM							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	48,40	21,45	3,10	0,12	0,074	5,95
Underflow	41,60	44,21	31,59	1,00	0,05	0,049	4,02
Overflow	58,40	51,38	14,23	4,60	0,17	0,092	7,32

Flotação da amostra 03 - ROM							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	44,21	31,59	1,00	0,05	0,049	4,02
Concentrado	61,20	66,20	0,55	0,75	0,07	0,052	3,85
Rejeito	38,80	9,52	80,55	1,39	0,02	0,044	4,29

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
61,2	91,6
Seletividade "Gaudin"	
31,9	
Recuperação Mássica Global (%)	25,5
Recuperação Metálica Global (%)	34,8

Tabela 5.22 – resultados do teste piloto 04 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes do ROM atual

Deslamagem da amostra 04 - ROM							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	48,72	21,09	3,50	0,10	0,069	5,45
Underflow	42,50	44,21	31,52	1,02	0,05	0,049	4,05
Overflow	57,50	52,05	13,38	5,33	0,14	0,084	6,48

Flotação da amostra 04 - ROM							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	44,21	31,52	1,02	0,05	0,049	4,05
Concentrado	61,80	66,80	0,51	0,54	0,06	0,058	3,23
Rejeito	38,20	7,66	81,69	1,80	0,03	0,034	5,38

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
61,8	93,4
Seletividade "Gaudin"	
37,4	
Recuperação Mássica Global (%)	26,3
Recuperação Metálica Global (%)	36,0

Os testes piloto com a lama atual da Mineração Casa de Pedra confirmaram os excelentes resultados obtidos na fase de bancada.

Novamente foi possível a obtenção de concentrados que atendem a especificação de *pellet feed fines* para produção de pelotas de redução direta, com recuperações acima de 60% na flotação. O processo se mostrou estável, com ótima seletividade. Com a estabilidade dos testes piloto, conseguiu-se teores de ferro no rejeito bastante baixos, variando de 9 a 12%.

Os promissores resultados levaram a uma etapa subsequente, a continuidade dos testes piloto, agora com as “lamas futuras” da mineração, provenientes das “pilhas especiais”.

### 5.5.2.2 Resultados dos Testes em Escala Piloto com as “Pilhas Especiais”

As tabelas 5.23 e 5.24 apresentam os resultados dos testes piloto de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da primeira “pilha especial”, denominada Pilha Especial A.

Tabela 5.23 – resultados do teste piloto 01 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da Pilha Especial A

Deslamagem da amostra 01 - Pilha Especial A							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	36,85	38,40	4,80	0,20	0,064	3,76
Underflow	43,20	35,44	47,02	0,74	0,17	0,025	1,29
Overflow	56,80	37,92	31,84	7,89	0,22	0,094	5,64
Flotação da amostra 01 - Pilha Especial A							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	35,44	47,02	0,74	0,17	0,025	1,29
Concentrado	41,90	67,67	0,60	0,63	0,10	0,041	1,78
Rejeito	58,10	12,20	80,50	0,82	0,22	0,013	0,94

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
41,9	80,0
Seletividade "Gaudin"	
27,3	
Recuperação Mássica Global (%)	18,1
Recuperação Metálica Global (%)	33,2

Tabela 5.24 – resultados do teste piloto 02 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da Pilha Especial A

Deslamagem da amostra 02 - Pilha Especial A							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	36,04	38,70	5,12	0,22	0,062	4,21
Underflow	42,90	34,87	47,70	0,80	0,16	0,023	1,40
Overflow	57,10	36,92	31,94	8,37	0,27	0,091	6,32
Flotação da amostra 02 - Pilha Especial A							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	34,87	47,70	0,80	0,16	0,023	1,40
Concentrado	41,85	67,39	0,82	0,88	0,12	0,045	1,85
Rejeito	58,35	11,86	81,16	0,89	0,19	0,007	1,08

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
41,7	80,5
Seletividade "Gaudin"	
23,9	
Recuperação Mássica Global (%)	17,9
Recuperação Metálica Global (%)	33,4

Apesar da lama proveniente da pilha especial conter um teor de ferro mais baixo e, conseqüentemente, maiores teores de materiais deletérios, os testes comprovaram a alta concentrabilidade do material. Os teores obtidos no concentrado atendem a especificação de *pellet feed fines* para produção de pelotas de redução direta. As recuperações foram menores que as obtidas com o ROM atual, como era de se esperar, mas ainda oferecem um valor bastante atrativo, do ponto de vista econômico. A seletividade nos testes foi alta, sendo atingidos baixos teores de Fe nos rejeitos.

As tabelas 5.25 a 5.28 apresentam os resultados dos testes piloto de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da segunda “pilha especial”, denominada Pilha Especial B.

Tabela 5.25 – resultados do teste piloto 01 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da Pilha Especial B

Deslamagem da amostra 01 - Pilha Especial B							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	37,73	37,72	4,40	0,18	0,067	3,43
Underflow	45,19	35,44	47,24	0,75	0,19	0,024	1,16
Overflow	54,81	39,63	29,88	7,41	0,18	0,103	5,30

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
41,5	79,4
Seletividade "Gaudin"	
26,8	
Recuperação Mássica Global (%)	18,8
Recuperação Metálica Global (%)	33,7

Flotação da amostra 01 - Pilha Especial B							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	35,44	47,24	0,75	0,19	0,024	1,16
Concentrado	41,51	67,80	0,61	0,61	0,10	0,042	1,72
Rejeito	58,49	12,47	80,32	0,85	0,25	0,011	0,77

Tabela 5.26 – resultados do teste piloto 02 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da Pilha Especial B

Deslamagem da amostra 02 - Pilha Especial B							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	38,40	36,98	4,23	0,19	0,068	3,39
Underflow	47,50	36,05	46,36	0,73	0,17	0,026	1,12
Overflow	52,50	40,53	28,49	7,40	0,21	0,106	5,44

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
43,1	80,7
Seletividade "Gaudin"	
25,6	
Recuperação Mássica Global (%)	20,5
Recuperação Metálica Global (%)	36,0

Flotação da amostra 02 - Pilha Especial B							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	36,05	46,36	0,73	0,17	0,026	1,12
Concentrado	43,10	67,46	0,68	0,64	0,11	0,044	1,74
Rejeito	56,90	12,26	80,96	0,80	0,22	0,012	0,65

Tabela 5.27 – resultados do teste piloto 03 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da Pilha Especial B

Deslamagem da amostra 03 - Pilha Especial B							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	37,83	38,04	4,15	0,17	0,066	3,37
Underflow	48,20	37,90	43,75	0,67	0,16	0,025	1,11
Overflow	51,80	37,76	32,73	7,39	0,18	0,104	5,47

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
45,4	81,1
Seletividade "Gaudin"	
23,5	
Recuperação Mássica Global (%)	21,9
Recuperação Metálica Global (%)	39,1

Flotação da amostra 03 - Pilha Especial B							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	37,90	43,75	0,67	0,16	0,025	1,11
Concentrado	45,40	67,67	0,74	0,60	0,10	0,043	1,68
Rejeito	54,60	13,15	79,51	0,73	0,21	0,010	0,64

Tabela 5.28 – resultados do teste piloto 04 de deslamagem e flotação com as lamas provenientes da Pilha Especial B

Deslamagem da amostra 04 - Pilha Especial B							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	38,40	36,98	4,23	0,19	0,068	3,39
Underflow	47,50	36,05	46,46	0,73	0,17	0,026	1,12
Overflow	52,50	40,53	28,40	7,40	0,21	0,106	5,44

Recuperações na Flotação (%)	
Mássica	Metálica
43,8	82,4
Seletividade "Gaudin"	
28,0	
Recuperação Mássica Global (%)	20,8
Recuperação Metálica Global (%)	36,8

Flotação da amostra 04 - Pilha Especial B							
Fluxos	Recuperação Mássica (%)	Análise Química (%)					
		Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	PPC
Alimentação	100,00	36,05	46,46	0,73	0,17	0,026	1,12
Concentrado	43,80	67,84	0,63	0,62	0,11	0,041	1,50
Rejeito	56,20	11,27	82,18	0,82	0,22	0,014	0,82

Os resultados dos testes com as lamas provenientes da segunda “pilha especial” comprovaram os ótimos resultados químicos para o concentrado, com alta seletividade no processo. As recuperações mássica e metalúrgica também são satisfatórias para um material que tradicionalmente é considerado rejeito final nas minerações de ferro.

## 6 CONCLUSÕES

O objetivo de se retirar um concentrado rico de minério de ferro das lamas finais da Mineração Casa de Pedra através de concentração por flotação catiônica reversa foi plenamente atingido.

Conseguiu-se um concentrado ultrafino com teores abaixo de 1% de sílica e teores de sílica + alumina abaixo de 2%, o que qualifica os *pellet feed fines* para produção de pelotas de redução direta.

A boa seletividade do processo possibilitou atingir teores de rejeitos da ordem de 12% de Fe, apenas no estágio *rougher*. Para estudos futuros pode-se pensar em etapa *scavenger*, ou qualquer outro tipo de circuito *rougher/cleaner/scavenger*.

Uma análise superficial da recuperação mássica global pode dar a falsa impressão que os 20% atingidos são baixos. Se a análise for extrapolada para o caso deste material, que sempre foi considerado rejeito final, a recuperação de 20% em *pellet feed fines* ricos e extremamente finos, o resultado passa a ser extremamente vantajoso. Considerando que, após a implantação do Projeto de Expansão serão geradas 970t/h de lama (cerca de 7.100.000t por ano), a recuperação atingida na deslamagem/flotação possibilitará a produção adicional de mais de 1.400.000t anuais de concentrado ultrafino, auferindo um delta financeiro importante para a mineradora. Além disso, os 20% de recuperação mássica foram atingidos com apenas uma etapa de concentração. As recuperações metálicas atingiram valores acima de 80% na flotação e próximas de 40% no cálculo global (deslamagem + flotação).

Mesmo alimentando o teste com lamas mais pobres (provenientes de *Run of Mine* com teor de sílica mais elevado) o processo se manteve analogamente eficiente.

As dosagens de reagentes são variáveis extremamente importantes para a flotação de ultrafinos. Uma dosagem mais elevada de reagentes é sempre requerida, devido à maior área superficial específica do material. Na prática industrial busca-se a menor dosagem



de reagentes, sem que haja comprometimento das metas de qualidade dos produtos. Neste trabalho, os objetivos foram atingidos com dosagens de 1.000g/t de amido e 30g/t de amina.

Os resultados dos testes mostraram que, neste caso específico, não houve necessidade de altas dosagens de coletor. A necessidade de alta dosagem de reagente se restringiu ao depressor.

Houve coerência nos resultados obtidos em escala de bancada e em escala piloto. Para dimensionamentos industriais, a condição piloto pode fornecer parâmetros bastante seguros.

Uso de colunas com água de lavagem se mostrou a condição ideal para se concentrar ultrafinos de minério de ferro, condizendo com o exposto na literatura. A vazão de ar deve ser sempre analisada para não haver excesso de ar implicando em perdas por arraste, nem aeração insuficiente, tornando o processo incapaz de flotar todo o quartzo.

## **7 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS**

Embora este trabalho tenha sido realizado para minério de ferro, a flotação de ultrafinos pode ser pesquisada para diversos outros minerais (flotação direta), bem como flotação de efluentes que são descartados para o meio ambiente, por exemplo, resíduos sólidos de usinas de processamento de alimentos, óleos, graxas, microorganismos, algas, contaminações diversas em solos e lagoas, resíduos orgânicos, químicos ou biológicos, íons, materiais radioativos etc.

Desta maneira, a flotação de ultrafinos pode trazer grandes ganhos, seja em maior recuperação de minerais úteis que são largamente descartados para as barragens de rejeitos ao longo dos anos (maximização dos recursos da jazida), seja trazendo benefícios e controles para a preservação do meio ambiente.

## 8 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

BAKER, M. W., GOPALAKRISHNAN, S., MILLER, J. D., ROGOVIN, Z., *Hold-up Volume and Mean Residence Time Measurements in the Air-Sparged Hydrocyclone, 17<sup>th</sup> Annual Meeting of the Fine Particle Society, University of Tulsa, USA, 1986.*

BATISTELI, G. M. B., Amina Residual na Flotação Catiônica Reversa de Minério de Ferro, Dissertação de Mestrado (Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas), Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), 2007.

BOUTIN, P., WHEELER, D. A., *Column Flotation Development Using an 18-inch Pilot Unit, Canadian Mining Journal Vol. 88, n<sup>o</sup> 3, 1967, p. 94-101.*

BRANDÃO, P. R. G., Métodos de Instrumentação e Análise, Notas de Aula, Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), 2004.

CAPPONI, F., MATIOLO, E., RUBIO, J., Flotação Extensora de Finos de Minérios de Cobre e Molibdênio, Anais do XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, Natal, PE, 2005.

CASES, J. M., DOERLER, N., FRANÇOIS, M., *Influence of Different Types of Fine Grinding on Structural and Superficial Properties of Minerals, 15<sup>th</sup> International Mineral Processing Congress, Stockholm, Sweden, 1988, p. 1477-1487.*

CSN, Companhia Siderúrgica Nacional, Relatórios Internos de Processo e Beneficiamento, 2001.

van DEVENTER, J. S., NIEUWOUDT, D. J., DUNNE, R. C., *Advances in the Use of an Air-Sparged Hydrocyclone for the Flotation of Pyrite, Perth Gold 88, 1988, p. 102-106.*

FÉRIS, L. A., GALLINA, C. W., RODRIGUES, R. T., RUBIO, J., *Optimizing Dissolved Air Flotation Design and Saturation, Water Science and Technology* 8, 2001, p. 145-152.

FLINT, L. R., HOWARTH, W. J., *The Collision Efficiency of Small Particles With Spherical Air Bubbles, Chemical Engineering Science, Vol. 26, United Kingdom, 1970, p. 1155-1168.*

FUERSTENAU, M. C., MILLER, J. D., KHUN, M. C., *Chemistry of Flotation, SME-AIME, New York, 1985, p. 15-20.*

KLASSEN, V. I., MOKROUSOV, V. A., *An Introduction to the Theory of Flotation, Butterworths, Londres, United Kingdom, 1963, p. 493.*

KULKARNI, R. D., SOMASUNDARAN, P., *Mineralogical Heterogeneity of Ore Particles and Its Effects on Their Interfacial Characteristics, Powder Technologies, 14, 1976, p. 279-285.*

LEJA, J., *Surface Chemistry of Froth Flotation, Plenum Press, New York, 1982, p. 758.*

LIMA, R. M. F., BRANDÃO, P. R. G., PERES, A. E. C., *The Infrared Spectra of Amine Collectors Used in the Flotation of Iron Ores, Minerals Engineering, Vol. 18, 2004, p. 267-273.*

LINDSTRÖM, L., *Surface and Bond-forming Properties of Quartz and Silicate Minerals and Their Application in Mineral Processing Techniques, Acta Polytechnica Scandinavica, n° 75, 1968, p. 149.*

MAPA, P. S., Rota de Processo para o *Underflow* da Deslamagem de Minério de Ferro do Concentrador da Samarco Mineração S.A., Dissertação de Mestrado (Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas), Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), 2006.

MILLER, J. D., *The Status of Air-Sparged Hydrocyclone Flotation Technology*, 4<sup>th</sup> Asian Symposium on Mineral Processing, Philippines, 1991.

MILLER, J. D., WANG, X., YIN, D., LU, Y., *Air-Sparged Hydrocyclone Flotation Technology for Efficient Recovery of Florida Phosphate Minerals – Final Report*, Florida Institute of Phosphate Research – FIPR, Florida, USA, 2001.

MISRA, M., MEHTA, R., GARCIA, H., CHAI, C. D., SMITH, R. W., MARTHUR, S. P., *Application of Physical Beneficiation Techniques For Separation of Radionuclides from Contaminated Soils*, Proceedings of the 124 National SME Meeting, 1995, p. 95–165.

MISRA, M., METHA, R. K., CHEN, S., KIMBRELL, J., *Selective Flotation of Ultrafine Radionuclides from Johnson Atoll Coral Sand*, Proceedings of the 125 National SME Meeting, 1996, p. 96–137.

OLIVEIRA, P. S., Rotas para Recuperação de Ferro Fino Contido no *Underflow* do Espessador de Lama da Usina da Usina de Conceição, Dissertação de Mestrado (Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas), Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), 2006.

OSOSKOV, V., KEBBEKUS, B., *Development of a Method for Removal of Nonvolatile Organic Materials From Soil Using Flotation*, Project R-61 Description, Institute of Technology, New Jersey, USA, 1997.

PEASE, J. D., CURRY, D. C., YOUNG, M. F., *Designing Flotation Circuits for High Fines Recovery*, Minerals Engineering, Vol. 19, 2005, p. 831-840.

PEREIRA, C. E., PERES, A. E. C., *Reduction of Magnesium Content in Copper Concentrates*, Froth Flotation, Developments in Mineral Processing, Vol. 9, Elsevier, Amsterdam, 1988, p. 317-328.

PEREIRA, S. R. N., O Uso de Óleos Apolares na Flotação Catiônica Reversa de um Minério de Ferro, Dissertação de Mestrado (Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas), Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), 2004.

PERES, A. E. C., Flotação, Notas de Aula, Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), 2001.

PERES, A. E. C., CORRÊA, M. I., *Depression of Iron Oxides With Corn Starches, Minerals Engineering, Vol. 9, No° 12, 1996, p. 1227-1234.*

PITA, F. A. G., Influência do Equipamento na Flotação por Espumas: Célula Mecânica Versus Coluna, Série Rochas e Minerais Industriais, Vol. 5, CETEM/MCT, Rio de Janeiro, 2001, p. 5-10.

PITA, F. A. G., Influência da Aeração Numa Coluna *Batch*, Série Tecnologia Mineral, Vol. 83, CETEM/MCT, Rio de Janeiro, 2004, p. 6-11.

ROSA, J. J., O Condicionamento em Alta Intensidade e a Recuperação de Finos de Minérios por Flotação, Dissertação de Mestrado (Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais), Escola de Engenharia da Universidade Federal do Rio Grande do Sul (UFRGS), 1997.

ROSS, V., *An Investigation of Sub-Processes in Equilibrium Froths: The Mechanisms of Detachment and Drainage, International Journal of Mineral Processing, Vol. 31, 1991 (a), p. 37-50.*

ROSS, V., *An Investigation of Sub-Processes in Equilibrium Froths: The Effect of Operation Conditions, International Journal of Mineral Processing, Vol. 31, 1991 (b), p. 51-71.*

RUBIO, J., HOBERG, H., *The Process of Separation of Fine Mineral Particles by Flotation with Carrier, International Journal of Mineral Processing, Vol. 37, 1993, p. 109-122.*

RUBIO, J., *Flocculation-Flotation Process for Wastewater Treatment and Reuse, Patente requerida (em progresso) no Brasil, 2001.*

RUBIO, J., SOUZA, M. L., SMITH, R. W., *Overview of Flotation as a Wastewater Treatment Technique, Minerals Engineering, Vol. 15, 2002, p. 139-155.*

SANTOS, I. J., *Estudo da Produção de Concentrados de Minério de Ferro a Partir dos Rejeitos da Barragem de Germano, Dissertação de Mestrado (Programa de Pós Graduação em Engenharia de Minas), Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto (UFOP), 2003.*

SCHNEIDER, I. A. H., SMITH, R. W., RUBIO, J., *The Separation of Soybean Protein Suspensions by Dissolved Air Flotation, Journal of Resource Environmental Biotechnology 1, 1995, p. 47-64.*

SILVA, R. R. R., *Sistemas de Reagentes Surfatantes na Flotação Catiônica Reversa de Minérios de Ferro, Dissertação de Mestrado (Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas), Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), 2004.*

SIVAMOCHAN, R., *The Problem of Recovering Very Fine Particles in Mineral Processing – A Review, International Journal of Mineral Processing, Vol. 28, Elsevier Science Publishers B. V., Amsterdam, Holland, 1990, p. 247-288.*

SHIBATA, J., MATSUMOTO, S., YAMAMOTO, H., KUSAKA, E., *Flotation Separation of Plastics Using Selective Depressants, International Journal of Mineral Processing 48, 1996, p. 127-134.*

SOMASUNDARAN, P., *Surface Interactions in Flotation of Fines, Invited Lecture, Institute of Surface Chemistry, Stockholm, Sweden, 1983.*

SOMASUNDARAN, P., *Role of Surface Phenomena in the Beneficiation of Fine Particles, Mining Engineering, August, 1984, p. 1177-1186.*

SUBRAHMANYAN, T. V., FOSSBERG, E. F. S., *Fine Particle Processing: Shear Flocculation and Carrier Flotation - A Review, International Journal of Mineral Processing, Vol. 30, 1990, p. 265-286.*

THOMAS, M. T., PETERSON, D. A., HARTLEY, J. N., FREEMAN, H. D., *Application of Surface Spectroscopies to Interfacial Problems in Mineral Processing, B. Yahar and D. J. Spottiswood Editors, Interfacial Phenomena in Mineral Processing, Proceedings, Engineering Foundation, New York, N. Y., USA, 1982, p. 63-92.*

TRAHAR, W. J., WARREN, L. J., *The Floatability of Very Fine Particles - A Review, International Journal of Mineral Processing, Vol. 3, 1976, p. 103-131.*

TRAHAR, W. J., *A Rational Interpretation of Role of Particle Size in Flotation, International Journal of Mineral Processing, Vol. 2, 1981, p. 289-327.*

TURRER, H. D. G., *Utilização de Poliacrilamidas de Alto Peso Molecular na Flotação Catiônica Reversa de Minério de Ferro, Dissertação de Mestrado (Curso de Pós Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas), Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG), 2004.*

WHEELER, D. A., *Column Flotation – The Original Column, in Froth Column, Proceedings of the 2<sup>nd</sup> Latino American Congress on Froth Flotation, Chile, ed. Castro, S. H. e Alvarez, J., 1988.*



YIANATOS, J. B., FINCH, J. A., LAPLANTE, A. R., *Hold-up Profile and Bubble Size Distribution of Flotation Column Froths, Canadian Metallurgical Quarterly, Vol. 25, N° 1, 1986, p. 23-29.*

YIANATOS, J. B., FINCH, J. A., LAPLANTE, A. R., *The Cleaning Action in Column Flotation Froths, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section C, Vol. 96, 1987, p. C199-C204.*

**ANEXO A**

**DETALHES DOS ENSAIOS BET**

Quantachrome Corporation  
NOVA Enhanced Data Reduction Software Ver. 2.13  
File Name = hm87a04.dat

User ID	= João	User Setup	= 2
Comments	= 2h no vácuo a 200°C.		
Sample ID	= Lama Rocha	Sample Cell Number	= 11
Sample Weight	= 6.7775 g	Sample Volume	= 1.9364 cc
Sample Density	= 3.5000 g/cc		
Po Type	= Calculate	Po	= 705.92 mm Hg
Adsorbate	= Nitrogen	Bath Temperature	= 77.40 deg K
Adsorption Tolerance	= 0.1000 mm Hg	Desorption Tolerance	= 0.0000 mm Hg
Adsorption Equil Time	= 60 sec	Desorption Equil Time	= 0 sec
Adsorption Dwell Time	= 180 sec	Desorption Dwell Time	= 0 sec

P/Po	Volume (cc/g)	TAGS	
0.041940	7.404383	A	M
0.092421	8.395574	A	M
0.141237	9.113523	A	M
0.194051	9.804654	A	M T
0.241584	10.387950	A	M T
0.290856	10.971198	A	M S T
0.340342	11.571113	A	T
0.394007	12.229018	A	T
0.441023	12.800527	A	T
0.490531	13.440291	A	T
0.542760	14.173116	A	T
0.591227	14.908300	A	T
0.642073	15.843848	A	T
0.691794	16.915274	A	T
0.741606	18.265501	A D	T

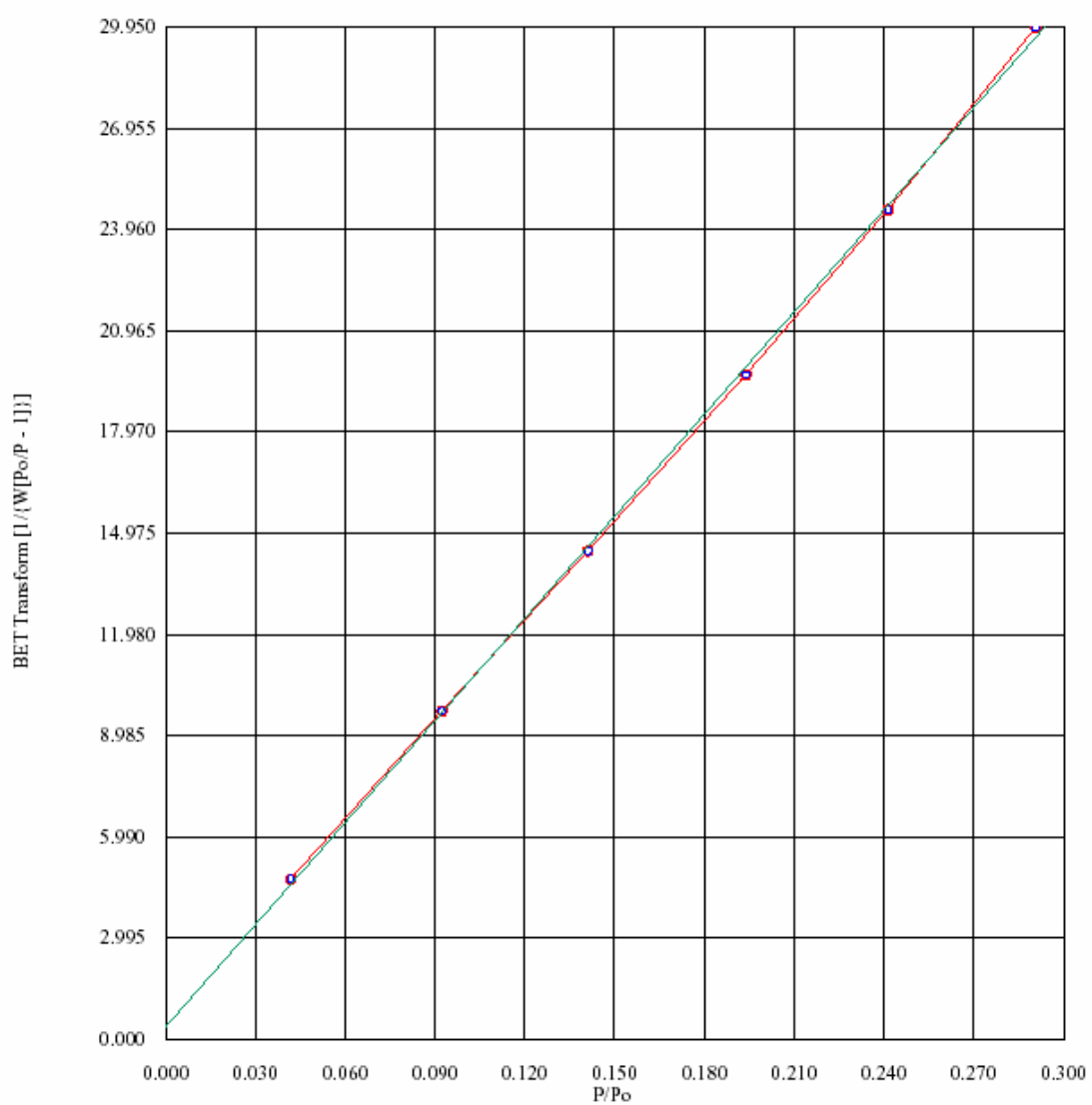
Instrument	= NOVA-1200 Ver. 5.25	User Setup	= 2
User ID	= João		
Comments	= 2h no vácuo a 200°C.		
Sample ID	= Lama Rocha	Sample Cell Number	= 11
Sample Weight	= 6.7775 g	Sample Volume	= 1.9364 cc
Sample Density	= 3.5000 g/cc		
Po Type	= Calculate	Po	= 705.92 mm Hg
Adsorbate	= Nitrogen	Bath Temperature	= 77.40 deg K
Adsorption Tolerance	= 0.1000 mm Hg	Desorption Tolerance	= 0.0000 mm Hg
Adsorption Equil Time	= 60 sec	Desorption Equil Time	= 0 sec
Adsorption Dwell Time	= 180 sec	Desorption Dwell Time	= 0 sec
Analysis Start Time	= Wed Jun 16 13:04:02 2004	Elapsed Time	= 154.88 Minutes.

## Multi Point BET (Adsorption)

P/Po	BET Transform [1/{W[Po/P - 1]}]
0.041940	4.730376
0.092421	9.704808
0.141237	14.439213
0.194051	19.648533
0.241584	24.534866
0.290856	29.911837

Slope	=	100.626064
Intercept	=	0.355572
Correlation Coefficient	=	0.999776
BET C	=	283.997568
Total Surface Area in Cell	=	233.7332 m <sup>2</sup>
Specific Surface Area	=	34.4866 m <sup>2</sup> /g

Multi Point BET (Adsorption)



Single Point BET (Adsorption)

P/Po	Specific Surface Area [m <sup>2</sup> /g]
0.290856	33.863213

## t Method – de Boer (Adsorption)

Statistical Thickness [Å]	Adsorbed Volume [cc/g]
4.330271	0.015145
4.635973	0.016046
4.952777	0.016947
5.278620	0.017873
5.648407	0.018889
5.992849	0.019772
6.383380	0.020760
6.835786	0.021892
7.303896	0.023028
7.860596	0.024473
8.491450	0.026128
9.240946	0.028214
External Surface Area	= 26.1886 m <sup>2</sup> /g
Micropore Surface Area	= 8.2981 m <sup>2</sup> /g
Micropore Volume	= 0.003969 cc/g
Correlation Coefficient	= 0.999754