

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

Dissertação de Mestrado

Rota de processo para o *underflow* da
deslamagem de minério de ferro do
concentrador da Samarco Mineração S.A

Autor: Paulo Sérgio Mapa
Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Dezembro/2006

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

Paulo Sérgio Mapa

ROTA DE PROCESSO PARA O *UNDERFLOW* DA DESLAMAGEM DE MINÉRIO DE
FERRO DO CONCENTRADOR DA SAMARCO MINERAÇÃO S.A

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
2006

DEDICATÓRIA

À memória da minha inesquecível avó Efigênia de Souza Mapa.
À minha mãe Didi.
À minha esposa Cila e meus filhos Diego, Raphael e Rodrigo.

AGRADECIMENTOS

Agradeço a todos aqueles que, direta ou indiretamente, colaboraram na execução deste trabalho e, em especial:

À Diretoria da Samarco Mineração S.A, por incentivar o estudo e o desenvolvimento pessoal e profissional de seus empregados.

Ao meu orientador, Prof. Antônio Eduardo Clark Peres, pelos ensinamentos, supervisão acadêmica, profissionalismo e amizade.

A Paulo Rabelo e Maury pelo impulso inicial, demonstração de confiança e apoio.

A Joaquim Donda, Ari Turrer e Helio Sérgio pelos constantes ensinamentos e valiosa orientação profissional.

A João Pedro, Alessandra Prata, João Batista, Ivan dos Santos e Mauro Carvalho pelo incentivo e, sobretudo, por ter proporcionado condições para a conclusão desse trabalho.

A João Miranda, Eduardo Gamarano, Leônidas Pinto, Márcio Aparecido e às equipes dos laboratórios de Controle de Processo, Químico, Físico e de Mineralogia pela competente execução dos ensaios e análises.

A Marcos Gomes, Álvaro Resende, Domingos Queiroz, Márcio Alves, Valdirene e demais colegas da Gerência de Processo e Automação pelo incentivo ao longo dessa empreitada.

A Lamartine, Ataíde, Roberto Leão, Ricardo Ligório, José Pedro e respectivas equipes de produção pelo companheirismo e constante estímulo.

Aos professores e funcionários do CPGEM/UFMG pelo profissionalismo, competência e amizade ao longo do curso.

A Geraldo Batisteli, colega em todas etapas desta jornada, pela solidariedade e incentivo.

SUMÁRIO

1- INTRODUÇÃO	1
2 – OBJETIVOS	3
2.1 – Objetivo geral	3
2.2 – Objetivos específicos	3
3 - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	4
3.1 – Ferro	4
3.1.1 – Introdução	4
3.1.2 - Óxidos, oxihidróxidos e hidróxidos de ferro	6
3.1.3 - Hematita, martita, magnetita e goethita	7
3.1.3.1 - Hematita e martita (Fe_2O_3)	7
3.1.3.2 - Magnetita (Fe_3O_4)	8
3.1.3.3 - Goethita (FeO.OH)	9
3.1.4 - Geologia e geoquímica	11
3.2 – Minério de ferro	15
3.2.1 – Introdução	15
3.2.2 – Reservas mundiais e brasileiras de minério de ferro	15
3.2.3 – Quadrilátero Ferrífero	18
3.2.4 – A mina de Alegria	22
3.2.5 – Processamento de minérios de ferro	27
3.2.6 – O processo produtivo Samarco e o fluxo do minério na britagem e no concentrador	30
3.3 – Concentração de minérios por flotação	41
3.3.1 – Introdução	41
3.3.2 – Princípios de propriedades das interfaces	43
3.3.3 – Reagentes de flotação	49
3.3.3.1 – Coletores	49
3.3.3.2 – Espumantes	50
3.3.3.3 – Modificadores	51
3.3.4 – Flotação catiônica reversa de minérios de ferro	52
3.3.4.1 – Aminas	66
3.3.4.2 – Amidos	76
3.4 – Deslamagem de minérios de ferro	90

4 - METODOLOGIA	97
4.1 - Composição e preparação das amostras	97
4.2 - Caracterização das amostras	102
4.2.1 - Análise granulométrica	103
4.2.6 - Área superficial específica, por Blaine e BET	103
4.2.3 - Análise química	104
4.2.4 - Microscopia óptica de luz refletida por faixa	104
4.2.5 - Difração de raios-X	105
4.2.6 - Microscopia eletrônica de varredura e microanálise	105
4.3 - Ensaio tecnológicos	106
4.3.1 – Testes exploratórios de flotação em célula mecânica de laboratório -	106
4.3.2 – Testes com reagentes alternativos	107
4.3.3 – Testes de condicionamento	108
4.3.4 – Testes de flotação em coluna piloto	109
5 - APRESENTAÇÃO DOS RESULTADOS E DISCUSSÃO	110
5.1 - Caracterização das amostras	110
5.1.1 - Análise granulométrica	110
5.1.2 - Área superficial específica, por Blaine e BET	112
5.1.3 - Análise química	113
5.1.4 - Microscopia óptica de luz refletida por faixa	117
5.1.5 - Difração de raios-X	121
5.1.6 - Microscopia eletrônica de varredura e microanálise	123
5.2 – Ensaio tecnológicos	124
5.2.1 – Testes exploratórios de flotação em célula mecânica de laboratório -	124
5.2.2 – Testes com reagentes alternativos	133
5.2.2.1 – Eterdiaminas	133
5.2.2.2 – Carboximetilcelulose (CMC)	138
5.2.2.3 – Lignossulfonato	140
5.2.2.4 – Poliacrilamida	142
5.2.2.5 – Espumantes	144
5.2.3 – Testes de condicionamento	150
5.2.4 – Testes de flotação em coluna piloto	152

6 – CONCLUSÕES	156
7 – SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	159
8 – REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	160

LISTA DE FIGURAS

3.1 - Distribuição das reservas de formações ferríferas no Brasil (adaptado de QUARESMA, 2001). -----	17
3.2 - Localização do Quadrilátero Ferrífero. -----	19
3.3 - Fluxograma geral do processo produtivo da Samarco. -----	31
3.4 - Fluxograma da britagem da Samarco. -----	33
3.5 - Fluxograma da usina de concentração da Samarco. -----	35
3.6 - Estrutura da dupla camada elétrica (PARKS, 1965; PARKS, 1967). -----	47
3.7 - Fluxograma da deslamagem da usina de concentração da Samarco. -----	54
3.8 – Recuperação metálica em função da participação do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----	56
3.9 – Teor de sílica no concentrado em função da participação do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----	56
3.10 – Cinética de flotação do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. -----	57
3.11 – Cinética de flotação do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----	58
3.12 - Cinética de flotação da amostra composta (alimentação da flotação tal qual). -	58
3.13 – Distribuição granulométrica do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores, do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores e da amostra composta -----	60
3.14 – Possíveis efeitos de partículas muito finas na flotação (KLASSEN & MOKROUSOV, 1963 apud de ARAUJO, 1982). -----	63

3.15 – Aumento da área superficial devido à diminuição do tamanho da partícula (TURRER, 2004). -----	64
3.16 – Fluxograma com o resumo das rotas de produção das aminas e seus derivados (NEDER, 2005). -----	67
3.17 - Concentração molar logarítmica de dodecilamina e suas frações ionizadas em função do pH (SMITH & AKHATAR, 1976). -----	70
3.18 - Concentração molar logarítmica de diamina de sebo e suas frações ionizadas em função do pH (ARI, 2001). -----	71
3.19 - Efeito de diferentes tamanhos de cadeia de aminas no resultado de flotação de quartzo (SOMASUNDARAN, 1964 apud NEDER, 2005). -----	74
3.20 - Configuração estrutural das moléculas de amilose (LEJA, 1982). -----	77
3.21 - Configuração estrutural das moléculas de amilopectina (LEJA, 1982). -----	78
3.22 – Fluxograma do processamento a seco do milho (ABIMILHO, 2005). -----	85
3.23 – Fluxograma do processamento a úmido do milho (ABIMILHO, 2005). -----	86
3.24 - Efeito das lamas na flotação catiônica reversa de minério de ferro da mina de Alegria (RABELO, 1992). -----	92
3.25 - Efeito do pH no grau de dispersão (adaptado de SOUZA Jr., 1994). -----	95
3.26 - Teor de SiO ₂ no concentrado e recuperação metálica na flotação x pH de dispersão na deslamagem. -----	95
4.1 - Teor de sílica do concentrado na flotação do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores CNS e CLS. -----	100
4.2 - Teor de sílica do concentrado na flotação do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores CNS e CLS. -----	100

4.3 - Recuperação metálica na flotação do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores CNS e CLS. -----	101
4.4 - Recuperação metálica na flotação do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores CNS e CLS.-----	101
4.5 - Rota de caracterização para as amostras de <i>underflow</i> dos ciclones limpadores e do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. -----	102
5.1 – Distribuição granulométrica do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores e do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----	111
5.2 – Distribuição química relativa por faixa de tamanho do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. -----	115
5.3 – Distribuição química relativa por faixa de tamanho do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----	115
5.4 – Quantidade relativa dos minerais de ferro presentes no <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores e no <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. -----	119
5.5 – Inclusão de uma partícula de hematita em uma partícula de quartzo. -----	123
5.6 – Gráficos de Pareto para obtenção de teor de sílica no concentrado. -----	126
5.7 – Gráficos de efeitos principais para obtenção de teor de sílica no concentrado. ---- -----	127
5.8 – Gráficos de interações para obtenção do teor de sílica no concentrado. -----	128
5.9 – Gráficos de Pareto para recuperação metálica. -----	130
5.10 – Gráficos de efeitos principais para recuperação metálica. -----	131
5.11 – Gráficos de interações para recuperação metálica. -----	132

- 5.12 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores utilizando carboximetilcelulose-----138
- 5.13 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores utilizando carboximetilcelulose-----139
- 5.14 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores utilizando lignossulfonato -----140
- 5.15 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores utilizando lignossulfonato -----141
- 5.16 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores utilizando poliacrilamida não-iônica -----142
- 5.17 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores utilizando poliacrilamida não-iônica -----143
- 5.18 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores com diferentes tempos de condicionamento do amido-----150
- 5.19 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores com diferentes tempos de condicionamento do amido-----150

LISTA DE TABELAS

3.1 - Abundância relativa dos principais elementos da crosta terrestre até uma profundidade teoricamente minerável de 5Km (adaptado de JONES, 1987). ---5	5
3.2 - Principais óxidos e oxihidróxidos de ferro (SCHWERTMANN & CORNEL, 1991). 6	6
3.3 - Principais características de formações ferríferas bandadas (adaptado de ERIKSSON, 1995). -----14	14
3.4 - Distribuição das reservas de formações ferríferas e produções de minério de ferro no mundo (2003). -----16	16
3.5 - Coluna estratigráfica do Pré-Cambriano no Quadrilátero Ferrífero (modificado de ENDO, 1988). -----20	20
3.6 - Classificação dos minérios de ferro de Itabira (adaptado de DORR & BARBOSA, 1963). -----22	22
3.7 - Rochas características das formações do Complexo Alegria (adaptado de DORR II, 1964). -----23	23
3.8 - Especificações químicas e físicas da alimentação da usina de concentração (01/01/05 a 30/06/05). -----34	34
3.9 - Especificações dos produtos da usina de concentração da Samarco. -----40	40
3.10 – Resultados de testes de flotação exploratórios em bancada com diferentes participações de <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----55	55
3.11 – Análise granulométrica do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores, do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores e da amostra composta (alimentação da flotação tal qual). -----59	59
3.12 - Resultados de teste industrial do dia 23/06/2005. -----61	61

3.13 – Coletores utilizados nas usinas de beneficiamento de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero e suas respectivas dosagens (adaptado de NEDER, 2005). -----	68
3.14 – Solubilidade de aminas (VIEIRA, 1995). -----	73
3.15 - Composição provável de alguns amidos (adaptada de FRANCO et al, 2001). -	78
3.16 – Composição química de alguns amidos processados industrialmente (FRANCO et al, 2001). -----	79
3.17 – Temperatura de gelatinização de amidos de diferentes fontes botânicas (FRANCO et al, 2001). -----	81
3.18 – Análises físico-químicas e granulométricas típicas de amido convencional e não convencional (VIANA & SOUZA, 1985). -----	83
3.19 - Resultados de testes de flotação exploratórios em bancada com fubás de diferentes fornecedores. -----	87
3.20 – Perdas de seletividade do processo de flotação devido à presença de lamas (SOUZA & de ARAUJO, 1999). -----	91
3.21 - Desempenho da flotação de quartzo na presença de espécies minerais de diferentes faixas granulométricas (SOUZA & de ARAUJO, 1999). -----	91
3.22 - Teores da alimentação da flotação em função do pH de dispersão na deslamagem. -----	96
4.1 – Resultados dos ensaios de flotação exploratórios com <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. -----	98
4.2 – Resultados dos ensaios de flotação exploratórios com <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----	99

5.1 – Análise granulométrica do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores e do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----	110
5.2 – Resultados das determinações de área superficial específica. -----	112
5.3 – Análise granuloquímica do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. -----	113
5.4 – Análise granuloquímica do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----	113
5.5 – Análise granuloquímica acumulada do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. ----	114
5.6 – Análise granuloquímica acumulada do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. 114	
5.7 – Análise mineralógica por faixa de tamanho do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. -----	117
5.8 – Análise mineralógica por faixa de tamanho do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----	117
5.9 – Quantidade relativa dos minerais de ferro presentes no <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. -----	118
5.10 – Quantidade relativa dos minerais de ferro presentes no <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----	119
5.11 – Grau de liberação do quartzo no <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. -----	120
5.12 – Grau de liberação do quartzo no <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----	120
5.13 – Difração de raios-X do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. -----	121
5.14 – Difração de raios-X do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -----	121
5.15 – Resultados dos ensaios de flotação dos experimentos do tipo fatorial com o <i>underflow</i> dos ciclones limpadores e deslamadores. -----	125

5.16 – Variáveis de processo utilizadas nos ensaios com reagentes alternativos. ---	133
5.17 – Resultados dos ensaios de flotação do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores utilizando eterdiaminas com diferentes tamanhos das cadeias hidrocarbônicas. -----	134
5.18 – Resultados dos ensaios de flotação do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores utilizando eterdiaminas com diferentes tamanhos das cadeias hidrocarbônicas. -----	136
5.19 – Resultados dos ensaios de flotação do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores utilizando eterdiamina e espumantes da Clariant. -----	144
5.20 – Resultados dos ensaios de flotação do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores utilizando eterdiamina e espumantes da Cytec. -----	145
5.21 – Resultados dos ensaios de flotação do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores utilizando eterdiamina e espumantes da Clariant. -----	147
5.22 – Resultados dos ensaios de flotação do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores utilizando eterdiamina e espumantes da Cytec. -----	148
5.23 – Resultados dos ensaios de flotação do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. -	152
5.24 – Resultados dos ensaios de flotação do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. -- -----	152
5.25 – Resultados dos “testes em branco” do <i>underflow</i> dos ciclones limpadores. --	153
5.26 – Resultados dos “testes em branco” do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores. --- -----	153
5.27 – Simulação da recuperação metálica global. -----	154

LISTA DE ABREVIATURAS

CLS -	<i>Concentrate Low Silica</i>
CNS -	<i>Concentrate Normal Silica</i>
CM –	Célula mecânica de laboratório
CP –	Coluna piloto
RM –	Recuperação metálica
ROM -	<i>Run of Mine</i>

RESUMO

O processo de flotação catiônica reversa de minério de ferro, utilizando eteramina como coletor/espumante e amido de milho como depressor, ocupa papel estratégico em todas as grandes usinas brasileiras produtoras de *pellet-feed*. Um dos grandes desafios encontrados nas usinas que utilizam esse processo é o aumento da recuperação metálica, cujo fator preponderante é a redução da perda de minerais de ferro no flotado, por arraste ou flotação verdadeira.

Neste trabalho, buscou-se a caracterização dos dois produtos provenientes da deslamagem (*underflow* dos ciclones limpadores e *underflow* dos ciclones deslamadores) que constituem a alimentação do processo de flotação catiônica reversa de minério de ferro da usina de concentração da Samarco e estudar novas rotas e alterações de processo.

Foram feitos testes de flotação em célula mecânica de laboratório, no intuito de comparar o desempenho em separado desses dois produtos em relação aos reagentes comumente utilizados na usina de concentração e também a reagentes alternativos, tendo sido constatados diferentes comportamentos de cada um dos produtos em estudo.

Foram executados também 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 na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores. Na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores constatou-se que maiores tempos de condicionamento conduzem a um menor teor de sílica no concentrado, sem alterações na recuperação metálica.

Ensaio de flotação em coluna piloto resultaram na obtenção de melhores índices de recuperação metálica, tanto na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores quanto na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores, comparativamente com a utilização da célula mecânica de laboratório, sem prejuízos na qualidade do concentrado. O incremento na recuperação metálica foi mais expressivo na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores.

ABSTRACT

The iron ore reverse cationic flotation process, using etheramine as a collector/frothing and corn starch as a depressor, is very important in all major Brazilian pellet-feed concentration plants. One of the major challenges found by these plants is the metallic recovery increase, whose main factor is the reduction of iron minerals loss on the froth or true flotation.

The main purposes of this study were the characterization of the two products proceeding from the desliming circuit (cleaner hydrocyclones underflow and desliming hydrocyclones underflow) that constitute the reverse cationic flotation process of iron ore feed on Samarco concentration plant and study alternative routes and process changes.

Laboratory flotation tests on mechanical cells were performed with the target of comparing the performance of these two products separately regarding the common reagents used on concentration plants and also alternative ones. Different behaviors were evidenced for each of the products studied.

Laboratory flotation tests on mechanical cells were also performed to check the influence of different conditioning times. It was observed the necessity of the determination of the best conditioning time for the cleaner hydrocyclones underflow flotation. It was evidenced that bigger conditioning time on the desliming hydrocyclones underflow flotation leads to lower silica grade on the concentrate without metallic recovery changes.

Better metallic recovery values without damage on the quality of the concentrate were observed on pilot column flotation tests if compared with the laboratory mechanical cells flotation tests for both products. The metallic recovery increase was more expressive on the desliming hydrocyclones underflow flotation.

CAPÍTULO 1 - INTRODUÇÃO

A indústria de extração e beneficiamento de minério de ferro é uma atividade indissociável da produção e do consumo de aço. A siderurgia é, seguramente, a maior compradora deste insumo. Estima-se que 98% das vendas de minério de ferro são direcionadas à indústria siderúrgica. Nesse sentido, as perspectivas de desempenho do setor siderúrgico constituem-se, tradicionalmente, no principal elemento norteador do nível de atividade da extração de minério.

O Brasil é um dos líderes na produção e exportação de minério de ferro e o forte crescimento econômico da China e a recuperação do nível de atividade industrial dos EUA causaram a dinamização do comércio internacional e a elevação do consumo de produtos transformados de aço, contribuindo para um excelente desempenho do setor mineral brasileiro de ferro, que passou por uma expansão nas vendas para os mercados interno e externo, entre 1998 e 2004, de 107,8%. As exportações brasileiras de minério de ferro em volume totalizaram 200,7 milhões de toneladas e a receita atingiu US\$ 4,9 bilhões em 2004, crescendo respectivamente 9,4% e 28,7% em relação a 2003. As exportações drenaram cerca de 84% do total produzido de minério de ferro e representaram 5% da pauta total de exportações do país (MAXPRESS, 2005).

Dado às crescentes exigências sócio-ambientais nos cenários interno e mundial, tanto as usinas siderúrgicas integradas quanto as mini-usinas siderúrgicas vêm promovendo investimentos em melhoria tecnológica e cobrando melhores insumos da indústria mineral, visando produtos de melhor qualidade, com menores custos e reduzidos efeitos negativos ao meio ambiente.

Os fatos relatados denotam a necessidade de níveis cada vez maiores de produção e qualidade do minério de ferro, concomitantemente com a alimentação das usinas de tratamento com minérios cada vez mais complexos e de menor teor de Fe, dado à necessidade de melhor aproveitamento das reservas. Essa situação antagônica mostra investimentos em pesquisa e desenvolvimento tecnológico para assegurar a manutenção da competitividade e, até mesmo, a sobrevivência das empresas dedicadas à exploração e tratamento do minério de ferro, em um cenário de competição global.

Inserido nesse contexto técnico-econômico, o processo de flotação catiônica reversa de ganga (geralmente minerais da classe dos silicatos e principalmente o quartzo), através da depressão seletiva dos óxidos de ferro, mostra-se consolidado como o mais comumente utilizado para o tratamento dos itabiritos, rochas que contêm ferro mais abundantes no Brasil.

Um dos parâmetros mais utilizados para aferir o desempenho desse processo é a recuperação metalúrgica. Sua maximização é de vital importância para o aumento do lucro do empreendimento mineral, para a elevação da vida útil das reservas e das bacias de descarte de rejeito – este último, objeto de crescentes exigências dos órgãos ambientais e cujo atendimento é cada vez mais determinante na condução harmoniosa da atividade mineral.

A mistura de minérios itabiríticos provenientes de três minas (Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9) proporciona variações físicas (ex.: liberação, granulometria e área superficial da alimentação) e químicas (ex.: teores de Fe, SiO_2 , Al_2O_3 , P e PPC) na alimentação da usina de concentração da Samarco e, de forma mais relevante, na alimentação do processo de flotação, ocasionando mudanças na seletividade do mesmo.

O tratamento de minérios cada vez mais complexos, com menores taxas de flotação da ganga, menores teores de Fe e crescentes taxas de alimentação para compensar as menores recuperações em massa decorrentes dessa queda de teores, tem ocasionado quedas na recuperação metalúrgica na usina de concentração da Samarco Mineração S.A, cujo fator preponderante é a perda de partículas ultrafinas de minerais de ferro no flotado, por arraste ou flotação verdadeira.

CAPÍTULO 2 - OBJETIVOS

2.1 - Objetivo geral

O objetivo deste trabalho foi buscar caracterizar os dois produtos provenientes da deslamagem (*underflow* dos ciclones limpadores e *underflow* dos ciclones deslamadores) que constituem a alimentação do processo de flotação catiônica reversa de minério de ferro da usina de concentração da Samarco Mineração S.A e estudar novas rotas e alterações de processo. Espera-se, dessa forma, identificar alternativas para aumentar a recuperação metalúrgica do processo de flotação reversa de minério de ferro da Samarco.

2.1 - Objetivos específicos

Estudar o comportamento do *underflow* dos ciclones limpadores e do *underflow* dos ciclones deslamadores, separadamente, frente:

- Aos reagentes comumente utilizados no processo de flotação da usina de concentração da Samarco Mineração S/A (etermonoamina EDA-3, eterdiamina F 2835-2, ambas fornecidas pela Clariant, e *gritz*).
- A reagentes alternativos de flotação (eterdiaminas com diferentes comprimentos da cadeia hidrocarbônica, carboximetilcelulose, lignossulfonato, poliacrilamida e espumante).
- A diferentes tempos de condicionamento de reagentes.
- A flotação em célula mecânica e a flotação em coluna.

CAPÍTULO 3 - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é apresentada uma revisão da literatura técnica, compreendendo aspectos gerais sobre ferro, minérios de ferro e operações unitárias de tratamento dos mesmos. São abordados, também, aspectos relevantes da Samarco Mineração S/A, tais como: geologia, mineralogia e beneficiamento.

A deslamagem e a concentração de minérios de ferro por flotação são abordadas mais detalhadamente, por constituírem a base deste estudo.

3.1 - Ferro

3.1.1 - Introdução

O núcleo interno da Terra é composto basicamente de níquel e ferro e representa cerca de 17% do volume de nosso planeta. O núcleo externo é fluido e se estende até cerca de 5.155km da superfície da Terra. A camada sólida mais interna chega a cerca de 6.371km de profundidade e apresenta temperaturas estimadas entre 2.000 e 5.000°C. Entre o manto e o núcleo existe uma região chamada de descontinuidade de Gutenberg. O manto é composto principalmente de oxigênio, ferro, silício e magnésio e forma 82% do volume da Terra. Entre o manto e a camada mais externa, ou seja, a crosta terrestre, existe uma região denominada Moho. A crosta terrestre tem cerca de 0,6% do volume total do planeta e é constituída, principalmente, por silício e magnésio em sua porção interna e silício e alumínio em sua porção externa. (POPP, 1984)

Esses dados levam à conclusão de que o ferro é bastante abundante em nosso planeta. De fato, o ferro (Fe) é um elemento químico que, em termos globais, responde por mais de 36% em massa da constituição da Terra, sendo o elemento mais abundante do planeta. Entretanto, assim como ocorre com a densidade, a massa de ferro decresce, do manto para a crosta, e na crosta continental a abundância de ferro é expressivamente menor. Considerando-se, todavia, que apenas os 5km mais superficiais da crosta podem ser minerados (pelo menos no estágio atual da tecnologia), a proporção de ferro é mais uma vez reduzida.

Na crosta continental, dois outros elementos químicos são mais abundantes que o ferro: o silício (27,2% do total) e o oxigênio (45,2% do total), sendo que este se encontra intimamente associado aos demais elementos químicos e, em especial, ao silício na forma de compostos químicos naturais – os minerais da família dos silicatos.

Em termos de profundidade teoricamente acessível à mineração (cerca de 5km), as abundâncias relativas dos principais elementos químicos são mostrados na tabela 3.1. Observa-se que pouco se alteram as abundâncias do silício e do oxigênio. O alumínio, porém, passa a ser o terceiro elemento mais abundante, acima do ferro.

Tabela 3.1 – Abundância relativa dos principais elementos da crosta terrestre até uma profundidade teoricamente minerável de 5km (adaptado de JONES, 1987)

Elemento Químico	Símbolo	Abundância Média (% em peso)	Massa Aproximada (toneladas)
Oxigênio	O	46,60	$4,6 \times 10^{18}$
Silício	Si	27,72	$2,7 \times 10^{18}$
Alumínio	Al	8,13	$8,0 \times 10^{17}$
Ferro	Fe	5,00	$4,9 \times 10^{17}$
Cálcio	Ca	3,63	$3,6 \times 10^{17}$
Sódio	Na	2,83	$2,8 \times 10^{17}$
Potássio	K	2,59	$2,5 \times 10^{17}$
Magnésio	Mg	2,09	$2,1 \times 10^{17}$
Titânio	Ti	0,44	$4,3 \times 10^{16}$
Fósforo	P	0,10	$9,8 \times 10^{15}$
Manganês	Mn	0,19	$8,8 \times 10^{15}$
Total Acumulado		99,22	$9,7 \times 10^{18}$

O ferro é maleável e dúctil, tem densidade específica de 7,87 e, comparado a outros metais, é um fraco condutor de eletricidade. É facilmente magnetizável em temperaturas baixas, porém sua magnetização torna-se difícil com seu aquecimento, até que em 790°C ocorre o desaparecimento dessa propriedade, graças à transformação de ferro- α em ferro- β (CRISTIE & BRATHWAITE, 1997).

A ocorrência de ferro nativo (α -Fe) é rara, sendo encontrado somente em meteoritos e como raros grãos ou massas associadas com rochas basálticas (uma exceção notável é Disko Island, na Groenlândia, onde as massas de ferro nativo podem atingir várias toneladas (KLEIN & HURLBUT, 1999). Normalmente, o ferro ocorre associado a dióxido de carbono, oxigênio, enxofre ou silício formando carbonatos, óxidos, sulfetos e silicatos, respectivamente.

3.1. 2 – Óxidos, Oxihidróxidos e Hidróxidos de Ferro

Até hoje, são conhecidos, na natureza, treze óxidos, oxihidróxidos e hidróxidos de ferro. Os mais importantes estão listados na Tabela 3.2. Além deles, existem, ainda, $\text{Fe}(\text{OH})_2$, β - Fe_2O_3 , ϵ - Fe_2O_3 e FeOOH de alta pressão. Todos os óxidos e oxihidróxidos consistem de Fe, O e/ou OH, diferindo em composição, na valência do Fe e, acima de tudo, na estrutura cristalina (SCHWERTMANN & CORNEL, 1991).

Tabela 3. 2 – Principais óxidos e oxihidróxidos de ferro (SCHWERTMANN & CORNEL, 1991)

Oxihidróxidos		Óxidos	
Fórmula	Mineral	Fórmula	Mineral
α - FeOOH	goethita	α - Fe_2O_3	hematita
β - FeOOH	akaganeíta	γ - Fe_2O_3	maghemita
γ - FeOOH	lepidocrocita	Fe_3O_4	magnetita
δ - FeOOH	ferroxihita		
$\text{Fe}_5\text{HO}_8\text{4H}_2\text{O}$	ferrhidrita		

3.1. 3 – Hematita, Martita, Magnetita e Goethita

Dentre os principais óxidos e oxihidróxidos de ferro, do ponto de vista do beneficiamento de minério de ferro no Quadrilátero Ferrífero, destacam-se os seguintes minerais: hematita e martita (Fe_2O_3), magnetita (Fe_3O_4) e goethita (FeO.OH).

3.1. 3. 1 – Hematita e Martita (Fe_2O_3)

Dados Gerais: Frequentemente muito pura. O conteúdo de FeO, sem exceção, parece ser devido à magnetita misturada. Sistema hexagonal, classe escalenoédrica-hexagonal. Os cristais são de morfologias muito diferentes, podendo estar sob a forma de placas delgadas agrupadas em forma de *rosetas*; mais raramente podem ser nitidamente romboédricos; usualmente terrosa, também aparece em configurações botrioidais a reniformes com estrutura radiada, *minério em forma de rim*; pode ser também micácea e laminada, *minério especular*. Chama-se *martita* quando em pseudomorfos octaédricos sobre a magnetita. Sua dureza varia de 5,5 a 6,5 e a densidade de 4,9 a 5,3 e é igual, em cristais puros, a 5,26. Sua cor varia de castanho-avermelhada a preta e seu traço é vermelho acastanhado. Brilho metálico azul do aço, comumente variando de embaçado, nos cristais, a opaco nas variedades terrosas. Sua composição básica tem 70% de Fe e 30% de O, podendo também conter titânio. O seu nome deriva-se de uma palavra grega cujo significado é *sangue*, em alusão à cor do mineral pulverizado (DANA, 1976; RAMDOHR, 1980).

Ocorrência: A hematita é um mineral amplamente distribuído em rochas de todas as idades e forma o minério de ferro mais abundante e importante. Pode ocorrer como produto de sublimação em conexão com as atividades vulcânicas. Ocorre nos depósitos metamórficos de contato e, como mineral acessório, nas rochas ígneas feldspáticas, tais como o granito. Substitui também em grande escala as rochas silíceas. Encontrada desde a forma de escamas microscópicas até a de massas enormes em relação com as rochas metamórficas regionais, onde pode ter se originado pela alteração da goethita, siderita ou magnetita. Tal como a goethita, pode ser formada em massas ou camadas irregulares como resultado da ação do tempo sobre as rochas contendo ferro. Os minérios oolíticos são de origem sedimentar e podem ocorrer em camadas de tamanho considerável. É encontrada nos arenitos

vermelhos, como o material de cimentação, que liga entre si os grânulos de quartzo (DANA, 1976).

Comportamento na microscopia de luz refletida: Muito brilhante e branca, pura quando não comparada a outros minerais. Em comparação com sulfetos amarelos, e especialmente com o ouro, a hematita aparece embaçada e muito mais azul-acinzentada do que dá a impressão, quando em contrastes normais. Reflexões internas: vermelho intenso - no ar são visíveis ocasionalmente; no óleo e/ou com nicóis cruzados são abundantes (RAMDOHR, 1980).

3.1. 3. 2 - Magnetita (Fe_3O_4)

Dados Gerais: Sistema isométrico, classe hexaoctaédrica. Frequentemente ocorre em cristais de hábito octaédrico, geminados ocasionalmente. Os dodecaedros são mais raros, bem como outras formas. Os dodecaedros podem ser estriados paralelamente à interseção com as faces do octaedro. Usualmente é maciça granular, com granulação grossa ou fina. Apresenta dureza igual a 6 e densidade igual a 5,18. É fortemente magnética, comportando-se como um ímã natural. Tem cor e traço pretos, brilho metálico, com perceptíveis tons variados de marrom ou cinza, azul do aço em partes intemperizadas. Em sua composição básica temos 72,4% de Fe e 27,6% de O. A sua composição normalmente corresponde àquela mostrada pela fórmula, contudo, algumas análises mostram alguns traços de magnésio e manganês bivalente. No que concerne à estrutura, parece que a fórmula da magnetita seria mais apropriadamente escrita como $\text{Fe}^{\text{III}}(\text{Fe}^{\text{II}} \text{Fe}^{\text{III}})\text{O}_4$, uma vez que o maior Fe^{II} está situado nos pequenos espaços tetraédricos dos oxigênios densamente empacotados (“estrutura de espinélio invertida”). Nas formas de alta temperatura, Fe^{II} pode ser substituído por Mg, Mn, Zn, Ni, Ti; e Fe^{III} por Al, Ti, V, Cr. O seu nome deriva-se, provavelmente, da localidade Magnesia, nos limites da Macedônia (DANA, 1976 ; RAMDOHR, 1980).

Ocorrência: A magnetita é um mineral de ferro comum. Encontra-se distribuída, sob a forma de um mineral acessório, em muitas rochas magmáticas. Em certos tipos de rocha, através de segregação magmática, torna-se um dos principais constituintes e pode, assim, formar grandes corpos de minério. Esses corpos são, muitas vezes, altamente titaníferos. A magnetita está associada, mais comumente, com rochas metamórficas cristalinas; ocorre também, frequentemente, em rochas ricas de minerais

ferro-magnesianos, a saber, dioritos, gabros e peridotitos. Ocorre também sob a forma de camadas ou lentes imensas incluídas em rochas metamórficas antigas. Encontrase nas areias pretas das praias. Aparece em placas delgadas e sob a forma de crescimentos dendríticos entre as lâminas das micas. Associa-se intimamente, muitas vezes, com o coríndon, para formar o material conhecido como esmeril (DANA, 1976).

Comportamento na microscopia de luz refletida: A reflectividade é moderada; a primeira impressão de cor é um cinza, com tonalidades variáveis de marrom claro (RAMDOHR, 1980).

3.1. 3. 3 - Goethita (FeO.OH)

Dados Gerais: A goethita é um mineral do sistema ortorrômbico, classe bipiramidal. Seus cristais apresentam habitus acicular e também agregados maciços, reniforme, estalactítico e agregados fibrosos radiais. O mineral, a que se dá o nome de minério do pântano, é geralmente de pouca consistência e de textura porosa. A sua dureza varia de 5 a 5,5 e sua densidade é 4,37, podendo chegar a 3,3 para material impuro. Apresenta brilho adamantino a opaco, podendo ser sedoso em algumas variedades finamente escamosas ou fibrosas. Sua cor varia de castanho-amarelada a castanho-escuro; amarelo a vermelho-alaranjada em seções delgadas. O seu traço é castanho-amarelado. Além da fórmula básica FeO.OH, pode conter quantidades variáveis de água adsorvida, bem como Al_2O_3 , CaO, BaO, SiO_2 . Sua composição básica tem 62,9% de Fe, 27% de O e 10,1% de H_2O . O manganês está muitas vezes presente em quantidade acima de 5%. As variedades maciças contêm, muitas vezes, água adsorvida ou água capilar. O seu nome é uma homenagem a Goethe, o poeta alemão (DANA, 1976; DERR et al, 1977; RAMDOHR, 1980).

Ocorrência: A goethita comumente ocorre, sob condições de oxidação, como um produto de intemperismo de minerais portadores de ferro, tais como siderita, magnetita, pirita e outros. Forma-se, também, como um precipitado direto, inorgânico ou biogênico, existente na água, sendo amplamente disseminado como depósito em pântanos e fontes. A goethita forma o “gossan” ou “chapéu de ferro”, sobre os filões ou vieiros metalíferos. Encontram-se grandes quantidades de goethita como mantos lateríticos residuais, resultantes da intemperização de serpentinas.

Os depósitos, conhecidos pelo nome de *minério de ferro do pântano*, são formados por solução, transporte pela ação das águas superficiais e nova precipitação de minerais de ferro pré-existentes. A solução é realizada por pequenas quantidades de ácido carbônico existentes na água. O ferro é transportado como um carbonato até a superfície e depois levado pelas águas correntes para os brejos e depressões com água estagnada. Aí, o carbonato transforma-se em óxido pela evaporação da água e conseqüente perda do ácido carbônico e através dos agentes de ação redutora da matéria carbonosa. O óxido separa-se formando inicialmente uma espuma iridescente na superfície da água e depois vai para o fundo. Essa separação é também auxiliada pelas bactérias conhecidas como ferruginosas que absorvem o ferro da água e depois o depositam como hidróxido férrico. Nesse processo, sob condições favoráveis, as camadas de goethita impura podem ser formadas no fundo de brejos e pântanos. Tais depósitos são muito comuns, porém raramente são de suficiente pureza para serem explorados comercialmente, dado os materiais estranhos associados.

Os depósitos de goethita são também encontrados com calcários portadores de ferro. O conteúdo de ferro do calcário pode ser gradualmente dissolvido por águas circulantes e, sob condições favoráveis, vir a substituir por metassomatismo o carbonato de cálcio da rocha, como goethita. Localizadas na argila, acima da formação calcárea, podem ser encontradas massas residuais de hidróxido férrico, resultado do intemperismo gradual e da solução do calcário. Esses depósitos são freqüentemente de dimensões consideráveis e, dada a sua maior pureza, mais explorados que os depósitos de pântanos (DANA, 1976).

Comportamento na microscopia de luz refletida: A cor e os valores da refletividade variam bastante, dependendo do polimento, porosidade, tamanho de grão, etc. Massas finamente granuladas têm, pela frequência de reflexões internas translúcidas, refletividade baixa. A birrefletância é pequena, mas sempre visível em grãos grossos. De modo geral, apresenta-se cinza com anisotropismo moderado (DERR et al, 1977; RAMDOHR, 1980).

3.1.4 - Geologia e Geoquímica

As formações ferríferas distribuídas por todo o mundo pertencem às idades pré-cambriana e fanerozóica. No período pré-cambriano são encontradas as formações ferríferas bandadas (BIF's – Banded Iron Formations) que correspondem a intercalações de camadas centimétricas de minerais de ferro e sílica na forma de “*chert*” ou sílica recristalizada (quartzo). O período fanerozóico apresenta formações ferríferas Ironstones. As formações ferríferas bandadas (BIF's) possuem larga distribuição e aproveitamento econômico, enquanto as formações ferríferas Ironstones apresentam menor importância econômica (EVANS, 1987; JAMES, 1973).

Formações ferríferas bandadas (BIF's) recebem denominações diversas em diferentes regiões da Terra, como itabirito no Brasil, jaspelito na Austrália, quartizito ferruginoso nas antigas repúblicas soviéticas e taconitos na América do Norte. O grande volume dessas formações ferríferas do proterozóico foi depositado em curto espaço de tempo geológico, de 2,6 a 1,8 bilhões de anos. Encontram-se depósitos mais recentes ou mais antigos, porém de menor expressão (EVANS, 1987; GODICH, 1973).

Segundo JAMES (1954), o máximo da deposição dos BIF's no proterozóico resultou da combinação de fatores estruturais, geoquímicos e biológicos. Segundo ele, a formação das bacias de sedimentação dos BIF's ocorreu da seguinte forma: do arqueano até o início do proterozóico, os oceanos, em equilíbrio com uma atmosfera fraca em oxigênio (ambiente anóxico), constituíram um grande reservatório para a dissolução de ferro e silício, derivados de várias fontes (incluindo vulcanismo e intemperismo), isto é, o ferro ferroso estava solúvel na água do mar. Durante o potente processo de subducção, a litosfera do oceano sofreu falhas e fraturas, através das quais a água do mar acessou e lixiviou hidrotermalmente as camadas aquecidas do fundo. A era da orogênia e cratonização foi seguida de um longo período de estabilidade da crosta, durante o qual os blocos continentais foram reduzidos a superfícies de baixo relevo, tendo com isso níveis fracos de introdução de material clástico nas bacias de sedimentação. Durante o proterozóico inferior, os distúrbios estruturais foram fracos e responsáveis pelo desenvolvimento de calhas intracontinentais e bacias marginais rasas. As águas profundas do mar, ricas em nutrientes, ocuparam as calhas intracontinentais recém-formadas, iniciando uma série

de eventos, incluindo o rápido crescimento e evolução do biota. Alguns desses seres vivos foram geradores de oxigênio e responsáveis pela precipitação de ferro e silício. Durante o dia, sob a ação da luz solar, o ferro era oxidado para hidróxido férrico, que ao precipitar carregava com ele alguma sílica coloidal. O precipitado $\text{Fe}(\text{OH})_3 - \text{SiO}_2$ atingiu o fundo da bacia em pulsos, com o $\text{Fe}(\text{OH})_3$ mais denso expulsando o composto SiO_2 mais leve para cima. Assim, formou-se uma camada rica em óxido e outra rica em sílica. A deposição das BIF's no final daquela era cessou, devido à oxigenação da atmosfera e água do mar, que produziu a camada filtrante de ozônio em torno da terra e também causou a extinção de microrganismos marinhos anaeróbios. A natureza dos precipitados de ferro dependeu das condições locais. As bacias rasas e abertas produziram fácies oxidadas, enquanto que, em bacias e calhas profundas, as condições favorecem as fácies silicatadas, carbonatadas e sulfetadas, cujas formações não requerem excesso de oxigênio.

O conteúdo em ferro primário sedimentar dos episódios acima citados foi afetado por processos posteriores de metamorfismo e oxidação, que dificultam o reconhecimento das litologias primárias. De acordo com a visão clássica desenvolvida por VAN HISE & LEITH (1911) apud JAMES (1954), as formações ferríferas primárias consistem de precipitação química de carbonato de ferro e "chert", com abundante presença de silicatos de ferro, em algumas áreas. Os vulcanismos são considerados fonte importante de ferro para o ambiente marinho, através de reações entre lavas submarinas e a água do mar, e de contribuição direta por meio de emanações gasosas e líquidas (JAMES, 1954). Associa-se a origem da sílica a vulcanismos ácidos.

Os processos fundamentais de enriquecimento das BIF's são os seguintes (MORRIS, 1985; JAMES, 1973; GARRELS et al, 1973):

- (i.) intemperismo: constitui o processo de enriquecimento supergênico, onde soluções aquosas frias (meteóricas) removem silicatos (chert ou quartzo) e/ou carbonatos (dolomita) da formação ferrífera, deixando apenas as bandas porosas de minerais de ferro. Esse processo forma os minérios supergênicos ou marrons, que são constituídos de minerais de granulação fina com graus de hidratação diferentes;
- (ii.) metamorfismo / metassomatismo: processo de enriquecimento metassomático, em que soluções hidrotermais trocam o chert (ou quartzo)

por óxido de ferro, formando uma rocha compacta muito rica em ferro. Forma os minérios metassomáticos ou azuis, constituídos, principalmente, por hematita de granulação progressivamente crescente (2 a 2000 μ m) com o grau de metamorfismo, que pode ser estabelecido pela presença de minerais como cloritas, micas, anfibólios e outros, e também pelos tamanhos dos grãos de chert ou quartzo.

Essas formações ocorrem em diferentes ambientes deposicionais, sendo o ambiente marinho reconhecidamente o mais favorável. Além disso, podem ser agrupadas, de acordo com o ambiente deposicional, em três tipos principais (GARRELS et al, 1973; JAMES & SIMS, 1973; GROSS, 1970):

- (i.) *Tipo Algoma*: Apenas 2% das BIF's são desse tipo. Sua sedimentação ocorreu durante o Arqueano, aproximadamente entre 3,2 e 2,6 bilhões de anos, época caracterizada pelo crescimento continental (ERIKSSON, 1995). Destacam-se as formações de Yilgam, na Austrália; da Província de Wyoming, nos Estados Unidos; do Zimbábwe, na África.
- (ii.) *Tipo Lago Superior*: Os principais depósitos de minério de ferro do mundo são originários dessas formações do período proterozóico, aproximadamente entre 2,6 e 2,0 bilhões de anos. É responsável por 92% de todas as BIF's existentes. O proterozóico caracterizou-se por mares epicontinentais, nos quais foram depositados sedimentos ricos em minerais de ferro e em sílica (ERIKSSON, 1995). Corresponde atualmente às BIF's de Pilbara, na Austrália; Transvaal-Griquatown, na África do Sul; Lago Superior, nos Estados Unidos; Labrador, no Canadá; Carajás (Formação Carajás) e Quadrilátero Ferrífero (Formação Cauê), no Brasil.
- (iii.) O terceiro tipo corresponde a 6,0% das BIF's, que foram formadas por precipitação em condições glaciais no final do proterozóico. Um exemplo são as jazidas de Urucum (Mato Grosso do Sul - Brasil).

As diferentes fácies das formações ferríferas ocorrem de acordo com o ambiente sedimentar em que se encontram. A espécie do mineral de ferro precipitado é dependente das condições de pH e Eh do ambiente; em ambientes marinhos normais os valores de pH e Eh situam-se, respectivamente, entre 8,4 e +0,4V, nas áreas próximas à superfície entre 7,5 e -0,4V, em maiores profundidades. As variações das

condições do ambiente de deposição conduzem à distinção de quatro fácies de formações ferríferas, em função da mineralogia dessas formações (JAMES, 1973):

- (i.) *Óxido* – dependendo do óxido de ferro dominante, pode ser separada em subfácies hematita e subfácies magnetita, ocorrendo uma gradação entre ambas; esta fácies possui um conteúdo médio de ferro de 30-35% e os minérios de ferro passíveis de exploração são aqueles associados a essas fácies;
- (ii.) *Carbonato* – consiste em camadas de *chert* e siderita intercaladas; a gradação para a fácies óxido ocorre pela presença de magnetita-siderita-quartzo ou pirita-siderita-quartzo para a fácies sulfeto; seu conteúdo médio de ferro está entre 25-30%;
- (iii.) *Silicato* – silicatos de ferro associados a magnetita, siderita e *chert* em camadas alternadas; seu conteúdo médio de ferro está entre 25-30%;
- (iv.) *Sulfeto* – consiste em argilitos carbonosos piríticos, com bandamento devido à concentração de pirita em certas camadas; o conteúdo desse mineral é da ordem de 37%.

As diferenças entre os tipos *Algoma* e *Lago Superior*, com relação à distribuição faciológica, amplitude espacial, idade geológica, importância econômica e associações são mostradas na tabela 3.3.

Tabela 3.3 – Principais características de formações ferríferas bandadas (adaptado de ERIKSSON, 1995)

TIPO ALGOMA	TIPO LAGO SUPERIOR
Idade geológica arqueana	Idade geológica proterozóica
Associação com rochas vulcânicas e grauvacas.	Associação com quartzitos, folhelhos carbonosos, conglomerados, dolomitos, cherts e argilitos.
Fácies óxido, carbonato e sulfeto	Fácies óxido, carbonato e silicato
Espessura centimétrica a métrica	Espessura métrica
Extensão de poucos km	Extensão de muitos km
Textura laminar	Textura laminar
Economicamente menos importantes	Economicamente importantes

3.2 – Minério de ferro

3.2.1 – Introdução

O termo minério de ferro é utilizado com uma ampla gama de significados, dificultando a compreensão da finalidade de seu uso. Foi utilizado inicialmente na petrografia como sinônimo de minerais acessórios opacos, ocorrendo a sua utilização também como uma alternativa para minerais como a hematita e a magnetita e como sinônimo para formações ferríferas em geral (MORRIS, 1985). Partindo da premissa de que minério é uma definição basicamente econômica, controlada por questões políticas, tecnológicas e de infra-estrutura, dentre outras (EVANS, 1987), o termo minério de ferro deveria ser utilizado, preponderantemente, referindo-se a um agregado de minerais que está sendo ou poderá vir a ser explorado com vantagem econômica devido ao seu conteúdo de ferro.

3.2.2 – Reservas mundiais e brasileiras de formações ferríferas

As reservas mundiais (medidas e indicadas) de formações ferríferas são estimadas em aproximadamente 330 bilhões de toneladas. As maiores reservas estão localizadas na Ucrânia, Rússia e China, totalizando aproximadamente 170 bilhões de toneladas, ou seja, cerca de 50% do total mundial. Austrália e Brasil ocupam, respectivamente, o quarto e o quinto lugares nesse *ranking*, baseado apenas na massa das reservas. Contudo, quando se considera o conteúdo de ferro das reservas, a classificação dos países se altera. A China perde posição, passando para o quarto lugar, em virtude do baixo teor de Fe de suas reservas (cerca de 30%). Por outro lado, a Austrália passa a ocupar a terceira posição, devido ao alto teor de Fe de suas reservas (cerca de 62,5%). O Brasil, mesmo continuando em quinto lugar, com 6,8% das reservas, ocupa um lugar de destaque no cenário mundial, devido aos altos teores de ferro em suas formações (JESUS, 2004).

No ritmo atual de produção, as reservas mundiais medidas e indicadas seriam suficientes para 310 anos, ao passo que as brasileiras, para 95 anos. Na tabela 3.4 é mostrada a distribuição geográfica mundial das reservas de formações ferríferas atualizada até o ano de 2003 e as produções de 2002 e 2003.

Tabela 3.4 – Distribuição das reservas de formações ferríferas e produções de minério de ferro no mundo (2003)

Países	Reservas ⁽¹⁾ (10 ⁶ t)		Produção ⁽²⁾ (10 ³ t)		
	2003	Participação (%)	2002	2003	Participação (%)
Ucrânia	68.000	20,6	59.000	63.000	5,6
Rússia	56.000	17,0	84.000	92.000	8,2
China	46.000	13,9	231.000	240.000	21,4
Austrália	40.000	12,1	183.000	190.000	17,0
Brasil	22.392	6,8	214.560	234.478	20,9
Cazaquistão	19.000	5,8	15.000	18.000	1,6
Estados Unidos	15.000	4,5	52.000	50.000	4,5
Índia	9.800	3,0	80.000	80.000	7,1
Suécia	7.800	2,4	20.000	21.000	1,9
Venezuela	6.000	1,8	18.000	17.000	1,5
Canadá	3.900	1,2	31.000	32.000	2,9
Irã	2.500	0,8	11.000	11.000	1,0
África do Sul	2.300	0,7	36.000	38.000	3,4
Mauritânia	1.500	0,5	10.000	10.000	0,9
Outros	29.808	9,0	35.440	23.552	2,1
Total	330.000	100,0	1.080.000	1.120.000	100,0

Fontes: DNPM/DIDEN; USGS-United States Geological Survey (Mineral Commodity Summaries – 2004)

(1) – Reservas medidas e indicadas

(1) e (2) – Dados estimados, exceto Brasil

As reservas brasileiras encontram-se fortemente concentradas nos estados de Minas Gerais e Pará. Além desses, Mato Grosso do Sul e São Paulo completam a lista dos estados com reservas dignas de nota. No gráfico 3.1 é apresentada a distribuição das reservas brasileiras de formações ferríferas (QUARESMA, 2001).

Em Minas Gerais, as reservas e a produção concentram-se na região denominada como Quadrilátero Ferrífero, porção central do Estado; no Pará, na Serra de Carajás; no Mato Grosso do Sul, nos municípios de Corumbá e Ladário, na porção noroeste do estado, região do Pantanal Sul-Matogrossense, na fronteira com a Bolívia. Considerando-se essas três regiões onde o minério de ferro é extraído e beneficiado, observam-se algumas diferenças entre os teores médios de ferro contido. No chamado Quadrilátero Ferrífero, em Minas Gerais, que respondeu por quase toda a produção de minério de ferro até 1986, o teor médio alcança 55% de ferro contido; na Serra de Carajás, no Pará, 65% de ferro contido; na região de Corumbá, no Mato Grosso do Sul, esse teor médio contido alcança 60% (QUARESMA, 2001).

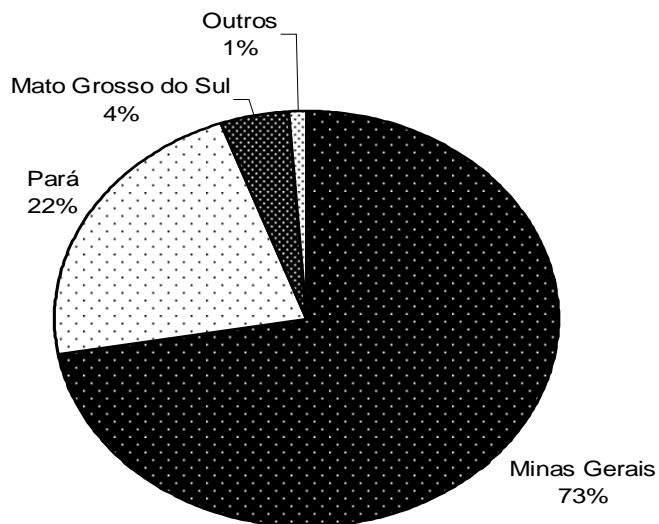


Figura 3.1 – Distribuição das reservas de formações ferríferas no Brasil (adaptado de QUARESMA, 2001).

3.2.3 – Quadrilátero Ferrífero

O Quadrilátero Ferrífero compreende uma área de aproximadamente 7.000km², na porção central do Estado de Minas Gerais, e constitui uma das áreas clássicas da geologia pré-cambriana do mundo. Segundo DORR II (1959), o Quadrilátero Ferrífero de Minas Gerais foi assim denominado devido aos vastos depósitos de formações ferríferas que ocorrem numa área limitada aproximadamente pelas linhas que ligam Itabira, Rio Piracicaba, Mariana, Congonhas do Campo, Casa Branca e Itaúna. Na figura 3.2, tem-se uma representação esquemática da localização dessa área.

A geologia do Quadrilátero Ferrífero é bastante complexa e existem no mínimo três séries de rochas sedimentares separadas por discordâncias principais. As rochas da área encontram-se dobradas, falhadas e foram metamorfisadas em graus variáveis (DORR II, 1959). Do ponto de vista geotectônico, está inserido na Província São Francisco, situando-se no extremo sul do Cráton de mesmo nome e corresponde a um fragmento crustal polpado, em parte, da Orogênese Brasileira (ALMEIDA, 1977; ALMEIDA E HASSUY, 1984). O Cráton do São Francisco é, em grande parte, resultado do retrabalhamento em eventos posteriores de um maior e mais antigo núcleo estável, denominado Cráton Paramirim, de idade pré-transamazônica. Durante o evento Brasileiro foram geradas faixas de dobramento que hoje margeiam e definem a forma do Cráton do São Francisco (ALMEIDA, 1981).

As unidades litoestratigráficas que compõem o Quadrilátero Ferrífero são: o Embasamento Cristalino (Complexos Metamórficos), o Supergrupo Rio das Velhas, o Supergrupo Minas e o Grupo Itacolomi (DORR II, 1969). Na tabela 3.5 está esquematizada a coluna geológica padrão para o Quadrilátero Ferrífero.

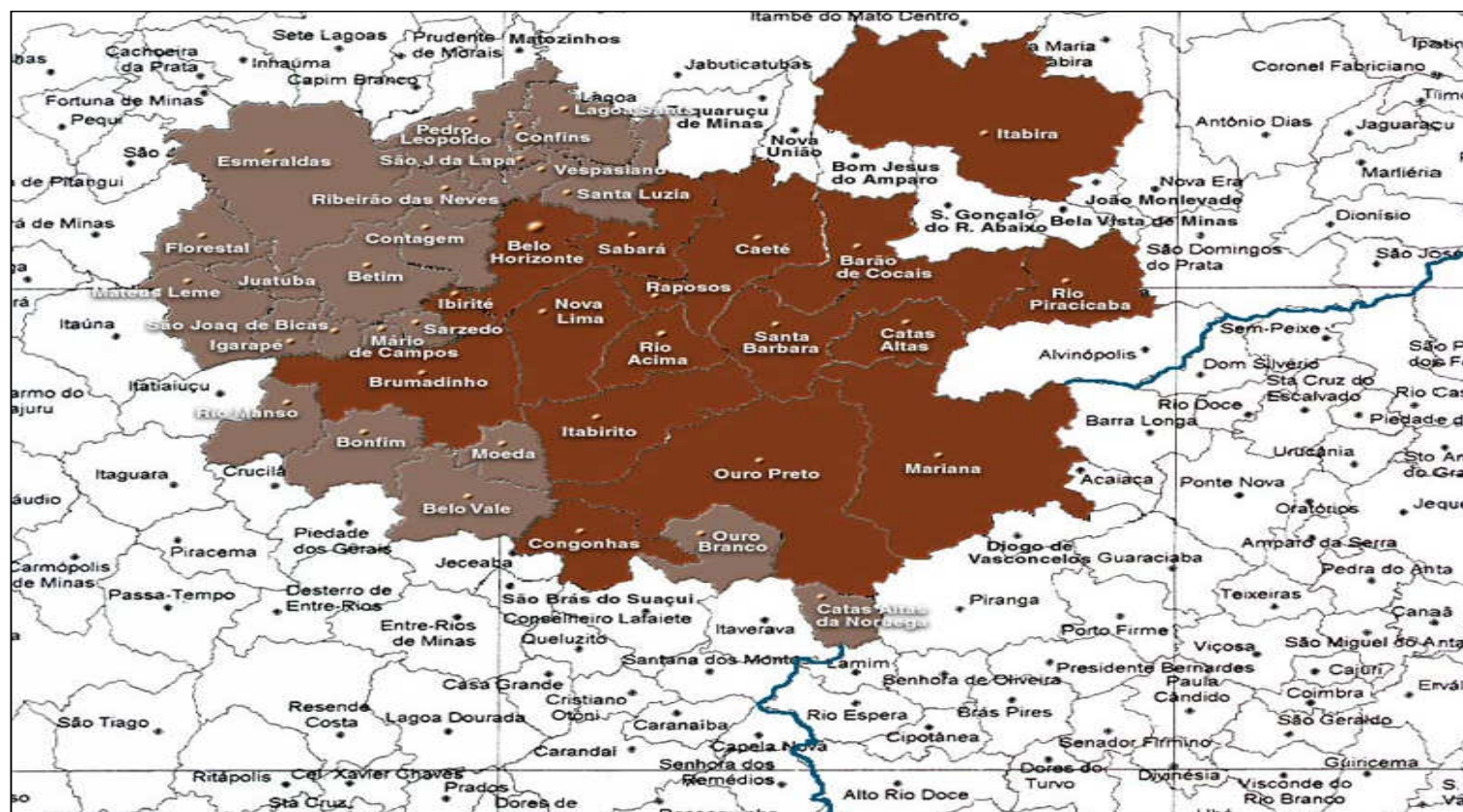


Figura 3.2 – Localização do Quadrilátero Ferrífero.

Tabela 3.5 – Coluna estratigráfica do Pré-Cambriano no Quadrilátero Ferrífero (modificado de ENDO, 1988)

Grupo Itacolomi		
Supergrupo Minas	Grupo Piracicaba	Formação Sabará
		Formação Barreiro
		Formação Taboões
		Formação Fecho do Funil
		Formação Cercadinho
	Grupo Itabira	Formação Gandarela
		Formação Cauê
	Grupo Caraça	Formação Batatal
		Formação Moeda
	Grupo Tamanduá	Sem nome
		Formação Cambotas
	Supergrupo Rio das Velhas	Grupo Maquiné
Formação Palmital		
Grupo Nova Lima		Unidade Metassedimentar Clástica
		Unidade Metassedimentar Química
		Unidade Metavulcânica
Embasamento Cristalino		

Segundo DORR II (1964) existem cinco tipos gerais de jazidas de importância comercial em Minas Gerais e cada tipo produz um minério de natureza diferente :

- (i.) *Depósitos hipogênicos de substituição*: esses tipos de depósitos, formados pela substituição do quartzo dos itabiritos por óxidos de ferro, carreados para o local da formação do minério por fluidos quentes originados em profundidade, produzem os famosos depósitos de hematita de alto teor do Brasil. O minério formado dessa maneira comumente contém mais de 66% de ferro e localmente aproxima-se da pureza teórica da hematita. O teor desses depósitos não diminui com a profundidade;
- (ii.) *Depósitos supergênicos de substituição*: esses depósitos são formados pela substituição do quartzo e outros minerais do itabirito pelo ferro trazido por soluções frias originárias da superfície da terra. O mineral que o substitui é normalmente a goethita, mas a maghemita, hematita ou lepidocrocita podem também estar presentes. Esses são geralmente pouco profundos, diminuindo o teor com a profundidade e, comumente, são de teor mais alto em fósforo do que em outros tipos de minério;
- (iii.) *Depósitos de enriquecimento residual*: a lixiviação supergênica de rochas ricas em ferro, tais como o itabirito, através de soluções frias originárias na superfície da terra, pode produzir minérios de médio teor e alguns de alto teor. Normalmente, o quartzo e/ou a dolomita são removidos da formação ferrífera, deixando a hematita relativamente insolúvel, resultando em enriquecimento residual e na desagregação da formação ferrífera. Esses depósitos normalmente estão sotopostos, passam gradativamente aos do tipo II, estão intimamente relacionados à superfície topográfica atual e o teor do minério diminui gradativamente com a profundidade;
- (iv.) *Minério detrítico ou coluvial*: é um depósito superficial de hematita compacta, normalmente de poucos metros de espessura, derivado de jazidas do tipo I ou itabirito enriquecido de depósitos do tipo II e III. O material pode ser transportado por deslizamento ou por água corrente, ou, em alguns casos, por colapso geral dos depósitos mais importantes;
- (v.) *Corpos de minérios residuais*: devido à grande resistência da hematita densa à intemperização química, blocos de hematita compacta podem ser arrastados para cima de outras rochas por erosão química e mecânica das rochas mais moles e menos resistentes que os suportam;

- (vi.) *Canga*: os depósitos de canga podem ser originados da combinação de um ou mais dos processos anteriores (com exceção dos depósitos hipogênicos de substituição), com a introdução de goethita como material cimentante ou de substituição.

Várias classificações foram propostas para os minérios de ferro encontrados no Quadrilátero Ferrífero. A classificação apresentada na tabela 3.6, proposta por DORR & BARBOSA (1963), estabeleceu de forma mais abrangente a tipologia dos minérios de Itabira e foi adaptada para todo o Quadrilátero Ferrífero.

Tabela 3.6 – Classificação dos minérios de ferro de Itabira (adaptado de DORR & BARBOSA, 1963)

Hematita de alto teor	Dura
	Intermediária
	Mole
Minério Friável	
Canga	
Itabirito	

3.2.4 – A mina de Alegria

Os depósitos de minério de ferro do Complexo Alegria estão situados na Fazenda Alegria, distrito de Santa Rita Durão, no leste do Quadrilátero Ferrífero, ao sul da Serra do Caraça e ao norte da cidade de Mariana. A Fazenda Alegria dista, em linha reta, 23 km de Ouro Preto, 24 km de Mariana e 25 km de Santa Bárbara.

A jazida de minério de ferro de Alegria faz parte de uma estrutura tectônica conhecida como “Sinclinal de Alegria”, que possui eixo NW-SE caindo para SE, com a aba sul tendo direção N-S e a aba norte E-W. Ocorrem, na região de Alegria e vizinhanças, rochas dos grupos Caraça (formações Moeda e Batatal), Itabira (formação Cauê) e

Piracicaba (formações Cercadinho e Taboões), pertencentes ao Supergrupo Minas. A predominância é dos itabiritos bandados com alternância rítmica de hematita martítica e quartzo da formação Cauê, grupo Itabira. Em seguida, ocorrem as rochas do grupo Caraça, sendo o grupo Piracicaba pouco desenvolvido na região e ausente a formação Gandarela, do grupo Itabira. A gênese dos minérios é atribuída, predominantemente, ao enriquecimento supergênico (BARCELOS e BÜCHI, 1986). Nas áreas em que a formação Cauê apresenta-se, observa-se o seu recobrimento parcial por canga que, esporadicamente, atinge espessuras superiores a 40 metros, preenchendo vales e depressões. Nas cotas topográficas mais elevadas, a espessura da canga reduz-se expressivamente, chegando até mesmo a desaparecer e ser substituída pelo itabirito lixiviado ou hematita. Na tabela 3.7 são apresentadas as rochas características das formações da região.

Tabela 3.7– Rochas características das formações do Complexo Alegria (adaptado de DORR II, 1964)

Grupos	Formações	Rochas características
Piracicaba	Cercadinho Taboões	Quartzito Ferruginoso Filito Grafítico Dolomito
Itabira	Cauê	Itabirito Filito Grafítico Manganês
Caraça	Batatal Moeda	Xisto Filito Grafítico Quartzito

O complexo Alegria compreende as minas do Fazendão, Morro da Mina, Alegria, Conta História, Batatal, Miguel Congo, Fábrica Nova, Alegria Sul (Alegria 9) e Germano. Atualmente, o complexo é explotado pela Samarco e CVRD em áreas e instalações industriais distintas. No período de 1977 a 1992, a lavra da Samarco era realizada exclusivamente na mina do Germano, implantada sobre um corpo de minério bastante homogêneo quanto à friabilidade e à composição mineralógica, quase que essencialmente especularítica. Atualmente, a Samarco explota, simultaneamente, os

corpos de minério denominados Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9, que apresentam grande diversidade, principalmente nos aspectos mineralógicos.

Dentro do pacote de rochas itabiríticas da jazida de Alegria, vários tipos de minério de acordo com o mineral-minério predominante foram identificados e classificados por HASUI et al (1993) para as minas do Complexo Alegria. Foram utilizados critérios para diferenciação dos diversos tipos, baseados na identificação do mineral predominante, como já citado, e também nas características físicas dos minérios, tomando por base o tamanho da abertura de peneira de 9,52mm.

Dessa forma, os itabiritos passaram a ser identificados como itabiritos martíticos, especularíticos, goethíticos ou magnetíticos, conforme o mineral predominante. Os itabiritos portadores de pseudomorfos de anfibólio foram identificados como anfíbolíticos. Quanto à compacidade, os itabiritos foram adjetivados como friáveis, intermediários ou compactos, conforme a porcentagem retida na abertura de peneira de 9,52mm, respectivamente: menor que 40%, entre 40 e 60% e maior que 60%. Esses critérios refletem, localizadamente, a natureza e intensidade dos processos geológicos geradores dos minérios e, portanto, essa classificação tem um caráter geológico estrutural.

Posteriormente, com base em informações de análises químicas, físicas e mineralógicas, obtidas através de novos furos de sondagem, foi observado que, embora exista a predominância de um mineral sobre os outros, é comum a presença de um segundo e, às vezes, um terceiro mineral com percentuais elevados. Essa associação confere ao minério características químicas e comportamento nos processos bastante diferentes daqueles relativos aos minérios com franco predomínio de um mineral. Assim, passou-se a adotar uma nova classificação para os tipos de itabiritos presentes na área de Alegria, considerando as diversas associações mineralógicas presentes nos diversos corpos de minério, ou seja (Relatório Interno da Samarco Mineração S.A, 2004):

- (i.) *Itabirito Martítico (IM)* – Caracteriza-se pela presença de martita como mineral-minério predominante, proveniente da alteração da magnetita. A goethita, a especularita e a magnetita estão presentes em porcentagens inferiores a 15%. O mineral da ganga é principalmente o quartzo. Esse tipo apresenta coloração cinza escuro fosca, podendo apresentar intercalações

de lâminas avermelhadas (hematita alterada). Usualmente, é friável, podendo apresentar-se também pulverulento. Está presente em praticamente todas as áreas de Alegria.

- (ii.) *Itabirito Martítico-Especularítico (IME)* – Caracteriza-se pela presença de martita e especularita, sendo a primeira a mais abundante. Normalmente a goethita está presente em porcentagens inferiores a 15% e a magnetita está sob a forma de traços. O mineral da ganga é principalmente o quartzo, podendo conter quantidades pequenas de caolinita. Apresenta coloração variando de cinza a cinza azulada brilhante. É um tipo muito expressivo na área de Alegria 9, sendo, usualmente, friável.
- (iii.) *Itabirito Especularítico- Martítico (IEM)* – Caracteriza-se pela presença de especularita e martita, sendo a primeira a mais abundante. Normalmente, a goethita está presente em porcentagens inferiores a 15% e a magnetita está sob a forma de traços. O mineral de ganga é principalmente o quartzo e, assim como o IME, pode apresentar quantidades pequenas de caolinita. Apresenta coloração cinza azulada brilhante e, a olho nu, diferencia-se do IME pelo brilho um pouco mais intenso, indicando a maior abundância da especularita, relativamente à martita. Está presente em praticamente todas as áreas, com exceção de Alegria 1/2/6, sendo, usualmente, friável.
- (iv.) *Itabirito Especularítico-Goethítico (IEG)* – É constituído de especularita e goethita. A martita apresenta-se em quantidade inferior a 15%. Em algumas amostras, foi constatada a presença significativa de magnetita (entre 15% e 40%). Apresenta quartzo como principal mineral de ganga. Apresenta coloração cinza amarronzada um pouco brilhante. Está presente em Alegria 1/2/6 e é, usualmente, friável.
- (v.) *Itabirito Martítico-Especularítico-Goethítico (IMEG)* – Caracteriza-se pela presença de especularita, martita e goethita em quantidades semelhantes. O quartzo é o principal mineral de ganga. Sua coloração é cinza, um pouco amarronzada. É um tipo presente em Alegria 1/2/6 e Alegria 3/4/5, sendo, usualmente, friável, podendo localmente estar compacto.
- (vi.) *Itabirito Especularítico (IE)* – A especularita está presente em quantidades superiores a 75%. Os outros 25% são constituídos por martita e goethita. O mineral de ganga é o quartzo, podendo conter quantidades variáveis de caolinita. Sua coloração é azul brilhante e é, usualmente, pulverulento. É um tipo presente em Alegria 3/4/5, não sendo muito abundante.

- (vii.) *Itabirito Anfíbolítico (IA)* – A goethita (pseudomorfa + botrioidal + terrosa) e a martita são os minerais essenciais dessa rocha e alternam-se na predominância. A specularita e a martita estão presentes em menor quantidade. O principal mineral de ganga é o quartzo. Pode apresentar-se friável ou compacta. É um tipo abundante nas três áreas e é reconhecido pela presença de anfíbólios alterados a goethita e, menos freqüentemente, a quartzo. Sua coloração típica é castanha (ocre) acinzentada.
- (viii.) *Itabirito Martítico-Goethítico (IMG)* – Caracteriza-se pela presença de goethita e martita como minerais predominantes. A specularita e a magnetita estão presentes em quantidades inferiores a 15%. Sua coloração é castanha a castanha avermelhada e, normalmente, é friável. Está presente em todas as minas.
- (ix.) *Itabirito Goethítico (IG)* – Seu mineral mais abundante é a goethita (botrioidal e terrosa). É uma rocha pouco expressiva nas jazidas e apresenta coloração marrom. Está invariavelmente muito alterada, friável e muito argilosa (goethita). Normalmente, é estéril.
- (x.) *Itabirito Magnetítico (IK)* – Essa rocha está presente localmente (Alegria 3/4/5) e é pouco expressiva. Sua coloração é cinza e o mineral mais abundante é a magnetita.

3.2.5 – Processamento de minérios de ferro

O processamento mineral pode ser conceituado como o conjunto de operações básicas que são realizadas em uma matéria prima mineral (minério bruto) com o objetivo de obter-se sua adequação, ou seja, produtos comercializáveis. A terminologia técnica inclui diversos termos que podem ser empregados para conceituar esse conjunto de operações, tais como: tratamento mineral, beneficiamento mineral, mineralurgia e preparação de minérios, sendo esses dois últimos menos utilizados no Brasil (de ARAUJO, 2004). Neste trabalho os termos processamento mineral e de minérios, tratamento mineral e de minérios e beneficiamento mineral e de minérios serão adotados indistintamente.

O conjunto de operações realizadas no processamento de uma matéria prima mineral inclui, dentre outras: a fragmentação (redução do tamanho de blocos e/ou partículas), separação por tamanho (colocação dos materiais dentro de uma faixa adequada de tamanho), concentração (separação de espécies minerais de valor econômico das demais), separação sólido/líquido (adequação da porcentagem de sólidos e/ou recuperação de água, em polpas minerais) e diversas outras operações auxiliares (manuseio, transporte, amostragem, estocagem). Deve-se ressaltar que, em quase a totalidade dos casos de aplicação industrial do processamento mineral, as diversas operações apresentam-se arranjadas seqüencialmente, de forma a maximizar a recuperação dos minerais úteis contidos no minério e adequar os produtos obtidos aos seus usuários (de ARAUJO, 2004).

Um outro aspecto a ser ressaltado desde o início relaciona-se à variável existente em praticamente todas as operações de tratamento de minérios – a distribuição de tamanho das partículas (distribuição granulométrica). Ela afeta o desempenho de todas as operações e é, em muitos casos, uma característica que se busca como meta em produtos intermediários e/ou finais do tratamento de minérios. A distribuição de tamanho da partícula está presente, intrinsecamente, nos aspectos cinéticos das diversas operações, lembrando-se aqui que, também na grande maioria dos casos, os processos são contínuos. Assim, partículas de tamanhos diferentes terão respostas diferentes ao processo a que estão sendo submetidas, pelo simples fato de possuírem tempos de residência diferentes, que são função dos seus tamanhos. Assim, de forma genérica, pode-se esperar que qualquer processo responderá de forma otimizada para certas faixas de tamanho (de ARAUJO, 2004).

Os fatores determinantes para a adoção dos fluxogramas de processamento dos minérios de ferro podem ser divididos, de uma maneira genérica, em fatores intrínsecos e extrínsecos ao minério a ser processado. Como fatores intrínsecos ao minério, podem ser consideradas as características físico-químicas do *ROM (run of mine)*: a distribuição granulométrica, a granulometria de liberação das partículas minerais, os teores químicos e as associações mineralógicas. Como fatores extrínsecos ao minério, as características físico-químicas desejadas para o seu transporte e destinação nas etapas metalúrgicas subseqüentes, como, por exemplo, aglomeração (briquetagem, sinterização e pelotização), redução em alto-forno ou processos de redução direta, ditarão os quesitos de qualidades físicas, químicas e metalúrgicas para esses produtos. Adicionalmente, os fatores econômicos envolvidos nas operações de adequação dessa matéria-prima mineral serão também, indubitavelmente, avaliados na definição das rotas de processo.

Os minérios de ferro ricos, que atendem naturalmente às especificações químicas do mercado consumidor, são tipicamente processados em circuitos de fragmentação, classificação por tamanho (processo a úmido) e desaguamento. As operações de classificação a úmido e desaguamento favorecem a remoção das lamaz argilosas, onde se concentram as impurezas indesejáveis, principalmente fósforo e alumina. (COELHO, 1984; SILVA e VALADARES, 1988).

Para a concentração de minérios de baixos teores de ferro são utilizados, em geral, os métodos gravíticos, de concentração magnética e flotação. Segundo VIANA (2004), são inúmeras as possibilidades de combinação de processos unitários e tipos de equipamentos para o beneficiamento de minérios em diferentes sistemas minerais, o que pode levar à suposição que para um tipo específico de minério existirá uma solução única. Embora a natureza de sistemas muito diferenciados, como, por exemplo, minérios de ferro itabiríticos e minérios sulfetados de cobre, condicione a adoção de algumas práticas e tipos de circuitos característicos para cada um desses dois sistemas, a experiência industrial tem demonstrado que muitos minérios, eventualmente considerados como de um tipo único, mostram variações significativas nas suas características físicas, químicas e mineralógicas que levam a divisões do mesmo em dezenas de subtipos.

Para a seleção do fluxograma mais adequado, deve-se sempre considerar a combinação de métodos de beneficiamento que possam fornecer a flexibilidade adequada às variações nas características do minério, variabilidade esta associada às diferentes espécies mineralógicas e suas propriedades intrínsecas. Outro aspecto a ser considerado ao se tratar de fluxogramas é a interdependência dos diversos processos unitários existentes no circuito industrial. A modificação nas variáveis de processo ou de projeto de um determinado processo pode gerar conseqüências em outro processo localizado em outra parte do circuito, limitando ou melhorando o desempenho desse segundo processo. Assim, a condição ótima de operação de um processo específico dentro de um fluxograma deve ser vista de uma maneira integrada (VIANA, 2004).

Os minérios de baixos teores podem ser concentrados por métodos gravíticos quando a liberação dos minerais de ganga ocorre em faixas granulométricas mais grosseiras, características de produtos de circuitos de britagem e classificação. Os equipamentos mais utilizados, nesse caso, são os jigues, mesas, espirais e os cones Reichert.

Exemplos de empresas de mineração no Brasil que utilizam métodos gravíticos no tratamento de minérios de ferro são: CVRD (jigues na Mina do Morro Agudo e espirais na Mina de Fábrica) e MBR (espirais na Usina de Vargem Grande).

Minérios itabiríticos, que requerem moagem fina para a liberação dos minerais de ganga, são concentrados, na maioria dos casos, por separação magnética de alta intensidade a úmido e flotação catiônica reversa, sendo comuns as combinações desses processos. Exemplos clássicos de aplicação de separação magnética de alta intensidade são as usinas de Cauê e Conceição (CVRD) (SANTIAGO et al, 1993).

Segundo VIANA (2004), apesar da combinação de diferentes métodos ser cada vez mais empregada, a flotação vem ampliando aceleradamente sua participação como método de concentração, devido, principalmente, à sua comprovada seletividade para minérios de ferro, à ampla faixa de tamanho e teores de ROM em que ela se aplica e às altas taxas de alimentação permitidas. Flotação não apresenta restrições sérias ao fluxo do minério.

3.2.6 – O processo produtivo Samarco e o fluxo do minério na britagem e no concentrador

A Samarco Mineração S.A. mantém unidades industriais em dois estados brasileiros, com operações realizadas de forma integrada e simultânea.

Em Minas Gerais, localiza-se a unidade industrial de Germano, situada no município de Mariana, onde são feitas as operações de extração do minério, beneficiamento e o início do transporte do concentrado de minério de ferro. Nessa unidade, o itabirito é concentrado por flotação catiônica reversa, sendo a Samarco pioneira, no Brasil, na aplicação desse processo ao itabirito.

No Espírito Santo, está instalada a unidade industrial de Ponta Ubu, no município de Anchieta, que possui operações de preparação da polpa, pelotização, estocagem e embarque de pelotas de minério de ferro e *pellet feed*. O embarque é efetuado em porto próprio e escoa a produção para clientes na Europa, Ásia, África, Oriente Médio e Américas.

O concentrado de minério de ferro é transportado, em forma de polpa, por um mineroduto com 396km de extensão, que interliga as duas unidades industriais.

O controle acionário da Samarco é exercido igualmente pela CVRD (Companhia Vale do Rio Doce) e pela BHP-B Brasil, que faz parte do grupo anglo-australiano BHP Billiton.

Um fluxograma simplificado da seqüência de operações, da extração em Germano ao embarque em Ubu, é mostrado na figura 3.3.

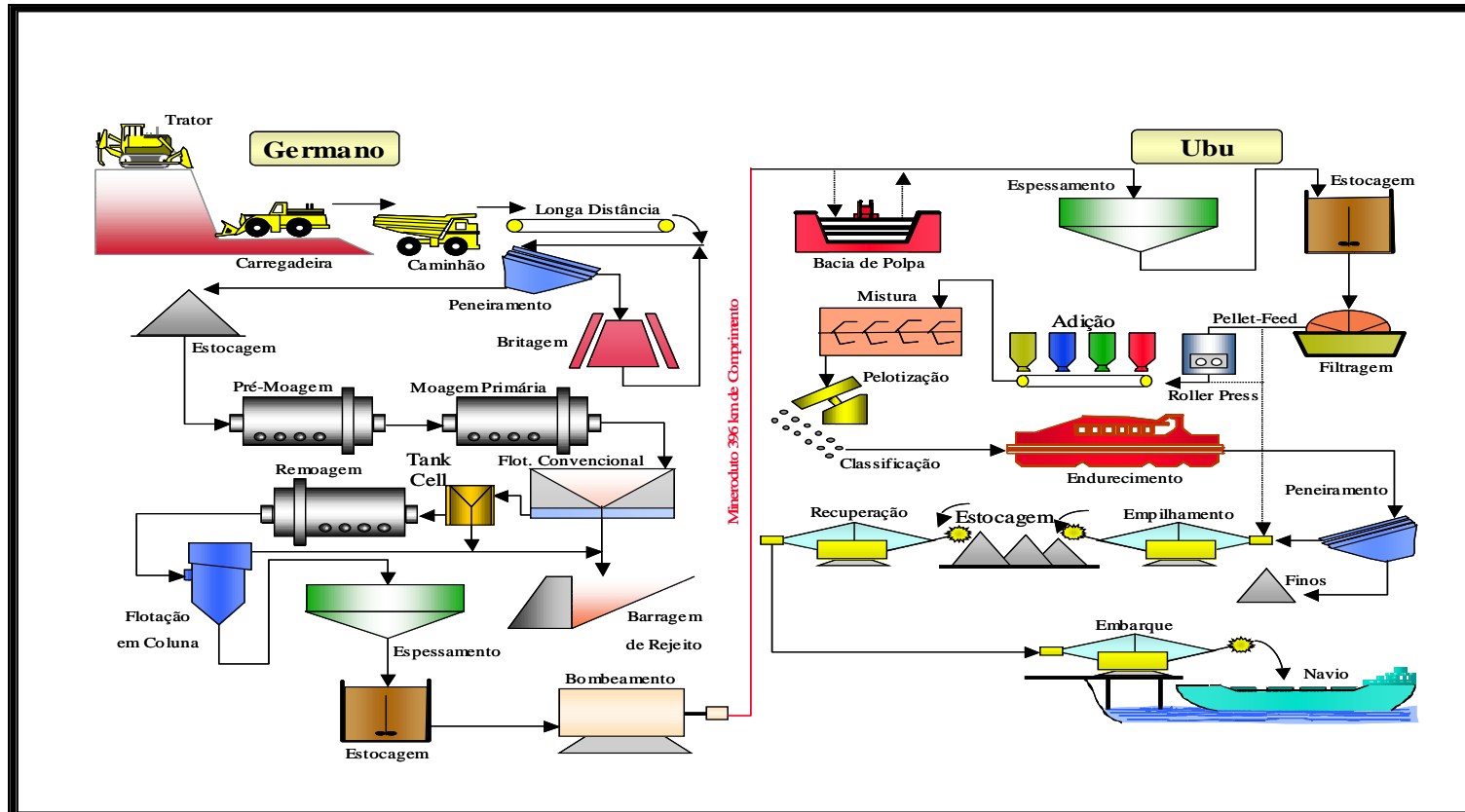


Figura 3.3 – Fluxograma geral do processo produtivo da Samarco.

O minério proveniente das minas de Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9 é conduzido, através de dois sistemas de correias transportadoras com 5,4km e 1,9km cada, até as instalações de britagem.

Na usina de britagem, constituída por peneiramento primário, britagem primária e secundária, conforme mostra o fluxograma da figura 3.4, o minério proveniente das minas passa pela primeira etapa de beneficiamento, com a adequação do tamanho das partículas minerais para a alimentação da usina de concentração. A alimentação da usina de britagem é constituída de material 100% passante em 150mm. Esse material alimenta o peneiramento primário, onde o *undersize*, com granulometria inferior a 12,5mm, alimenta a pilha de estocagem da concentração (produto final da britagem). O *oversize*, com granulometria superior a 12,5mm, alimenta a pilha de regularização.

A pilha de regularização alimenta a britagem primária (dois britadores Omnicone e duas peneiras de tela dupla) e, nessa etapa, o peneiramento divide o material em três fluxos: o material com granulometria inferior a 9,5mm (produto final da britagem) alimenta a pilha de estocagem da concentração; o material com granulometria superior a 30mm alimenta os britadores primários, que operam em circuito fechado reverso; o material com granulometria entre 9,5mm e 30mm alimenta a britagem secundária.

Na britagem secundária (três britadores Barmac e três peneiras de telas simples), a descarga dos britadores passa pelo peneiramento, configurando um circuito fechado normal, com o *oversize* das peneiras, de granulometria superior a 9,5mm, retornando à alimentação dos britadores e o *undersize* das peneiras, de granulometria inferior a 9,5mm (produto final da britagem), alimentando a pilha de estocagem do concentrador. Toda a operação na usina de britagem é a seco e a capacidade da mesma é de 23 milhões de toneladas/ano ou 71.000 toneladas/dia.

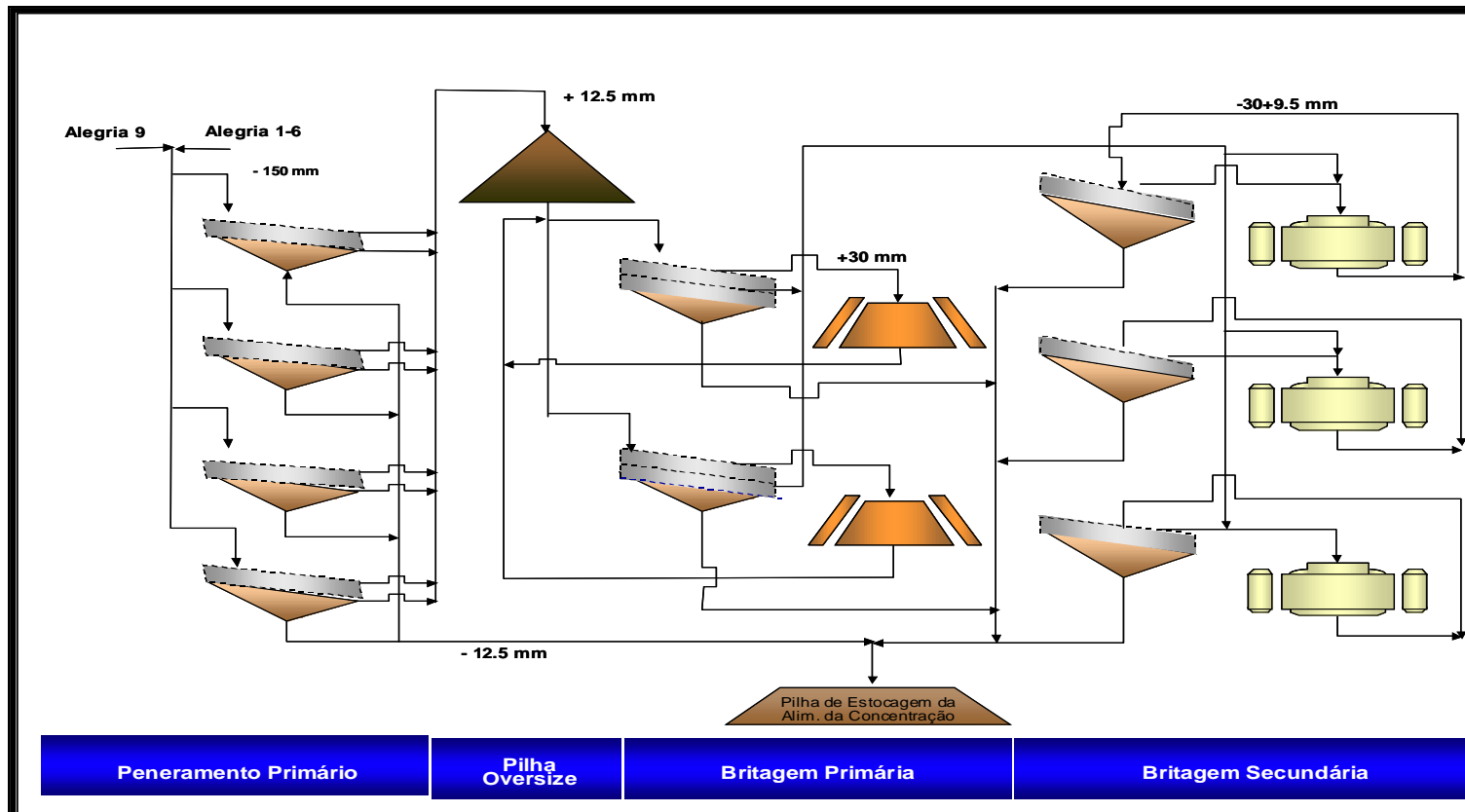


Figura 3.4 - Fluxograma da britagem da Samarco.

O produto final da britagem constitui a alimentação do circuito da moagem pré-primária, primeira etapa da usina de concentração, conforme figura 3.5. Esse minério é estocado em uma pilha com capacidade para até 20.000t, de onde é retomado por quatro alimentadores rotativos, sendo que cada par de alimentadores alimenta um moinho pré-primário. Na tabela 3.8, pode-se observar as especificações químicas e físicas médias do minério que alimentou esta etapa no período de 01/01/05 a 30/06/05.

Tabela 3.8 - Especificações químicas e físicas da alimentação da usina de concentração (01/01/05 a 30/06/05)

Campanha	% Fe	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% P	% PPC	% > 0,147mm	% < 0,044mm
CLS	46,23	31,52	0,45	0,024	1,83	46,09	25,42
CNS	46,75	30,54	0,46	0,031	2,04	47,23	24,92

Os circuitos de moagem pré-primária e moagem primária visam a adequação da granulometria do minério à etapa de flotação convencional. Na alimentação dos moinhos pré-primários ocorre a primeira adição de água do processo, de forma que esses moinhos trabalhem com uma polpa com 80% de sólidos em peso.

O circuito de moagem pré-primária é constituído por dois moinhos de bolas de 5,18m de diâmetro por 8,53m de comprimento, operando em circuito aberto, a 74% da velocidade crítica, com 36% de enchimento e potência de 3730kW. O tamanho das partículas na alimentação da moagem pré-primária é de 55% passante em 150µm e o produto dessa etapa possui uma granulometria de 88% passante em 150µm e alimenta o circuito de moagem primária.

O circuito de moagem primária é composto por quatro moinhos de bolas que operam em circuito fechado reverso com quatro baterias de ciclones. Cada um dos moinhos primários possui 4,27m de diâmetro por 5,18m de comprimento, operando a 71,5% da velocidade crítica, 38% de enchimento e potência de 1.430kW. Cada bateria possui seis ciclones de 660,4mm (26") de diâmetro, de fundo cônico, com seção de entrada de 29032,2mm² (45in²) , com vórtex de 254mm (10") e ápex de 120,65mm (4.3/4").

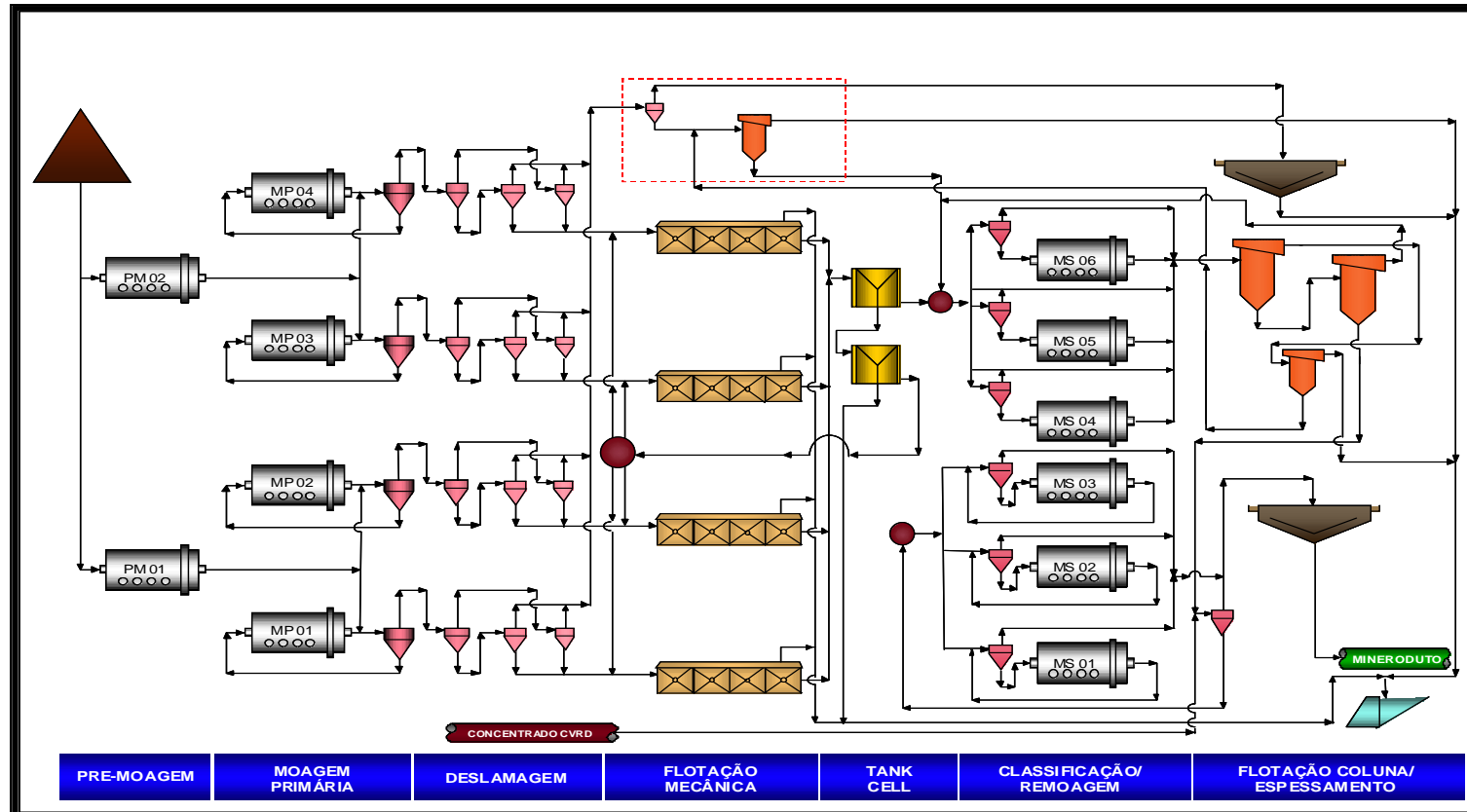


Figura 3.5 - Fluxograma da usina de concentração da Samarco.

O *overflow* dos ciclones primários constitui o produto das etapas de moagem pré-primária e moagem primária e possui aproximadamente 8 a 12% de material com granulometria superior a 147 μ m. Dessa forma, as espécies minerais encontram-se bem liberadas e no tamanho adequado para o processo de flotação.

O *overflow* dos ciclones primários passa então à etapa de deslamagem, efetuada em três estágios de ciclonação, objetivando retirar o material ultrafino, ou seja, menor que 10 μ m, prejudicial ao processo de flotação. Anteriormente ao primeiro estágio de deslamagem de cada linha, adiciona-se hidróxido de sódio de forma a atingir-se uma boa dispersão de suas espécies constituintes.

No primeiro estágio da deslamagem, utiliza-se uma bateria, por linha, de oito ciclones de 381mm (15") de diâmetro, 7096,76mm² (11in²) de seção de entrada, com vórtex de 114,3mm (4.1/2") e ápex de 76,2mm (3"). O *underflow* desses ciclones alimenta o segundo estágio e o *overflow* alimenta o terceiro estágio.

No segundo estágio da deslamagem, utiliza-se uma bateria, por linha, de treze ciclones de 254mm (10") de diâmetro, 564,52mm² (7/8in²) de seção de entrada, com vórtex de 63,5mm (2.1/2") e ápex de 44,45mm (1.3/4"). O *underflow* desses ciclones vai para os tanques condicionadores de alimentação da flotação convencional. O *overflow*, nesse caso, é lama e vai alimentar a planta de recuperação do ferro fino da lama.

No terceiro estágio da deslamagem, utilizam-se quatro baterias, por linha, de dezoito ciclones de 101,6mm (4") de diâmetro, 405mm² (0,627in²) de seção de entrada, com vórtex de 37mm (1,46") e ápex de 14mm (0,55"). O *underflow* desses ciclones vai para os tanques condicionadores de alimentação da flotação convencional, juntamente com o *underflow* do segundo estágio. O fato desses dois produtos da deslamagem terem comportamentos bastante distintos frente ao processo de flotação é a mola propulsora deste estudo e, devido a isso, será mais detalhado posteriormente. O *overflow* desses ciclones é lama e vai alimentar a planta de recuperação do ferro fino da lama, também juntamente com o *overflow* do segundo estágio.

Na planta de recuperação do ferro fino da lama, a polpa passa por seis baterias de ciclones. Cada bateria possui sessenta ciclones de 101,6mm (4") de diâmetro, 475mm²

(0,736in²) de seção de entrada, com vórtex de 35mm (1,38”) e ápex de 11mm (0,43”). O *overflow* desses ciclones é lama final e vai alimentar os dois espessadores de lama. O *underflow* vai para um tanque condicionador, onde é adicionado amido, e então alimenta dois estágios de flotação em coluna (“*rougher*” e “*cleaner*”). O rejeito do primeiro estágio é rejeito final e o concentrado do segundo estágio alimenta os espessadores de concentrado.

Antes da alimentação dos espessadores de lama, adiciona-se cal hidratada para efetuar-se a coagulação dessa lama, que se encontra dispersa. Após a adição da cal, adiciona-se floculante para aumentar a taxa de sedimentação das partículas. A água recuperada no *overflow* desses espessadores é recolhida e bombeada para o tanque de água de processo.

O processo de flotação realizado na usina de concentração é catiônico reverso e acontece em três etapas: na primeira etapa são utilizadas células mecânicas da *WEMCO* e internamente esta etapa é denominada flotação convencional; na segunda etapa são utilizadas células mecânicas da *Outokumpu*, denominadas *Tank Cells*; na terceira etapa são utilizadas colunas de flotação.

A etapa de flotação mecânica, denominada flotação convencional, possui quatro linhas independentes, sendo cada linha constituída por: um condicionador primário; um condicionador secundário; um banco *rougher*, com quatro células; um banco *cleaner*, com três células; um banco *scavenger* primário, com quatro células e um banco *scavenger* secundário, com três células. As células são do modelo *1+1 Mechanism*, do tipo *auto aerada*, e cada uma possui um volume de 14,16m³ (500ft³).

Essa etapa do processo inicia-se com o condicionamento, nos condicionadores primário e secundário, do minério proveniente do *underflow* do segundo e do terceiro estágios da deslamagem com o amido de milho gelatinizado. O condicionador secundário alimenta, por transbordo, o banco *rougher*. Nesse ponto é adicionada a amina, que atua como espumante e coletor das partículas de quartzo.

O *underflow* das células *rougher* alimenta a etapa *cleaner*. O *underflow* das células *cleaner* é o concentrado final da flotação convencional.

O *overflow* das etapas anteriores junta-se para alimentar a etapa *scavenger* primária. O concentrado da etapa *scavenger* primária retorna na alimentação da etapa *rougher* e o *overflow* é alimentado na *scavenger* secundária. O concentrado da etapa *scavenger* secundária retorna na alimentação da etapa *rougher*, juntamente com o concentrado da etapa *scavenger* primária, e o *overflow* é o rejeito final da flotação convencional, sendo direcionado à barragem de rejeitos.

A etapa de flotação mecânica denominada *Tank Cell* possui quatro células denominadas *cleaner* dois, *cleaner* três, *scavenger* três e *scavenger* quatro. Essas células são fabricadas pela *OUTOKUMPU* e possuem, cada uma, capacidade nominal de 160m³, sendo do tipo aeração forçada.

Esta etapa foi implantada recentemente, com a partida das células ocorrendo em 07/06/2005. Inicia-se com a alimentação do concentrado da flotação convencional na *cleaner* dois, com o *underflow* dessa célula alimentando a *cleaner* três. O *underflow* da *cleaner* três é o concentrado final da flotação *Tank Cell*.

O *overflow* das etapas anteriores junta-se para alimentar a etapa *scavenger* três. O concentrado da etapa *scavenger* três retorna na alimentação da etapa *cleaner* dois e o *overflow* é alimentado na *scavenger* quatro. O concentrado da etapa *scavenger* quatro retorna na alimentação da etapa *cleaner* dois, juntamente com o concentrado da etapa *scavenger* três, e o *overflow* é o rejeito final da flotação *Tank Cell*, sendo direcionado à barragem de rejeitos.

O concentrado da flotação *Tank Cell* é dividido em um distribuidor para alimentar três baterias de ciclones, cada bateria com dez ciclones de 254mm (10") de diâmetro, 564,52mm² (7/8in²) de seção de entrada, com vórtex de 101,6mm (4") e ápex de 50,8mm (2"). O *underflow* de cada bateria alimenta um moinho secundário que opera em circuito aberto. Após a moagem, a descarga desses moinhos junta-se ao *overflow* dos ciclones para alimentar o circuito de flotação em coluna.

O circuito de flotação em coluna também possui três etapas: *rougher*, *cleaner* e *scavenger*. A etapa *rougher* é composta por três colunas retangulares, com dimensões de 3,0m x 6,0m e 13,6m de altura, e cada uma possui um volume nominal de 244m³. A etapa *cleaner* é composta por quatro colunas de flotação de 3,7m de diâmetro e 13,6 m de altura e cada uma possui um volume nominal de 140m³. A etapa *scavenger* é composta por duas colunas retangulares, com dimensões de 3m x 4m e 13,6m de altura, e cada uma possui um volume nominal de 166m³.

Adiciona-se amido na caixa que alimenta a etapa *rougher*, objetivando ganhos na recuperação, numa malha de controle em função do pH. A amina utilizada é somente a residual dosada na flotação convencional.

O *underflow* da etapa *rougher* alimenta a etapa *cleaner*, e o *underflow* dessa segunda etapa é o concentrado final da flotação em colunas. O *overflow* das etapas *rougher* e *cleaner* alimentam a etapa *scavenger*.

O *overflow* da etapa *scavenger* é o rejeito final do circuito de flotação em colunas e o *underflow* dessa etapa é enviado para as colunas da planta de recuperação do ferro fino da lama.

O concentrado da etapa *cleaner*, juntamente com um concentrado que a Samarco compra da CVRD, alimenta três baterias de ciclones, cada bateria com dezesseis ciclones de 254mm (10") de diâmetro, 564,52mm² (7/8in²) de seção de entrada, com vórtex de 88,9mm (3.1/2") e ápex de 38,1mm (1.1/2"). O *overflow* dessa ciclonagem é concentrado final e vai alimentar os espessadores de concentrado. O *underflow* é dividido para três caixas que alimentam outras três baterias de ciclones, cada bateria com dez ciclones de 254mm (10") de diâmetro, 564,52mm² (7/8in²) de seção de entrada, com vórtex de 76,2mm (3") e ápex de 44,5mm (1.3/4"). Essas baterias fecham o circuito com três moinhos secundários. O *overflow* é concentrado final e também vai alimentar os espessadores de concentrado e o *underflow* alimenta o respectivo moinho secundário.

O concentrado final (15.500.000 toneladas por ano, sendo 13.500.000 toneladas de concentrado Samarco e 2.000.000 de toneladas de concentrado adquiridas da CVRD) é espessado em dois espessadores de 41m de diâmetro. Nesses espessadores são adicionados cal hidratada e floculante sintético na alimentação para aumentar a taxa de sedimentação das partículas. A polpa que alimenta os espessadores de concentrado está com uma concentração em peso de aproximadamente 45%, que é elevada para aproximadamente 72% no *underflow* e transferida para os tanques de estocagem do mineroduto. A água recuperada no *overflow* desses espessadores é também recolhida, assim como a água recuperada nos espessadores de lama, e bombeada para o tanque de água de processo.

O concentrado produzido na usina de concentração, cujas especificações físicas e químicas são visualizadas na tabela 3.9, segue até a unidade de Ponta Ubu, onde são efetuados sua pelotização e embarque.

Tabela 3.9 - Especificações dos produtos da usina de concentração da Samarco

Produto	%SiO ₂ (máx.)	%P (máx.)	%>74µm (máx)	%<44µm (mín.)	Área específica cm ² /g (mín.)
Alto Forno (CNS)	1,70	0,050	3,5	84,0	1.450
Redução Direta (CLS)	1,00	0,040	3,5	84,0	1.400

3.3 – Concentração de minérios por flotação

3.3.1 – Introdução

As operações de concentração, ou separação seletiva de minerais, baseiam-se nas diferenças de propriedades entre os minerais minério e os minerais de ganga. As propriedades mais comumente utilizadas, uma vez que os minerais estejam fisicamente liberados entre si, podem ser resumidas como sendo: a cor, o peso específico, a forma, o tamanho, a susceptibilidade magnética e as características de superfície.

Flotação em espuma, ou simplesmente flotação, é um processo de separação aplicado a partículas sólidas que explora diferenças nas características de superfície entre as várias espécies presentes, tratando misturas heterogêneas de partículas suspensas em fase aquosa, nas quais se introduz uma fase gasosa (PERES et al, 1980).

A concentração de minerais por flotação requer três condições básicas (PERES, 2003):

- (i.) Liberabilidade: a liberação dos grãos dos diferentes minerais é obtida através de operações de fragmentação (britagem e moagem), intercaladas com etapas de separação por tamanho;
- (ii.) Diferenciabilidade: a diferenciabilidade é a base da seletividade do método. A seletividade do processo de flotação baseia-se no fato de que a superfície de diferentes espécies minerais pode apresentar distintos graus de hidrofobicidade;
- (iii.) Separabilidade dinâmica: está diretamente ligada aos equipamentos empregados. As máquinas de flotação caracterizam-se por possuírem mecanismos capazes de manter as partículas em suspensão e possibilitarem a aeração da polpa.

O conceito de hidrofobicidade de uma partícula está associado à sua umectabilidade ou “molhabilidade” pela água. Partículas mais hidrofóbicas são menos ávidas por água. Ao contrário, partículas hidrofílicas possuem grande afinidade com a água.

Em termos de polaridade, os compostos químicos dividem-se em polares e apolares, em função de apresentarem ou não um dipolo permanente. A importância da polaridade

reflete-se no fato de que existe afinidade entre substâncias ambas polares ou ambas apolares (ou não-polares), não havendo, geralmente, afinidade entre uma substância polar e outra apolar. Nos sistemas de flotação, a fase líquida é sempre a água, uma espécie polar, e a fase gasosa é quase sempre o ar, constituído por moléculas apolares (PERES et al, 1980).

Uma substância hidrofóbica pode ser caracterizada como aquela cuja superfície é essencialmente não polar, tendo maior afinidade com o ar que com a água. Por outro lado, substância hidrofílica é aquela cuja superfície é polar, tendo maior afinidade com a água que com o ar. A separação entre partículas naturalmente hidrofílicas e partículas naturalmente hidrofóbicas é teoricamente possível, fazendo-se passar um fluxo de ar através de uma solução aquosa contendo as duas espécies. As partículas hidrofóbicas seriam carreadas pelo ar e aquelas hidrofílicas permaneceriam em suspensão (PERES et al, 1980).

Em geral, a mera passagem de um fluxo de ar não é suficiente para carrear as partículas hidrofóbicas. Faz-se necessária a formação de uma espuma estável, que é obtida através da ação de reagentes conhecidos como espumantes, os quais abaixam a tensão superficial na interface líquido/ar e têm ainda a importante função de atuar na cinética da interação partícula/bolha, fazendo com que o afinamento e a ruptura do filme líquido ocorram dentro do tempo de colisão (PERES et al, 1980).

Entre os minerais encontrados na natureza, muito poucos são naturalmente hidrofóbicos (grafita, molibdenita, talco, pirofilita, alguns carvões e ouro nativo livre de prata). Esse pequeno número de minerais naturalmente hidrofóbicos seria indicativo de uma gama restrita de aplicações da flotação. A vastíssima aplicação industrial da técnica deve-se ao fato de que minerais naturalmente hidrofílicos podem ter sua superfície tornada hidrofóbica através da adsorção de reagentes conhecidos como coletores. Em outras palavras, a propriedade diferenciadora pode ser induzida.

Na maioria dos sistemas de flotação, a seletividade do processo requer a participação de substâncias orgânicas ou inorgânicas, designadas como modificadores ou reguladores. As ações dos modificadores são diversas, destacando-se: ajustar o pH do sistema, ajustar o potencial eletroquímico da polpa (importante na flotação de sulfetos), controlar o estado

de dispersão da polpa, facilitar e tornar mais seletiva a ação do coletor (função designada como ativação) e tornar ou reforçar a hidrofiliabilidade de um ou mais minerais, deixando-o imune à ação do coletor (função conhecida como depressão) (PERES et al, 1980).

Os fundamentos do processo de flotação, que explora características de superfície, estão em um campo da ciência conhecido como “Físico-Química das Interfaces”, “Química de Superfície”, “Química das Interfaces” ou “Propriedades das Interfaces”. Para a compreensão dos mecanismos que propiciam a seletividade do processo de flotação, alguns princípios de propriedades das interfaces serão revistos no tópico seguinte.

3.3.2 – Princípios de propriedades das interfaces

Uma fase pode ser definida como uma porção homogênea, fisicamente distinta e mecanicamente separável de um sistema ou, em outras palavras, é uma região do espaço em que a composição química é uniforme e as propriedades físicas e mecânicas são as mesmas. A transição de propriedades entre duas fases ocorre de maneira gradual ao longo de uma região espacial, que apresenta uma de suas dimensões extremamente reduzida, designada como interface. A espessura da interface, como citado anteriormente, é muito pequena, especialmente quando uma fase gasosa está envolvida, não passando de poucas vezes as dimensões moleculares das espécies presentes. Considera-se que essas interfaces apresentam espessuras da ordem de nanômetros ou até fração de nanômetros (PERES, 2003).

Considerando-se os três estados da matéria - sólido, líquido e gasoso – é possível a identificação de cinco tipos de interfaces, sendo que todos os tipos estão presentes em sistemas de flotação e são discutidos a seguir (PERES, 2003):

- (i.) Sólido/sólido: esse tipo de interface é exemplificado por uma partícula mineral recoberta por lamelas de outra espécie, através de um mecanismo essencialmente de atração eletrostática, fenômeno conhecido como *slimes coating*, de primordial importância para a flotação, já que a partícula perde totalmente sua identidade superficial;
- (ii.) Sólido/líquido: esse tipo de interface é caracterizado por uma partícula mineral imersa em meio aquoso;

- (iii.) Sólido/gás: esse tipo de interface é exemplificado por uma bolha de gás aderida a uma partícula mineral, supondo-se que no momento da adesão a película líquida sofre um afinamento até a ruptura;
- (iv.) Líquido/líquido: esse tipo de interface é caracterizado por alguns reagentes imiscíveis em água. Para facilitar o acesso desses reagentes às interfaces sólido/líquido e líquido/gás muitas vezes faz-se necessária a sua emulsificação;
- (v.) Líquido/gás: esse tipo de interface é melhor exemplificada pela película líquida que envolve uma bolha.

A pequena espessura das interfaces inviabiliza qualquer tentativa de observação direta dos fenômenos interfaciais, mesmo com o auxílio das mais sofisticadas técnicas de microscopia eletrônica. Todo o conhecimento acumulado sobre os fenômenos interfaciais baseia-se em modelos empíricos e em medidas experimentais de três grandezas: adsorção, tensão superficial e potencial zeta. Seus conceitos são discutidos a seguir (PERES, 2003):

- (i.) Adsorção – conceitualmente significa concentração na interface. Como, matematicamente, a interface é considerada bi-dimensional, a adsorção é quantificada em termos de massa/área (por exemplo: g/cm^2 ou moles/cm^2). Normalmente, é medida a partir da abstração de um reagente em solução por um sólido. Quando as determinações são realizadas a temperatura constante, os resultados são apresentados sob a forma de isotermas de adsorção (medidas de quantidade adsorvida em função da quantidade disponível para adsorção).

A classificação tradicional da adsorção em física e química (fisissorção e quimissorção) foi desenvolvida para a adsorção de gases em sólidos. As seguintes considerações podem ser feitas para adaptá-la a sistemas de flotação: interações envolvendo ligações de van der Waals e forças coulômbicas entre adsorvato (aquele que se adsorve) e adsorvente (aquele sobre o qual ocorre a adsorção) são designadas físicas. A quimissorção caracteriza-se por ligações dos tipos iônica, covalente (normalmente o caráter da ligação é covalente parcialmente iônico) e ponte de hidrogênio.

A adsorção química restringe-se a monocamadas, já que seu mecanismo básico envolve transferência ou compartilhamento de elétrons. A fisissorção

pode apresentar (e geralmente apresenta) multicamadas. Muitas vezes, é difícil distinguir-se adsorção de reação química em solução seguida de precipitação superficial.

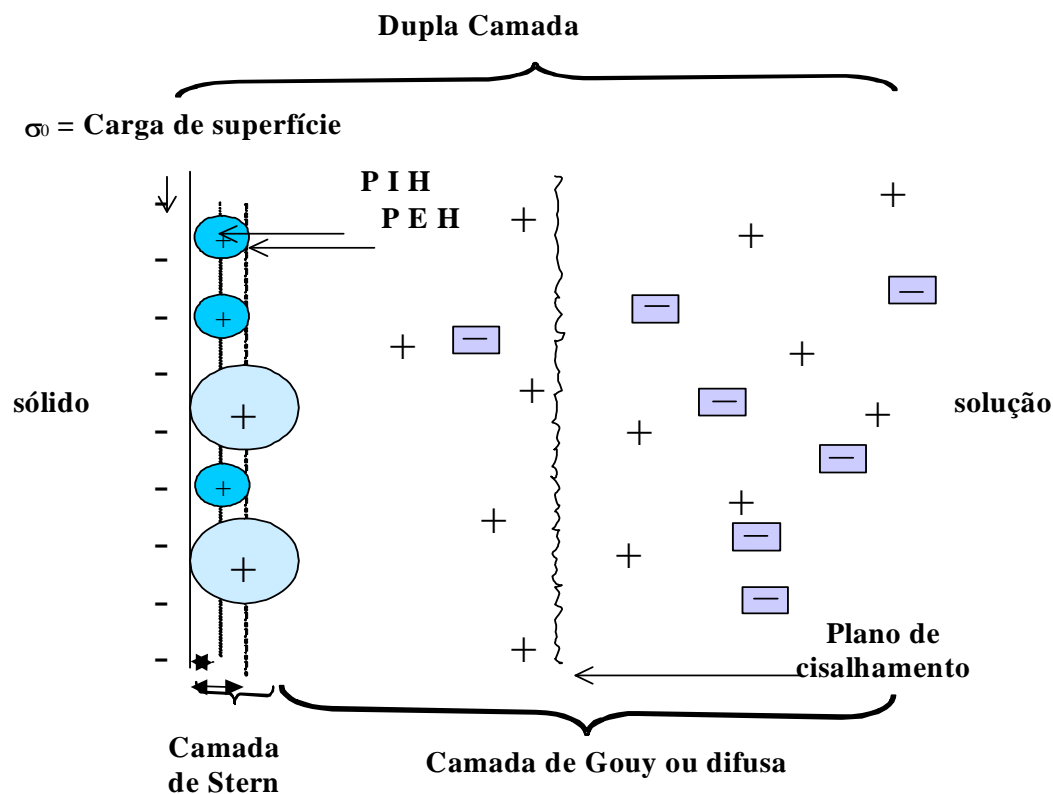
Outra classificação utilizada para a adsorção refere-se à especificidade entre o adsorvato e o adsorvente. Assim, adsorção não específica é aquela que ocorre em resposta a uma interação puramente eletrostática entre o adsorvato e o adsorvente. Por outro lado, adsorção específica é aquela atribuída a qualquer outro mecanismo de interação que não seja o eletrostático e que seja seletivo quanto ao sítio superficial.





- (ii.) Tensão superficial – manifesta-se na interface líquido/gás. As evidências de sua existência surgem em fatos corriqueiros do dia a dia: a água em um copo ou em um lago apresenta uma superfície plana, já em pequenas quantidades as gotas mostram uma superfície curva convexa (pequenas gotas e bolhas de ar são esféricas); a imersão de um tubo de vidro capilar em água faz com que o líquido suba e a superfície torne-se côncava; um anel de platina, imerso em água e seguro por fios, quando forçado para fora do líquido retém parte da água; a estabilidade de bolhas de sabão na tradicional brincadeira infantil requer a presença de um agente espumante.

A tensão superficial de uma solução é, geralmente, afetada pela concentração do soluto. A presença de sais e bases (com exceção do hidróxido de amônio) eleva a tensão superficial em relação à água. A maioria dos surfatantes (alcoóis, carboxilatos, sulfatos, sulfonatos, aminas e sais quaternários de amônio, etc) reduzem a tensão superficial. Os tio-compostos causam um decréscimo desprezível na tensão superficial.

Curvas de tensão superficial em função da concentração de surfatantes de cadeia hidrocarbônica suficientemente longa mostram que o abaixamento desta tensão cessa abruptamente. Esse fato é atribuído à formação de agregados que recebem o nome de micelas. Apesar de diferirem quanto à geometria, as micelas têm como característica comum a configuração com as porções polares voltadas para a solução e as cadeias hidrocarbônicas dispostas internamente, ligadas entre si por forças de van der Waals. A concentração a partir da qual as micelas são formadas recebe o nome de concentração micelar crítica (CMC), fortemente dependente do comprimento da cadeia hidrocarbônica.

- (iii.) Potencial Zeta – um fenômeno importante na interface sólido/líquido entre partículas imersas em um meio aquoso é o aparecimento de uma carga superficial. A carga desses sólidos suspensos atrai uma atmosfera de íons de carga contrária denominada íons-contrários. Parte dessa atmosfera é difusa e o conjunto carga de superfície/carga difusa é designado dupla camada elétrica, mostrada esquematicamente na figura 3.6 (PARKS, 1965; PARKS, 1967), onde distinguem-se as seguintes zonas:
- a carga superficial, limitada ou fixada à superfície;
 - a camada de Stern, constituída pelos íons contrários mais próximos ou em contato com a superfície; pode-se dizer também que é constituída por íons especificamente adsorvidos. Abrange o plano interno de Helmholtz, que é o plano que contém os centros dos íons adsorvidos especificamente, e o plano externo de Helmholtz, que é o plano que contém os centros dos íons da camada de Gouy mais próximos da superfície;
 - a camada difusa ou de Gouy, constituída pelos íons mais afastados da superfície, em relação aos da camada anterior, mas ainda relacionados à superfície por interação eletrostática. A carga localizada no plano externo de Helmholtz é parte da carga da camada de Gouy. Já a carga do plano interno de Helmholtz não pertence à camada de Gouy.



-  Co-íon
-  Íon contrário na camada difusa
-  Íon contrário adsorvido especificamente
-  Íon contrário hidratado adsorvido não especificamente

PIH: Plano Interno de Helmholtz

PEH: Plano Externo de Helmholtz

Figura 3.6 - Estrutura da dupla camada elétrica (PARKS, 1965; PARKS, 1967).

Quando as partículas de uma dispersão deslocam-se em relação ao fluido, ou vice-versa, surge um plano no qual a dupla camada elétrica se parte – o plano de cisalhamento. Com

o deslocamento, sucede o aparecimento de um potencial elétrico (eletrocinético), correspondente ao potencial do conjunto; esse potencial é denominado potencial zeta ($\psi\xi$).

Segundo LEJA (1982) existem técnicas, baseadas em quatro fenômenos eletrocinéticos, que possibilitam a medida do potencial zeta. Os fenômenos eletrocinéticos referidos são, respectivamente:

- (i.) Eletroforese – as partículas eletricamente carregadas deslocam-se em relação a um meio aquoso estacionário, sob a ação de um campo elétrico;
- (ii.) Eletroosmose – o líquido é movido em relação à superfície carregada estacionária, por efeito de um campo elétrico;
- (iii.) Potencial de escoamento – um campo elétrico é criado quando o líquido flui através de um leito poroso carregado;
- (iv.) Potencial de sedimentação – um campo elétrico é gerado quando partículas com superfícies carregadas deslocam-se em relação a um líquido estacionário.

No caso de o potencial zeta se anular devido a uma determinada concentração de íons determinantes de potencial (IDP), chega-se a um ponto chamado de ponto isoelétrico (PIE), definido como o logaritmo negativo da atividade de um dos IDP para o qual a carga líquida no plano de cisalhamento é nula.

O ponto de carga zero, PCZ, é definido como o logaritmo negativo da atividade de um dos IDP, correspondente à carga real de superfície zero, sendo melhor determinado por medida direta da adsorção dos IDP. Na ausência de adsorção específica, o PIE e o PCZ coincidem. Os íons que reagem com os IDP são chamados de determinadores de potencial de segunda ordem. Quando a carga é determinada por esses íons, ou por íons especificamente adsorvidos, a concentração dessas espécies, que leva a um potencial zeta nulo, é chamada de concentração de reversão de carga, CRC. Por definição, ponto de reversão de carga (PRC) é o logaritmo negativo da CRC.

3.3.3 – Reagentes de flotação

Reagentes de flotação são compostos orgânicos e inorgânicos empregados com o objetivo de controle das características das interfaces envolvidas no processo. De acordo com seu papel específico na flotação, os reagentes podem ser divididos em coletores, espumantes e modificadores ou reguladores (PERES et al, 1980).

Coletores e espumantes exercem dois papéis preponderantes na flotação. Primeiro, adsorvendo na interface sólido/líquido, tornam hidrofóbica a superfície de certos minerais, agindo assim como coletores. Segundo, influem na cinética da ligação bolha/mineral, agindo assim como espumantes. Quimicamente, os coletores e espumantes são classificados como surfatantes. A palavra surfatante é um neologismo, a partir do inglês “surfactant”, e designa uma molécula de caráter duplo, consistindo de um grupo não polar e um grupo polar. O grupo não polar não possui um dipolo permanente e representa a porção hidrofóbica da molécula, sendo geralmente um hidrocarboneto. O grupo polar possui um momento de dipolo permanente e representa a porção hidrofílica da molécula (PERES et al, 1980).

3.3.3.1 – Coletores

Classicamente, os sistemas de flotação são divididos em sulfetos e não sulfetos. Os coletores empregados na flotação de sulfetos são conhecidos como tio-compostos. A classe dos não sulfetos é mais complexa, pois engloba um número muito grande de minerais. A maior parte deles enquadra-se na classificação de oxi-minerais.

Uma classificação mais detalhada dos não sulfetos mostra os seguintes grupos: óxidos e silicatos, minerais levemente solúveis, sais solúveis e uma classe à parte, constituída por carvão e grafita (PERES & SALUM, 2004). LEJA (1982) designou os coletores empregados na flotação de não sulfetos (exclusive carvão e grafita) como compostos ionizáveis não tio.

Os mais importantes compostos ionizáveis não tio estão listados abaixo (PERES & SALUM, 2004):

- (i.) alquil-carboxilatos, derivados dos ácidos carboxílicos ou ácidos graxos: RCOOH;
- (ii.) alquil-sulfatos e sulfonatos, geralmente de sódio: R-O-SO₃⁻Na⁺ e R-SO₃⁻Na⁺;
- (iii.) mono e di-alquil-fosfatos, derivados do ácido fosfórico RPO₄H₂;
- (iv.) reagentes menos comuns, como sulfossuccinatos (ROOC-CH₂-CH-COONa-SO₃Na), sulfossuccinamatos (RNHCO-CH₂-CH-COONa-SO₃Na), sarcosinatos (ROCCH₂-NH-COONa) e hidroxamatos;
- (v.) derivados da amônia (NH₃): aminas primárias (R-NH₂) e sais quaternários de amônio (R-N(CH₃)₃⁺Cl⁻);

Os coletores pertencentes aos quatro primeiros grupos, quando ionizados, são aniônicos (os sulfossuccinamatos e os sarcosinatos são anfotéricos), ao passo que os da família das aminas são catiônicos.

Entre os compostos hidrolizáveis listados acima, somente são empregados em flotação aqueles que apresentam de seis a dezoito carbonos na cadeia. Homólogos de cadeia mais curta que C₆ não apresentam a necessária atividade de superfície, enquanto homólogos mais longos que C₁₈ tornam-se muito insolúveis. As soluções de todos esses compostos são fortemente afetadas pelo pH, dando origem a hidrólise ou dissociação, que influenciam a atividade superficial em termos de estabilizar a espécie molecular ou a iônica. Em geral, a espécie iônica é empregada como coletor e a molecular como espumante. Os homólogos de cadeia longa formam agregados (chamados micelas), em soluções em que a concentração está acima da chamada concentração micelar crítica (CMC) e a temperatura está acima de um certo valor mínimo ("krafft point") (PERES et al, 1980; PERES & SALUM, 2004).

3.3.3.2 – Espumantes

Os surfatantes empregados como espumantes em sistemas de flotação são compostos não iônicos, geralmente pertencentes às classes dos alcoóis ou dos éteres. Alguns reagentes utilizados como coletores têm também poder espumante. No caso das aminas, geralmente adicionadas em pH entre 10 e 11, região em que existe um equilíbrio entre a

forma iônica e a molecular, aceita-se que a primeira atue como coletor e a segunda como espumante (PERES, 2003).

Os reagentes empregados especificamente como espumantes são alcoóis, éteres, seus derivados contendo grupos óxido de etileno e óxido de propileno, óleo de pinho e “ácidos cresílicos”. Esses espumantes podem ser utilizados em combinação com óleo combustível leve (PERES, 2003).

3.3.3.3 – Modificadores

Ao contrário das funções bem definidas dos coletores e espumantes, as ações dos modificadores são bem distintas (PERES, 2003):

- (i.) Modulação do pH – efetuada mediante a adição de ácidos e bases. Deve-se atentar para o fato de que o ânion do ácido e o cátion da base poderão, em alguns sistemas, adsorverem-se especificamente e alterar as características das interfaces envolvidas.
- (ii.) Controle do estado de agregação da polpa – efetuado mediante a adição de dispersantes e agregantes (coagulantes e floculantes). Em geral, uma polpa dispersa favorece a flotação. Uma floculação seletiva dos minerais que se dirigem ao afundado poderá ter um efeito benéfico (ex.: flotação catiônica reversa de minérios itabiríticos). Os polímeros naturais e sintéticos têm poder floculante no caso de apresentarem alto peso molecular e são dispersantes quando possuem baixo peso molecular.
- (iii.) Ativação – efetuada através da adição de reagentes capazes de tornar mais eficaz e/ou seletiva a ação dos coletores.
- (iv.) Depressão – efetuada mediante a adição de reagentes capazes de inibir a ação do coletor e hidrofilar a superfície dos minerais que se destinam ao afundado. Entre os depressores orgânicos destacam-se os polissacarídeos, em especial o amido de milho. Outros depressores orgânicos são os taninos e seus derivados, em especial o quebracho, os derivados de celulose (a carboximetilcelulose é o principal representante) e os lignossulfonatos.

3.3.4 – Flotação catiônica reversa de minérios de ferro

Segundo HOUOT (1983), a flotação reversa de minérios de ferro de baixos teores (itabiritos), usando amina como coletor de ganga silicatada, começou a ser utilizada nos anos 60, sendo hoje uma técnica mundialmente consolidada para partículas minerais na faixa de 10 a 250 μ m. Anteriormente, nos anos 50, a concentração desses mesmos minérios era feita com a utilização da flotação direta dos minerais de ferro, usando sulfonato de petróleo em conjunto com óleo combustível, ácidos graxos e hidroxamatos como coletores.

O processo de flotação reversa de minério de ferro, utilizando amina como coletor/espumante e amido de milho como depressor, ocupa papel estratégico em todas as grandes usinas brasileiras produtoras de *pellet-feed*. IWASAKI (1983) destaca três fatores para esse papel primordial da flotação:

- (i.) A flotação é o principal processo utilizado para a concentração de minérios oxidados de baixos teores;
- (ii.) O processo possibilita a redução dos teores em sílica de concentrados magnetíticos obtidos por separação magnética, principalmente quando a liberação extremamente fina da sílica impede o bom desempenho da separação magnética;
- (iii.) A flotação é o processo mais indicado para a produção de concentrados com baixos teores de sílica, destinados aos processos metalúrgicos de redução direta.

RABELO (1994) destaca também o forte impacto positivo da flotação nas questões ambientais, ao possibilitar a recuperação de grandes massas de frações finas de minérios de baixos teores em ferro, rejeitadas por processos destinados somente à produção de granulados e *sinter-feed*, ao longo de vários anos. A importância econômica do aproveitamento desse material também é indiscutível.

Segundo LASKOWSKI et al (1974), embora o princípio da flotação seja simples, os fenômenos que a governam são muito complexos, pois envolvem a fixação seletiva de partículas específicas à bolha de ar e o subsequente transporte do agregado partícula-bolha da polpa à espuma. No caso dos oxi-minerais, a compreensão dos aspectos mais

fundamentais dos mecanismos operantes durante o processo da flotação acha-se ainda num estágio menos avançado do que no caso dos sulfo-minerais e seus similares (BRANDÃO, 2003). LI (1993) ponderou que os princípios básicos de flotação podem ser divididos em duas áreas principais: química de superfície e hidrodinâmica. A química de superfície englobaria os fatores pertinentes a interações, energia, adsorção em interfaces, molhabilidade natural de minerais e uso de reagentes destinados a tornar hidrofóbicas as superfícies minerais. Por sua vez, a hidrodinâmica incluiria os fatores pertinentes a dispersão das bolhas de ar, suspensão de sólidos, colisão e adesão entre partículas minerais e bolhas de ar e estabilidade do agregado partícula-bolha. Foi também ressaltada por ele a considerável importância do tamanho das partículas em um sistema de flotação, embora não seja considerado na avaliação do desempenho do processo.

CASTRO (2002) considera a distribuição de tamanho das partículas, a serem separadas, fator determinante na performance do processo de flotação. Segundo ele, na prática industrial, as partículas entre $40\mu\text{m}$ e $10\mu\text{m}$ comportam-se como partículas ultrafinas. Já as partículas menores que $10\mu\text{m}$ têm alguns aspectos semelhantes aos colóides, como seu comportamento em meio hidráulico, alteração e influência na dispersão da polpa, interações extensas entre essas partículas e as fases aquosa e gasosa presentes no processo.

CASTRO & CRUZ (2003), estudando as diferenças de desempenho da flotação de uma amostra de minério de ferro composta ($-150\mu\text{m}$) e de uma amostra separada entre as frações ($-50\mu\text{m} +38\mu\text{m}$) e ($-38\mu\text{m}$), observaram diferentes comportamentos quando da flotação em separado, com indicações da ação deletéria de uma fração em relação à outra quando da flotação composta. Outra constatação que fizeram foi a possibilidade de estabelecimento de parâmetros ótimos para a flotação de um minério de ferro restrito a uma faixa granulométrica mais estreita (grossos e finos).

Estudos exploratórios realizados no Laboratório de Controle de Processo da Samarco Mineração S/A mostram a necessidade de estudos comprobatórios das constatações anteriores, dada a necessidade de otimização dos índices de recuperação. Como a deslamagem da usina de concentração é efetuada em três estágios, conforme fluxograma apresentado na figura 3.7, com o *underflow* dos ciclones limpadores e deslamadores

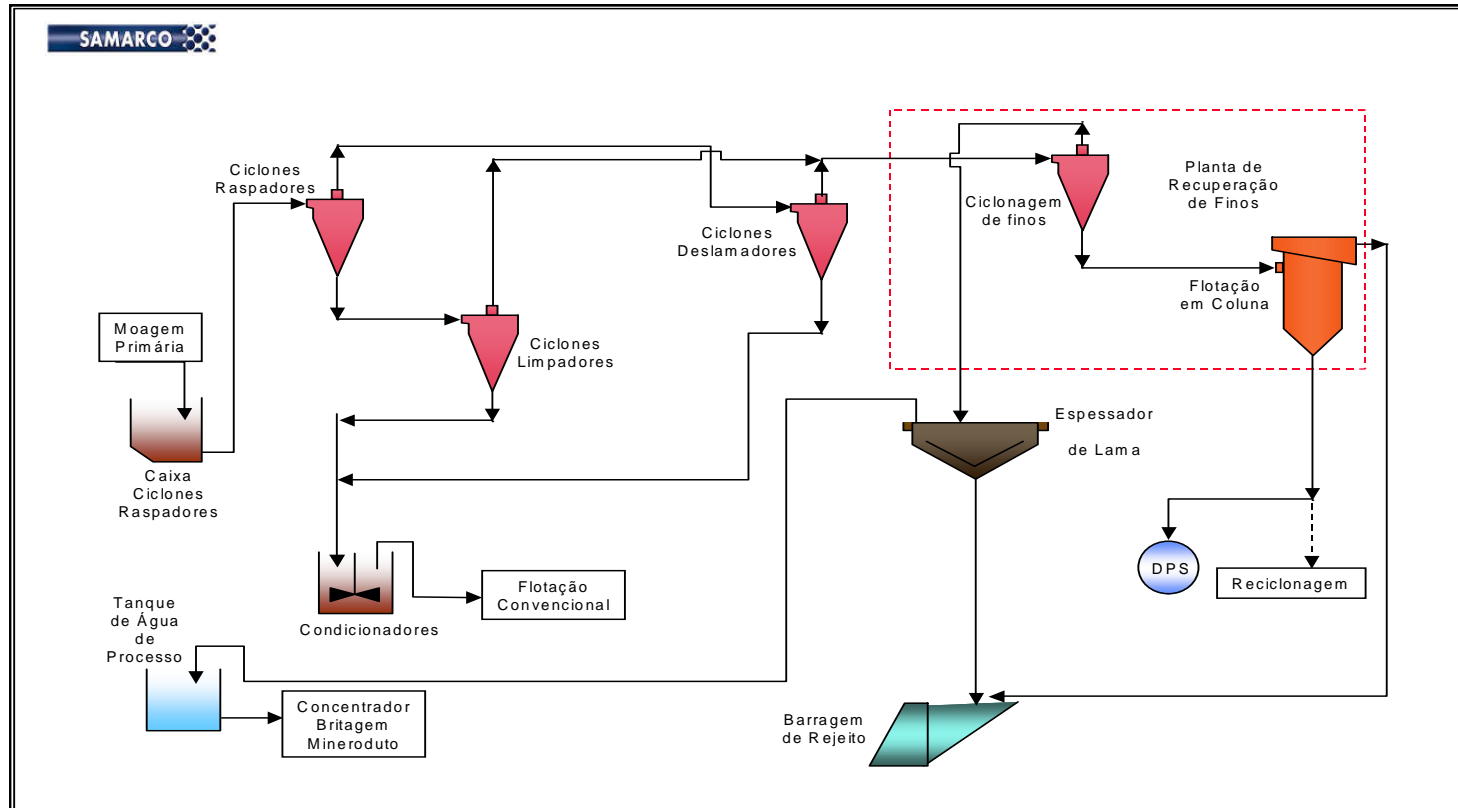


Figura 3.7 - Fluxograma da deslamagem da usina de concentração da Samarco.

alimentando a etapa de flotação convencional, foram efetuados testes de flotação em bancada com diferentes participações (0, 5, 10, 15, 20%) do *underflow* dos ciclones deslamadores na alimentação da flotação.

Conforme pode-se observar na tabela 3.10 e nas figuras 3.8 e 3.9, o aumento da participação do *underflow* dos ciclones deslamadores na alimentação da flotação causa um decréscimo na recuperação metálica e, aparentemente, não ocasiona modificações na qualidade do concentrado. A flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores separadamente mostra resultados marginais de recuperação e a possibilidade de obtenção de concentrados com baixos teores de contaminação por ganga silicatada. Aparentemente, a otimização de índices de recuperação na flotação catiônica reversa da Samarco passa, necessariamente, pelo estabelecimento de parâmetros de processo diferenciados para os dois produtos em estudo e, em especial, para o *underflow* dos ciclones deslamadores.

Tabela 3.10 – Resultados de testes de flotação exploratórios em bancada com diferentes participações de *underflow* dos ciclones deslamadores

Amostra	Teores da alimentação (%)					Amido/Amina (g/t)	Conc (%)	Recuperação (%)	
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC		SiO ₂	Peso	Metal
UF desl 100%	45,41	33,11	0,27	0,016	1,64	500/50	0,8	36,42	54,3
UF limp. 100%	50,49	25,72	0,19	0,019	1,84	500/50	2,52	67,99	88,9
UF limp.95% + 5 % desl	50,64	25,49	0,19	0,018	1,86	500/50	3,02	66,74	87,3
UF limp. 90% + 10 % desl	50,09	26,29	0,19	0,019	1,84	500/50	2,6	65,43	86,5
UF limp. 85% + 15 % desl	49,88	26,57	0,20	0,019	1,85	500/50	2,53	64,38	85,8
UF limp. 80% + 20 % desl	49,48	27,59	0,20	0,018	1,86	500/50	2,53	62,75	83,9

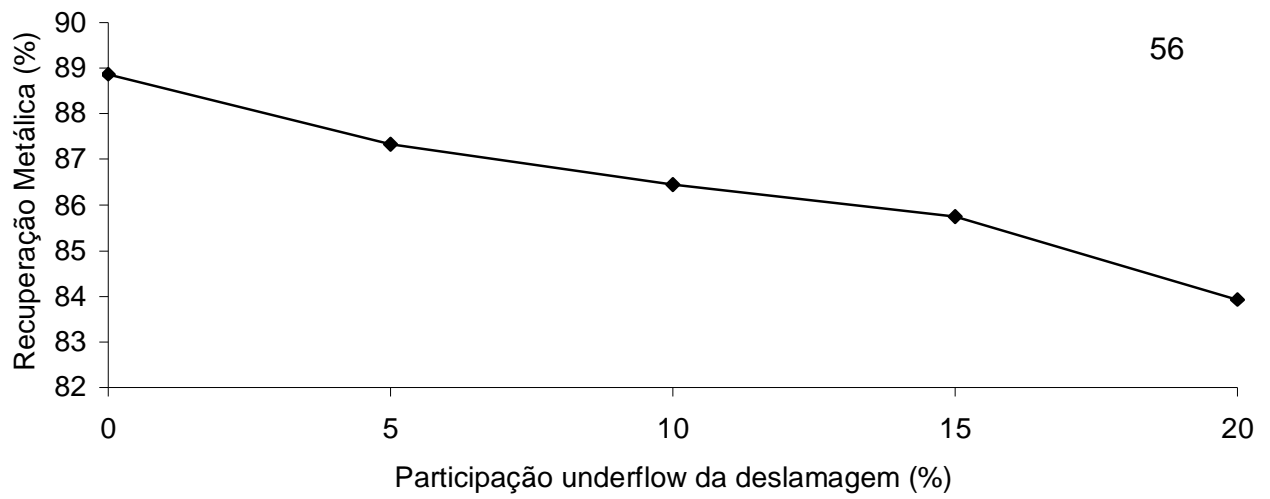


Figura 3.8 – Recuperação metálica em função da participação do *underflow* dos ciclones deslamadores.

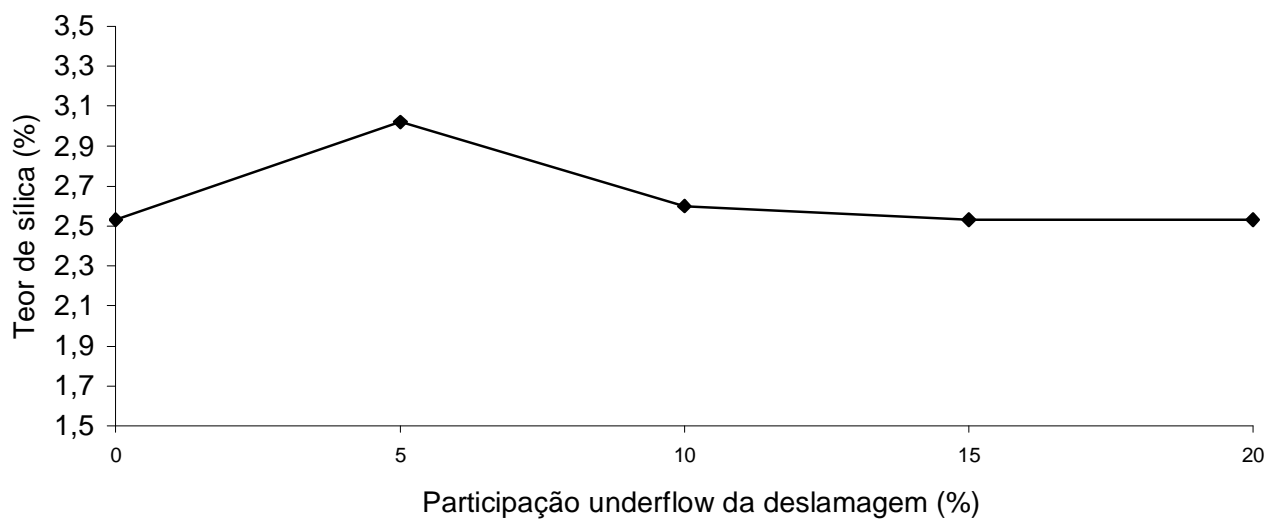


Figura 3.9 – Teor de sílica no concentrado em função da participação do *underflow* dos ciclones deslamadores.

Testes de cinética de flotação, apresentados nas figuras 3.10, 3.11 e 3.12, realizados no Laboratório de Controle de Processo da Samarco, também comprovam a nítida diferença de comportamento do *underflow* dos ciclones deslamadores e dos ciclones limpadores quando flotados separadamente. O *underflow* dos ciclones limpadores apresenta bons índices de recuperação e maior dificuldade para obtenção de qualidade no concentrado. Contrariamente, o *underflow* dos ciclones deslamadores apresenta baixos índices de recuperação e menor teor de sílica no concentrado. Na amostra composta, é visível o efeito do *underflow* dos ciclones deslamadores na recuperação. Deve-se ressaltar que, nesta dissertação, os testes denominados de cinética de flotação não correspondem à curva de cinética usual, cuja variável resposta é a recuperação acumulada.

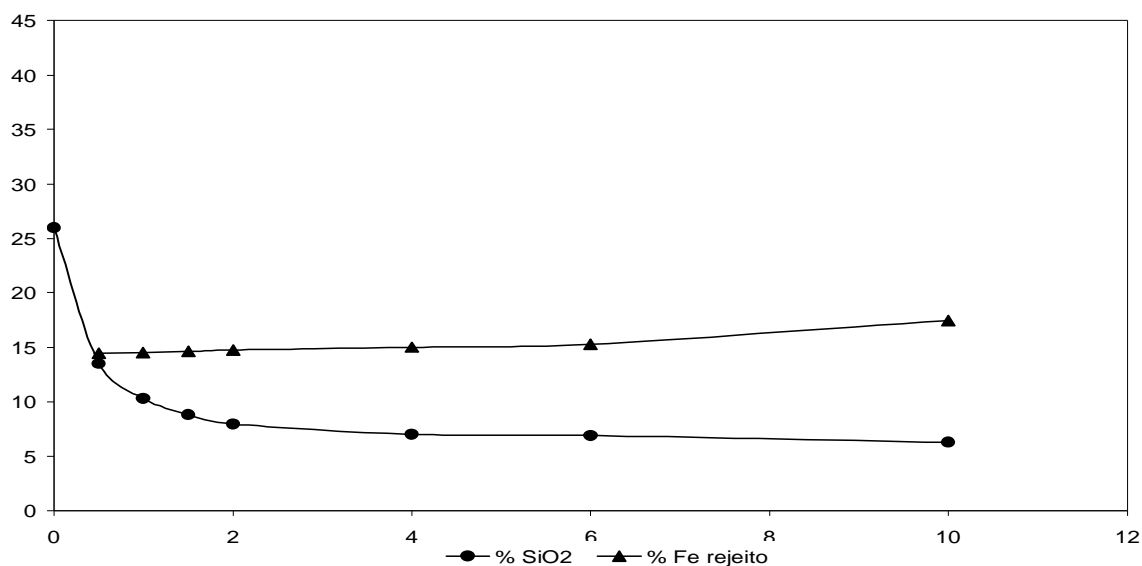


Figura 3.10 – Cinética de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores.

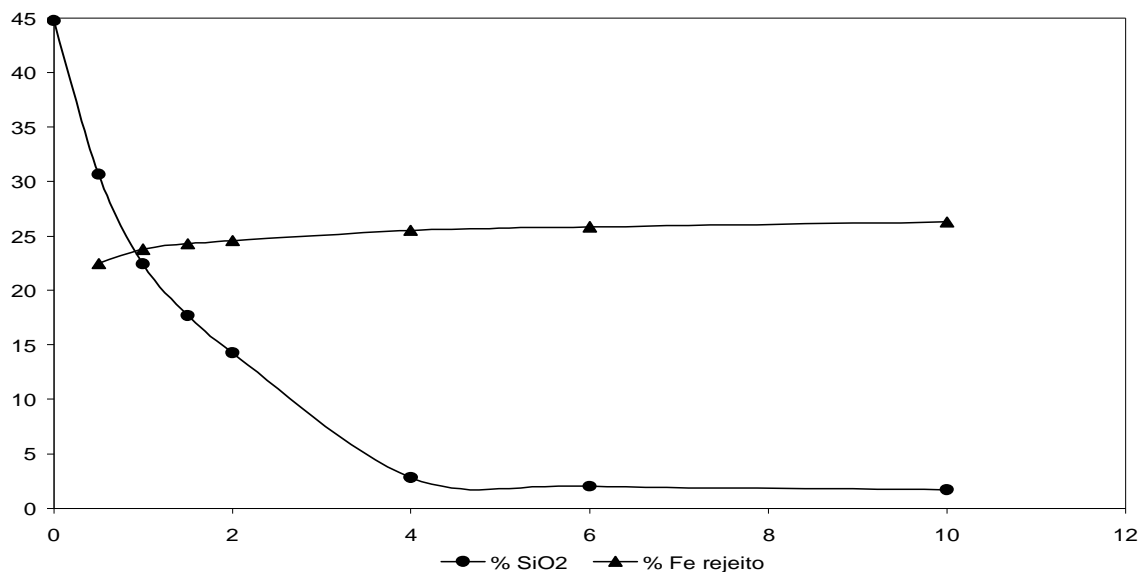


Figura 3.11 – Cinética de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores.

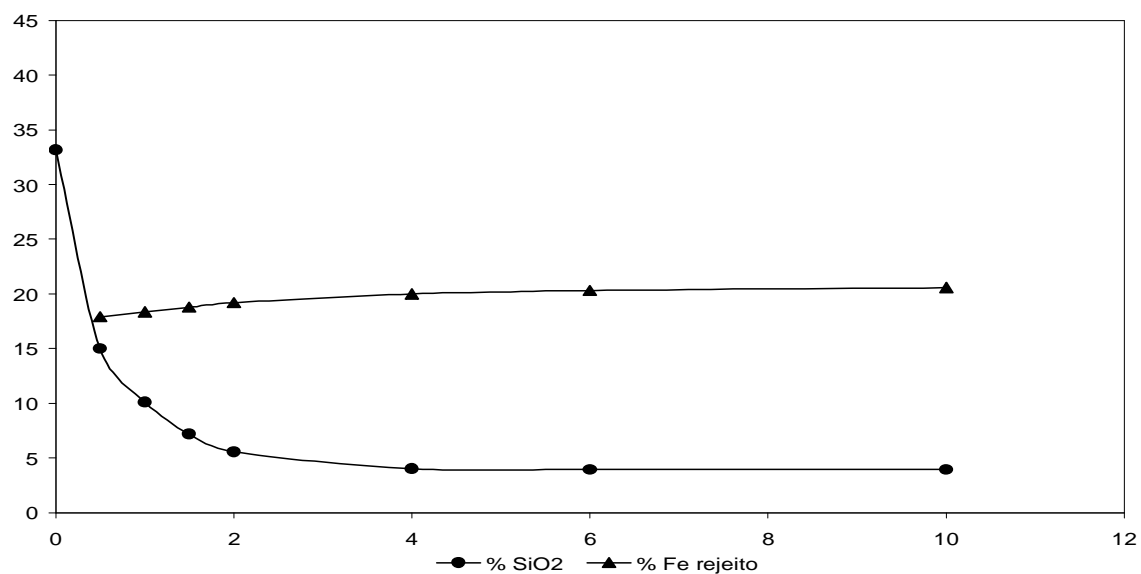


Figura 3.12 - Cinética de flotação da amostra composta (alimentação da flotação tal qual).

Na tabela 3.11 e na figura 3.13, pode-se observar a diferença de granulometria dos produtos que constituem a alimentação da flotação, bem como a distribuição granulométrica da mesma, em amostras coletadas na usina de concentração no mês de junho/05.

Tabela 3.11 – Análise granulométrica do *underflow* dos ciclones limpadores, do *underflow* dos ciclones deslamadores e da amostra composta (alimentação da flotação tal qual).

Peneiramento		% Passante		
Malha Tyler	Abertura (µm)	<i>Underflow</i> ciclones limpadores	<i>Underflow</i> ciclones deslamadores	Amostra composta
20	840	99,90	100,00	99,97
28	600	99,75	100,00	99,86
35	420	99,45	99,95	99,63
48	297	97,72	99,83	98,38
65	210	93,66	99,57	95,42
100	149	83,98	98,94	88,52
150	105	71,95	97,49	79,64
200	74	52,33	89,14	63,27
270	53	34,28	72,59	46,10
325	44	29,09	65,60	40,40
400	37	22,49	59,83	34,63
	35	20,21	56,93	32,27
	30	14,09	48,11	25,54
	25	8,11	37,11	17,99
	20	3,49	24,55	10,45
	15	0,90	12,38	4,39
	10	0,42	4,13	1,40
	5	0,39	2,05	1,05
	1	0,12	0,28	0,13
	<1	0,00	0,00	0,00

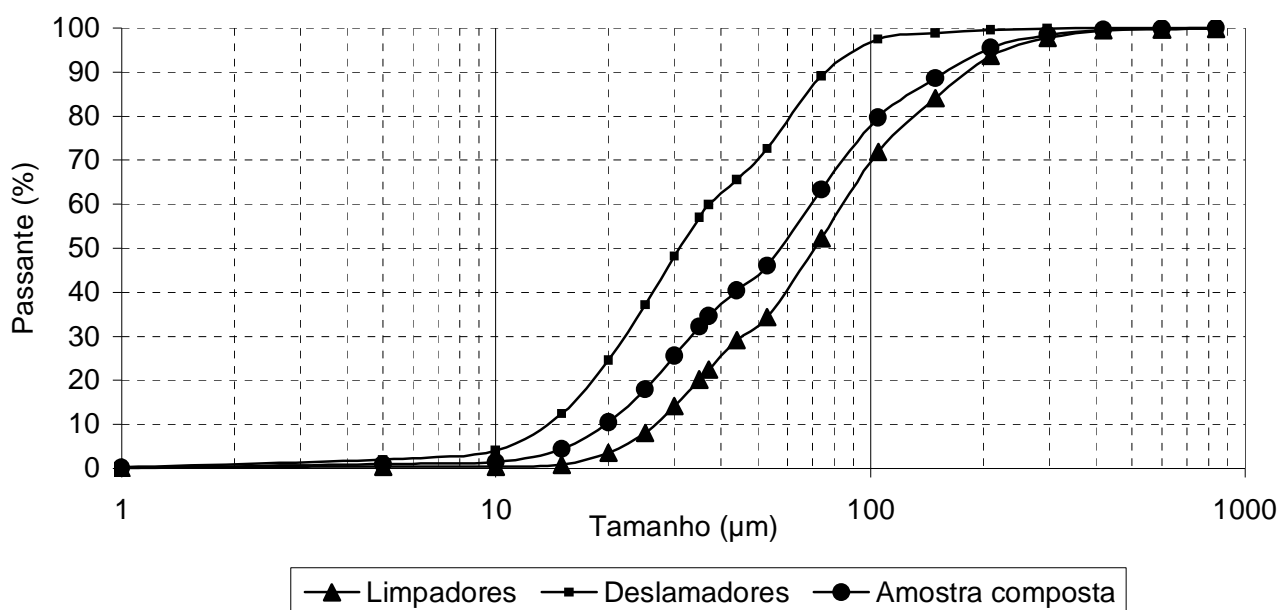


Figura 3.13 – Distribuição granulométrica do *underflow* dos ciclones limpadores, do *underflow* dos ciclones deslamadores e da amostra composta.

TRAHAR (1976) afirma que o tratamento separado de faixas de tamanho selecionadas se tornará necessário para os minérios mais complexos. Assim, diferentes faixas de tamanho poderão ser condicionadas separadamente em meios mais adequados a elas. Tal procedimento redundaria em aumento na seletividade, com impactos na qualidade do produto e na recuperação do mineral útil.

Dados de um teste industrial, realizado em 23/06/2005 e apresentados na tabela 3.12, mostram a intensidade da resposta do circuito de flotação convencional à retirada dos finos (*underflow* dos ciclones deslamadores) da alimentação. Para esse teste, as linhas 01 e 03 operaram com a alimentação da flotação composta (*underflow* dos ciclones limpadores + *underflow* dos ciclones deslamadores) e as linhas 02 e 04 operaram somente com o *underflow* dos ciclones limpadores. A diferença nos teores de ferro no rejeito, conforme pode-se observar, mostrou-se bastante significativa e não houve diferença na qualidade do concentrado.

Tabela 3.12 – Resultados de teste industrial do dia 23/06/2005

Linha	% SiO ₂ Concentrado	% Fe Rejeito
1	8,18	17,02
2	6,24	10,76
3	5,99	21,66
4	6,61	10,79

Apesar de haver discordâncias entre autores e técnicos para a definição do tamanho de partículas, SOMASUNDARAN (1980) classificou as partículas, com base em seu tamanho e comportamento em meio aquoso, da seguinte forma:

- (i.) finos - partículas que não são facilmente separáveis por processos físicos de concentração e cujo tamanho médio está compreendido entre 10 μ m e 100 μ m;
- (ii.) ultrafinos - partículas que não são facilmente separadas por processos convencionais de concentração, inclusive a flotação, e cujo tamanho médio está compreendido entre 1 μ m e 10 μ m;
- (iii.) colóides - partículas cujo tamanho médio é inferior a 1 μ m;
- (iv.) lamas - misturas de colóides e ultrafinos naturais e aqueles gerados em processos de cominuição. Uma característica das lamas é ter uma sedimentação bastante lenta.

TAGGART (1945) afirma que as lamas podem causar os seguintes efeitos na flotação: aumento no consumo de reagentes, perda de seletividade e de recuperação. Na tentativa de neutralizar esses efeitos, o processo de flotação catiônica reversa de minérios de ferro requer sempre a utilização anterior de uma deslamagem. Conforme já citado, na Samarco essa deslamagem é realizada em três etapas para a remoção da fração -10 μ m (lamas). Porém, face aos dados bibliográficos e aos testes citados acima, bem como à prática industrial, os efeitos das lamas no processo de flotação catiônica reversa de minérios de ferro podem ser análogos ao de partículas cujo tamanho médio é inferior a 38 μ m.

SANTOS (2003) considera que, como a cominuição é a etapa do tratamento de minérios de maior custo, deseja-se cominuir no limite econômico, ou seja, somente o suficiente para promover o adequado grau de liberação das espécies minerais. Entretanto, pelos próprios mecanismos utilizados nos processos de fragmentação, há sempre uma geração indesejável de partículas abaixo do tamanho ideal, impactando os processos de concentração, uma vez que a recuperação das partículas é também função do seu tamanho. Ainda segundo ele, pelo fato dos mecanismos físico-químicos atuantes na flotação serem extremamente complexos, os problemas associados à presença de partículas finas, ultrafinas e lamas são mais pronunciados.

A figura 3.14 (KLASSEN & MOKROUSOV, 1963 apud de ARAUJO, 1982) apresenta de forma esquemática os possíveis efeitos de partículas muito finas no processo de flotação. A análise dessa figura facilita a compreensão de alguns fenômenos que ocorrem rotineiramente.

A perda de seletividade no processo de flotação, segundo PERES (2003), é decorrente principalmente do fenômeno denominado "*slimes coating*", no qual a atuação de forças intermoleculares de longo alcance, similares às forças que determinam a interação partícula/bolha, promovem a aderência de partículas de lamas a outras partículas, mudando suas características superficiais. De acordo com APLAN & FUERSTENAU (1962), a flotação catiônica é dez vezes mais influenciada por esse fenômeno que a flotação aniônica.

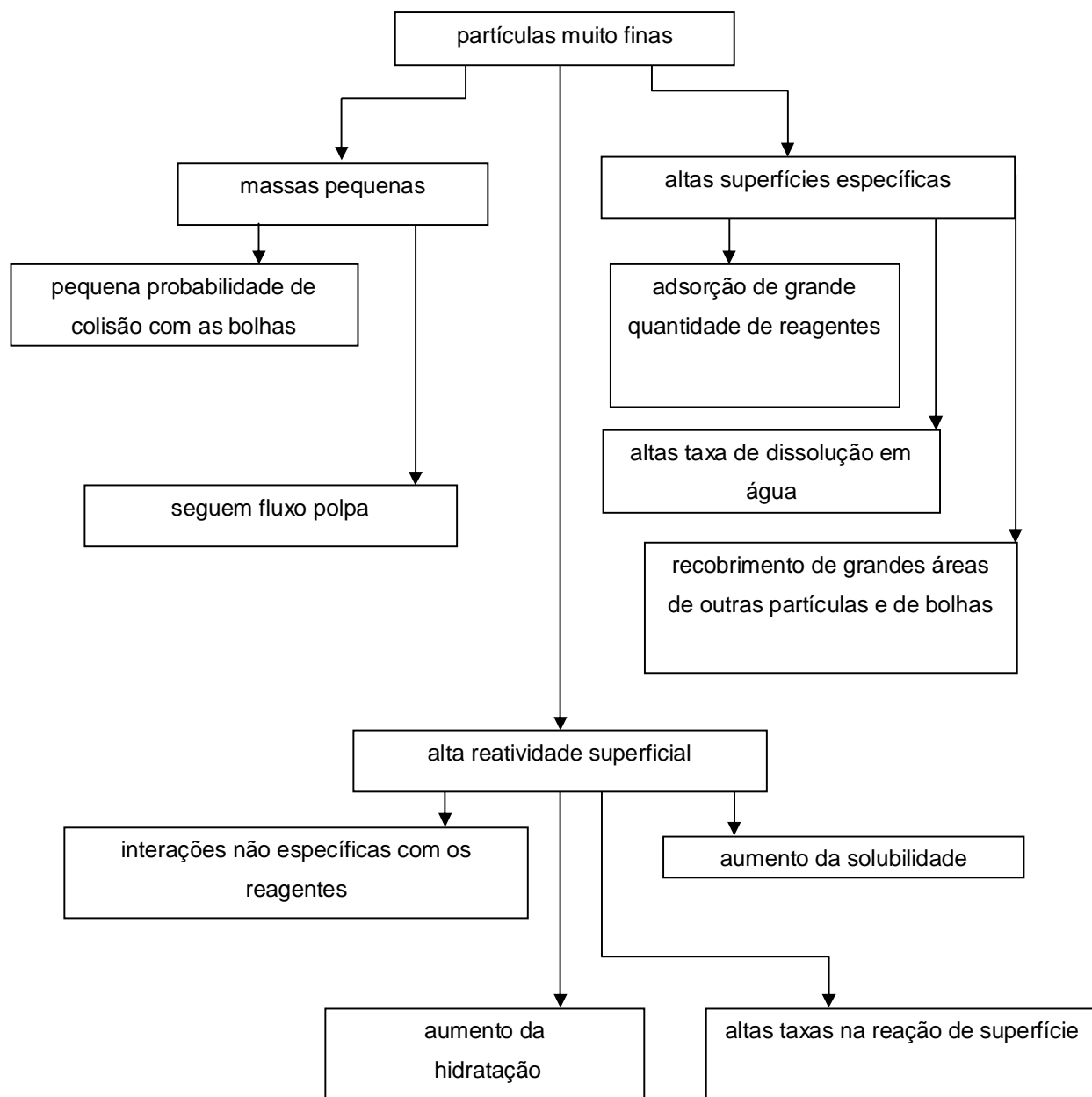


Figura 3.14 – Possíveis efeitos de partículas muito finas na flotação (KLASSEN & MOKROUSOV, 1963 apud de ARAUJO, 1982).

IWASAKI et al (1962) apud de ARAUJO (1982) desenvolveram uma investigação detalhada dos efeitos de lamas na flotação de minério de ferro e, dentre as suas conclusões, as seguintes devem ser ressaltadas com relação a flotação catiônica:

- (i.) As lamas interferem na separação tanto por *slimes coating* como através do consumo de coletor;
- (ii.) Caolinita parece ter apenas um pequeno efeito na flotação catiônica do quartzo no pH 6. O IEP da caolinita ocorre em pH 3,3;
- (iii.) A flotabilidade e a intensidade de *slimes coating* do quartzo na presença de lamas de óxidos de ferro são extremamente dependentes do tamanho e da quantidade de lamas presentes;
- (iv.) O efeito do tamanho de partícula da lama é de extrema importância no sistema quartzo-lamas de goethita, sendo mais nítido na flotação catiônica.

Segundo FUERSTENAU (1976), o aumento do consumo de reagentes deve-se à elevada área superficial das lamas, o que confere a essas partículas um alto poder de adsorção. A figura 3.15 (TURRER, 2004) ilustra esse aumento da área superficial.

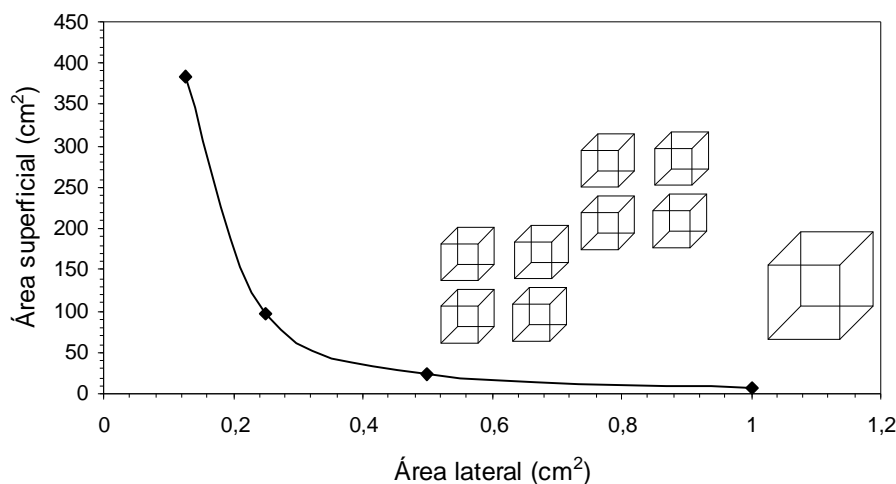


Figura 3.15 – Aumento da área superficial devido à diminuição do tamanho da partícula (TURRER, 2004).

Outra causa da influência das partículas finas no consumo de reagentes pode ser a alta energia de superfície, devido ao maior número de extremidades, cantos e imperfeições cristalográficas, ocasionando um aumento na tendência de ocorrência de adsorção não específica do coletor, que acontece de forma a desconsiderar a natureza eletroquímica ou elétrica da dupla camada (FUERSTENAU, 1980).

SANTOS (2003) afirma que a perda de recuperação pode ocorrer devido à pequena massa das partículas de minerais de ferro que podem ser carregadas pela água contida na espuma ou arrastadas mecanicamente pelas partículas sendo flotadas. FUERSTENAU (1980), estudando os efeitos da baixa massa e momento das partículas finas em sistemas de flotação, demonstrou que as partículas finas geralmente são carregadas mecanicamente pelas lâminas de água que recobrem as bolhas de ar da espuma.

BORGES (1993), estudando o arraste na flotação catiônica reversa de minérios de ferro, comprovou que a recuperação de partículas hidrofílicas no produto flotado se deu exclusivamente na fração $-37\mu\text{m}$, tanto em testes realizados com hematita compacta quanto para testes realizados com itabirito friável, confirmando assim a presença do mecanismo de arraste nesse sistema de flotação. Concluiu também que esse arraste não é proporcional à recuperação da água no flotado, conforme defendido anteriormente por alguns autores.

Outra observação de BORGES (1993) é a diferença no comportamento da capacidade de drenagem da espuma na presença e na ausência do amido de milho. Para uma das amostras estudadas por ela, partículas hidrofílicas na faixa de tamanho de $14,62\mu\text{m}$ somente dirigiram-se ao afundado com a adição de amido de milho ao sistema. Essa mudança de comportamento foi atribuída ao fato das partículas não conseguirem drenar de volta para a polpa devido ao seu tamanho ser de valor superior à largura dos canais intersticiais entre as bolhas mineralizadas e a adição do amido diminuiu a estabilidade da espuma formada, aumentando a largura dos canais intersticiais e proporcionando uma maior drenagem para as partículas.

3.3.4.1 - Aminas

Os coletores catiônicos, cuja química é baseada nas aminas graxas e seus derivados, estão entre os principais reagentes utilizados pela indústria mineral no Brasil. A utilização dessa classe de produtos como coletores de flotação é mundialmente reconhecida em processos de concentração de sais solúveis e oximinerais (NEDER, 2005).

O “Condensed Chemical Dictionary” (ROSE & ROSE, 1957 apud NEDER, 2005) define as aminas graxas como sendo um composto derivado da amônia, alifático, cujas matérias primas principais são óleos ou gorduras, saturadas ou não, classificadas como primárias, secundárias ou terciárias e que possuem cadeia hidrocarbônica com um número par de átomos de carbonos variando entre oito e vinte e dois. NEDER (2005) considera esta definição quase perfeita, a não ser pela limitação de não incluir os derivados de aminas geradas a partir de álcoois sintéticos, cuja cadeia não é necessariamente composta por um número par de carbonos.

SIDGWICK (1966) afirma que as aminas formadas por radicais alquil com comprimento de cadeia inferior a seis carbonos não podem ser consideradas como insumos de flotação. Tais aminas “curtas” não são definidas como graxas e apresentam comportamento anfifílico limitado, não sendo consideradas como bons tensoativos.

Quando os grupos alquil têm seis ou mais carbonos, o termo graxo usado faz alusão a uma molécula onde existe uma parte de origem oleosa, cuja fonte pode ser tanto animal, vegetal ou mesmo mineral. Essa porção oleosa é hidrofóbica e está ligada ao nitrogênio, que tem um par de elétrons não compartilhados em sua camada de valência, apresentando características iônicas.

Segundo NEDER (2005), por razões econômicas, a classe mais comum de aminas graxas e demais derivados é aquela obtida dos ácidos graxos sintetizados a partir de óleos e gorduras animais e vegetais. As aminas podem, também, ser obtidas a partir de álcoois graxos, que podem ter as mesmas origens dos ácidos graxos e também estarem suscetíveis às mesmas possibilidades de variações na sua cadeia. As aminas geradas a partir dos álcoois sintéticos apresentam comprimento de cadeia mais definido e as

variações encontradas em um mesmo produto ocorrem mais acentuadamente pela variação no processo de fabricação que por variações de matéria-prima.

Os ácidos graxos e os álcoois graxos são produzidos por diferentes processos de cisão. A partir da obtenção dos ácidos e álcoois graxos, torna-se possível a produção de vários tipos de aminas, que, por sua vez, também poderão tomar parte em processos de obtenção de outros derivados nitrogenados. A figura 3.16 sintetiza as possíveis rotas de produção das aminas e seus derivados (NEDER, 2005).

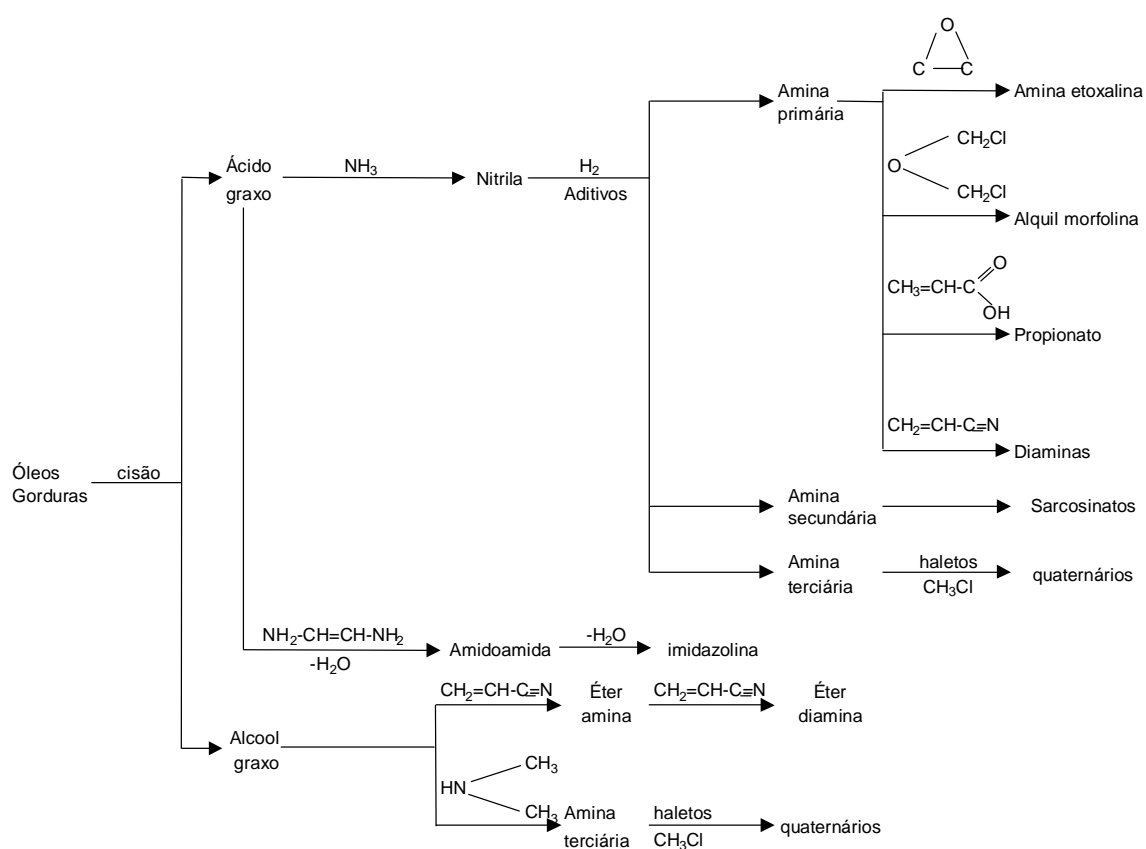


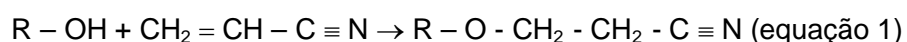
Figura 3.16 – Fluxograma com o resumo das rotas de produção das aminas e seus derivados (NEDER, 2005).

Conforme pode-se observar na tabela 3.13 (adaptada de NEDER, 2005), todos os processos de flotação de silicatos presentes nos itabiritos do Quadrilátero Ferrífero utilizam etermonoaminas. Devido ao seu elevado valor agregado e ao volume utilizado, esta é a classe de produtos dentre os derivados de aminas que apresenta a maior relevância entre todos os diferentes tipos de coletores catiônicos usados na mineração. Estima-se que 4.000 toneladas desse produto sejam consumidas anualmente no Brasil. Na usina da Samarco utiliza-se uma mistura de etermonoaminas com eterdiaminas.

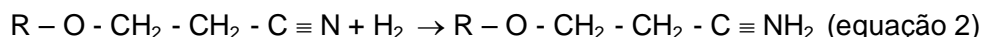
Tabela 3.13 - Coletores utilizados nas usinas de beneficiamento de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero e suas respectivas dosagens (adaptado de NEDER, 2005)

Mina	Companhia	Tipo de coletor	Dosagem (g/t)
Alegria	CVRD	Etermonoamina	100*
Conceição	CVRD	Etermonoamina	44
Timbopeba	CVRD	Etermonoamina	40
Capitão do Mato	MBR	Etermonoamina	44
Casa de Pedra	CSN	Etermonoamina	55
Cauê	CVRD	Etermonoamina	44
Germano	Samarco	Etermonoamina e eterdiamina	100*

As etermonoaminas são obtidas em duas etapas, a partir da reação de um álcool graxo com acrilonitrila segundo a equação 1, também chamada de “Michael Addition” ou reação de adição. Posteriormente, o produto dessa reação, chamado de éter nitrila, será hidrogenado cataliticamente a alta pressão, conforme a equação 2:

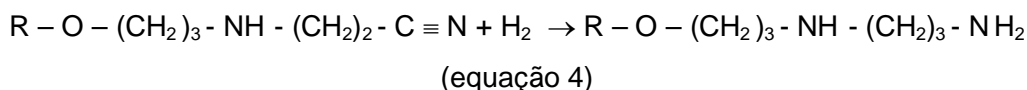
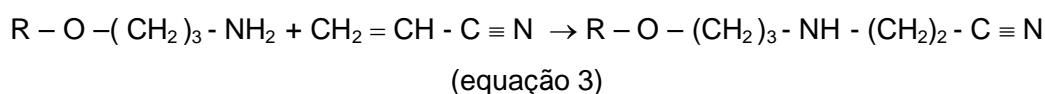


* Com base em tonelada de SiO₂ alimentada



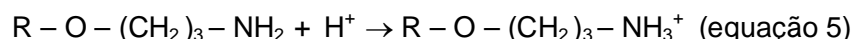
A fonte do álcool graxo pode ser tanto sintética (mineral) ou natural derivada de óleos, sendo que os mais comuns são os derivados de cadeias C10, como o iso-decanol de origem sintética e o n-decanol de origem vegetal.

As eterdiaminas são fruto da reação das etermonoaminas com acrilonitrila, formando uma éter nitrila (equação 3), seguida de hidrogenação e a formação final da eterdiamina (equação 4).



Outras eterpoliaminas podem ser produzidas reagindo sucessivamente o produto da equação 4 com mais acrilonitrila e assim sucessivamente. Um cuidado adicional deve ser tomado quando se deseja produzir eterpoliaminas, pois, à medida que se adiciona mais acrilonitrila maior será a tendência de formação de polímeros acrílicos, que são difíceis de remover no processo industrial e prejudicam seriamente a performance da flotação.

A principal propriedade das aminas, em meio aquoso, é a hidrólise ou dissociação. No caso específico da etermonoamina, tem-se (ANDRADE et al, 2004):



A equação acima mostra que a acidez favorece a forma dissociada, e a alcalinidade a forma molecular. A condição que leva ao equilíbrio entre as concentrações das duas espécies se situa em pH 10,5. Para valores de pH em torno de 9,5, a concentração do cátion se aproxima de 100%, o mesmo ocorrendo com a forma molecular a partir de valores de pH de 11,5 (ANDRADE et al, 2004).

A forma iônica é solúvel e se adsorve facilmente sobre a superfície do quartzo predominantemente por um mecanismo de atração eletrostática, já que a superfície do

mineral está carregada negativamente em valores de pH superiores a 2,5. Com o aumento da densidade de adsorção dos cátions amina, as cadeias hidrocarbônicas se aproximam e estabelecem entre si ligações de van der Waals, criando configurações de alta estabilidade conhecidas como hemimicelas. Para valores de pH em torno de 10,5, espécies moleculares da amina se posicionam entre as espécies ionizadas, eliminando a componente eletrostática repulsiva na hemimicela, que se torna ainda mais estável (SMITH & AKHATAR, 1976 e ANDRADE et al, 2004).

As espécies moleculares agem também como espumantes, conferindo elasticidade à película interlamelar na espuma, aumentando a seletividade da separação. No momento da adesão partícula-bolha ocorre a interpenetração entre as espécies coletor e espumante, fazendo com que também as espécies com papel espumante permaneçam adsorvidas ao quartzo (ANDRADE et al, 2004).

SMITH & AKHATAR (1976) avaliaram a ionização da dodecilamina em diversas faixas de pH. Os resultados são mostrados na figura 3.17, onde se verifica que para valores de pH baixos as concentrações das frações protonizadas são bem mais altas que aquelas não ionizadas, valores esses que se invertem a medida que o pH aumenta.

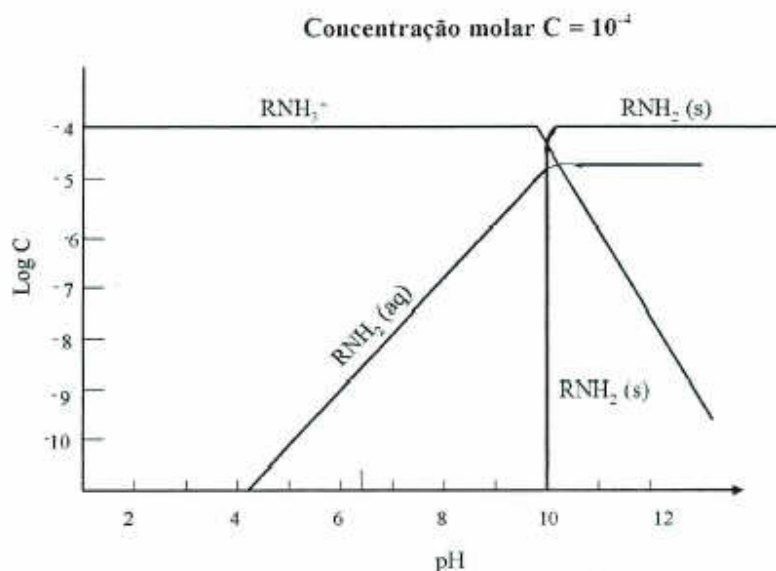


Figura 3.17 - Concentração molar logarítmica de dodecilamina e suas frações ionizadas em função do pH (SMITH & AKHATAR, 1976).

ARI (2001) fez trabalho semelhante a SMITH & AKHATAR (1976), porém utilizando a diamina de sebo. Os resultados são mostrados na figura 3.18. Nessa situação, a existência de frações ionizadas começa a diminuir em uma faixa de pH 6, enquanto que na situação estudada por SMITH & AKHATAR (1976) as frações ionizadas começam a diminuir em pH 10.

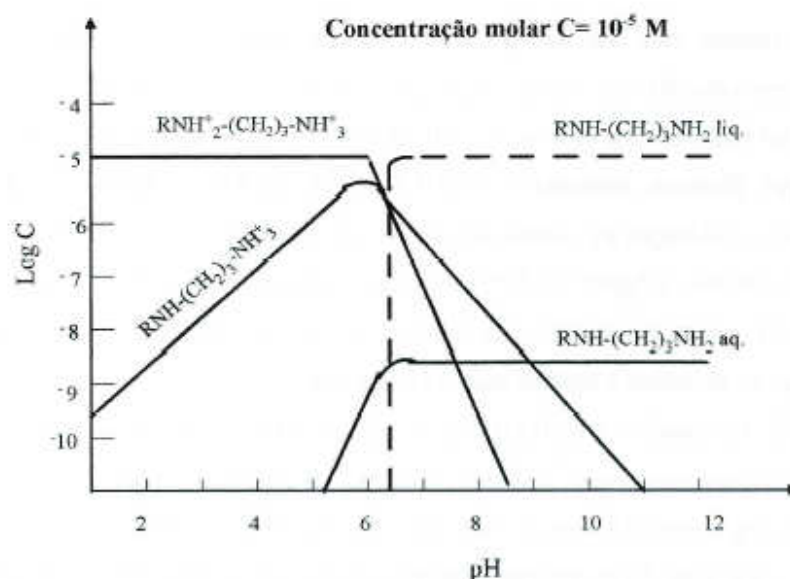


Figura 3.18 - Concentração molar logarítmica de diamina de sebo e suas frações ionizadas em função do pH (ARI, 2001).

As aminas com até doze carbonos na sua cadeia, geralmente, são líquidas e as de cadeias maiores apresentam-se sob a forma de pasta. Porém, mesmo sob a forma líquida as aminas são praticamente insolúveis em água. Para facilitar o manuseio das aminas, possibilitando a sua solubilidade em água, é necessário que se tenha a mesma sob a forma de sal. A reação para se obter o sal é chamada de reação de neutralização ou reação de salificação. A reação de neutralização de uma amina primária pode ser expressa através da equação 6 (VIEIRA, 1995):



Onde: R NH₂ é a amina primária que se deseja neutralizar;

HA é o ácido neutralizante;

RNH₃A é o produto da reação de neutralização, isto é, o sal.

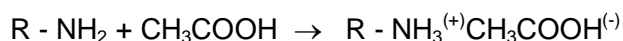
O sal formado em meio aquoso, irá se dissociar segundo a reação:



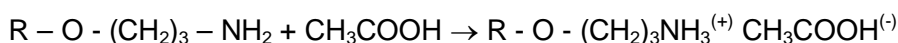
O ácido acético (CH_3COOH) é o mais empregado para a neutralização de aminas. Isso se deve ao fato de ser menos corrosivo que outros ácidos possíveis de serem usados, como os ácidos clorídrico, bromídrico, etc. (VIEIRA, 1995).

Assim, tem-se:

- amina graxa primária:



- eteramina primária:



O grau de neutralização, em percentagem das aminas usadas na flotação é muito variável. Os valores mais freqüentes situam-se na faixa de 30 a 75% de neutralização dependendo do tipo de amina.

Via de regra, a solubilidade de alquil-aminas sofre a influência de alguns fatores (VIEIRA, 1995):

- (i) O pH da solução, que por influenciar diretamente no grau de protonização da substância e, como conseqüência, na concentração das espécies ionizadas e não iônicas presentes no sistema, desempenha um papel decisivo na solubilidade;
- (ii) A natureza e números de grupos funcionais existentes na estrutura da substância influenciam na solubilidade, por exemplo:
 - Sais quartenários de amônio são mais solúveis que aminas primárias, para um mesmo comprimento de cadeia;
 - Eteraminas são mais solúveis que as aminas primárias que apresentam o mesmo comprimento de cadeia;
 - Aminas etoxiladas têm a sua solubilidade aumentada em função do número de moléculas de óxido de etileno adicionadas à cadeia graxa original.
- (iii) Características das cadeias hidrocarbônicas, tais como comprimento, peso molecular e nível de saturação influenciam diretamente a solubilidade do

produto. A tabela 3.14, abaixo, ilustra a influência do tamanho da cadeia na solubilidade de aminas primárias. Observa-se que, quanto maior a cadeia hidrocarbônica da amina menor sua solubilidade. A existência de duplas ligações (C = C) na cadeia hidrocarbônica favorece a solubilidade de diferentes agentes tensoativos.

Tabela 3.14 – Solubilidade de aminas (VIEIRA, 1995)

Aminas	Solubilidade em água da espécie molecular (mol/l)
Decilamina (C10)	$5 \cdot 10^{-4}$
Dodecilamina (C12)	$2 \cdot 10^{-5}$
Tetradecilamina (C14)	$1 \cdot 10^{-6}$

LIMA & MAGALHÃES (2003) estudaram a influência do grau de neutralização de acetatos de decileteramina e decileterdiamina na flotação de um minério de ferro e observaram que, no caso das diaminas utilizadas, o grau de neutralização tem influência considerável, especialmente para as menores dosagens de coletor.

NEDER (2005) afirma que o tamanho e a quantidade das cadeias graxas também é outra variável muito importante no resultado de um processo de flotação. SOMASUNDARAN (1964) apud NEDER (2005) apresentou dados referentes à flotação de sílica utilizando-se aminas primárias em pH neutro e com distintos tamanhos de cadeia. Como se observa na figura 3.19, quanto maior a cadeia hidrocarbônica menor é a concentração da espécie química requerida para se obter 100% de recuperação. De acordo com a figura 3.19, a hidrofobização da superfície é mais eficiente quanto mais longo for o radical graxo. Uma observação de NEDER (2005) refere-se à importância da investigação da recuperação não somente como função do tamanho de cadeia, mas também em relação ao tipo da amina, grau de neutralização, ramificação e saturação das cadeias e da quantidade de radicais hidrofóbicos ligados ao nitrogênio.

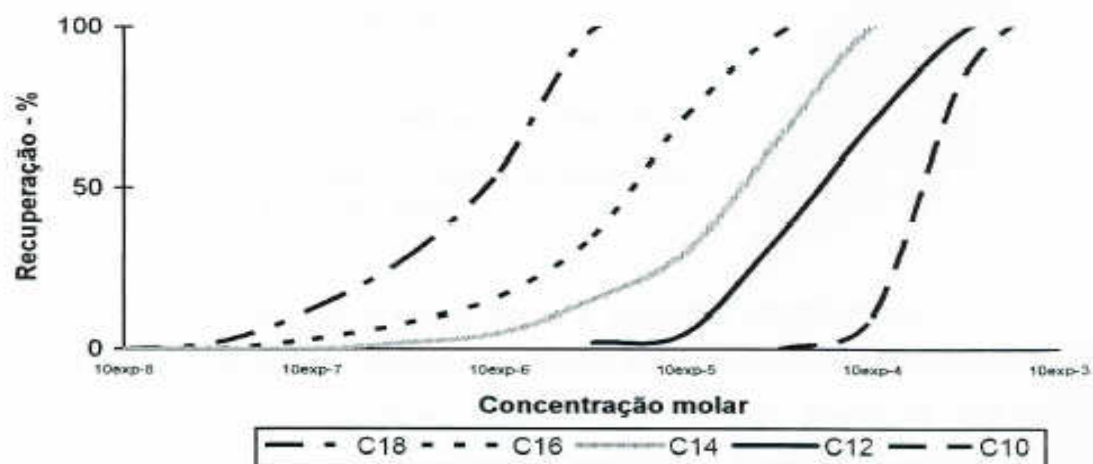


Figura 3.19 - Efeito de diferentes tamanhos de cadeia de aminas no resultado de flotação de quartzo (SOMASUNDARAN (1964) apud NEDER (2005)).

A natureza do adsorvente, ou seja, o tipo de mineral que será o adsorvato para as aminas, determinará o mecanismo pelo qual essas espécies químicas irão se adsorver na interface mineral/solução. No caso dos oximinerais, a literatura fornece evidências que as aminas e seus derivados adsorvem nessa interface mineral/solução através de dois mecanismos (APLAN & FUERSTENAU, 1962; FUERSTENAU & HERRERA-URBINA, 1991; LEJA, 1982; SMITH & AKHTAR, 1976; SOMASUNDARAN & RAMACHANDRAN, 1988):

- (i) Atração eletrostática entre a superfície negativa do mineral e o grupo funcional positivo. Dessa forma, as moléculas deverão atuar como contra-íons na interface. Para que seja possível um arranjo molecular bidimensional compacto, é necessário que existam aminas na sua forma neutra, que se posicionarão entre as espécies carregadas.
- (ii) Interações intermoleculares laterais entre as cadeias hidrocarbônicas e que são governadas por forças de van der Waals. Tais interações visam compactar ainda mais o filme hidrofóbico que será formado na interface da partícula do mineral.

Etermonoaminas são as mais usadas, conforme citado anteriormente, por apresentarem grupo hidrofílico extra, que confere ao reagente maior solubilidade, facilitando seu acesso à interface sólido-líquido e líquido-gás. Aumentam a elasticidade do filme líquido em volta da bolha e afetam o momento de dipolo da cabeça polar, reduzindo o tempo de reorientação dos dipolos. A substituição por eterdiaminas, em alguns casos, é vantajosa (de ARAUJO et al, 2004).

TURRER & RABELO (1998) realizaram testes de flotação em bancada utilizando técnicas estatísticas para avaliar a melhor proporção de misturas de aminas na flotação de minério de ferro. Os resultados obtidos ofereceram alternativas nas proporções dos coletores em função do minério alimentado no concentrador. Atualmente, esses mesmos testes são efetuados para determinação das melhores proporções de misturas de etermonoaminas e eterdiaminas, de forma a atender os índices de recuperação, seletividade e custos.

Resultados obtidos por SILVA (2004) indicam que parte da amina pode ser substituída por outros espumantes, surfatantes apolares de menor valor comercial. Os resultados mais promissores foram obtidos com surfatantes de cadeia linear (álcoois alifáticos), de maior cadeia hidrocarbônica que a amina. Verificou-se que alguns índices, como a recuperação metálica e a eficiência de separação, são influenciados tanto pelo tipo e pelo percentual do surfatante, quanto pela interação desses dois fatores. Foram obtidos resultados positivos com substituições de até 30% do coletor.

PEREIRA (2003) estudou a substituição parcial da etermonoamina por óleo diesel, concluindo que é possível a substituição de até 20% de coletor, sem afetar o desempenho da flotação. Verificou, também, que essa substituição é possível mediante uma emulsificação prévia do óleo diesel com água e amina, através da utilização de um reagente emulsificante e de emulsificação mecânica.

PAVLOVIC (2002), ao estudar a adsorção de carboidratos na superfície dos minerais hematita e quartzo, concluiu que o acetato de eteramina interage tanto com a amilose como com a amilopectina, mas apenas nas concentrações mais elevadas de coletor a interação com amilopectina foi evidente. A interação mais forte desse derivado da amina com a amilose ocorre com a formação de um complexo de inclusão, com o acetato de eteramina entrando na hélice da amilose.

3.3.4.2 – Amidos

Na flotação reversa de minérios de ferro de baixos teores (itabiritos) os minerais de ferro também estão susceptíveis à flotação na presença de amina, principalmente as de cadeias maiores, devido à componente eletrostática do mecanismo de adsorção das aminas. Torna-se necessária a adição de um depressor, que irá permitir a seletividade do coletor para o quartzo, reforçando o caráter hidrofílico dos minerais de ferro. Os reagentes depressores mais utilizados neste sistema de flotação são os amidos.

Amidos são depressores universais de óxidos de ferro na flotação de minérios de ferro. Amidos podem ser extraídos de diversas espécies vegetais tais como milho, mandioca, batata, trigo, arroz, cará e araruta. Na indústria mineral, amidos de milho são as espécies mais largamente utilizadas. Amido de milho tem sido usado na flotação de minérios de ferro no Brasil desde 1978 (de ARAUJO et al, 2004).

Além de sua extensa utilização como depressor de óxidos de ferro em flotação catiônica reversa, o amido de milho desempenha um importante papel em outros sistemas de flotação (PERES & CORRÊA, 1996):

- (i) Depressor de ganga (carbonatos e minerais portadores de ferro) na flotação aniônica direta de rochas fosfáticas (com ácidos graxos) produzindo concentrado de apatita.
- (ii) Depressor de ganga (minerais argilosos) na flotação direta de minério de silvinita com amina produzindo concentrado de KCl.
- (iii) Depressor de ganga (hiperstênio, um silicato de ferro e magnésio) na flotação direta de sulfetos de cobre com tio-coletores.

Segundo FRANCO et al (2001), o amido é um polímero natural, formado pela condensação de moléculas de α -D(+) glicose, através de ligações 1: α -4 e 1: α -6 e está presente na maioria dos vegetais, com a função inicial de armazenar energia coletada pela fotossíntese. Quimicamente, o amido é um polímero de unidade de anidroglicose ($C_6H_{10}O_5$). O processo de fotossíntese leva o CO_2 e a água a reagirem entre si para formar glicose ($C_6H_{12}O_6$) nas plantas verdes. A principal razão para a conversão fotossintética de açúcar em amido é que esta forma de armazenamento é vantajosa para a planta, pois a molécula de amido é insolúvel em soluções aquosas, à temperatura

ambiente e, dessa maneira, não provoca desbalanço osmótico, como o açúcar armazenado em grandes quantidades. Quando há a produção de amido este é empacotado em pequenos grânulos que variam de tamanho em função da fonte (mandioca, milho ou batata).

O grânulo de amido consiste de dois carboidratos principais: amilose, que possui estrutura linear e amilopectina, que possui estrutura ramificada. Ambos possuem alto peso molecular e primariamente ligações 1: α -4, porém, a amilopectina, para manter sua molécula ramificada liga-se, também, através da ligação 1: α -6. As estruturas da amilose e da amilopectina estão ilustradas nas figuras 3.20 e 3.21.

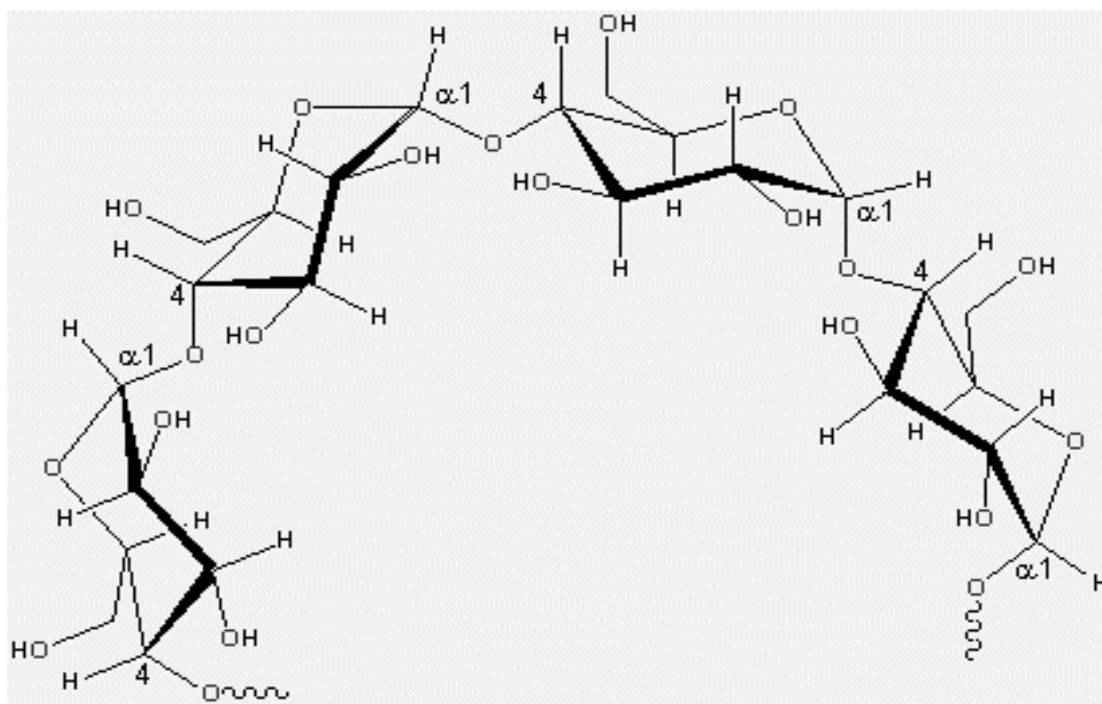


Figura 3.20 - Configuração estrutural das moléculas de amilose (LEJA, 1982).

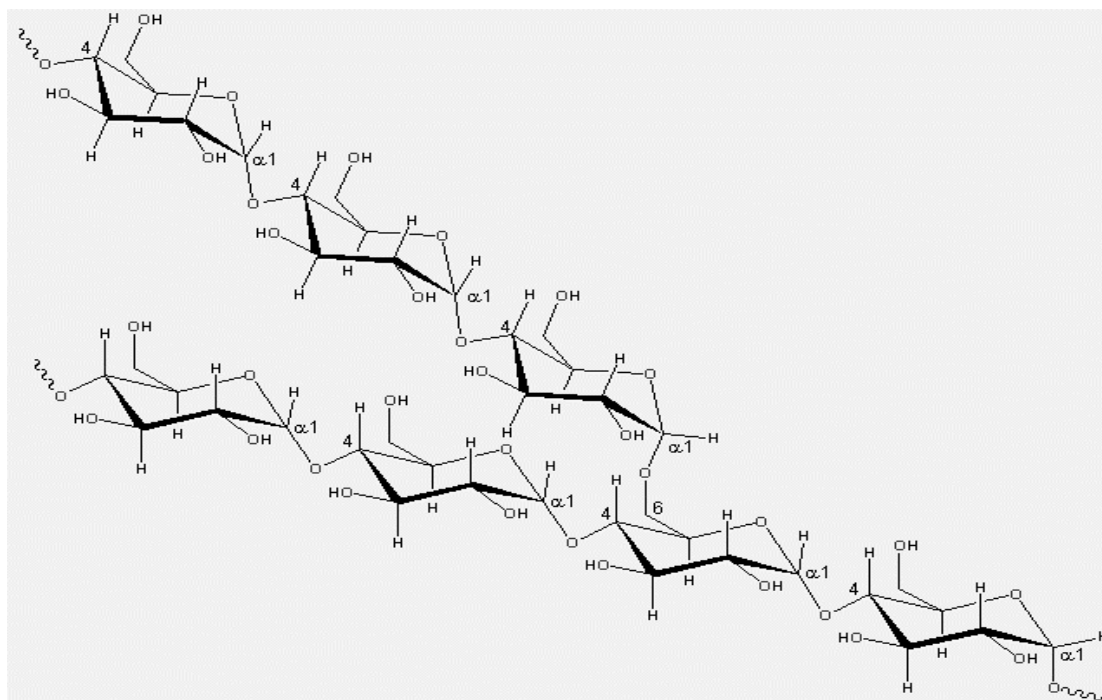


Figura 3.21 - Configuração estrutural das moléculas de amilopectina (LEJA, 1982).

Várias estruturas das plantas são capazes de sintetizar amido, como a folha, o caule, raízes e grãos. No entanto, somente alguns vegetais possuem a capacidade de sintetizar amido em quantidade suficiente para ser passível de extração comercial, são eles: tubérculos, raízes e grãos. A proporção de amilose e amilopectina varia de acordo com a espécie vegetal que gerou o amido, conforme ilustrado na tabela 3.15 (adaptada de FRANCO et al, 2001).

Tabela 3.15 – Composição provável de alguns amidos (adaptada de FRANCO et al, 2001)

ESPÉCIE	AMILOSE (%)	AMILOPECTINA (%)
Milho	23/24	77/76
Milho ceroso	1	99
Trigo	25/30	75/70
Mandioca	17/20	83/80
Batata	18/20	82/80

O amido é constituído apenas de carboidratos. No entanto, o produto industrial apresenta como acompanhantes substâncias tais como matéria graxa, proteínas e cinzas. Essas substâncias são parte da própria planta de onde o amido foi extraído. A quantidade delas no amido depende da composição da planta e do método de extração e purificação. Quanto menor o teor dessas substâncias, melhor a qualidade do amido. Teores menores também refletem processos de extração e purificação mais eficientes. Na tabela 3.16 tem se a composição química de alguns amidos processados industrialmente (FRANCO et al, 2001).

Tabela 3.16 – Composição química de alguns amidos processados industrialmente (FRANCO et al, 2001)

Composição (%)	Batata	Mandioca	Milho	Trigo
Umidade	16 a 18	10 a 12	10 a 12	10 a 12
Lipídios ^(*)	0,05	0,1	0,7	0,8
Proteína ^(*)	0,06	0,10	0,35	0,40
Cinzas ^(*)	0,40	0,20	0,10	0,20
Fósforo ^{(*)1}	0,09	0,01	0,02	0,06

Ácidos graxos livres e lisofosfolipídeos formam complexos de inclusão com amilose. De acordo com MORRISON (1996) apud FRANCO et al (2001), esses complexos existem no amido natural e não são espécies formadas durante o isolamento e purificação do mesmo.

KASENSUWAN & JANE (1996) apud FRANCO et al (2001) comentam a importância do teor de fósforo no amido. O conteúdo de fósforo na matéria seca varia de 0,003% em amido de milho ceroso a 0,09% em fécula de batata. Esse fósforo pode aparecer em duas formas: fosfato mono-éster e fosfolipídios, que apresentam papéis opostos sobre as propriedades da pasta. O fosfato mono-éster aumenta a transparência e a viscosidade da

^(*) Base seca

pasta e é mais frequente nas féculas de raízes e tubérculos. Os fosfolipídios tornam a pasta mais opaca e menos viscosa.

Considera-se que os teores de fósforo podem interferir nas propriedades funcionais do amido. Mas o fator que ao longo dos anos tem sido considerado como o de maior importância na determinação das propriedades funcionais é a relação amilose/amilopectina. Essa teoria vem sendo contestada, face a metodologias mais exatas e maior reprodutibilidade. Esta controvérsia indica que estudos de estrutura com indicadores refinados (i.e. comprimento de cadeias, grau de ramificação do polímero, etc) se fazem necessários para determinar os verdadeiros responsáveis pela variabilidade das propriedades funcionais nos amidos (FRANCO et al, 2001).

As moléculas no grão de amido estão associadas segundo pontes de hidrogênio, quer diretamente ou por moléculas de água, formando micelas radialmente orientadas ou áreas cristalinas de vários graus de ordenamento. A força entre as moléculas no grão dependem do grau de associação que governa, em última análise, o comportamento do amido na água (ANDRADE, 1987 apud LIMA, 2001).

O aquecimento de suspensões de amido em excesso de água (>60%) causa uma transição irreversível denominada gelatinização. O inchamento dos grânulos e a concomitante solubilização da amilose e da amilopectina induzem a gradual perda da integridade granular com a geração de uma pasta viscosa (LEACH et al, 1959 apud FRANCO et al, 2001).

O grau de hidratação está relacionado com o poder de inchamento do grânulo de amido, influenciado pela associação molecular e pela composição química. É maior em féculas (raízes e tubérculos) que nos amidos de cereais e muito baixo nos amidos com elevados teores de amilose (FRANCO et al, 2001).

Uma suspensão de amido pode ser aquecida até certo limite sem que haja transformação profunda, a não ser um ligeiro intumescimento dos grânulos. O amido de arroz, por exemplo, absorve as seguintes proporções de água em diferentes temperaturas: 0% a 30°C, 300% a 60°C e 1000% a 70°C. Com o aumento progressivo da temperatura, há

rompimento dos grânulos, que se transformam em substância gelatinosa, um tanto opalescente, à qual se dá o nome de goma ou pasta de amido (FRANCO et al, 2001).

A energia requerida para a disruptura da ordem molecular difere entre os grânulos de amido da mesma fonte botânica e, então, a gelatinização ocorre em uma faixa de temperatura. Segundo GOUGH & PYBUS (1971) apud FRANCO et al (2001), quando o amido é aquecido em água, a gelatinização ocorre a temperaturas acima de 60° e a um intervalo de 0,5 a 1,5°C para cada grânulo. RICKARD et al (1991) apud FRANCO (2001) complementam que como os grânulos não têm exatamente a mesma temperatura de gelatinização, em uma população de grânulos naturais a transição ocorre a um intervalo de 5 a 15°C. A faixa de temperatura de gelatinização do amido é uma característica do genótipo da planta na qual o amido é sintetizado e é afetada pelas condições do meio, especialmente a temperatura durante o desenvolvimento do grânulo (ELLIS et al, 1998 apud FRANCO, 2001). A tabela 3.17 apresenta a faixa de temperatura de gelatinização de alguns amidos variando com a fonte botânica (FRANCO et al, 2001).

Tabela 3.17 - Temperatura de gelatinização de amidos de diferentes fontes botânicas (FRANCO et al, 2001)

	Temperatura (°C)		
	Início	Meio	Fim
Vegetal			
Milho	62,0	66,0	70,0
Trigo	59,5	62,5	64,0
Batata	58,0	62,0	66,0
Mandioca	52,0	59,0	64,0

O amido pode também ser gelatinizado à temperatura ambiente, mediante tratamento com NaOH ou KOH (FRANCO et al, 2001). IWASAKI & LAI (1965) apud REIS (1987), pesquisando a vantagem relativa de vários métodos de gelatinização do amido, obtiveram índices que permitiram concluir que o amido gelatinizado por efeito térmico e aquele

solubilizado por adição de soda cáustica (NaOH), levaram a resultados semelhantes e superiores aos de outros métodos, tanto no que se refere a seletividade quanto à recuperação. Consideraram, entretanto, o método de gelatinização por adição de soda cáustica o mais apropriado a uma aplicação prática, visto o processo de flotação de minério de ferro requerer um circuito muito alcalino. Devido a esse fato e ao inconveniente do uso de água quente em um concentrador, todas as empresas utilizam a rota da soda cáustica.

Segundo de ARAUJO et al (2004), o alto custo da soda cáustica e as freqüentes oscilações no preço da mesma poderão tornar a rota térmica novamente atraente. No caso da Samarco, pode-se adicionar a esses motivos os elevados valores de pH que eventualmente se fazem necessários na etapa de deslamagem. O pH da flotação, também impactado pela dosagem de amido, em algumas ocasiões apresenta valores superiores a 10,5. Maiores valores de pH ocasionam desequilíbrio entre as frações iônicas e moleculares das etermonoaminas e das eterdiaminas, com predomínio da fração molecular, cujo papel é exclusivamente espumante.

Segundo PERES & CORRÊA (1996), até 1984 a indústria mineral brasileira empregou em suas usinas de flotação exclusivamente o chamado amido convencional. À partir de então, por razões comerciais, as empresas iniciaram a busca por amidos alternativos. VIANA & SOUZA (1985) estudando a substituição do amido convencional por gritz, consideraram o desempenho técnico dos dois equivalente e a troca economicamente viável, pelo menos no que se referia ao minério e às características do concentrador da Samarco Mineração S/A. A tabela 3.18 permite a comparação de dados físico-químicos e granulométricos de amidos convencional e não convencional.

De ARAUJO et al (2004) afirmam que os resultados de prática operacional mostraram que o uso de amido não convencional não prejudicou o desempenho metalúrgico do concentrador em termos de recuperação de ferro e de contaminantes no concentrado. Entretanto, os fornecedores do amido convencional insistiam em mencionar que o teor de proteínas do amido não convencional prejudicava o desempenho na flotação. Resultados experimentais de ensaios de microflotação em tubo de Hallimond mostraram que a zeína, a mais abundante proteína do milho, é um depressor de hematita tão eficiente quanto

amilopectina e amido de milho convencional (PERES & CORRÊA, 1996). Assim sendo, o desempenho adequado do amido não convencional não era acidental.

Tabela 3.18 – Análises físico-químicas e granulométricas típicas de amido convencional e não convencional (VIANA & SOUZA, 1985)

Amido convencional		Amido não convencional	
umidade (%)	13,5	umidade (%)	13,0
conteúdo amiláceo (%)	85,5 – base natural 99,0 - base seca	conteúdo amiláceo(%)	76,0 – base natural 89,9 - base seca
teor de proteínas(%)	-	teor de proteínas (%)	8,6
teor de óleo (%)	1,0	teor de óleo (%)	0,6
conteúdo de fibra + matéria mineral (%)	-	conteúdo de fibra + matéria mineral (%)	1,0
+ 149µm (100#)	0,0	+ 1000µm (16#)	0,0
+ 74µm (200#)	0,5	+ 600µm (28#)	20,0
+ 44µm (325#)	1,0	+ 300µm (48#)	98,0
		+ 212µm (65#)	99,5
		+ 149µm (100#)	100,0

PINTO (1989) e de ARAUJO (1988), ao executarem testes de flotabilidade com amostras naturais puras de hematita e quartzo, observaram que a amilopectina é o componente do amido mais eficiente na depressão da hematita e da fluorapatita. Segundo de ARAUJO et al (2004) um fornecedor de produtos de milho desenvolveu uma espécie geneticamente modificada, o milho ceroso, apresentando teor de amilopectina de 96%, superior a aquele da relação 75%/25% natural no amido de milho amarelo comum. Os benefícios do uso do amido de milho ceroso não foram observados em escala industrial, e o produto era também bastante caro.

Segundo informações contidas no site da Associação Brasileira das Indústrias do Milho (ABIMILHO), a industrialização de milho é feita através de dois processos: a seco e a úmido. No processo a seco, o milho, após limpeza e secagem, é degerminado e separado em endosperma e germe. O fluxo do endosperma é moído e classificado para a obtenção de produtos finais, e o germe passa por processo de extração para produção de óleo e farelo. No processo a úmido, o milho após limpeza e secagem, é macerado, separado em germe, fibras e endosperma, que é separado em amido e glúten. O amido ainda é convertido em xaropes e modificado em dextrinas e amidos especiais. O glúten é secado e recebe a incorporação das fibras e do farelo após extração do óleo para composição de produtos de rações animais. As figuras 3.22 e 3.23 apresentam os fluxogramas esquemáticos dos dois processos de industrialização do milho (<http://www.abimilho.com.br/processo3.htm>).

Segundo de ARAUJO et al (2004), a demanda por gritz de milho para o mercado de *snaks*, que pagava um preço muito maior que aquele praticado pela mineração, levou os produtores de amido a oferecer o fubá como alternativa. O fubá é muito mais fino que o gritz e apresenta maior teor de óleo. De ARAUJO et al (2004) observam que teores de óleo em amidos superiores a 1,8% são considerados um risco para a estabilidade da espuma, com o risco aumentando para minérios com maior valor de perda ao fogo.

Embora todas as bibliografias consultadas considerem a supressão da espuma como o maior problema ocasionado por altos teores de óleo, este fato ainda não foi observado na usina de concentração da Samarco. Resultados de testes de flotação, realizados no Laboratório de Controle de Processo da Samarco, com fubás de quatro diferentes fornecedores, são apresentados na tabela 3.19.



Figura 3.22 – Fluxograma do processamento a seco do milho (Site: <http://www.abimilho.com.br/processo3.htm>).

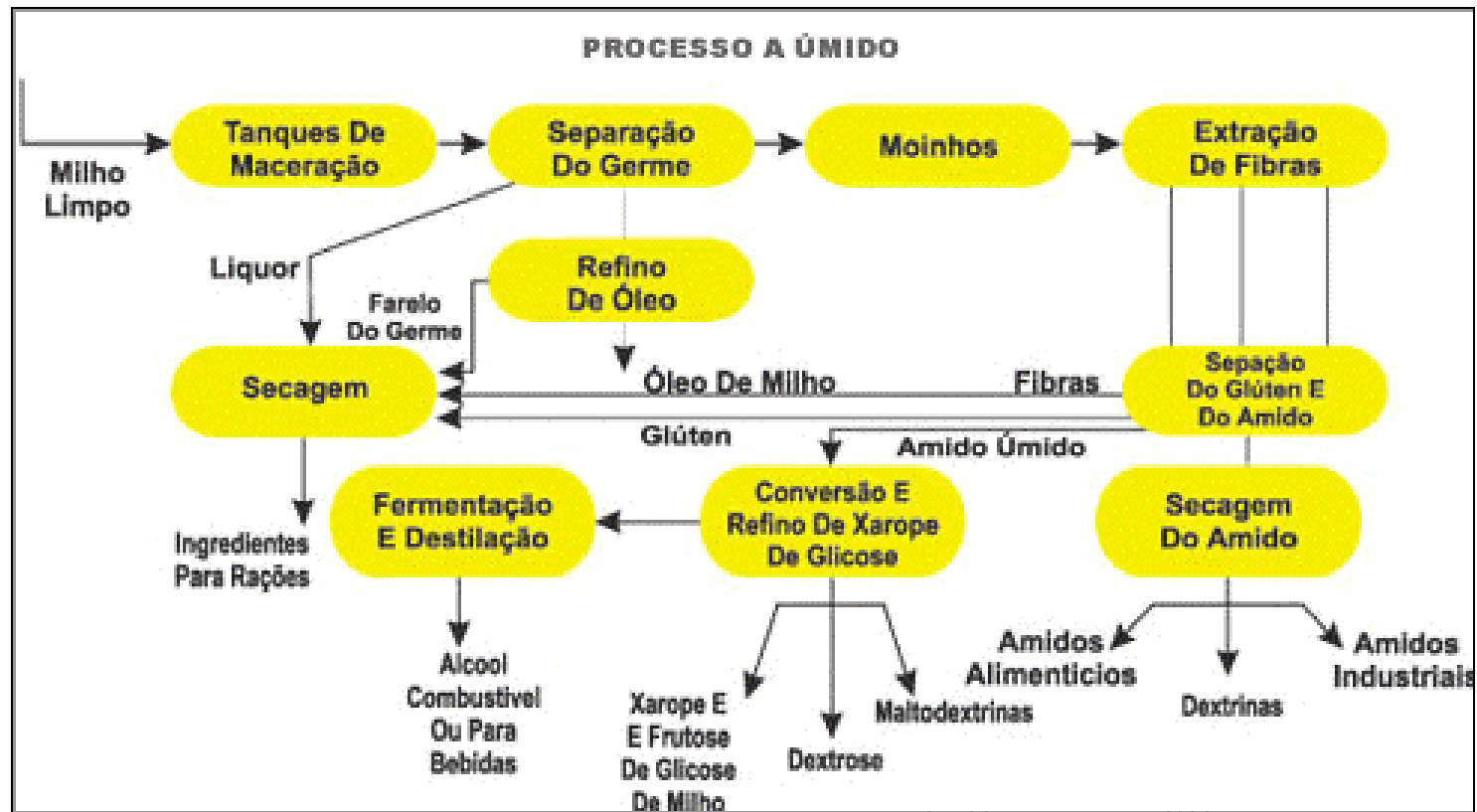


Figura 3.23 – Fluxograma do processamento a úmido do milho (Site: <http://www.abimilho.com.br/processo3.htm>).

Tabela 3.19 - Resultados de testes de flotação exploratórios em bancada com fubás de diferentes fornecedores

Fornecedor	SiO ₂ (%) Concentrado	Fe (%) Rejeito	Recuperação em Peso (%)	Recuperação Metálica (%)	Amido (%)	Óleo (%)
A	2,16	16,39	65,13	88,33	85,51	1,24
B	2,29	16,37	65,51	88,48	87,40	1,20
C	1,86	19,73	62,35	84,81	79,26	2,66
D	1,84	22,04	60,40	82,03	72,45	3,06

Esses testes foram realizados como parte de um levantamento de causas de baixos índices de recuperação em peso e metalúrgica na Usina. As análises de amido e óleo foram realizadas em três laboratórios externos distintos e são apresentadas, na tabela, as médias das três análises. Constatou-se que, embora a formação de espuma ocorresse de modo semelhante, fubás com maiores teores de óleo e menores teores de amido conduziam a menores índices de recuperação em peso e metalúrgica. Efeitos deletérios na qualidade do concentrado não foram verificados e esses resultados foram análogos em diversos testes (MAPA & VASCONCELOS, 2004).

Os estudos que originaram os resultados, apresentados na tabela 3.19, bem como estudos posteriores, indicaram a necessidade de fixação da especificação do teor de óleo em no máximo 1,5%. São também realizados testes de flotação em bancada para acompanhamento da qualidade dos fubás dos diversos fornecedores, coletados através de amostragens aleatórias nos carregamentos recebidos. Produtos que apresentem desempenho insatisfatório são analisados em laboratórios externos, para determinação dos teores de amido e óleo.

VIANA & SOUZA (1985) afirmam que a adsorção do amido na superfície mineral pode produzir dois efeitos: prevenir a adsorção de um coletor na superfície mineral ou impor fortes propriedades hidrofílicas ao mineral. Estudos de adsorção de amido em minérios de ferro, efetuados por BALAJEE & IWASAKI (1969), levaram à conclusão de que o amido

adsorve-se preferencialmente sobre a superfície da hematita, em relação ao quartzo e que a densidade de adsorção da amina sobre a superfície do quartzo é maior que a densidade de adsorção deste reagente sobre a superfície da hematita, fato esse que possibilita a flotação seletiva entre o quartzo e a hematita em pH 10,5. LIMA (1997) observou ainda que a quantidade de amina que se adsorve na superfície da hematita, que anteriormente sofreu adsorção de amido, é insuficiente para torná-la hidrofóbica. De maneira análoga, observou que a quantidade de amido que se adsorve sobre o quartzo, que anteriormente sofreu adsorção de amina, é insuficiente para manter o caráter hidrofílico do mesmo.

Segundo VIEIRA (1995), pesquisadores efetuando medidas de adsorção de amido não modificado², em função do pH (faixa estudada: 6 a 12), na hematita e no quartzo, verificaram que:

- (i) A adsorção desse amido diminui com o pH, dando indicação de uma forte interação eletrostática (repulsão) entre suas moléculas e as superfícies minerais negativamente carregadas.
- (ii) Esse amido é adsorvido preferencialmente pela hematita na faixa de pH estudada, o que é explicado pelos autores pelo fato do quartzo ser mais eletronegativo que a hematita, em suspensões aquosas na faixa de pH de 7,0 a 11,0, uma vez que seu pontos isoelétricos se situam próximo a 2,0 e 6,7, respectivamente.

Ainda segundo VIEIRA (1995), essas verificações permitiram aos pesquisadores postularem que a adsorção do amido na superfície mineral ocorre devido tanto a ligações de hidrogênio quanto a interações eletrostáticas.

NEIS & KIEFHABER (1980) apud TURRER (2004) observaram, em estudos de adsorção de amido em hematita e quartzo, a influência positiva da componente eletrostática na adsorção do amido catiônico e a influência negativa do amido anionicamente substituído. Observaram também que a magnitude da componente de adsorção devida às ligações de hidrogênio é cerca de quatro vezes superior à da componente eletrostática.

² O amido não modificado é negativamente carregado. Apesar dos seus componentes serem moléculas neutras, a adsorção de OH⁻ confere um caráter negativo às mesmas.

LIU et al (2000) apud TURRER (2004) afirmam que a adsorção de polissacarídeos em minerais se dá através do metal hidrolizado da superfície mineral. Deste modo, a seletividade num sistema mineral seria governada por uma interação ácido/base, em que o metal com menor acidez exibe uma interação mais forte com o polissacarídeo.

PAVLOVIC (2002), estudando a adsorção de carboidratos na superfície de hematita e quartzo, obteve evidências que a ligação da hematita com o amido ocorre através dos íons Fe^{3+} da superfície mineral.

3.4 – Deslamagem de minérios de ferro

Grande parte dos depósitos brasileiros de minérios de ferro contêm porções altamente decompostas por ação do intemperismo, o que conduz a participações significativas de partículas minerais finas. Além dos finos naturais, presentes em grandes quantidades nos itabiritos friáveis, ocorre a geração de partículas finas durante as operações de lavra e processos de cominuição (FERREIRA, 2004).

Alguns itens relacionados no discorrer do tópico 3.3.3 descrevem alguns efeitos ocasionados por essas partículas finas em sistemas de flotação. De modo análogo, SIVAMOHAN (1990) apud FERREIRA (2002), correlacionando as propriedades físicas e químicas de partículas finas e seu comportamento durante o processo de flotação, concluiu que partículas finas e lamas possuem pequena massa e uma grande área superficial, que ocasionam, dentre outros, os seguintes problemas:

- (i.) Baixa probabilidade de colisão das partículas e adesão.
- (ii.) Alto consumo de reagentes, devido à alta área superficial.
- (iii.) Cobertura de outras partículas por lama (*slimes coating*)
- (iv.) Carreamento dessas partículas pelo fluxo de polpa.

SOUZA Jr. (1994), estudando a influência da presença de lamas na flotação de minérios de ferro, verificou que quanto menor a recuperação metálica na deslamagem, isto é, quanto maior a perda de minerais de ferro e argilominerais ultrafinos na deslamagem, maiores foram os valores de recuperação metálica na flotação. Menores percentuais de lama também implicavam em um menor teor de sílica no concentrado.

SOUZA & de ARAUJO (1999), estudando a influência do tamanho das partículas de lama na flotação de minérios de ferro, verificaram que tamanhos de partículas diferentes levam a diferentes valores para as constantes cinéticas de flotação. As tabelas 3.19 e 3.20 apresentam resultados de testes de flotação em bancada para uma alimentação constituída de quartzo (-100 μ m +75 μ m), hematita (-75 μ m +38 μ m) e lama hematítica (-9 μ m). Na tabela 3.20 observam-se perdas de seletividade do processo e redução da recuperação mássica de quartzo, ocasionadas pela presença de lama na flotação e a tabela 3.21 evidencia que a faixa granulométrica do segundo mineral presente no sistema de flotação é de grande importância no desempenho da flotação.

Tabela 3.20 – Perdas de seletividade do processo de flotação devido à presença de lamas (SOUZA & de ARAUJO, 1999)

Teste	Recuperação em Peso (%)	% SiO ₂ no Concentrado	Recuperação Massa de Quarzo no Flotado (%)
Sem lama hematítica	91,5	3,34	55
Com lama hematítica	90,4	8,41	5

Tabela 3.21 – Desempenho da flotação de quartzo na presença de espécies minerais de diferentes faixas granulométricas (SOUZA & de ARAUJO, 1999)

Teste	% Quartzo flotado em relação à massa inicial
100% Quartzo	80
85% Quartzo + 15% Hematita	76
85% Quartzo + 15% Lama Hematítica	60

FERREIRA (2002) exemplifica a queda no rendimento do processo de concentração do minério de ferro da mina de Alegria, em presença de lamas, com resultados de testes de flotação em escala de laboratório, apresentados no gráfico da figura 3.24. Nessa série de testes, o padrão de comparação foi estabelecido com a alimentação da flotação submetida a sucessivas etapas de deslamagem por sedimentação em laboratório, até se obter um produto *overflow* clarificado; além disso, adicionaram-se quantidades medidas de lama nos testes subseqüentes. As dosagens de reagentes e demais condições operacionais de realização dos testes foram mantidas constantes. A sensibilidade dos índices de recuperações metálicas (representados pelos teores em ferro nos rejeitos) na flotação, em relação à presença de lama, é extremamente nítida; observa-se grande efeito, a partir da adição de apenas 2% (em massa) de lama. O efeito da presença de lamas no teor em sílica do concentrado é menos pronunciado, mas também significativo.

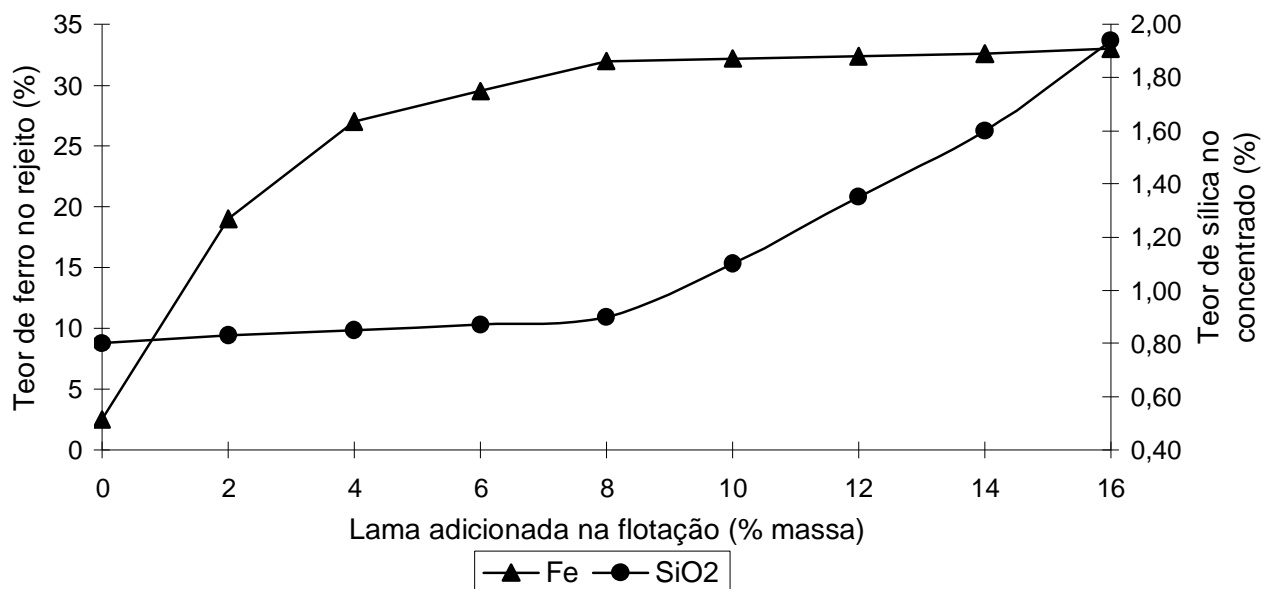


Figura 3.24 - Efeito das lamas na flotação catiônica reversa de minério de ferro da mina de Alegria (RABELO, 1994).

De ARAUJO (1982), estudando a influência do efeito de “*slimes coating*” na flotabilidade de partículas de quartzo e hematita, observou que a composição mineralógica das lamas também influencia a flotação. Lamas constituídas exclusivamente por caolinitas afetam em muito menor grau a flotabilidade do quartzo com etermonoaminas que lamas naturais de minérios de ferro, constituídas por uma mistura de diversos minerais, tais como: goethita, hematita, caolinita e gibbsita.

SANTOS & BRANDÃO (2003), realizando a caracterização mineralógica de amostras provenientes da mina de Alegria, observaram que a hematita martítica apresenta porosidade variada e pode conter goethita terrosa em seus poros. Esse material é de difícil remoção devido ao pequeno tamanho dos poros. Nas amostras estudadas, a goethita terrosa apresentou variações quanto a sua forma de ocorrência (intergranular e intragranular) e mostrou teores de Al_2O_3 e SiO_2 variáveis. Esse material terroso e friável produz uma grande quantidade de finos durante as etapas do processamento mineral.

Com isso, concluíram que sua presença constante e seus valores relativamente altos podem influenciar na composição química dos concentrados finais correspondentes.

LIMA (2001) estudou a influência do percentual de lama na flotação de minérios de ferro e observou que a quantidade de lama afeta de modo diferente a seletividade de cada amostra testada. Em algumas amostras, um maior percentual de lama afetou somente o teor de fósforo no concentrado. Devido a esses fatos, concluiu que o comportamento na flotação está associado às características químicas, granulométricas e mineralógicas das respectivas lamas.

Todos esses fatos evidenciam a necessidade da deslamagem dos minérios de ferro no intuito de obter-se uma performance otimizada na etapa de flotação. Por outro lado, a deslamagem é uma etapa na qual podem ocorrer perdas superiores a 20% do conteúdo metálico dos minérios, junto às frações finas removidas.

A deslamagem na usina de concentração da Samarco, conforme já citado, é realizada em três estágios de ciclonagem e a principal variável nesse processo é o grau de dispersão das espécies minerais contidas na polpa (CARVALHO, 2003).

Dispersão é o termo utilizado quando as partículas contidas no meio aquoso são colóides. RABELO (1994) afirma que a extrapolação dos conceitos inerentes a sistemas coloidais, até suspensões de partículas finas, é freqüente em estudos de agregação e dispersão de sistemas minerais.

A dispersão ou a agregação de partículas finas suspensas em um meio aquoso é determinada pela interação entre as partículas, quando estas colidem umas com as outras. Como resultado do movimento browniano, são frequentes os choques entre as partículas. Nesse momento, as forças de atração de van der Waals atuam sobre elas, explicando a tendência de agregação das partículas, uma das propriedades mais importantes das dispersões coloidais (SHAW, 1975).

As forças repulsivas são atribuídas ao efeito de superposição das duplas camadas elétricas das partículas (atração/repulsão devido à interação eletrostática).

Segundo a teoria de Derjaguin-Landau e Verwey-Overbeek (DLVO), o grau de estabilidade de um sistema funcionará de acordo com o somatório de forças atrativas de van der Waals e das forças repulsivas atribuídas ao efeito da superposição das duplas camadas elétricas das partículas. Assim, quando a componente correspondente às forças de van der Waals for maior que a componente de repulsão entre as partículas, ocorrerá agregação, e o sistema se tornará termodinamicamente instável. Contrariamente, quando a repulsão eletrostática prevalecer sobre as forças de van der Waals, haverá dispersão e, em consequência, o sistema permanecerá termodinamicamente estável (PERES, COELHO e de ARAUJO, 1980).

SILVA (1994) afirma que os fenômenos de agregação e dispersão, baseados na teoria DLVO, são atribuídos a fatores que influenciam as características elétricas das partículas de uma polpa. Alguns desses fatores são: adição de eletrólito indiferente, mudanças na concentração dos íons determinadores de potencial (IDP) da polpa e variação da força iônica da solução.

Para se obter um bom desempenho na etapa de deslamagem da usina de concentração da Samarco, a dispersão das partículas finas é obtida adicionando-se hidróxido de sódio na alimentação dos hidrociclones que operam em circuito fechado com os moinhos primários e o controle da adição é feito monitorando-se o pH da polpa que alimenta os hidrociclones.

Estudos de SOUZA Jr. (1994) mostraram que, para o minério de ferro processado na usina de concentração da Samarco, o grau de dispersão das partículas contidas na lama varia com o pH, ou seja, aumentando-se o pH aumenta-se a estabilidade do sistema. Conforme pode se verificar na figura 3.25, para valores de pH até 8,2 observava-se uma constância no grau de dispersão e, para valores de pH na faixa de 8,2 até 8,7 tinha-se um aumento súbito no grau de dispersão e, a partir desse valor, o grau de dispersão mantinha-se praticamente estável para qualquer acréscimo do valor do pH da polpa. Atualmente, o valor de pH em que se verifica uma estabilização do grau de dispersão na usina situa-se em torno de 9,2, correspondente a um pH em torno de 10,0 em testes de deslamagem em laboratório.

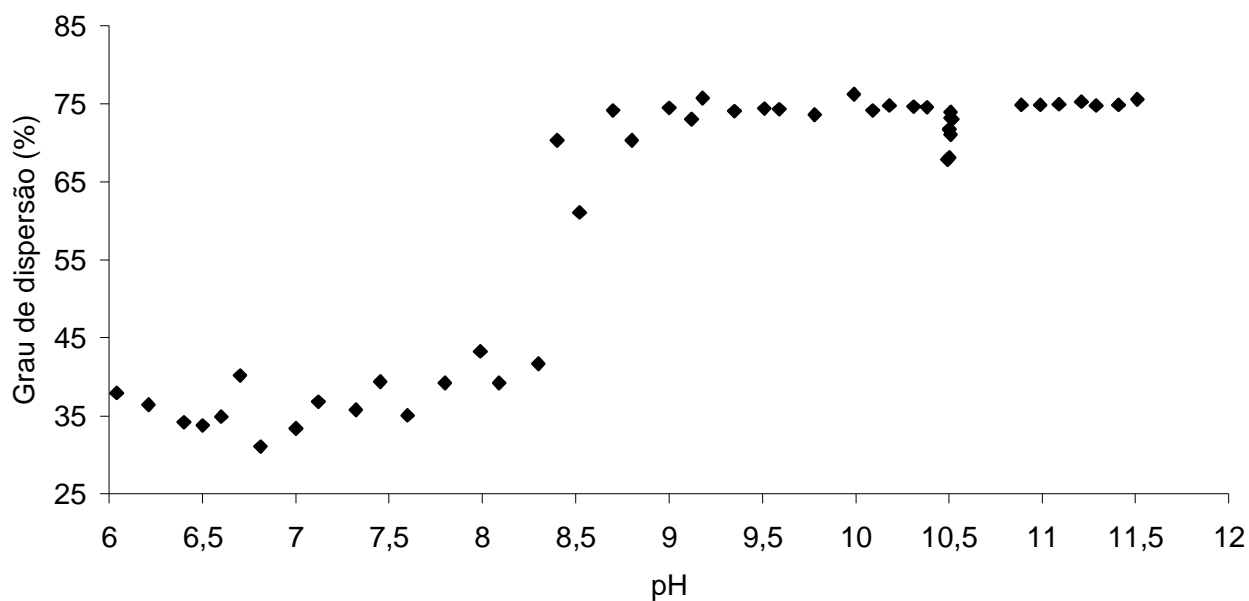


Figura 3.25 – Efeito do pH no grau de dispersão (adaptado de SOUZA Jr., 1994).

Na figura 3.26, pode-se observar o efeito do pH de dispersão na deslamagem e, conseqüentemente, na flotação.

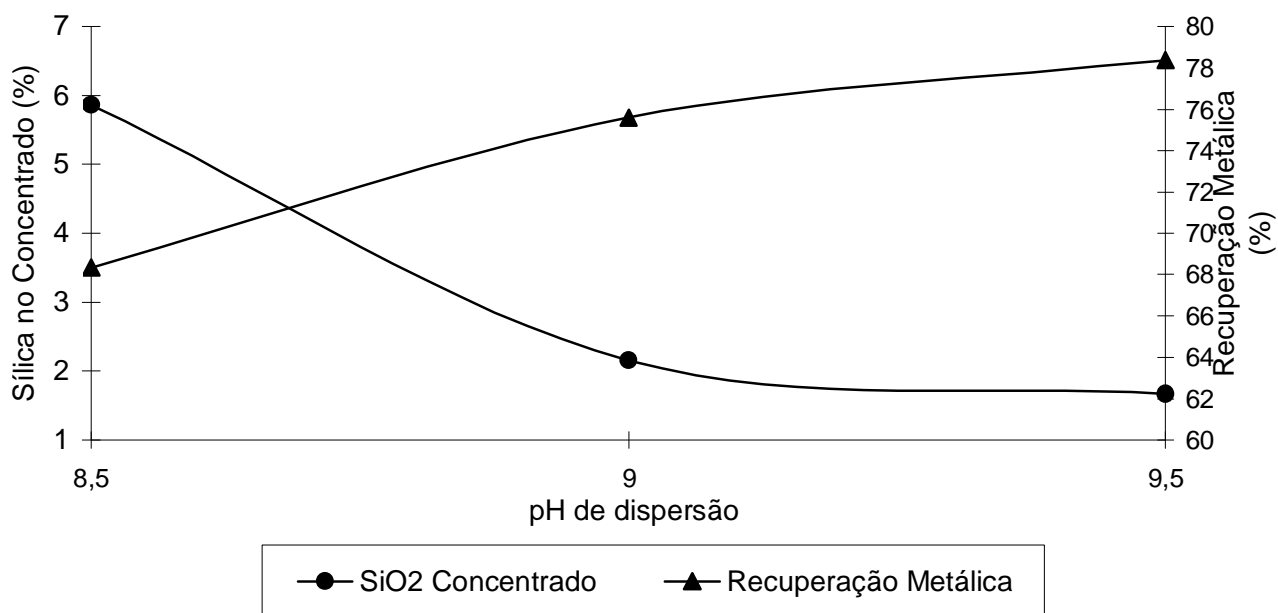


Figura 3.26 – Teor de SiO₂ e recuperação metálica na flotação em função do pH de dispersão na deslamagem.

Para um mesmo minério, foram efetuadas deslamagens com o pH de dispersão nos níveis de 8,5, 9,0 e 9,5. O material proveniente das três deslamagens foi flotado separadamente nas mesmas condições (dosagens de coletor e depressor, tempos de condicionamento e de coleta, pH de flotação).

Na tabela 3.22 são mostrados os diferentes teores de alimentação da flotação para os três níveis de pH de dispersão utilizados na deslamagem.

Tabela 3.22 – Teores da alimentação da flotação em função do pH de dispersão na deslamagem

pH dispersão	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC
8,5	44,84	33,52	0,59	0,026	1,69
9,0	43,98	35,05	0,42	0,024	1,56
9,5	43,88	35,44	0,34	0,025	1,40

Esses resultados corroboram as observações de SOUZA Jr. (1994), ou seja, que quanto menor a recuperação metálica na deslamagem, isto é, quanto maior a extração de minerais de ferro e argilominerais ultrafinos na deslamagem, maiores os valores de recuperação metálica na flotação e que menores percentuais de lama também implicam em um menor teor de sílica no concentrado.

Outra possibilidade de otimização da deslamagem é uma etapa de atrição anterior à etapa de deslamagem. QUEIROZ (2003) observou em seus estudos que é possível obter-se uma diminuição dos teores de ferro no rejeito à medida que há o aumento do tempo de atrição da polpa, tanto para a condição de maior quanto de menor estabilidade termodinâmica da polpa. Outro efeito observado por ele foi que a remoção parcial e/ou total de massas terrosas que recobrem a superfície do quartzo melhora a ação do coletor e aumenta a sua capacidade de flotar quartzo menor que 45µm.

CAPÍTULO 4 - METODOLOGIA

4.1 - Composição e preparação das amostras

Cada amostra do *underflow* dos ciclones limpadores e do *underflow* dos ciclones deslamadores foi composta por 30 incrementos, sendo 15 coletados em dias de campanha CNS e 15 coletados em dias de campanha CLS. Para garantir a representatividade da rotina da usina, as condições de coleta das amostras foram as seguintes: as três minas (Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9) em operação; dois moinhos pré-primários e quatro moinhos primários em operação, com alimentação mínima de 1600t e máxima de 1750t; duas amostragens nas quatro linhas de deslamagem por dia, com quinze minutos de duração cada e coleta de incrementos a cada cinco minutos. Geraram-se, ao final das amostragens, aproximadamente 2t de cada produto.

As amostras foram desaguadas, homogeneizadas e estocadas. Cada incremento foi filtrado utilizando-se filtro de prensa, seco em estufa a 110°C e desagregado. A homogeneização de cada amostra foi feita em pilhas cônicas e no quarteamento para os ensaios de flotação utilizou-se o divisor de rifles.

Do exposto acima, vê-se que os trabalhos envolveram quatro amostras, ou seja: duas amostras de *underflow* dos ciclones limpadores, uma de campanha CNS e outra de campanha CLS, e duas amostras de *underflow* dos ciclones deslamadores, sendo também uma de campanha CNS e outra de campanha CLS.

Os resultados dos ensaios de flotação em célula mecânica de laboratório previstos no item 4.3.1, e mostrados nas tabelas 4.1 e 4.2 e nas figuras 4.1 a 4.4, evidenciaram tendências de comportamentos idênticos do *underflow* dos ciclones limpadores tanto da campanha CNS quanto da campanha CLS, assim como do *underflow* dos ciclones deslamadores em ambas as campanhas. Assim, optou-se por dar andamento aos estudos apenas com dois produtos, ou seja, com o *underflow* dos ciclones limpadores e deslamadores coletados na campanha CLS, podendo-se inferir, por analogia, o comportamento dos seus similares da campanha CNS.

Tabela 4.1 – Resultados dos ensaios de flotação exploratórios com *underflow* dos ciclones limpadores

Teste	Campanha	EDA-3 (%)	F 2835-2 (%)	Amido (g/t)	Coletor (g/t)	SiO ₂ Conc. (%)	RM (%)
1	CNS	100	0	300	40	2,22	80,91
	CLS					2,22	79,04
2	CNS	100	0	600	40	2,95	88,12
	CLS					3,09	88,95
3	CNS	100	0	300	60	1,71	78,54
	CLS					2,03	80,77
4	CNS	100	0	600	60	2,13	85,11
	CLS					2,19	85,58
5	CNS	50	50	450	50	1,73	84,84
	CLS					1,71	85,43
6	CNS	0	100	300	40	1,82	89,50
	CLS					1,92	89,24
7	CNS	0	100	600	40	2,44	90,68
	CLS					2,31	90,77
8	CNS	0	100	300	60	1,53	84,39
	CLS					1,51	84,16
9	CNS	0	100	600	60	1,45	86,94
	CLS					1,55	86,72

Tabela 4.2 – Resultados dos ensaios de flotação exploratórios com *underflow* dos ciclones deslamadores

Teste	Campanha	EDA-3 (%)	F 2835-2 (%)	Amido (g/t)	Coletor (g/t)	SiO ₂ Conc. (%)	RM (%)
1	CNS	100	0	300	40	0,83	58,06
	CLS					1,70	55,89
2	CNS	100	0	600	40	0,74	64,49
	CLS					0,98	64,01
3	CNS	100	0	300	60	0,74	52,94
	CLS					1,05	47,39
4	CNS	100	0	600	60	0,77	62,69
	CLS					0,78	62,34
5	CNS	50	50	450	50	0,64	67,44
	CLS					0,76	67,39
6	CNS	0	100	300	40	2,05	78,87
	CLS					1,63	78,49
7	CNS	0	100	600	40	2,53	80,90
	CLS					2,43	80,31
8	CNS	0	100	300	60	1,59	71,21
	CLS					1,82	70,71
9	CNS	0	100	600	60	1,32	73,88
	CLS					0,80	72,01

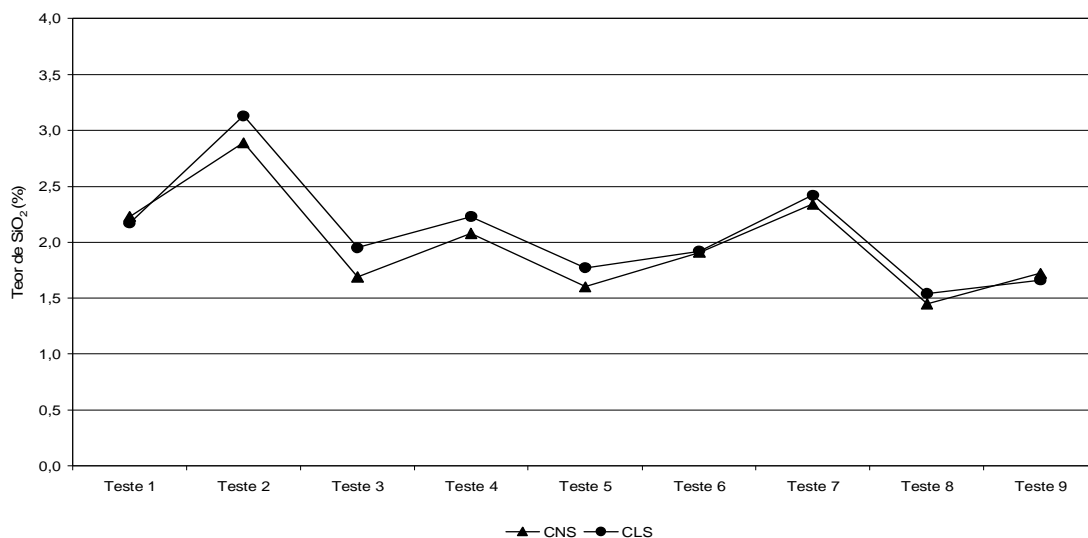


Figura 4.1 – Teor de sílica do concentrado na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores CNS e CLS.

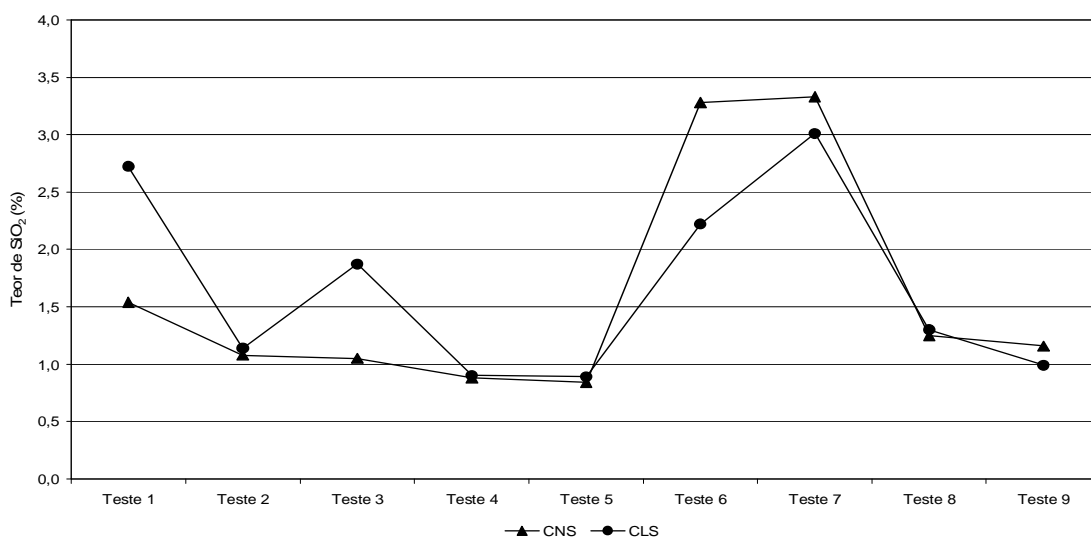


Figura 4.2 – Teor de sílica do concentrado na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores CNS e CLS.

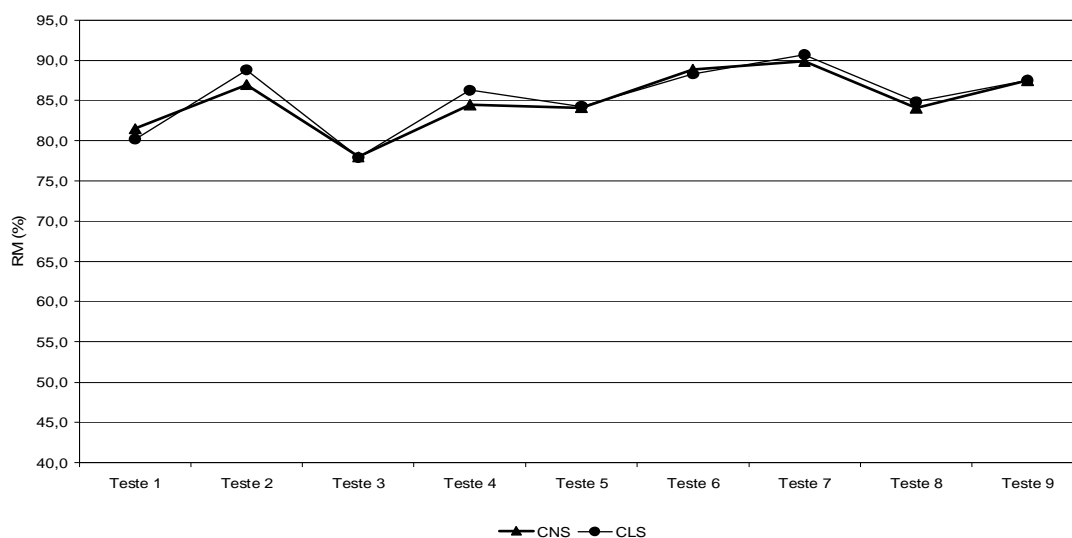


Figura 4.3 – Recuperação metálica na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores CNS e CLS.

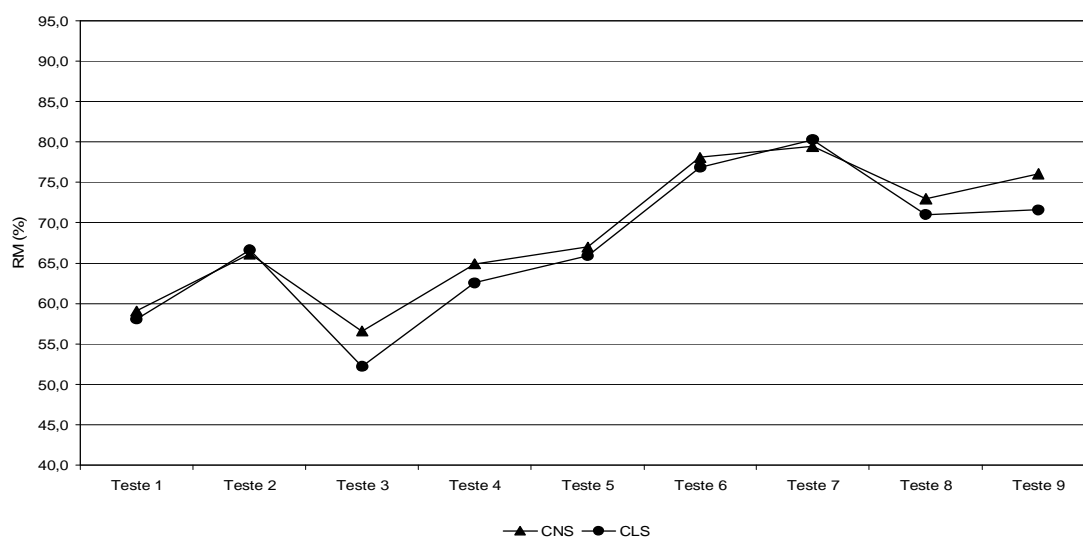


Figura 4.4 – Recuperação metálica na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores CNS e CLS.

4.2 - Caracterização das amostras

Foram realizadas análises granulométricas com a utilização de peneiras da série Tyler e de um granulômetro a laser. A área superficial específica das amostras foi analisada pelos métodos Blaine e BET.

Foram também realizadas análises químicas, microscopia óptica de luz refletida, difração de raios-X, microscopia eletrônica de varredura e microanálise.

A caracterização de cada uma das amostras seguiu o fluxograma da figura 4.5. Os procedimentos gerais adotados são descritos nos itens a seguir.

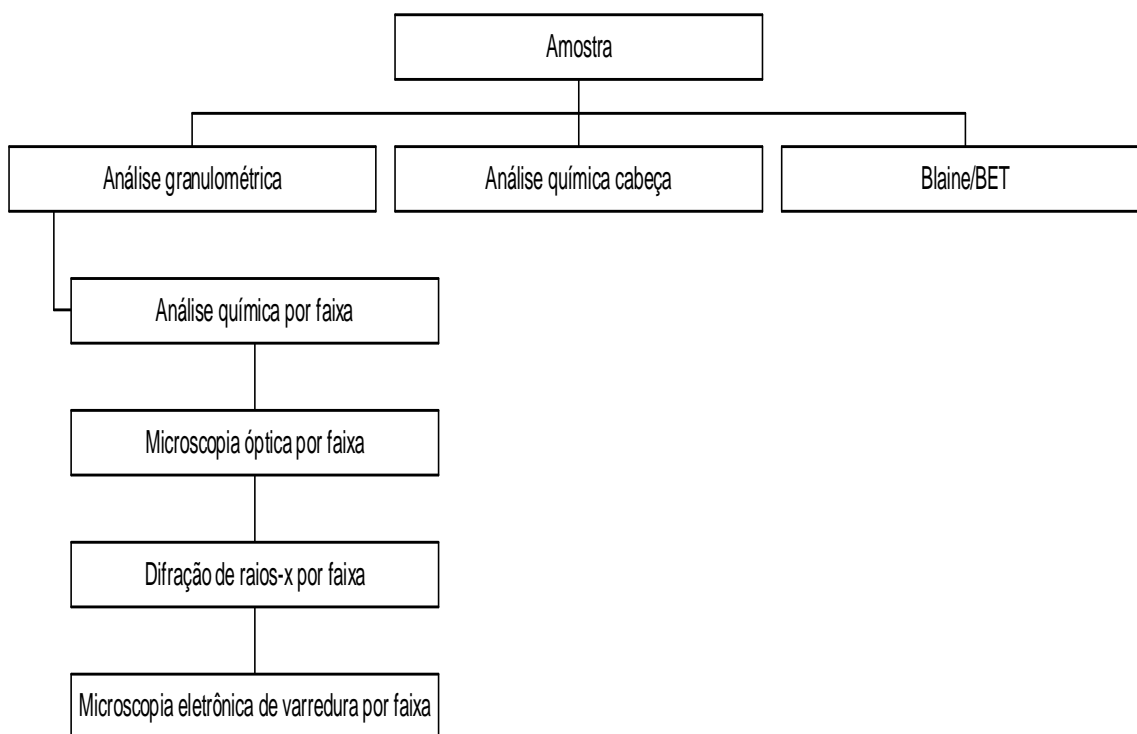


Figura 4.5 - Rota de caracterização para as amostras de *underflow* dos ciclones limpadores e do *underflow* dos ciclones limpadores.

4.2.1 - Análise granulométrica

As análises granulométricas das amostras foram realizadas no Laboratório de Controle de Processo da Samarco, conforme procedimento interno, utilizando peneiras da série Tyler, com aberturas de 149 μ m, 105 μ m, 74 μ m, 53 μ m, 44 μ m e 37 μ m, da marca Granutest, com 20cm de diâmetro e 7cm de altura. Nesse procedimento, a amostra é submetida a um peneiramento a úmido, em vibrador da marca Vibrotex, durante 10 minutos. As frações obtidas foram secadas e pesadas para cálculo do percentual retido em cada malha.

A distribuição granulométrica da fração passante em 37 μ m das amostras foi determinada, conforme procedimento padrão da Samarco, em um granulômetro a laser Mastersizer Micro, da Malvern Instruments. Nesse método, a fração passante em 37 μ m é filtrada, secada e analisada no equipamento, utilizando-se uma solução de hexametáfosfato de sódio (0,05% p/v). Os diâmetros reportados são: 35 μ m, 30 μ m, 25 μ m, 15 μ m, 10 μ m, 5 μ m e 1 μ m.

Foram também executadas análises químicas das frações (granuloquímicas) +210 μ m, -210+149 μ m, -149+105 μ m, -105+74 μ m, -74+53 μ m, -53+44 μ m, -44+37 μ m e -37 μ m do *underflow* dos ciclones limpadores e das frações +105 μ m, -105+74 μ m, -74+53 μ m, -53+44 μ m, -44+37 μ m e -37 μ m do *underflow* dos ciclones deslamadores.

4.2.2 - Área superficial específica, por Blaine e BET

As análises segundo o método de Blaine foram realizadas no Laboratório Químico da Samarco, conforme procedimento interno. Nesse procedimento, o peso da amostra a ser utilizada no ensaio é definido de acordo com seu peso específico, determinado em um picnômetro a hélio. A amostra é introduzida na célula do equipamento, acoplada no topo de um tubo em U, preenchido parcialmente com óleo. Desloca-se a coluna de óleo até o topo de um dos lados do tubo e, operando uma válvula, permite-se que essa coluna desloque-se gravitacionalmente, o que faz passar pela célula um fluxo de ar. O tempo de deslocamento é cronometrado e é diretamente proporcional à área superficial específica da amostra. Foi utilizado um permeâmetro de Blaine da marca Solotest.

As análises segundo o método BET foram realizadas no Laboratório de Caracterização de Sólidos Particulados do DEMET da EEUFMG, em um equipamento da marca Quantachrome, modelo NOVA-1200. A degaseificação da amostra submetida a vácuo foi realizada a uma temperatura constante de 180°C, por duas horas, para eliminação de possíveis contaminantes presentes. A amostra foi submetida a um fluxo de nitrogênio gasoso. Durante a determinação da área superficial específica, a célula que continha a amostra foi imersa em nitrogênio líquido (-196°C).

4.2.3 - Análise química

As análises químicas foram realizadas no Laboratório Químico da Samarco, conforme procedimentos internos. Os teores de sílica, alumina e fósforo foram determinados por um espectrômetro de absorção atômica com plasma acoplado indutivamente, da marca SPECTRO, modelo Ciro. O procedimento consiste na digestão da amostra em ácido clorídrico e levá-la ao equipamento para determinações.

Os teores de ferro e perda por calcinação (PPC) foram determinados por via úmida, sendo o Fe determinado por dicromatometria (titulação), após digestão ácida da amostra, usando o método do cloreto de titânio. O teor de PPC foi determinado por calcinação de 1g de amostra, em forno mufla, a 1000°C.

4.2.4 - Microscopia óptica de luz refletida por faixa

As análises foram realizadas no Laboratório de Mineralogia da Samarco, conforme procedimentos internos. As frações granulométricas (+74µm, -74+53µm, -53+44µm, -44+37µm e -37µm) foram analisadas em um microscópio marca Leica, modelo DMLP, com dispositivo para fotomicrografia acoplado e aumento de até 500 vezes. As seções polidas foram confeccionadas com embutimento dos minerais em resina de cura rápida, a frio. Após a cura as seções foram lixadas e polidas com pasta de alumina. Foi utilizado o método de contagem de grãos para determinação da percentagem em peso das fases mineralógicas presentes.

Foi determinado também o grau de liberação do quartzo nas frações +74µm, -74+53µm, -53+44µm, -44+37µm e -37µm. O método utilizado foi o método de Gaudin.

4.2.5 - Difração de raios-X por faixa

As análises foram realizadas no Laboratório de Análises por Raios-X, do DEMIN da EEUFMG. A técnica utilizada foi o método do pó e o equipamento empregado foi um difratômetro Philips, modelo PW 3710, com trocador de amostras automático.

Após identificação das fases mineralógicas, foi realizada uma quantificação preliminar aproximada dos minerais por comparação entre as raiais que correspondem à intensidade relativa de 100% de cada mineral. As frações estudadas foram +74 μ m, -74+53 μ m, -53+44 μ m, -44+37 μ m e -37 μ m

4.2.6 - Microscopia eletrônica de varredura e microanálise

As análises foram realizadas no Laboratório de Microscopia Eletrônica e Microanálise do DEMIN da EEUFMG. A microscopia eletrônica de varredura foi realizada em um microscópio da marca Jeol, modelo JSM-5410, com espectrômetro de dispersão de energia da marca Noran, modelo TN-M3055.

Essa técnica foi utilizada para verificar a ocorrência de inclusões e os parâmetros texturais / morfológicos das frações +74 μ m, -74+53 μ m, -53+44 μ m, -44+37 μ m e -37 μ m. Simultaneamente, através da microanálise, procurou-se determinar a composição química elementar pontual de diâmetros inferiores a um micrometro e a presença de elementos menores.

4.3 – Ensaios tecnológicos

Os testes tecnológicos envolveram testes de flotação catiônica reversa em célula mecânica de laboratório e também em coluna piloto.

4.3.1 – Testes exploratórios de flotação em célula mecânica de laboratório

Os testes exploratórios de flotação em célula mecânica de laboratório foram realizados visando estudar o comportamento do *underflow* dos ciclones limpadores e do *underflow* dos ciclones deslamadores, separadamente, frente aos reagentes comumente utilizados no processo de flotação da usina de concentração da Samarco Mineração S/A (etermonoamina, eterdiamina e *gritz* de milho). Para minimizar o número de testes de flotação, reduzir tempo e custos de laboratório e validar numericamente os resultados foram realizados dois projetos de experimento tipo fatorial *screening* 2^k (dois níveis e k fatores).

Os testes de flotação em bancada foram realizados no Laboratório de Controle de Processo da Samarco, conforme procedimento interno. Os ensaios foram realizados em célula Wemco de 2400ml, com rotação de 1300 rpm. O depressor dos minerais de ferro foi o *gritz* de milho, fornecido pela GEM e gelatinizado com soda cáustica (NaOH) na proporção 5:1. A solução de depressor foi preparada na concentração de 1%p/v e a solução de soda foi preparada a 3% p/v. O coletor da ganga silicatada foi a etermonoamina (Flotigam EDA-3, fornecida pela Clariant) ou a eterdiamina (Flotigam 2835-2, também fornecida pela Clariant). Foi também utilizada a mistura de Flotigam EDA-3 e Flotigam 2835-2 na proporção 1:1. A solução de coletor foi preparada na concentração de 1%p/v. Em todos os testes foi utilizada água destilada.

O procedimento adotado nos ensaios de flotação é o seguinte: adiciona-se na cuba de flotação a massa de amostra correspondente ao percentual de sólidos desejado para um volume final de 2400ml de polpa, acrescentando-se 1500ml de água. Agita-se a polpa, adicionando na seqüência um volume da solução de amido correspondente à dosagem desejada, e condiciona-se por 5 minutos. Na seqüência, adicionam-se mais 600ml de água, obtendo-se um volume de 2400ml. Ajusta-se o pH com a solução de soda. Acrescenta-se o volume de solução de amina correspondente à dosagem do ensaio e

condiciona-se por 1 minuto. Abre-se o ar da célula e inicia-se a flotação, removendo-se mecanicamente, com espátulas, a espuma da cuba, durante 3 minutos.

4.3.2 - Testes com reagentes alternativos.

Os testes de flotação, em duplicata, com reagentes alternativos, em célula mecânica de laboratório, foram realizados visando estudar o comportamento do *underflow* dos ciclones limpadores e do *underflow* dos ciclones deslamadores, separadamente, frente a:

- eterdiaminas com diferentes comprimentos da cadeia hidrocarbônica;
- carboximetilcelulose;
- lignossulfonato;
- poliacrilamida;
- espumantes.

Foram executados testes de flotação com a utilização das seguintes eterdiaminas da Clariant: Flotigam 2835-2 (produto de uso regular na usina da Samarco e de comprimento da cadeia hidrocarbônica mais longo), Flotigam LDD-2 (comprimento de cadeia hidrocarbônica intermediário) e Flotigam 3135 (comprimento de cadeia hidrocarbônica mais curto). Essas eterdiaminas foram testadas isoladamente e em mistura com a etermonoamina EDA-3 na proporção 1:1. Todas as soluções de coletores foram preparadas na concentração de 1%p/v.

Também foram efetuados testes de flotação com dosagens de carboximetilcelulose (CMC), de 5, 20, 50 e 100g/t, adicionalmente a dosagem de depressor e testes com a substituição integral do depressor. A CMC foi fornecida pela Lambert e sua designação comercial é DLM-GT. Foi utilizada uma relação CMC:soda de 2,5:1 e a solução foi preparada na concentração de 1%p/v. Nos testes em que a CMC foi utilizada juntamente com o depressor, foram adicionados simultaneamente e condicionados por 5 minutos.

Os testes de flotação com dosagens de lignossulfonato de 5, 20, 50 e 100g/t, adicionalmente a dosagem de depressor, foram executados com a utilização do produto D-648 Powder, fornecido pela Borregaard Lignotech (USA). O lignossulfonato foi adicionado juntamente com o amido e a solução de lignossulfonato foi preparada na concentração 1%p/v.

Os testes de flotação com dosagens de poliacrilamida de 5, 20, 50 e 100g/t, adicionalmente à dosagem de depressor, foram executados com a utilização do floculante Superfloc N-300 (não-iônico), fornecido pela Cytec Industries Inc. (USA). A solução foi preparada na concentração 0,01%p/v. O floculante foi adicionado antes do depressor e condicionado por 3min. Em seguida acrescentou-se o amido, condicionou-se pelo tempo padrão e deu-se o prosseguimento de rotina. A seleção do floculante e o modo de adição foram norteados pelos estudos conduzidos por TURRER (2004).

Os testes de flotação com espumantes foram executados com a utilização dos seguintes reagentes, fornecidos pela Clariant: 701, 702, 703, 704 e Flotanol D-14. Os demais espumantes utilizados foram fornecidos pela Cytec e são os seguintes: Oreprep OTX-140, Oreprep X-133, Oreprep F-535-CN e Aerofroth 76A. Os espumantes foram testados em substituição à eterdiamina nos níveis de 10 e 30%, utilizando-se como balizadores para esses números os resultados obtidos por SILVA (2004) em testes com etermonoaminas. Os espumantes foram adicionados juntamente com o coletor, após o condicionamento do amido e o ajuste de pH. Todas as soluções de coletores e espumantes foram preparadas na concentração de 1%p/v. Os ensaios foram realizados com a separação dos espumantes por fabricante, dado ao grande intervalo entre a entrega dos produtos.

4.3.3 - Testes de condicionamento.

Foram efetuados testes de flotação, em duplicata, com diferentes tempos de condicionamento do amido (0,5min, 1min, 2,5min, 5 min, 10min e 12,5min), visando estudar o comportamento do *underflow* dos ciclones limpadores e do *underflow* dos ciclones deslamadores, separadamente, diante das variações no tempo de condicionamento do depressor.. Em face da célula mecânica de laboratório utilizada não possibilitar variações na rotação do agitador, não foi possível a realização de testes para avaliação da influência da agitação no condicionamento.

4.3.4 - Testes de flotação em coluna piloto

Foram realizados no Núcleo de Inovações Tecnológicas (NUTEC), da Fundação Gorceix, em uma coluna com as seguintes dimensões:

- altura total – 4,30m
- altura de alimentação – 2,80m
- diâmetro – 0,1m

As condições dos testes foram as seguintes:

- Depressor: griz de milho (fubá). A solução foi preparada na concentração em peso de 1%p/v e uma relação amido:soda de 5:1.
- Coletor: Eterdiamina Flotigam 2835-2. A solução foi preparada na concentração em peso de 1%p/v.
- Tempo de condicionamento do depressor: 15min
- O pH de flotação foi de 10,5, ajustado com soda cáustica (NaOH)
- A % de sólidos em peso dos testes de flotação de 40%
- Taxa de alimentação: 0,05t/h
- Camada de espuma: 80 a 90cm
- Vazão de ar: 9NI/min
- Hold up: 8,07%
- Água de lavagem: 100l/h
- Tempo de residência: 7min

Esses testes foram realizados com o intuito de investigar se os dois materiais apresentam diferentes respostas em relação a esse equipamento, comparativamente com a flotação em célula mecânica de bancada.

CAPÍTULO 5 – APRESENTAÇÃO DOS RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1 - Caracterização das amostras

5.1.1 - Análise granulométrica

Os resultados das análises granulométricas utilizando peneiramento e granulômetro a laser (Mastersizer) são apresentados na tabela 5.1 e as curvas granulométricas na figura 5.1.

Tabela 5.1 – Análise granulométrica do *underflow* dos ciclones limpadores e do *underflow* dos ciclones deslamadores

Peneiramento/Mastersizer		% Passante	
Tyler (<i>Mesh</i>)	Abertura (μm)	Limpadores	Deslamadores
28	600	100,00	100,00
35	420	100,00	100,00
48	297	96,53	100,00
65	210	93,26	99,94
100	149	80,76	99,67
150	105	63,15	98,12
200	74	47,15	92,25
270	53	27,00	76,69
325	44	21,32	71,87
400	37	14,50	64,01
	35	13,16	61,27
	30	9,51	52,91
	25	5,86	42,35
	20	2,81	29,84
	15	0,90	16,75
	10	0,38	6,32
	5	0,35	2,22
	1	0,09	0,44
	<1	0,00	0,00

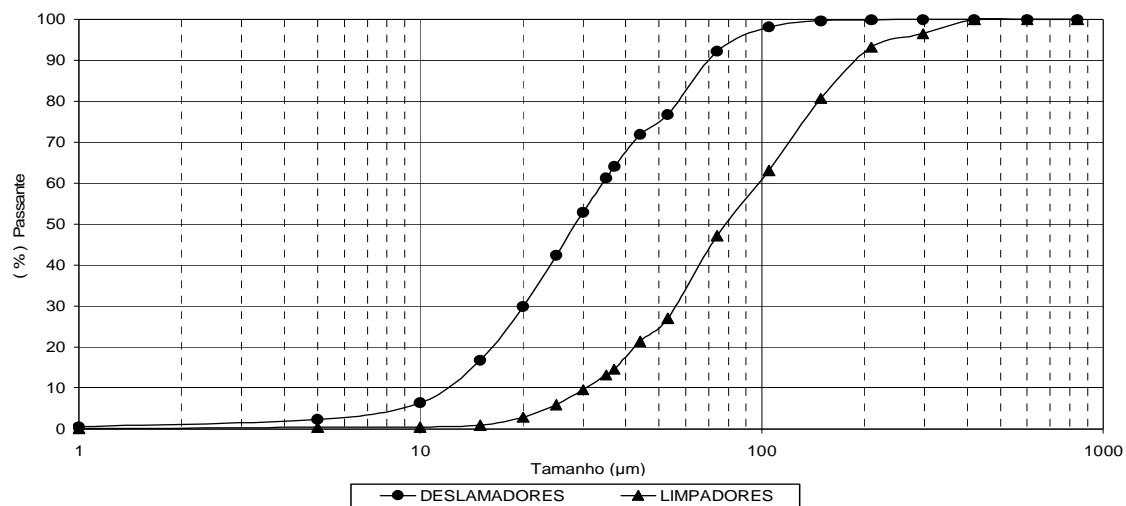


Figura 5.1 – Distribuição granulométrica do *underflow* dos ciclones limpadores e do *underflow* dos ciclones deslamadores.

Observa-se uma grande diferença nas distribuições granulométricas do *underflow* dos ciclones limpadores e do *underflow* dos ciclones deslamadores. O *underflow* dos ciclones deslamadores apresenta uma alta percentagem de material passante em 37μm, cerca de 64% da amostra e uma percentagem elevada de ultrafinos (<10μm), que representa aproximadamente 6% da amostra. Por outro lado, o *underflow* dos ciclones limpadores, comparativamente com o *underflow* dos ciclones deslamadores, apresenta um baixo percentual de material passante em 37μm, cerca de 15% da amostra, assim como uma baixa percentagem de ultrafinos, que representa menos de 0,5% da amostra.

5.1.2 - Área superficial específica, por Blaine e BET

Os resultados das determinações de área superficial pelos métodos de Blaine e BET encontram-se na tabela 5.2.

Tabela 5.2 – Resultados das determinações de área superficial específica

Produto	Blaine (cm ² /g)	BET (m ² /g)
<i>Underflow</i> dos ciclones limpadores	491	1,3847
<i>Underflow</i> dos ciclones deslamadores	941	1,0379

Nos resultados da determinação da área superficial específica pelo método de Blaine observa-se que a amostra de maior área superficial específica é a do *underflow* dos ciclones deslamadores, que é aproximadamente 52% superior à área superficial específica da amostra do *underflow* dos ciclones limpadores.

Já na determinação pelo método BET, a situação inverte-se, ou seja, a área superficial específica da amostra do *underflow* dos ciclones limpadores apresenta-se aproximadamente 25% superior à da amostra do *underflow* dos ciclones deslamadores.

Embora os métodos sejam diferentes e não possam ser correlacionados, a maior área superficial específica apresentada pelas duas amostras na determinação pelo método BET, comparativamente com a determinação pelo método de Blaine, talvez seja explicada pela porosidade das amostras. Na comparação entre as áreas superficiais específicas determinadas pelo método BET, a maior área superficial da amostra do *underflow* dos ciclones limpadores deve-se, provavelmente, a uma maior porosidade ou microporosidade da mesma comparativamente com a amostra do *underflow* dos ciclones deslamadores.

5.1.3 - Análise química

Os resultados das análises químicas, por faixa de tamanho, são apresentadas nas tabelas 5.3 e 5.4.

Tabela 5.3 – Análise granuloquímica do *underflow* dos ciclones limpadores

Fração	Teores (%)					
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂
+210µm	48,53	26,48	0,58	0,051	3,39	0,050
-210+149µm	41,17	38,76	0,22	0,026	2,06	0,040
-149+105µm	37,51	44,64	0,17	0,020	1,50	0,020
-105+74µm	39,09	42,56	0,15	0,018	1,34	0,020
74+53µm	50,03	26,87	0,16	0,021	1,37	0,020
-53+44µm	57,75	15,98	0,19	0,017	1,22	0,010
-44+37µm	60,93	11,60	0,16	0,016	1,08	0,010
-37µm	64,83	6,13	0,17	0,019	0,96	0,010

Tabela 5.4 – Análise granuloquímica do *underflow* dos ciclones deslamadores

Fração	Teores (%)					
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂
+105µm	10,12	83,16	1,12	0,004	1,23	0,010
-105+74µm	5,52	91,50	0,22	0,004	0,37	0,010
74+53µm	10,38	84,42	0,17	0,004	0,55	0,010
-53+44µm	21,44	68,12	0,23	0,014	0,96	0,010
-44+37µm	29,58	56,22	0,27	0,021	1,16	0,010
-37µm	57,65	15,58	0,37	0,025	1,55	0,020

As análises químicas mostram que o ferro e o silício são os analitos predominantes nas amostras. Os demais analitos são encontrados em proporções muito pequenas. As análises químicas acumuladas por faixa de tamanho estão nas tabelas 5.5 e 5.6.

Tabela 5.5 – Análise granuloquímica acumulada do *underflow* dos ciclones limpadores

Fração	Teores (%)					
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂
+210µm	48,53	26,48	0,58	0,051	3,39	0,050
-210+149µm	43,72	34,51	0,34	0,035	2,52	0,043
-149+105µm	40,79	39,28	0,26	0,028	2,04	0,032
-105+74µm	40,26	40,30	0,23	0,025	1,82	0,029
74+53µm	42,98	36,57	0,21	0,024	1,70	0,026
-53+44µm	44,12	34,97	0,21	0,023	1,66	0,025
-44+37µm	45,36	33,26	0,20	0,023	1,62	0,024
-37µm	50,01	26,78	0,20	0,022	1,46	0,021
Global analisada	49,44	27,57	0,17	0,028	1,49	0,020

Tabela 5.6 – Análise granuloquímica acumulada do *underflow* dos ciclones deslamadores

Fração	Teores (%)					
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	MnO ₂
+105µm	10,12	83,16	1,12	0,004	1,23	0,010
-105+74µm	6,73	89,31	0,46	0,004	0,60	0,010
74+53µm	9,08	86,16	0,27	0,004	0,57	0,010
-53+44µm	11,59	82,50	0,26	0,006	0,65	0,010
-44+37µm	14,71	77,94	0,26	0,009	0,74	0,010
-37µm	40,36	40,72	0,33	0,018	1,22	0,016
Global analisada	39,46	42,00	0,28	0,024	1,24	0,010

As figuras 5.2 e 5.3 apresentam as quantidades relativas dos analitos (Fe, SiO₂, Al₂O₃, P, PPC e MnO₂) por faixa granulométrica, determinadas pelas análises químicas.

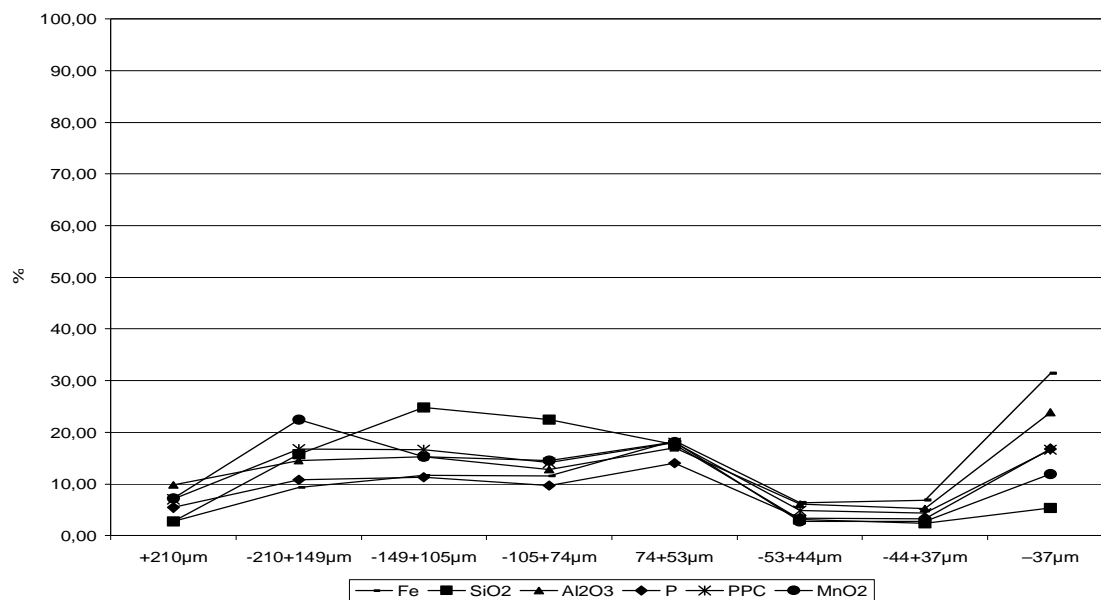


Figura 5.2 – Distribuição química relativa por faixa de tamanho do *underflow* dos ciclones limpadores.

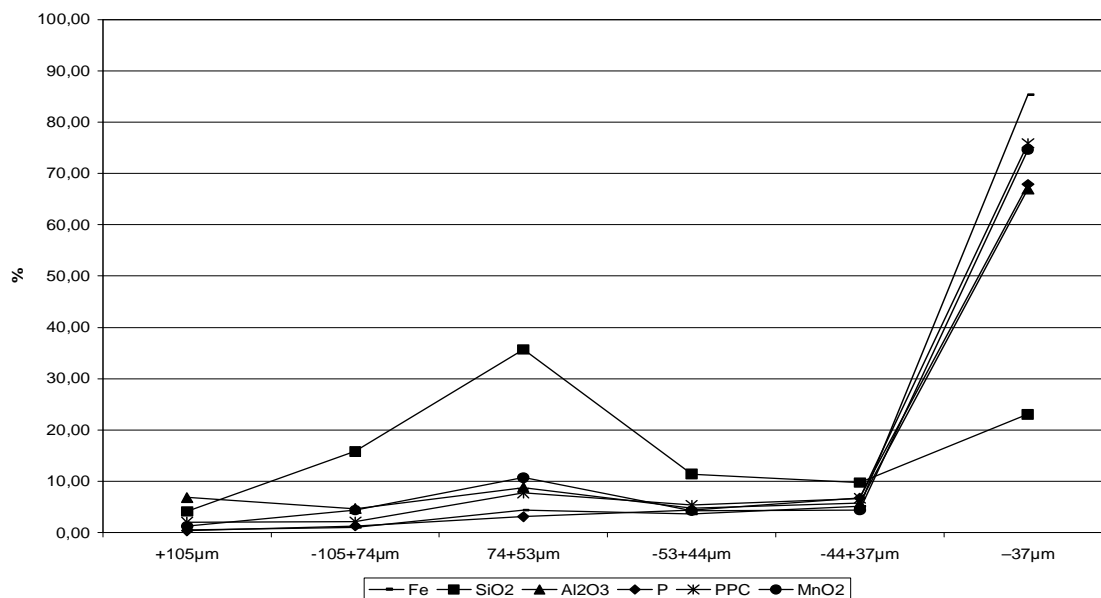


Figura 5.3 – Distribuição química relativa por faixa de tamanho do *underflow* dos ciclones deslamadores.

Pela análise das tabelas 5.5 e 5.6, observa-se que a fração +37 μ m do *underflow* dos ciclones deslamadores é muito pobre, contendo cerca de 14,71% de ferro. Por outro lado, observa-se uma distribuição de ferro e sílica mais equitativa em praticamente todas as frações granulométricas do *underflow* dos ciclones limpadores, embora a fração -37 μ m apresente-se ligeiramente mais rica em ferro.

Na análise das figuras 5.2 e 5.3, observa-se que, em ambas amostras, as distribuições dos analitos Fe, Al₂O₃, P, PPC e MnO₂ apresentaram comportamentos semelhantes, indicando uma possível correlação entre eles. No *underflow* dos ciclones deslamadores esses analitos se concentraram na fração -37 μ m, fato esse que pode ser atribuído à grande proporção de material nessa faixa, cerca de 64% da amostra.

5.1.4 – Microscopia óptica de luz refletida por faixa de tamanho

A análise quantitativa da mineralogia das frações estudadas está apresentada nas tabelas 5.7 e 5.8.

Tabela 5.7 – Análise mineralógica por faixa de tamanho do *underflow* dos ciclones limpadores

Fração	Teores (% Peso)					
	Hematita especular	Hematita porosa	Goethita	Magnetita	Quartzo inteiro	Quartzo misto
+74 μ m	26,7	30,3	11,6	5,4	24,7	1,3
74+53 μ m	31,0	39,2	9,5	3,3	16,0	1,1
-53+44 μ m	42,7	33,8	9,3	1,7	12,2	0,2
-44+37 μ m	40,6	37,3	9,5	2,4	9,8	0,4
-37 μ m	58,2	26,7	8,7	2,1	4,1	0,2
Global calculada	36,6	31,6	10,2	3,8	16,6	0,9

Tabela 5.8 – Análise mineralógica por faixa de tamanho do *underflow* dos ciclones deslamadores

Fração	Teores (% Peso)					
	Hematita especular	Hematita porosa	Goethita	Magnetita	Quartzo inteiro	Quartzo misto
+74 μ m	6,7	7,1	5,3	1,0	76,9	3,0
74+53 μ m	8,0	6,0	8,3	0,4	76,5	0,8
-53+44 μ m	14,4	16,8	4,9	2,0	61,1	0,9
-44+37 μ m	23,3	21,8	10,5	1,2	42,1	1,1
-37 μ m	50,3	27,1	8,4	0,6	13,0	0,6
Global calculada	34,50	20,37	7,88	0,72	33,27	0,84

Os minerais presentes na amostra do *underflow* dos ciclones limpadores, em ordem decrescente quanto à participação, são: hematita especular, hematita porosa, quartzo, goethita e magnetita. Essa ordem é alterada na amostra de *underflow* dos ciclones deslamadores, onde a ordem decrescente quanto à participação é a seguinte: hematita especular, quartzo, hematita porosa, goethita e magnetita. A participação de hematita especular é semelhante nas duas amostras, havendo grandes alterações nas participações de quartzo e hematita porosa.

As tabelas 5.9 e 5.10 mostram as quantidades relativas dos minerais de ferro determinados pela microscopia óptica para as frações dos dois produtos em estudo e a figura 5.4 apresenta as quantidades relativas dos minerais de ferro para as amostras globais dos dois produtos.

Tabela 5.9 – Quantidade relativa dos minerais de ferro presentes no *underflow* dos ciclones limpadores

Fração	Peso (%)			
	Hematita especular	Hematita porosa	Goethita	Magnetita
+74 μ m	36,0	40,9	15,7	7,3
74+53 μ m	37,4	47,3	11,4	4,0
-53+44 μ m	48,8	38,6	10,6	1,9
-44+37 μ m	45,2	41,5	10,6	2,7
-37 μ m	60,9	27,9	9,1	2,2
Global	44,5	38,4	12,4	4,6

Tabela 5.10 – Quantidade relativa dos minerais de ferro presentes no *underflow* dos ciclones deslamadores

Fração	Peso (%)			
	Hematita especular	Hematita porosa	Goethita	Magnetita
+74 μ m	33,3	35,3	26,5	7,3
74+53 μ m	35,4	26,3	36,5	4,0
-53+44 μ m	37,8	44,1	12,8	1,9
-44+37 μ m	41,1	38,3	18,4	2,7
-37 μ m	58,2	31,4	9,8	2,2
Global	54,4	32,1	12,4	1,1

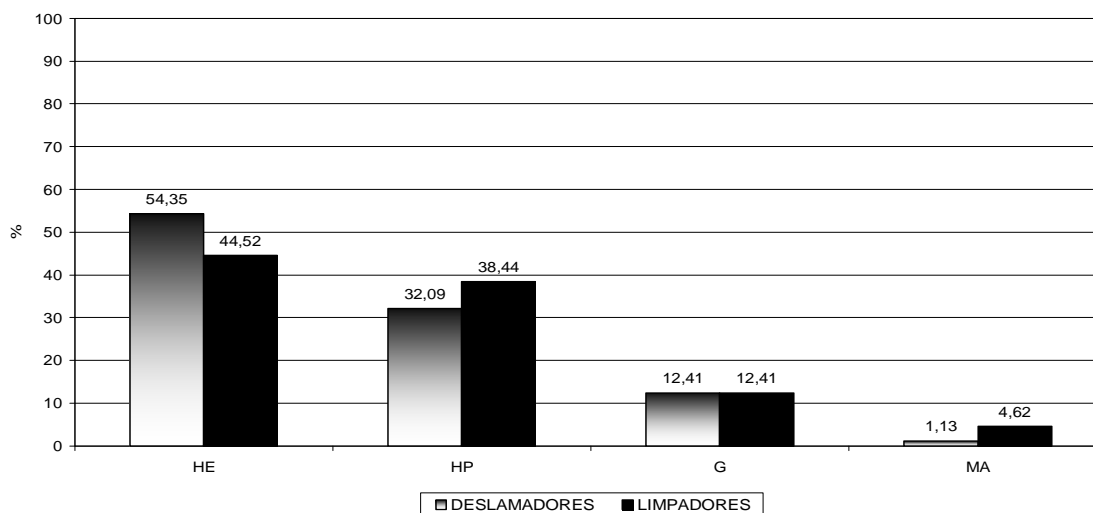


Figura 5.4 – Quantidade relativa dos minerais de ferro presentes no *underflow* dos ciclones deslamadores e no *underflow* dos ciclones limpadores.

Observa-se que, com relação aos minerais de ferro presentes, a hematita especular apresenta elevada participação em ambos produtos, com maior concentração na fração -37 μ m. No entanto, no *underflow* dos ciclones deslamadores a sua contribuição é bem maior em relação ao *underflow* dos ciclones limpadores. A goethita tem uma participação

semelhante em ambos produtos, apresentando uma distribuição bastante uniforme ao longo de todas frações no *underflow* dos ciclones limpadores. A presença de hematita porosa e magnetita é ligeiramente superior na amostra de *underflow* dos ciclones limpadores.

Nas tabelas 5.11 e 5.12 são mostrados os resultados da determinação, pelo método de Gaudin, do grau de liberação do quartzo das frações analisadas. Observa-se uma grande quantidade da espécie individualizada, fato esse que sinaliza a não-ocorrência de problemas na obtenção de especificação no concentrado.

Tabela 5.11 – Grau de liberação do quartzo no *underflow* dos ciclones limpadores

Fração	Contagem de grãos (unidade)		Grau de liberação (%)
	Quartzo inteiro	Quartzo Misto	
+74 μ m	200	10,75	94,9
74+53 μ m	138	2,25	98,4
-53+44 μ m	118	2,25	98,1
-44+37 μ m	93	3,75	96,1
-37 μ m	43	2,50	94,5

Tabela 5.12 – Grau de liberação do quartzo no *underflow* dos ciclones deslamadores

Fração	Contagem de grãos (unidade)		Grau de liberação (%)
	Quartzo inteiro	Quartzo Misto	
+74 μ m	440	16,90	96,3
74+53 μ m	469	4,80	99,0
-53+44 μ m	403	6,25	98,5
-44+37 μ m	310	8,40	97,4
-37 μ m	142	6,50	95,6

5.1.5 – Difração de raios-X (DRX)

As tabelas 5.13 e 5.14 mostram os resultados da difração de raios-X.

Tabela 5.13 – Difração de raios-X do *underflow* dos ciclones limpadores

Fração	Magnetita	Hematita	Goethita	Caolinita	Gibbsita	Moscovita	Quartzo
+74 μ m	-	++++	++	-	-	-	++++
+53 μ m	-	++++	++	-	-	-	++++
+44 μ m	-	++++	++	-	-	-	++++
+37 μ m	-	++++	++	-	-	-	+++
-37 μ m	-	++++	++	-	-	-	++

Tabela 5.14 – Difração de raios-X do *underflow* dos ciclones deslamadores

Fração	Magnetita	Hematita	Goethita	Caolinita	Gibbsita	Moscovita	Quartzo
+74 μ m	-	++	+	-	-	-	++++
+53 μ m	-	++	+	-	-	-	++++
+44 μ m	-	++	+	-	-	-	++++
+37 μ m	-	++	+	-	-	-	++++
-37 μ m	-	++++	+	-	-	-	++

- ++++ : Alta concentração da fase
- +++ : Média concentração da fase
- ++ : Baixa concentração da fase
- + : Traços da fase
- : Não encontrada na amostra analisada

Os resultados das análises de difração de raios-X confirmam o quartzo e a hematita como as fases minerais mais abundantes em todas as amostras. Nas amostras do *underflow* dos ciclones limpadores observa-se a goethita como uma fase com baixa concentração, enquanto nas amostras do *underflow* dos ciclones deslamadores esta fase apresenta

somente traços. Essa observação é contrastante com a da microscopia óptica, em que a goethita apresenta-se em quantidades praticamente iguais nos dois produtos em estudo.

O desvio na avaliação da microscopia ótica poderia ser atribuído à dificuldade em diferenciar hematita porosa (martítica) de goethita em análise de partículas muito finas. Nas observações por microscopia eletrônica de varredura também foram detectadas participações muito baixas de goethita nas amostras de *underflow* dos ciclones deslamadores.

5.1.6 – Microscopia eletrônica de varredura e microanálise

Nas análises das frações por microscopia eletrônica de varredura não se encontraram anomalias nos parâmetros texturais/morfológicos das amostras e nas microanálises não se identificaram elementos diferentes daqueles encontrados nas análises químicas. Na análise das seções polidas das frações +74 μ m, -74+53 μ m, -53+44 μ m e -44+37 μ m, tanto do *underflow* dos ciclones limpadores quanto do *underflow* dos ciclones deslamadores, foram detectadas inclusões de hematita em quartzo.

Na figura 5.5 apresenta-se a fotomicrografia da seção polida da fração -44+37 μ m da amostra do *underflow* dos ciclones deslamadores, onde se observa um exemplo dessas inclusões.

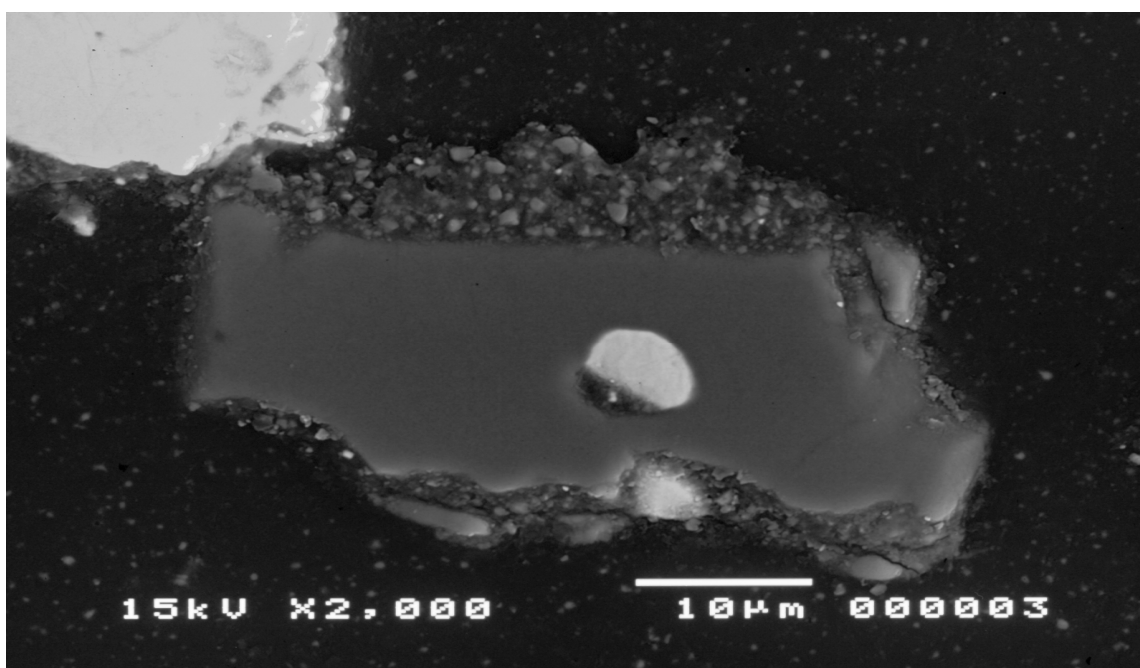


Figura 5.5 – Inclusão de uma partícula de hematita em uma partícula de quartzo.

5.2 – Ensaios tecnológicos

5.2.1 – Testes exploratórios de flotação em célula mecânica de laboratório

Os resultados dos ensaios para estudar o comportamento do *underflow* dos ciclones limpadores e do *underflow* dos ciclones deslamadores, separadamente, em relação aos reagentes comumente utilizados no processo de flotação da usina de concentração da Samarco Mineração S/A (etermonoamina, eterdiamina e *gritz*), estão mostrados na tabela 5.15.

O critério utilizado para a realização desses ensaios foi o projeto de experimentos do tipo fatorial *screening* 2³ completo, capaz de discriminar os grandes efeitos dos fatores e também efeitos principais de interações.

Esses resultados foram analisados com a utilização do software estatístico Statgraphics Plus versão 3.0. Nessa análise foram utilizados gráficos de Pareto dos efeitos, nos quais, quanto maior o efeito, maior é a influência do fator na resposta. Há também gráficos dos efeitos principais para determinação dos limites dos fatores que apresentaram os melhores resultados.

Para maximizar a robustez dos experimentos, os testes foram feitos em ordem aleatória, em duplicata e com ponto central. As variáveis resposta foram recuperação metálica e teor de sílica no concentrado.

Os níveis das variáveis ensaiadas (ou fatores) dos projetos de experimento foram escolhidos com base na prática industrial e são:

- tipo de coletor: etermonoamina ou eterdiamina
- dosagem de coletor: 40 e 60g/t
- dosagem de depressor: 300 e 600g/t

Tabela 5.15 – Resultados dos ensaios de flotação dos experimentos do tipo fatorial com o *underflow* dos ciclones limpadores e deslamadores

EDA-3 (%)	F 2835-2 (%)	Amido (g/t)	Coletor (g/t)	Limpadores		Deslamadores	
				SiO ₂ Conc. (%)	RM (%)	SiO ₂ Conc. (%)	RM (%)
100	0	300	40	2,11	81,39	1,70	55,89
				2,22	79,04	3,73	60,18
100	0	600	40	3,09	88,95	0,98	64,01
				3,16	88,64	1,30	69,23
100	0	300	60	2,03	80,77	1,05	47,39
				1,86	75,09	2,69	56,99
100	0	600	60	2,26	86,99	0,78	62,34
				2,19	85,58	1,01	62,79
50	50	450	50	1,71	85,43	0,76	67,39
				1,82	83,11	1,01	64,43
0	100	300	40	1,92	89,24	1,63	78,49
				1,92	87,32	2,81	75,22
0	100	600	40	2,31	90,77	2,43	80,31
				2,52	90,60	3,58	80,22
0	100	300	60	1,57	85,49	0,77	71,34
				1,51	84,16	1,82	70,71
0	100	600	60	1,77	88,29	0,80	72,01
				1,55	86,72	1,18	71,19

Os modelos obtido para o *underflow* dos ciclones limpadores foram os seguintes:

$$\text{SiO}_2 \text{ CONC.} = 0,816944 + 0,0000625 \cdot \text{Eterdiamina} + 0,0115625 \cdot \text{Dos. Coletor} + 0,0064625 \cdot \text{Dos. Depressor} - 0,00000375 \cdot \text{Eterdiamina} \cdot \text{Dos. Coletor} - 0,0000104167 \cdot \text{Eterdiamina} \cdot \text{Dos. Depressor} - 0,0000879167 \cdot \text{Dos. Coletor} \cdot \text{Dos. Depressor}$$

$$RM = 76,5486 + 0,15705 * \text{Eterdiamina} - 0,12175 * \text{Dos. Coletor} + 0,0280167 * \text{Dos. Depressor} - 0,00046 * \text{Eterdiamina} * \text{Dos. Coletor} - 0,0001975 * \text{Eterdiamina} * \text{Dos. Depressor} + 0,00000416667 * \text{Dos. Coletor} * \text{Dos. Depressor}$$

Para o underflow dos ciclones deslamadores obtiveram-se os seguintes modelos:

$$\text{SiO}_2 \text{ CONC.} = 3,91333 + 0,002625 * \text{Eterdiamina} - 0,008875 * \text{Dos. Coletor} - 0,00220833 * \text{Dos. Depressor} - 0,0004625 * \text{Eterdiamina} * \text{Dos. Coletor} + 0,0000505 * \text{Eterdiamina} * \text{Dos. Depressor} - 0,0000408333 * \text{Dos. Coletor} * \text{Dos. Depressor}$$

$$RM = 55,8832 + 0,320588 * \text{Eterdiamina} - 0,208313 * \text{Dos. Coletor} + 0,0359542 * \text{Dos. Depressor} - 0,00114875 * \text{Eterdiamina} * \text{Dos. Coletor} - 0,000249583 * \text{Eterdiamina} * \text{Dos. Depressor} - 0,0000870833 * \text{Dos. Coletor} * \text{Dos. Depressor}$$

Na figura 5.6 são mostrados gráficos de Pareto dos experimentos do tipo fatorial 2^3 onde podem ser visualizados os efeitos das variáveis e de suas interações para a obtenção de sílica no concentrado. A linha vertical separa os efeitos significativos, à direita, dos não significativos, à esquerda, com 95% de confiança.

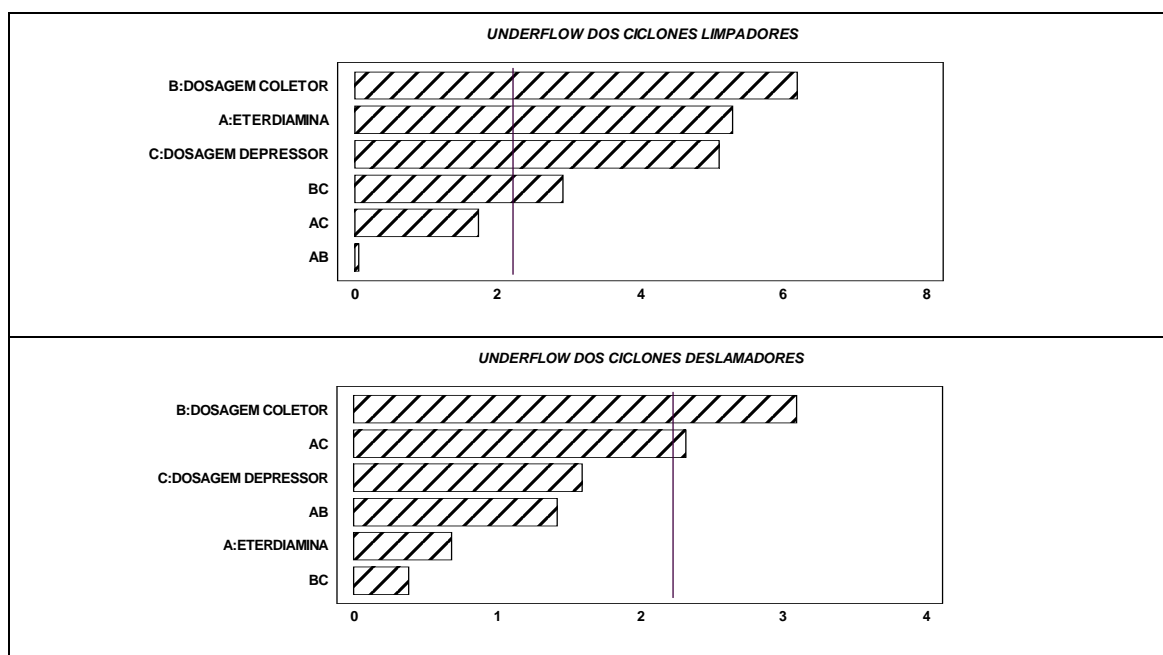


Figura 5.6 – Gráficos de Pareto para obtenção de teor de sílica no concentrado.

Analisando-se os gráficos da figura 5.6 verifica-se que a variável mais significativa para obtenção do teor de sílica no concentrado na flotação do *underflow* dos ciclones

limpadores foi a dosagem de coletor. As demais variáveis, em ordem decrescente de significância, foram a participação de eterdiamina, a dosagem de depressor e a interação da dosagem de coletor com a dosagem de depressor.

Na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores, a variável mais significativa para obtenção do teor de sílica no concentrado foi também a dosagem de coletor e, em seguida, a interação participação de eterdiamina e dosagem de depressor. Os outros dois fatores e as outras duas interações não mostraram influência significativa no teor de sílica do concentrado.

A figura 5.7 mostra os gráficos dos efeitos principais dos fatores para obtenção de sílica no concentrado.

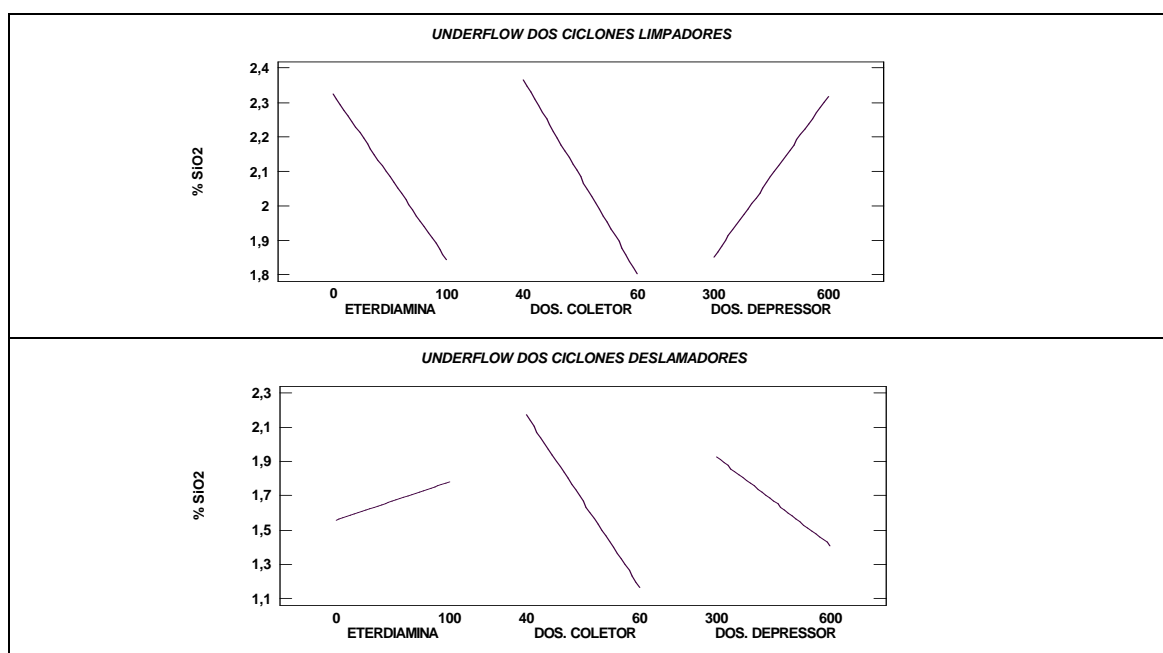


Figura 5.7 – Gráficos de efeitos principais para obtenção de teor de sílica no concentrado.

Observa-se que, na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores, um aumento na participação da eterdiamina e na dosagem de coletor ocasionam uma queda no teor de sílica no concentrado. Por outro lado, maiores dosagens de depressor levam a maiores teores de sílica no concentrado.

Na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores um aumento na participação da eterdiamina conduz a uma pequena elevação no teor de sílica no concentrado, considerada não significativa quando da análise do gráfico de Pareto. A elevação da dosagem de coletor contribui de maneira significativa para a redução do teor de sílica no concentrado. De forma menos acentuada, uma elevação na dosagem de depressor contribui também para a redução do teor de sílica no concentrado.

A figura 5.8 apresenta os gráficos das interações entre as variáveis para a obtenção do teor de sílica no concentrado.

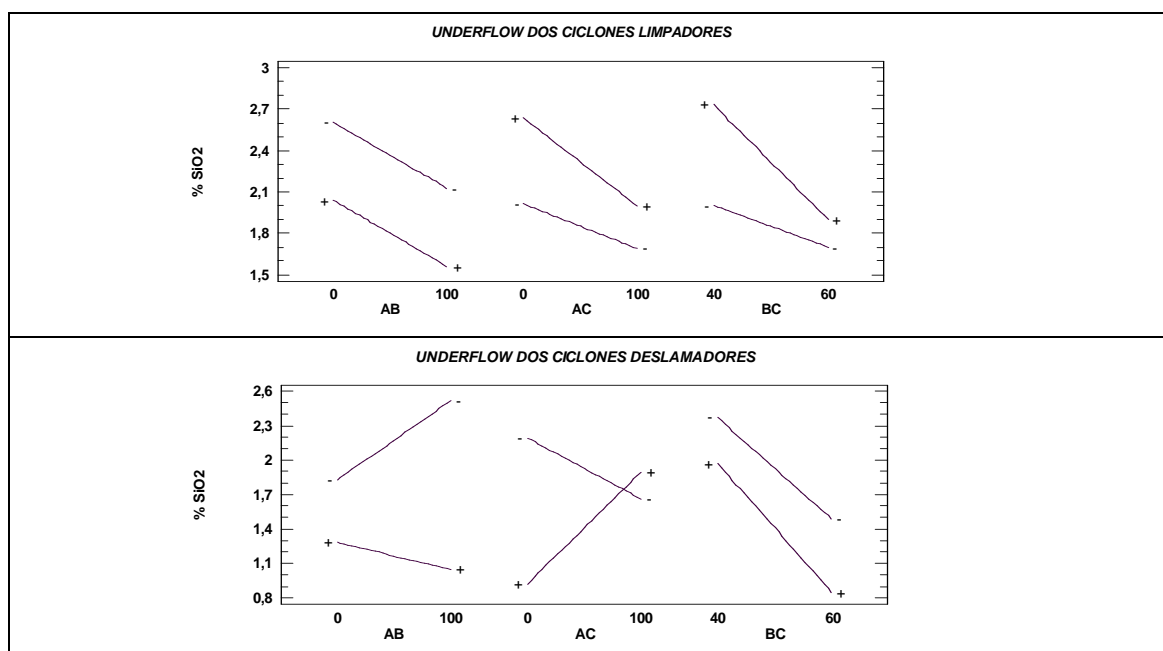


Figura 5.8 – Gráficos de interações para obtenção do teor de sílica no concentrado.

Na análise dos gráficos da figura 5.8 vê-se que, na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores, a interação AB, ou seja, a interação entre a participação de eterdiamina e a dosagem de coletor, é praticamente inexistente, pois são retas quase paralelas.

A interação AC, entre a participação de eterdiamina e a dosagem de depressor, é um pouco maior que a anterior, porém também sem significância para o teor de sílica no concentrado.

Já a interação BC, entre a dosagem de coletor e a dosagem de depressor, é significativa e acontece da seguinte forma: o efeito do aumento na dosagem de coletor é grande e reduz o teor de sílica quando o depressor está na dosagem maior (reta +_+). Quando o depressor está na dosagem menor (reta -_-), o aumento da dosagem de coletor ocasiona também uma redução no teor de sílica, porém o efeito é menos acentuado.

Na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores observa-se que a interação AB, ou seja, entre a participação de eterdiamina e a dosagem de coletor acontece de modo pouco significativo e da seguinte forma: o efeito do aumento da participação de eterdiamina quando o coletor está na dosagem maior (reta+_+) é uma redução no teor de sílica no concentrado. Quando o coletor está na dosagem menor (reta -_-), um aumento na participação da eterdiamina conduz à elevação do teor de sílica no concentrado.

A interação AC, entre a participação de eterdiamina e a dosagem de depressor, é a mais significativa e acontece da seguinte forma: o efeito do aumento da participação de eterdiamina quando a dosagem do depressor é maior (reta +_+) é um aumento no teor de sílica do concentrado. Por outro lado, quando a dosagem de depressor é menor (reta -_-) um aumento na participação de eterdiamina conduz a uma redução no teor de sílica no concentrado.

A interação BC, entre a dosagem de coletor e a dosagem de depressor, é a de menor significância para a variável resposta teor de sílica no concentrado na flotação desse produto.

A figura 5.9 mostra gráficos de Pareto dos experimentos do tipo fatorial onde podem ser visualizados os efeitos das variáveis e de suas interações para a recuperação metálica.

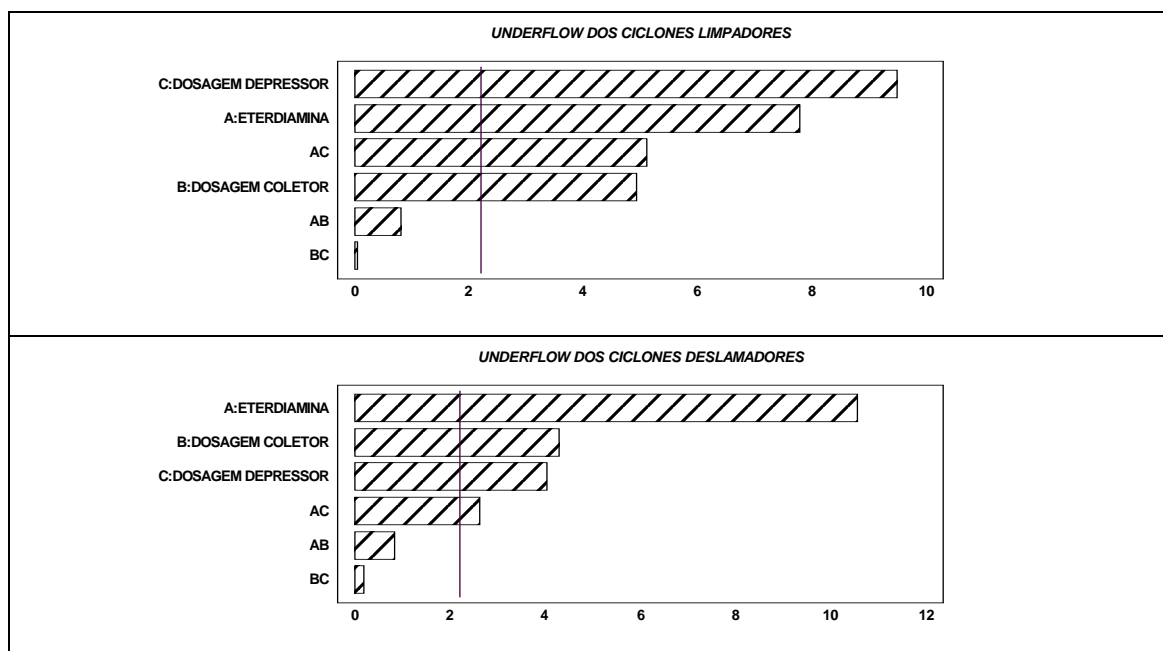


Figura 5.9 – Gráficos de Pareto para recuperação metálica.

Observa-se, na análise da figura 5.9, que o fator de maior significância para a variável de saída recuperação metálica, na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores, foi a dosagem de depressor. Os demais fatores, em ordem decrescente de significância, foram a participação de eterdiamina, a interação da participação de eterdiamina e da dosagem de depressor e a dosagem de coletor.

Na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores, a variável mais significativa para a variável resposta recuperação metálica foi a participação de eterdiamina e, em seguida, a dosagem de coletor, a dosagem de depressor e a interação da participação de eterdiamina com a dosagem de depressor.

Na flotação dos dois produtos as interações entre a participação de eterdiamina e a dosagem de coletor e entre a dosagem de coletor e a dosagem de depressor não mostraram significância para essa variável resposta.

A figura 5.10 mostra os gráficos dos efeitos principais dos fatores para recuperação metálica.

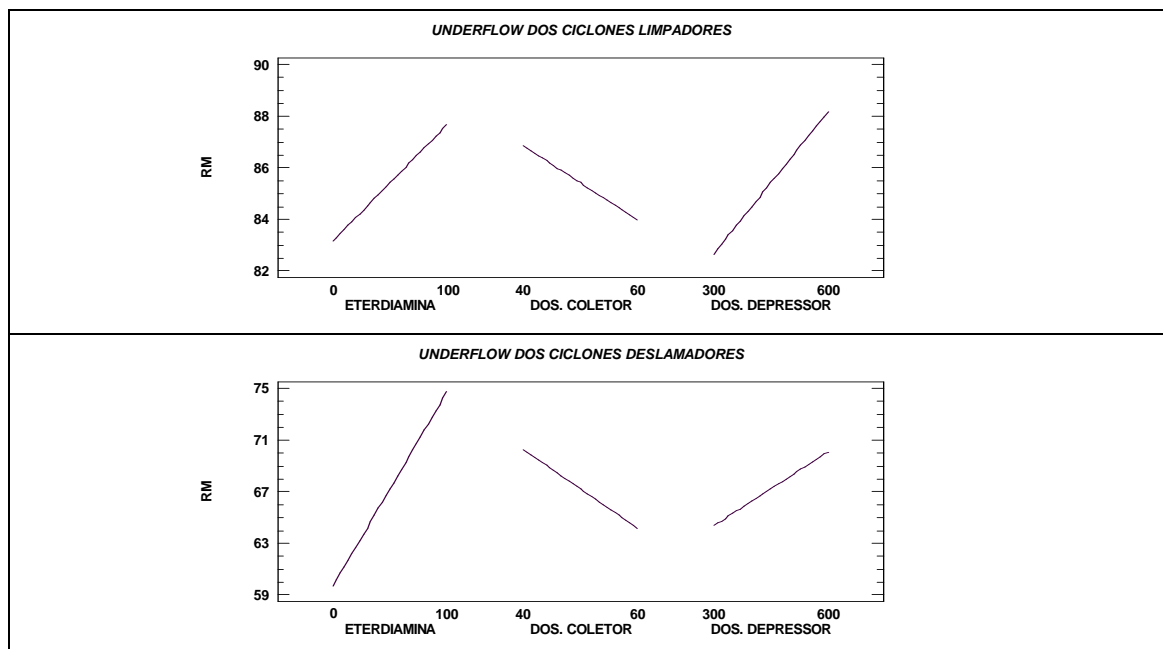


Figura 5.10 – Gráficos de efeitos principais para recuperação metálica.

A análise da figura 5.10 mostra que para a variável resposta recuperação metálica os efeitos dos fatores exibem comportamentos análogos para os dois produtos em estudo, embora com diferentes intensidades.

Observa-se, por essa análise, que um aumento na participação de eterdiamina e na dosagem de depressor conduz a uma elevação nos índices de recuperação metálica, tanto na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores quanto na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores. Um aumento na dosagem de coletor implica em uma queda na recuperação metálica, na flotação de ambos os produtos.

A figura 5.11 apresenta os gráficos das interações entre os fatores para a variável resposta recuperação metálica

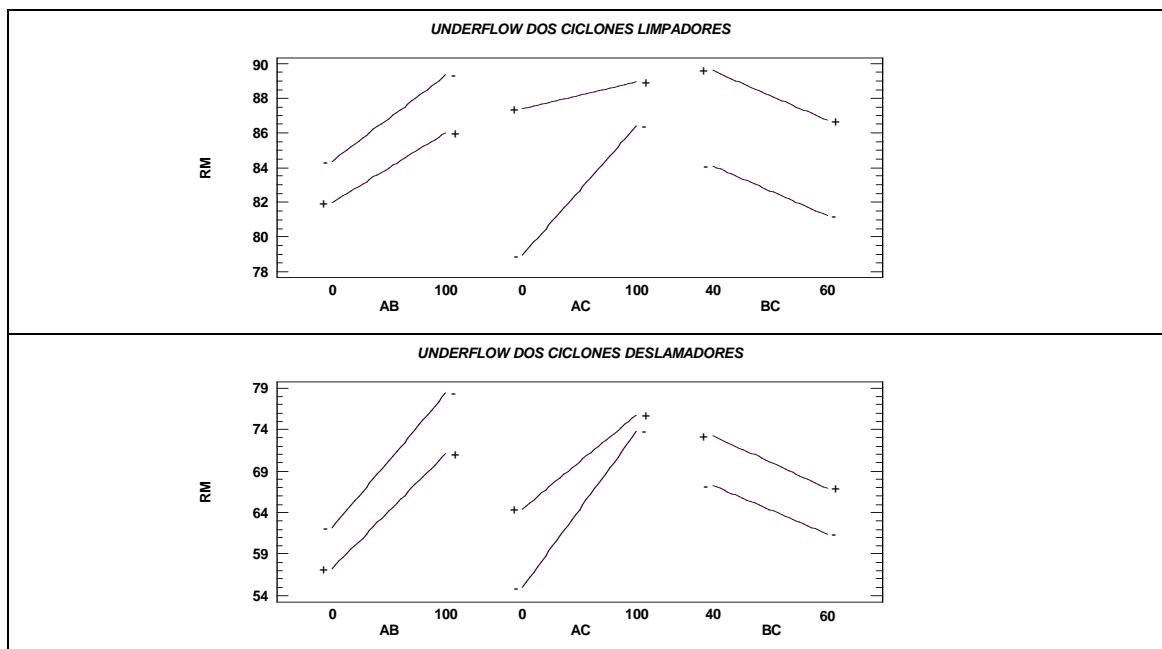


Figura 5.11 – Gráficos de interações para recuperação metálica.

A análise da figura 5.11 mostra que para a variável resposta recuperação metálica os efeitos das interações dos fatores mostram comportamentos análogos para os dois produtos em estudo, embora com diferentes intensidades.

Nessa análise, observa-se que a interação AC, ou seja, entre a participação de eterdiamina e a dosagem de depressor, é a de maior significância na flotação dos dois produtos e ocorre da seguinte forma: o efeito do aumento da participação de eterdiamina tanto na situação de maior (reta+_+) quanto na de menor (reta_-) dosagem de depressor conduz a uma elevação nos índices de recuperação metálica.

5.2.2 - Testes com reagentes alternativos.

Os resultados dos ensaios com reagentes alternativos são apresentados nos itens seguintes. A definição da participação de eterdiamina e das dosagens de coletor e depressor a serem utilizados nesses ensaios baseou-se na prática industrial e, prioritariamente, nos resultados dos testes efetuados com os reagentes de uso rotineiro no processo de flotação da usina de concentração.

Optou-se por aqueles que atendessem aos seguintes requisitos: teor máximo de sílica no concentrado de 2% com a maior recuperação metálica possível. Os fatores definidos são mostrados na tabela 5.16.

Tabela 5.16 – Variáveis de processo utilizadas nos ensaios com reagentes alternativos

Produto	Participação de Eterdiamina (%)	Dosagem coletor (g/t)	Dosagem depressor (g/t)
<i>Underflow</i> dos ciclones limpadores	100	40	300
<i>Underflow</i> dos ciclones deslamadores	100	50	600

5.2.2.1 – Eterdiaminas

Segundo a bibliografia estudada, o tamanho e a quantidade das cadeias graxas é uma variável muito importante nos resultados do processo de flotação. Considera-se que quanto maior for a cadeia hidrocarbônica, menor é a dosagem requerida dada a maior hidrofobização da superfície a ser flotada. Assim, foram testadas três eterdiaminas com diferentes tamanhos de cadeia, buscando observar, ainda que superficialmente, o comportamento dos produtos em estudo em relação a essa variável.

Os resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores com eterdiaminas com diferentes comprimentos da cadeia hidrocarbônica são mostrados na tabela 5.17.

Tabela 5.17 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores utilizando eterdiaminas com diferentes tamanhos das cadeias hidrocarbônicas

Tipo de coletor	Dosagem		SiO ₂ Conc. (%)	RM (%)
	Amido (g/t)	Coletor (g/t)		
F 2835-2	300	40	1,94	87,97
			1,98	88,60
F LDD-2	300	40	2,21	91,68
			2,40	91,72
F 3135	300	40	2,40	88,03
			2,28	86,37
EDA-3	300	40	2,35	83,12
			2,37	82,76
50% F2835-2 + 50% EDA-3	300	40	1,90	83,07
			1,93	84,11
50% F LDD-2 + 50% EDA-3	300	40	1,57	83,47
			1,57	82,16
50% F 3135 + 50% EDA-3	300	40	2,35	85,05
			2,20	84,70

Na análise da tabela 5.17, observa-se que, quando da adição somente de eterdiamina na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores, o produto de maior comprimento da cadeia hidrocarbônica (F 2835-2), na dosagem utilizada, resulta num concentrado com o menor teor de sílica no concentrado. Na utilização do produto com comprimento intermediário da cadeia hidrocarbônica (F LDD-2) observa-se elevação no teor de sílica no concentrado e da recuperação metálica. Contrariamente, utilizando-se a eterdiamina com o menor comprimento da cadeia hidrocarbônica (F 3135) tem-se elevação no teor de sílica do concentrado e queda na recuperação metálica.

Também na análise da tabela 5.17, observa-se, na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores com a utilização da mistura das diferentes eterdiaminas com a etermonoamina EDA-3 na proporção 1:1, que:

- A mistura da eterdiamina de maior comprimento das cadeias hidrocarbônicas (F 2835-2) ocasiona uma pequena redução no teor de sílica e uma redução expressiva na recuperação metálica, comparativamente com a utilização somente desta eterdiamina. Essa mesma mistura, comparada com a utilização da etermonoamina EDA-3, conduz a redução no teor de sílica no concentrado e a elevação na recuperação metálica.
- A mistura da eterdiamina de comprimento intermediário de cadeias hidrocarbônicas (F LDD-2) levou a uma maior redução no teor de sílica no concentrado e também a redução na recuperação metálica, quando comparada com a utilização somente desta eterdiamina. Na comparação dessa mistura com a utilização individual da etermonoamina EDA-3, houve uma redução no teor de sílica do concentrado e a recuperação metálica permaneceu praticamente inalterada.
- A mistura da eterdiamina de menor comprimento da cadeia hidrocarbônica (F 3135) ocasionou uma pequena redução no teor de sílica no concentrado e também na recuperação metálica, quando comparada com a utilização somente dessa eterdiamina. Na comparação da mistura com a utilização individual da etermonoamina EDA-3, o teor de sílica no concentrado permaneceu praticamente inalterado e houve elevação na recuperação metálica.

Os resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores com eterdiaminas com diferentes comprimentos da cadeia hidrocarbônica são mostrados na tabela 5.18.

Analisando-se essa tabela, observa-se que, quando da utilização somente da eterdiamina na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores, o produto de maior comprimento da cadeia hidrocarbônica (F 2835-2), na dosagem utilizada, conduz a um concentrado com baixo teor de sílica. Na utilização do produto com comprimento intermediário da cadeia hidrocarbônica (F LDD-2) observa-se a elevação no teor de sílica, porém há também elevação na recuperação metálica. Por outro lado, a utilização da eterdiamina com o

menor comprimento da cadeia hidrocarbônica (F 3135) ocasiona redução no teor de sílica no concentrado e queda na recuperação metálica.

Tabela 5.18 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores utilizando eterdiaminas com diferentes tamanhos da cadeia hidrocarbônica

Tipo de coletor	Dosagem		SiO ₂ Conc. (%)	RM (%)
	Amido (g/t)	Coletor (g/t)		
F 2835-2	600	50	1,04	75,98
			0,99	77,21
F LDD-2	600	50	2,53	83,66
			2,97	84,05
F 3135	600	50	0,71	72,31
			0,79	70,78
EDA-3	600	50	1,12	66,86
			1,01	64,71
50% F2835-2 + 50% EDA-3	600	50	0,80	69,23
			0,71	69,08
50% F LDD-2 + 50% EDA-3	600	50	0,81	68,88
			0,92	71,34
50% F 3135 + 50% EDA-3	600	50	0,91	68,10
			0,86	68,59

Na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores com a utilização da mistura das diferentes eterdiaminas com a etermonoamina EDA-3, na proporção 1:1, observa-se, também pela análise da tabela 5.18, que:

- A mistura da eterdiamina de maior comprimento das cadeias hidrocarbônicas (F 2835-2) ocasiona pequena redução no teor de sílica e redução expressiva na recuperação metálica, comparativamente com a utilização somente desta eterdiamina. Essa mesma mistura, comparada com a utilização da

etermonoamina EDA-3, conduz a redução no teor de sílica no concentrado e a elevação na recuperação metálica.

- A mistura da eterdiamina de comprimento intermediário de cadeias hidrocarbônicas (F LDD-2) levou a expressiva redução no teor de sílica no concentrado e também na recuperação metálica, quando comparada com a utilização somente desta eterdiamina. Na comparação dessa mistura com a utilização individual da etermonoamina EDA-3, houve redução no teor de sílica do concentrado e elevação na recuperação metálica.
- A mistura da eterdiamina de menor comprimento de cadeias hidrocarbônicas (F 3135) ocasionou uma pequena elevação no teor de sílica no concentrado e também uma pequena redução na recuperação metálica, quando comparada com a utilização somente dessa eterdiamina. Na comparação da mistura com a utilização individual da etermonoamina EDA-3, houve uma redução no teor de sílica no concentrado e uma elevação na recuperação metálica.

5.2.2.2 – Carboximetilcelulose (CMC)

Segundo de ARAUJO et al (2004), a carboximetilcelulose apresenta grande potencial como depressor alternativo aos amidos de milho e mandioca, de ampla utilização na flotação de minérios de ferro. Assim, no intuito de pesquisar o comportamento dos produtos em estudo, foram executados ensaios de flotação com a utilização da CMC adicionalmente à do amido de milho e também individualmente. Os resultados são mostrados nas figuras 5.12 e 5.13.

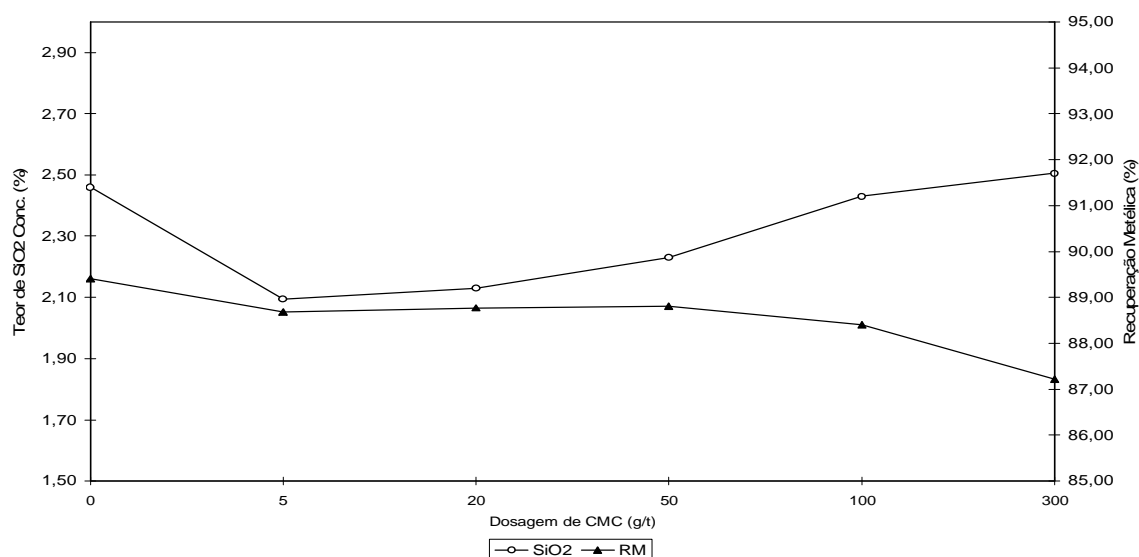


Figura 5.12 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores utilizando carboximetilcelulose

Analisando-se essa figura, observa-se que, quando da utilização da carboximetilcelulose em pequenas dosagens na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores, o teor de sílica no concentrado e a recuperação metálica têm uma pequena redução. Na utilização somente da carboximetilcelulose o teor de sílica no concentrado permanece inalterado e há uma queda na recuperação metálica.

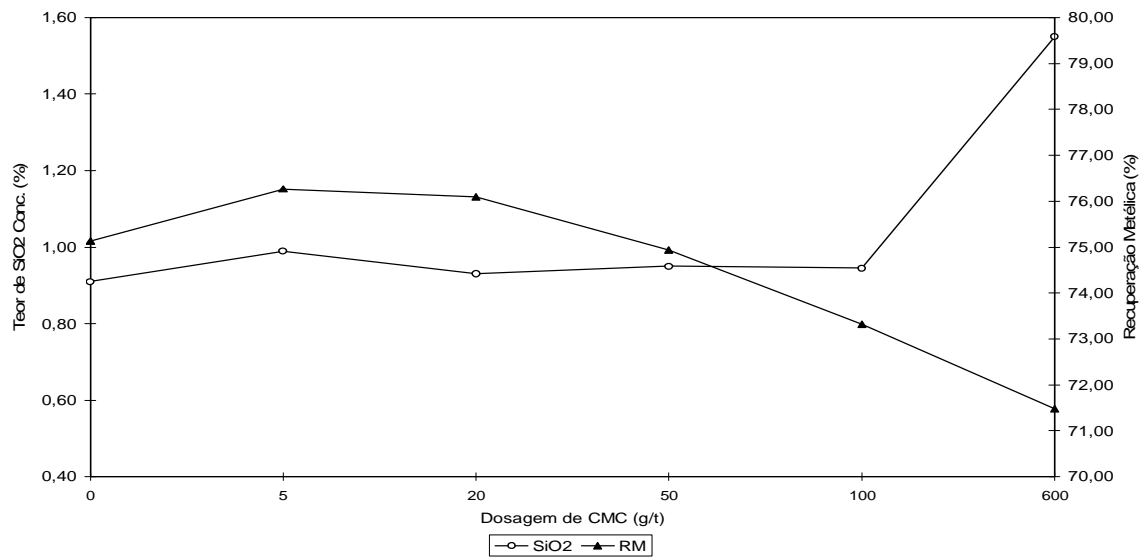


Figura 5.13 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores utilizando carboximetilcelulose

Observa-se na figura 5.13 que, na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores, a utilização da carboximetilcelulose em pequenas dosagens ocasiona uma pequena elevação na recuperação metálica, com o teor de sílica permanecendo praticamente inalterado. À medida que a dosagem vai aumentando, a recuperação metálica vai gradualmente sendo reduzida, sendo maior essa redução quando é utilizada somente a carboximetilcelulose, quando ocorre, também, uma elevação no teor de sílica no concentrado.

5.2.2.3 – Lignossulfonato

Segundo GARGULAK E LEBO (2002) apud TURRER (2005) lignossulfonatos foram e vêm sendo implementados com sucesso em muitas instalações de flotação como depressores de vários minerais de ganga nos EUA. Objetivando investigar a possibilidade desse reagente atuar também como depressor de minerais portadores de ferro, foram executados ensaios de flotação com a utilização de lignossulfonato adicionalmente à do amido de milho. Os resultados são mostrados nas figuras 5.14 e 5.15.

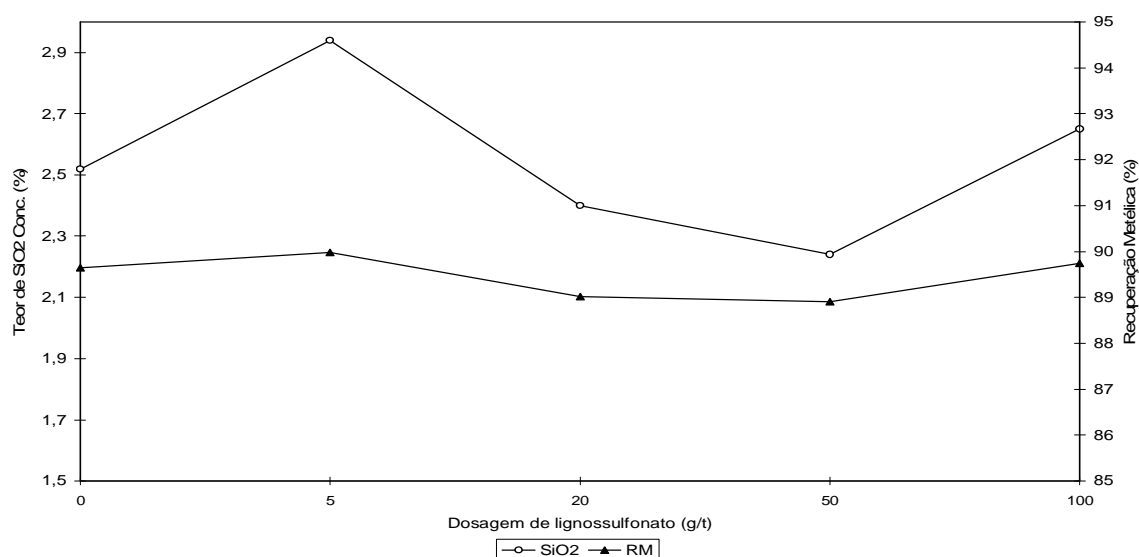


Figura 5.14 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores utilizando lignossulfonato

Pela análise da figura 5.14 observa-se que na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores não se detectam modificações de comportamento que conduzam a possíveis otimizações com a utilização do lignossulfonato.

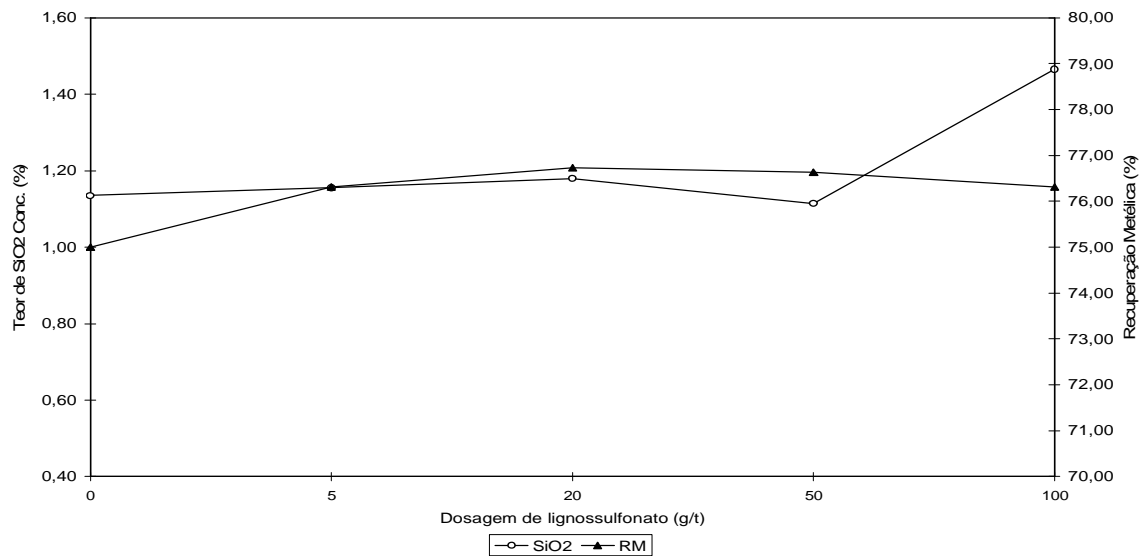


Figura 5.15 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores utilizando lignossulfonato

Observa-se na figura 5.15 que pequenas dosagens de lignossulfonato na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores ocasionam um incremento na recuperação metálica sem afetar a obtenção do teor de sílica no concentrado. Maiores dosagens, aparentemente, causam elevação do teor de sílica no concentrado sem acréscimos adicionais nos índices de recuperação metálica.

5.2.2.4 – Poliacrilamida

TURRER (2004) concluiu que a flotação catiônica reversa de minério de ferro na presença de poliacrilamida não-iônica de alto peso molecular era uma alternativa bastante promissora para obtenção de maiores índices de recuperação metálica. Assim, foram executados ensaios de flotação com esse reagente para aferição do comportamento dos produtos em estudo. Os resultados são mostrados nas figuras 5.16 e 5.17.

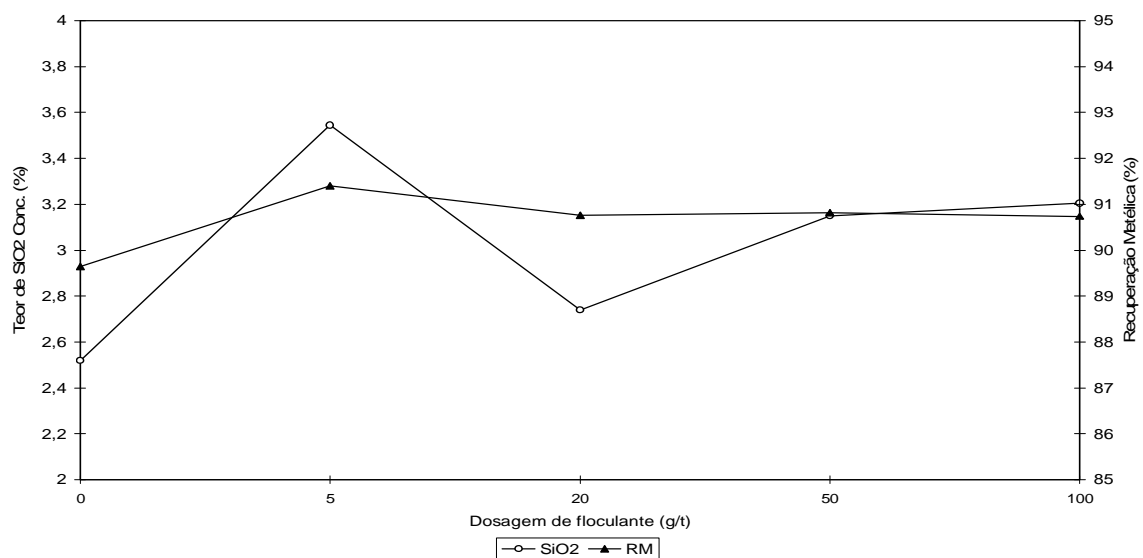


Figura 5.16 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores utilizando poliacrilamida não-iônica

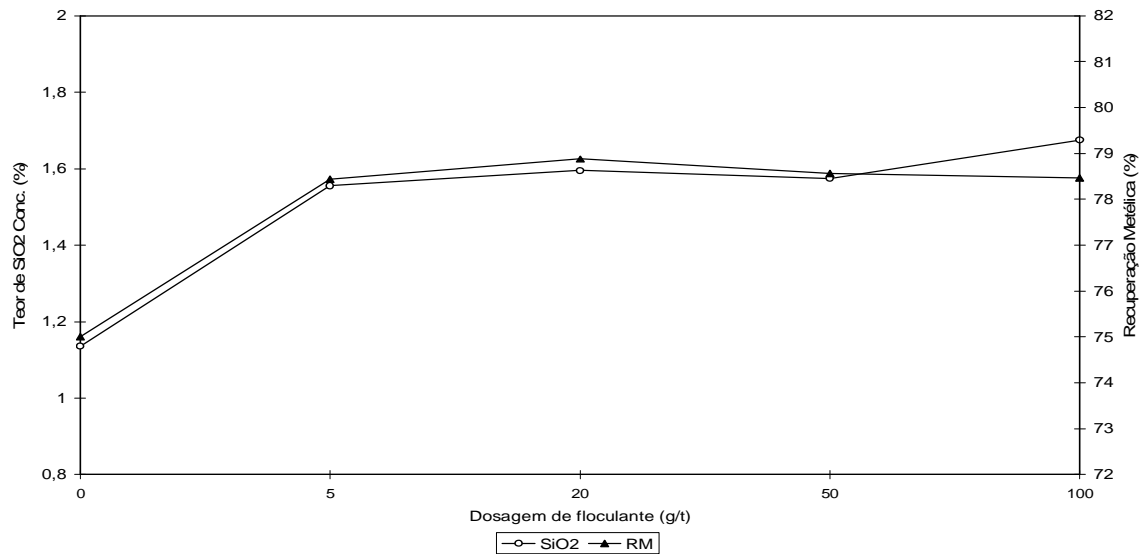


Figura 5.17 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores utilizando poliacrilamida não-iônica

Os resultados mostram que, nas condições praticadas nos ensaios, a adição de poliacrilamida causou um aumento nos índices de recuperação metálica. Esse impacto foi mais forte na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores. Por outro lado, houve também um efeito negativo, que foi a elevação dos teores de sílica nos concentrados.

5.2.2.5 – Espumantes

Os resultados dos estudos de sistemas de reagentes surfatantes na flotação catiônica reversa de minérios de ferro, conduzidos por SILVA (2004), mostraram evidências de interações da etermonoamina e dos espumantes testados, tanto interações sinérgicas como efeitos negativos. Face ao exposto, optou-se pela realização de ensaios de flotação com a substituição parcial da eterdiamina, nos níveis de 10 e 30%, por diferentes espumantes, para verificação de possíveis interações sinérgicas para a flotação dos produtos em estudo. Os resultados desses ensaios são mostrados nas tabelas 5.19 a 5.22.

Tabela 5.19 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores utilizando eterdiamina e espumantes da Clariant.

Espumante	Dosagem			SiO ₂ Conc. (%)	RM (%)
	Amido (g/t)	Coletor (g/t)	Esp. (g/t)		
-	300	40	-	2,21	88,85
				1,96	88,10
Clariant 701	300	36	4	1,99	88,06
				2,12	88,18
	300	28	12	2,17	88,19
				1,94	88,29
Clariant 702	300	36	4	1,97	88,82
				2,05	89,47
	300	28	12	2,30	88,82
				2,62	90,38
Clariant 703	300	36	4	2,37	89,84
				2,32	88,88
	300	28	12	2,84	89,47
				3,31	91,82
Clariant 704	300	36	4	2,50	88,67
				2,45	89,38
	300	28	12	2,71	89,63
				3,70	91,79
Flotanol D 14	300	36	4	2,13	89,11
				2,37	89,84
	300	28	12	2,30	89,65
				2,48	90,61

Na análise da tabela 5.19, observa-se que, na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores com a utilização de eterdiamina substituída nos níveis de 10 e 30% pelo espumante Clariant 701, não houve alterações substanciais nos teores de sílica no concentrado e nem na recuperação metálica.

A utilização de eterdiamina com um percentual de substituição de 10% pelo espumante Clariant 702 também não ocasionou alterações substanciais nos teores de sílica no concentrado e nem na recuperação metálica.

A utilização de eterdiamina com um percentual de substituição de 30% pelo espumante Clariant 702 e dos demais produtos testados nos níveis de 10 e 30% ocasionou uma pequena elevação nos teores de sílica no concentrado e também um pequeno acréscimo na recuperação metálica.

Tabela 5.20 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores utilizando eterdiamina e espumantes da Cytec

Espumante	Dosagem			SiO ₂ Conc. (%)	RM (%)
	Amido (g/t)	Coletor (g/t)	Esp. (g/t)		
-	300	40	-	2,37	89,22
				2,64	90,58
Oreprep F-535-CN	300	36	4	2,49	89,87
				2,43	89,30
	300	28	12	2,83	89,83
				2,47	87,23
Aerofroth 76A	300	36	4	2,39	87,89
				2,49	89,41
	300	28	12	3,30	90,79
				2,85	89,97
Oreprep X-133	300	36	4	2,81	90,04
				2,81	90,19
	300	28	12	3,10	90,59
				2,72	91,80
Oreprep OTX-140	300	36	4	2,23	87,89
				2,24	87,99
	300	28	12	2,57	89,03
				2,54	88,76

Na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores com a utilização de eterdiamina substituída por 10% e 30% de espumante da Cytec, observou-se o seguinte:

- Oreprep F-535-CN - para uma substituição de 10%, não ocasionou alterações substanciais nos teores de sílica no concentrado e nem na recuperação metálica. Já para uma substituição de 30%, o teor de sílica permaneceu inalterado ocorrendo, porém, uma pequena queda na recuperação metálica.
- Aerofroth 76A - para uma substituição de 10%, não ocasionou mudanças substanciais na sílica do concentrado, apresentando, porém, pequena queda na recuperação metálica. Para uma substituição de 30%, ocasionou elevação no teor de sílica no concentrado, não apresentando mudanças substanciais em recuperação metálica.
- Oreprep X-133 - em ambos os níveis de substituição, ocorreu elevação no teor de sílica no concentrado e um pequeno acréscimo em recuperação.
- Oreprep OTX-140 - em ambos os níveis de substituição o teor de sílica no concentrado permaneceu praticamente inalterado, ocorrendo, porém, queda na recuperação metálica.

Tabela 5.21 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores utilizando eterdiamina e espumantes da Clariant

Espumante	Dosagem			SiO ₂ Conc. (%)	RM (%)
	Amido (g/t)	Coletor (g/t)	Esp. (g/t)		
-	600	50	-	1,02	75,93
				0,93	74,99
Clariant 701	600	45	5	1,93	74,87
				1,33	74,59
	600	35	15	1,10	70,79
				0,93	67,55
Clariant 702	600	45	5	1,64	76,39
				2,25	79,98
	600	35	15	1,57	73,14
				2,42	77,24
Clariant 703	600	45	5	1,54	76,87
				1,29	78,11
	600	35	15	3,90	79,36
				3,42	79,91
Clariant 704	600	45	5	1,22	75,20
				1,23	75,29
	600	35	15	2,54	77,47
				1,82	74,13
Flotanol D 14	600	45	5	1,41	76,56
				1,52	75,40
	600	35	15	1,19	73,00
				1,67	73,87

Na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores com a utilização de eterdiamina substituída por 10% e 30% de espumante da Clariant, observou-se o seguinte:

- Clariant 701 - para uma substituição de 10%, ocasionou elevação no teor de sílica do concentrado sem alteração na recuperação metálica. Para uma substituição de 30%, não ocasionou alteração no teor de sílica no concentrado, ocorrendo, porém, queda na recuperação metálica.
- Clariant 702 - em ambos os níveis de substituição, ocorreu elevação no teor de sílica no concentrado. Para uma substituição de 10% houve uma elevação na recuperação metálica, fato esse que não ocorreu na substituição de 30%.

- Clariant 703 - em ambos os níveis de substituição, ocorreu elevação no teor de sílica no concentrado e na recuperação metálica, sendo que na substituição de 30% essa elevação foi mais acentuada.
- Clariant 704 e Flotanol D14 - em ambos os níveis de substituição, ocorreu elevação no teor de sílica no concentrado, com a recuperação metálica permanecendo praticamente inalterada.

Tabela 5.22 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores utilizando eterdiamina e espumantes da Cytec

Espumante	Dosagem			SiO ₂ Conc. (%)	RM (%)
	Amido (g/t)	Coletor (g/t)	Esp. (g/t)		
-	600	50	-	0,91	75,68
				1,05	75,42
Oreprep F-535-CN	600	45	5	0,99	75,79
				0,93	75,39
	600	35	15	1,06	74,20
				0,98	74,47
Aerofroth 76A	600	45	5	0,81	73,79
				0,77	73,82
	600	35	15	0,87	72,26
				1,08	72,33
Oreprep X-133	600	45	5	0,93	73,06
				0,96	73,25
	600	35	15	1,10	70,77
				0,92	70,66
Oreprep OTX-140	600	45	5	0,88	72,81
				0,88	73,17
	600	35	15	0,83	69,29
				0,90	69,59

Na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores com a utilização de eterdiamina substituída por 10% e 30% de espumante da Cytec, observou-se o seguinte:

- Oreprep F-535-CN - para uma substituição de 10%, não ocasionou alterações substanciais nos teores de sílica no concentrado e nem na recuperação metálica. Já para uma substituição de 30%, o teor de sílica permaneceu inalterado ocorrendo, porém, uma pequena queda na recuperação metálica.

- Aerofroth 76A – para uma substituição de 10%, ocasionou uma pequena redução no teor de sílica do concentrado, apresentando, porém, queda na recuperação metálica. Para uma substituição de 30%, não ocasionou alteração no teor de sílica no concentrado, apresentando, porém, queda na recuperação metálica.
- Oreprep X-133 - em ambos os níveis de substituição não ocorreu alteração no teor de sílica no concentrado. Ocorreu, porém, uma queda na recuperação metálica, mais acentuada na substituição de 30%.
- Oreprep OTX-140 - em ambos os níveis de substituição o teor de sílica no concentrado sofreu uma pequena queda, ocorrendo, porém, queda na recuperação metálica, mais acentuada na substituição de 30%.

5.2.3 - Testes de condicionamento

Os resultados dos ensaios de flotação com diferentes tempos de condicionamento do depressor são apresentados nos gráficos 5.18 e 5.19.

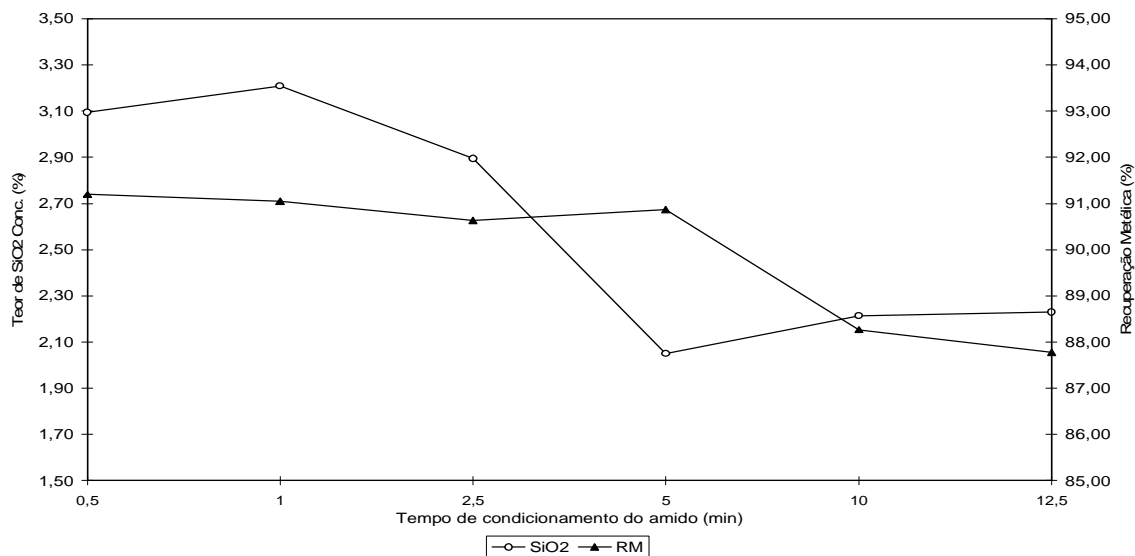


Figura 5.18 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores com diferentes tempos de condicionamento do amido

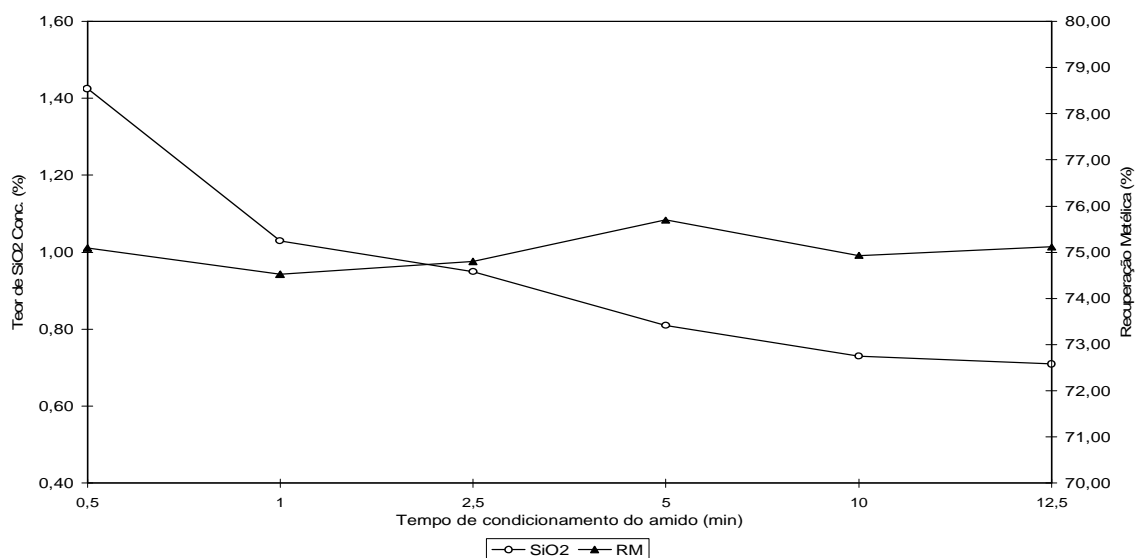


Figura 5.19 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores com diferentes tempos de condicionamento do amido

A análise das figuras 5.18 e 5.19 mostra que, na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores, maiores tempos de condicionamento do depressor conduzem à queda na recuperação metálica, sem afetar a qualidade do concentrado produzido. Baixos tempos de condicionamento, também nesse caso, afetam a qualidade do concentrado.

Por outro lado, na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores, maiores tempos de condicionamento do depressor, aparentemente, ocasionam queda no teor de sílica no concentrado, com a recuperação metálica permanecendo inalterada.

5.2.4 - Testes de flotação em coluna piloto

Assim como para os testes anteriores, a definição da participação de eterdiamina e das dosagens de coletor e depressor a serem utilizados nesses ensaios baseou-se na prática industrial e, prioritariamente, nos resultados dos testes efetuados com os reagentes de uso rotineiro no processo de flotação da usina de concentração.

Executou-se um teste em coluna piloto com cada produto e foram realizadas três amostragens em cada teste, cujos resultados estão nas tabelas 5.23 e 5.24.

Tabela 5.23 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones limpadores

Amostra	Dosagem (g/t)		Concentrado (%)		Rejeito (%)	Recuperação(%)	
	Amido	Coletor	SiO ₂	Fe	Fe	Peso	Metálica
1	300	40	1,76	66,63	9,76	69,77	94,03
2			1,57	67,21	11,05	68,36	92,93
3			1,16	67,55	10,13	68,46	93,54

Tabela 5.24 – Resultados dos ensaios de flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores

Amostra	Dosagem (g/t)		Concentrado (%)		Rejeito (%)	Recuperação(%)	
	Amido	Coletor	SiO ₂	Fe	Fe	Peso	Metálica
1	600	50	1,05	67,68	6,28	54,05	92,69
2			0,97	67,55	4,75	55,27	94,69
3			1,09	67,75	3,87	55,71	95,66

Nos ensaios executados em célula mecânica de laboratório para avaliação de eterdiaminas com diferentes comprimentos da cadeia hidrocarbônica (item 5.2.2.1), de carboximetilcelulose (item 5.2.2.2), de lignossulfonato (item 5.2.2.3), de poliacrilamida (item 5.2.2.4) e de espumantes (5.2.2.5), foram feitos “testes em branco”, sendo as condições desses testes aquelas determinadas como as melhores na avaliação dos reagentes rotineiramente utilizados na usina de concentração. Nesses testes o tipo de coletor (eterdiamina), o pH de flotação, a dosagem de coletor e de depressor foram as

mesmas utilizadas nos testes de flotação em coluna piloto, para cada um dos produtos em estudo. Nas tabelas 5.25 e 5.26 estão os resultados desses testes “em branco”.

Tabela 5.25 – Resultados dos “testes em branco” do *underflow* dos ciclones limpadores

Item do ensaio	Dosagem (g/t)		Concentrado (%)		Rejeito (%)	Recuperação(%)	
	Amido	Coletor	SiO ₂	Fe	Fe	Peso	Metálica
5.2.2.1	300	40	1,94	66,98	17,16	65,20	87,97
			1,98	66,86	16,40	65,59	88,60
5.2.2.2	300	40	2,27	67,22	16,16	66,67	90,65
			2,65	66,83	15,35	66,28	89,59
5.2.2.3 e 5.2.2.4	300	40	2,72	67,10	15,37	66,83	89,79
			2,32	67,28	15,85	66,74	89,49
5.2.2.5	300	40	2,21	66,90	16,31	66,03	88,85
			1,96	66,55	16,98	65,38	88,10
			2,37	67,24	16,09	66,45	89,22
			2,64	66,97	14,49	67,55	90,58

Tabela 5.26 – Resultados dos “testes em branco” do *underflow* dos ciclones deslamadores

Item do ensaio	Dosagem (g/t)		Concentrado (%)		Rejeito (%)	Recuperação(%)	
	Amido	Coletor	SiO ₂	Fe	Fe	Peso	Metálica
5.2.2.1	600	50	1,04	67,50	17,60	45,20	75,98
			0,99	67,52	17,02	46,06	77,21
5.2.2.2			0,92	67,87	18,00	45,02	75,53
			0,90	67,62	18,62	44,39	74,53
5.2.2.3 e 5.2.2.4			1,11	67,32	18,46	44,61	74,60
			1,16	67,44	17,86	44,82	75,41
5.2.2.5			1,02	67,09	17,79	45,55	75,93
			0,93	67,52	18,15	44,62	74,99
			0,91	67,64	17,78	44,99	75,68
			1,05	67,40	17,71	44,64	75,42

A comparação dos resultados obtidos nos ensaios de flotação em coluna piloto com aqueles obtidos em célula mecânica de laboratório evidenciam uma melhor recuperação

metálica na flotação de ambos os produtos em estudo, sem efeitos adversos na qualidade do concentrado, com a utilização da coluna piloto.

O aumento de recuperação é mais expressivo na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores, em que nos ensaios em célula mecânica de laboratório obteve-se uma recuperação metálica média de 75,52% e nos ensaios em coluna piloto de 94,32%, com um aumento, em termos absolutos, de 18,60%. No caso do *underflow* dos ciclones limpadores, a recuperação metálica média nos ensaios em célula mecânica de laboratório foi de 89,28% e nos ensaios em coluna piloto de 93,50%, com um aumento, também em termos absolutos, de 4,28%.

Na tabela 5.27 está apresentada uma simulação da recuperação metálica global, considerando os resultados médios da flotação isolada dos dois produtos em célula mecânica de laboratório e a flotação do *underflow* dos ciclones limpadores nesse equipamento e a do *underflow* dos ciclones deslamadores em coluna piloto.

Tabela 6.1 – Simulação da recuperação metálica global

Composição da amostra	Recuperação Metálica (%)	Diferença absoluta (%)
UF desl. 100% (CM)	75,52	-
UF desl. 100% (CP)	94,32	+ 18,60
UF limp. 100% (CM)	89,28	-
Limp. 85% (CM) + Desl. 15% (CM)	87,58	-
Limp. 85% (CM) + Desl. 15% (CP)	89,90	+ 2,38
Limp. 80% (CM) + Desl. 20% (CM)	86,99	-
Limp. 80% (CM) + Desl. 20% (CP)	90,11	+ 3,12
Limp. 75% (CM) + Desl. 25% (CM)	86,38	-
Limp. 75% (CM) + Desl. 25% (CP)	90,33	+ 3,95
Limp. 70% (CM) + Desl. 30% (CM)	85,77	-
Limp. 70% (CM) + Desl. 30% (CP)	90,56	+ 4,79

Nessa tabela, os valores de participação do *underflow* dos ciclones deslamadores estão sendo considerados como 15, 20, 25 e 30%, faixa que cobre a variação de desempenho da etapa de deslamagem da usina de concentração. Observa-se, em todas as composições, um incremento na recuperação metálica global com a utilização de um circuito misto de flotação, ou seja, a flotação do *underflow* dos ciclones limpadores em célula mecânica de laboratório e a flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores em coluna piloto.

CAPÍTULO 6 – CONCLUSÕES

1. Nos resultados obtidos nos ensaios de flotação dos experimentos do tipo fatorial observa-se que a ordem de influência dos fatores estudados (participação de eterdiamina, dosagem de coletor e dosagem de depressor) e de suas interações altera-se significativamente para cada um dos produtos em estudo. Essa observação permite concluir que o comportamento do *underflow* dos ciclones limpadores e do *underflow* dos ciclones deslamadores, em relação aos reagentes comumente utilizados na usina de concentração da Samarco Mineração S/A, é bastante distinto.
2. Na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores e deslamadores utilizando eterdiaminas com diferentes tamanhos da cadeia hidrocarbônica, a eterdiamina de maior comprimento da cadeia hidrocarbônica (F 2835-2) mostrou-se a mais promissora para obtenção de concentrados de qualidade com a manutenção de bons índices de recuperação metálica.
O desempenho da diamina de tamanho intermediário de cadeia (F LDD-2), que ocasionou elevação do teor de sílica no concentrado e também na recuperação metálica na flotação dos dois produtos em estudo, sendo essa elevação mais acentuada para o *underflow* dos ciclones deslamadores, suscita a necessidade de estudos posteriores.
3. A flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores conduzida com baixas dosagens da carboximetilcelulose testada, adicionalmente ao amido, pode ocasionar uma pequena elevação na recuperação metálica, sem prejuízo na qualidade do concentrado produzido.
4. O lignossulfonato testado foi inócuo no desempenho da flotação do *underflow* dos ciclones limpadores. Na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores, utilizado em pequenas dosagens, sinalizou a possibilidade de um incremento na recuperação metálica sem afetar a qualidade do concentrado.
5. A utilização de poliacrilamida não-iônica de alto peso molecular impactou positivamente a recuperação metálica na flotação dos dois produtos, sendo mais

forte esse efeito na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores. Em compensação, houve um efeito negativo, que foi a elevação do teor de sílica no concentrado.

6. A flotação dos produtos com a substituição parcial da eterdiamina por espumantes dos fabricantes Clariant e Cytec conduziram a resultados diversificados. Nos itens seguintes são comentados aqueles mais expressivos:
 - Na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores a substituição da eterdiamina F 2835-2, nos níveis de 10 e 30% pelo *espumante* Clariant 701 e no nível de 10% pelo espumante Clariant 702 e Oreprep F-535-CN, não ocasionou alterações substanciais nem na qualidade dos concentrados e nem na recuperação metálica e sua aplicação industrial demandaria, inicialmente, estudos econômicos;
 - Na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores a substituição de 10% da eterdiamina F 2835-2 pelo espumante Oreprep F-535-CN não ocasionou alterações na qualidade do concentrado e nem na recuperação metálica e mostra-se passível de uma avaliação econômica. A substituição da eterdiamina, no mesmo nível, pelo espumante Aerofroth 76A, ocasionou redução no teor de sílica no concentrado e uma pequena redução na recuperação metálica e, nesse caso, recomenda-se novos estudos para avaliação de dosagem e da relação custo/benefício.
7. Os resultados obtidos com diferentes tempos de condicionamento na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores mostram evidências claras de serem benéficos maiores tempos de residência nessa etapa do processo. Ocorre uma queda no teor de sílica no concentrado, que pode possibilitar a redução na dosagem do coletor, com possíveis reflexos positivos na recuperação metálica. Na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores, a importância do tempo de condicionamento parece residir no estabelecimento de um tempo ótimo, a partir do qual não ocorrem alterações na qualidade do concentrado e há um decréscimo na recuperação metálica. Menores tempos de condicionamento, também na flotação desse produto, afetam a qualidade do concentrado.

8. Tanto na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores quanto na flotação do *underflow* dos ciclones deslamadores, a utilização da coluna piloto possibilitou a obtenção de melhores índices de recuperação metálica, comparativamente com a utilização da célula mecânica de laboratório, sem prejuízos na qualidade do concentrado.

A prática industrial mostra que a flotação de minérios com granulometrias mais finas apresenta maiores possibilidades de sucesso em colunas de flotação. Portanto, a aplicação industrial da flotação em coluna do *underflow* dos ciclones deslamadores é a mais promissora e ocasionaria, muito provavelmente, elevação na recuperação metálica global.

Entretanto, não se deve descartar a possibilidade de utilização de colunas na flotação do *underflow* dos ciclones limpadores. Embora exista a possibilidade de ser necessário um maior tempo de residência para a obtenção da especificação do teor de sílica no concentrado, há a probabilidade de se obterem maiores índices de recuperação metálica.

Enfim, os diferentes comportamentos dos dois produtos, frente às diferentes variáveis estudadas, possibilitam concluir que o tratamento em separado dos mesmos é a opção que apresenta tendência a maximizar a recuperação metálica na usina de concentração da Samarco Mineração S.A, ao permitir a adequação do processo de flotação às características de cada produto.

CAPÍTULO 7 – SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Os trabalhos realizados mostraram que existem diversas linhas de pesquisas a serem exploradas na busca por aumento na recuperação metálica. Aprofundar o conhecimento sobre o comportamento de minérios com granulometrias diferentes pode se tornar uma ferramenta útil na busca pelo aumento na recuperação metálica e, até mesmo, na produção de concentrados com maior qualidade.

Como exemplos de estudos podem ser citados:

1. Estudar a diferença de comportamento de minérios de ferro de diferentes granulometrias, composições químicas e mineralógicas em relação à utilização de eterdiaminas, carboximetilceluloses, lignossulfonatos e poliacrilamidas.
2. Estudar misturas de eterdiaminas de diferentes tamanhos das cadeias hidrocarbônicas com espumantes.
3. Investigar a influência do tempo de condicionamento e de outras variáveis dessa etapa do processo e também da flotação, inclusive máquinas de flotação, no desempenho de minérios de ferro de diferentes granulometrias, composições químicas e mineralógicas.

CAPÍTULO 8 - REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ABIMILHO (2005) – Associação Brasileira das Indústrias do Milho (Site na Internet: <http://www.abimilho.com.br/processo3.htm>)
- ALMEIDA, F. F. M. & HASSUY, Y. (coords.) (1984) **O Pré-cambriano do Brasil**. São Paulo. Edgard Blücher. 542p.
- ALMEIDA, F. F. M. (1977) **O Cráton do São Francisco**. Ver. Bras. Geoc. v.7. p.349-364.
- ALMEIDA, F. F. M. (1981) **O Cráton do Paramirim e suas relações com o do São Francisco**. In: SBG, Simp. sobre o Cráton do São Francisco e suas Faixas Marginais. Salvador. Anais. p. 1-10.
- ANDRADE, M. C., BARBATO, C. N., FRANÇA, S. C., LUZ, A.B. (2004) **Adsorção e quantificação de aminas em efluentes de mineração**. Série Anais da XII Jornada de Iniciação Científica – CETEM
- ANDRADE, V. L. L. (1987) **O preparo do amido como depressor na usina de flotação do Cauê**. CVRD Revista, v.8, nº 29, p.11-16
- APLAN, F. F., FUERSTENAU, D. W. (1962) **Principles of Nonmetallic Mineral Flotation**. In: FUERSTENAU, D. W. Froth Flotation - 50th Anniversary Volume. New York: AIME, c.7, p.170-214.
- de ARAUJO, A. C. (1982) **Influência de íons de alumínio e caolinita na flotação catiônica reversa de quartzo e hematita**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.
- de ARAUJO, A. C. (1988) **Starch modifications of the flocculation and flotation of apatite**. Vancouver: UBC - The University of British Columbia, PhD Thesis.

- de ARAUJO, A. C. (2004) **Introdução ao tratamento de minérios**. In: **Apostila de Tratamento de Minérios**. Departamento de Engenharia de Minas. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, p.1-8.
- de ARAUJO, A. C., PERES, A. E. C, VIANA, P. R. M. (2004) **Reagentes na flotação de minérios de ferro**. In: 59º Congresso Anual da ABM Internacional, São Paulo. Anais do 59º Congresso Anual da ABM. São Paulo: ABM, p. 4815-4823.
- ARI, V. (2001) **Flotation of silicate minerals: physical-chemical studies in the presence of alkyl amines and mixed (cationic/anionic/non-ionic) collectors**. 59p. Doctoral Thesis – Lulea University of Technology, Lulea.
- BALAJEE, S. R., IWASAKI, I. (1969) **Adsorption Mechanism of Starches in Flotation and Flocculation of Iron Ores**. Transactions AIME, v.244, p.401-406.
- BARCELOS, J. P., BUCHI, J. (1986) **Principais depósitos minerais do Brasil; ferro e metais da indústria do aço; mina de ferro de Alegria, MG, Brasil**. Brasília: Departamento Nacional de Produção Mineral. Cap.2, p.77-85.
- BORGES, A. M. B. (1993) **Arraste 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 UFMG, Belo Horizonte.
- BRANDÃO, P. R. G. (2003) **Flotação de oxi-minerais**. In: **Apostila de Flotação**. Departamento de Engenharia de Minas. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, p.61-89.
- CARVALHO, M. R. (2003) **Interferência de cátions Ca^{2+} nas etapas de deslamagem e flotação de minério de ferro**. Dissertação de Mestrado (Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral). Escola de Minas da UFOP, Ouro Preto.
- CASTRO, E. B. (2002) **Influência de finos na flotação do minério de ferro: efeitos da granulometria e da mineralogia**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

- CASTRO, E. B., CRUZ, M. R., (2003) **Modificação do circuito de flotação da planta de beneficiamento de Vargem Grande**. In: IV SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO. Ouro Preto
- CHUKRHOV, F. V., et al. (1973) **Ferrihydrite**. *Izvest. Akad. Nauk. SSSR*, p.23-33, apud SCHWERTMANN, U., TAYLOR, R.M. (1977) **Minerals in Soil Environments**. Dixon, J. B. (ed). p.145-180.
- COELHO, E. M. (1984) **Beneficiamento de minérios de ferro**. 1984. Tese (Concurso para professor titular)-Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. Cap.3.
- CRISTIE, T., BRATHWAITE, B. (1997) **Mineral commodity report 15 – iron**. New Zealand: Institute of Geological and Nuclear Sciences Ltd.
- DANA, J. D. (1976) **Manual de mineralogia**. Rev. Cornelius S. Hurlbut, Jr. Trad. Rui Ribeiro Franco. Rio de Janeiro: Livros Técnicos e Científicos, v.1, p.303-342.
- DERR, W. A., HOWIE, R. A., ZUSSMAN, J. (1977) **An introduction to the rock-forming minerals**. London: Longman, 628p
- DORR II, J. V. N. (1959). **Esboço Geológico do Quadrilátero Ferrífero de MG**. In: DNPM-USGS. Publicação Especial 1.
- DORR II, J. V. N. et al (1953). **Jazidas de ferro do Brasil**. In: CONGRESSO INTERNACIONAL DE GEOLOGIA XIX, 1952, Argel. Anais... Rio de Janeiro: DNPM-Departamento Nacional da Produção Mineral-Divisão de Geologia e Mineração/Serviço Gráfico do Instituto de Geografia e Estatística. 66p.
- DORR II, J. V. N. (1964). **Ocorrências e classificação de minérios de ferro do quadrilátero ferrífero**. Semana de Estudos sobre Padronização dos Minérios.
- DORR II, J. V. N. (1960) **Nature and origin of high grade hematite ores of Minas Gerais, Brasil**. *Economic geology*, v.60. p.1-46.
- DORR II, J. V. N. (1969). **Physiographic, stratigraphic and structural development of the Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil**. In: Geological Survey

Professional Paper, 641-A. Washington: United States Government Printing Office.

ELLIS, R. P., COCHRANE, M. P, DALE, M. F. B., DUFFUS, C. M, LYNN, A, MORRISON, I. M, PRENTICE, R. D. M., SWANSTON, J. S., and TILLER, S. A. (1998) **Starch production and industrial use.** Journal Science Food Agriculture, v.77, p.289-311.

ENDO, I. (1988). **Análise estrutural qualitativa do minério de ferro e encaixantes, na mina de Timbopeba – Borda Leste do Quadrilátero Ferrífero, Mariana – MG.** Ouro Preto. Departamento de Geologia/EM, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, Dissertação de Mestrado, 73p.

ERIKSSON, K. A., (1995) **Crustal growth, surface processes and atmospheric evolution on the early Earth.** In: COWARD, M.P. and RIES, A.C. (eds.), **Early Precambrian Processes.** Geological Society London, Special Publication 95, 11-25.

EVANS, A. (1987) **An introduction to ore geology.** In: EVANS, A. **Deposits of sedimentary and volcanic environments.** Oxford: Blackwl Scientific. Cap.16, p. 195-213.

FERREIRA, E. E. (2002) **Lamas de minério de ferro: agregação/dispersão e reologia.** Tese de Doutorado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

FERREIRA, V. M. (2002) **Avaliação da produção de um superconcentrado de minério de ferro.** Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Mineral). Escola de Minas da UFOP, Ouro Preto.

FRANCO, C. M. L. et al (2001) **Propriedades gerais do amido.** In: Série Culturas de Tuberosas Amiláceas Latino Americanas. Fundação Cargill, v.1, 224p.

FUERSTENAU, D. W. (1980) **Fine particles flotation.** In: SOMASUNDARAN, P. Fine particles processing, v.I, c.35, p.669-705.

- FUERSTENAU, M. C. (1976). **Flotation**. A. M. Gaudin Memorial. Volume. **Cationic flotation of oxides and silicates**. American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc., v.1, p.87-116, New York.
- FUERSTENAU, D. W., HERRERA-URBINA, R. (1991) **Adsorption of cationic surfactants and the flotation of minerals**. In: Cationic surfactants: physical chemistry-surfactants series, New York: Marcel Dekker, v.37, p.407-447.
- GARGULAK, J. D., LEBO, S. L. (2002) **Bi-product utilization. Lignins, lignosulfonates and their many applications**. In: SME Annual Meeting, Phoenix, Arizona, Preprint 02-030, 5p.
- GAUDIN, A. M. (1939) **Principles of Mineral Dressing**. McGraw-Hill Book Company, New York.
- GARRELS, R. M., PERRY, E. A., MACKENZIE, F. T. (1973) **Genesis of precambrian iron-formation and the development of atmospheric oxygen**. Economic Geology, v.68, p.1173-1175.
- GODICH, S. S. (1973) **Ages of precambrian banded iron-formation**. Economic Geology, v.68, p.1126-1134.
- GOUGH, B. M., PYBUS, J. N. (1971) **Effect on the gelatinization temperature of wheat starch granules of prolonged treatment with water at 50°C**. Starch/Staerke p.210-212.
- HASUI, Y., ZANARDO, Y., HACKSPACHER, P. C., VERÍSSIMO, C. U. V., FEITOSA, V. M. N., COELHO, L. H. (1993) **Quadro lito-estrutural, tipologia geológica de minérios de ferro e modelo de formação da jazida**. Relatório interno da Samarco, v.1, 70p.
- HOUOT, R. (1983). **Beneficiation of iron ore by flotation – review of industrial and potential applications**. International Journal of Mineral Processing, v.10, p.183-204.

- IWASAKI, I. et al (1962) **Iron wash ore slimes – Some mineralogical and flotation characteristics**. Trans. AIME, 223, p.97-108 apud ARAUJO, A. C. (1982) **Influência de íons de alumínio e caolinita na flotação catiônica reversa de quartzo e hematita**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.
- IWASAKI, I. (1983) **Iron ore flotation, theory and practice**. *Mining Engineering*, p.622-631
- IWASAKI, I., LAI, R. W. M. (1965) **Starches and starch products as depressants in soap flotation or activated silica from iron ores**. Trans. AIME, 226, p.364-372
- JAMES, H. L. (1954) Sedimentary facies of iron-formation. *Economic Geology*, v.49, p.253-293.
- JAMES, H. L. (1973) Sedimentary facies of iron-formation. *Economic Geology*, v.68, p. 1126-1134.
- JAMES, H. L., SIMS, P. K. (1973) Precambrian iron-formations of the world. *Economic Geology*, v.68, p.913-914.
- JESUS, C. A. G. (2004) **Ferro**. In: **Sumário Mineral 2004**. Brasília: Departamento Nacional de Produção Mineral, p.64-65.
- KASENSUWAN, T., JANE, J. (1996) **Quantitative method for the survey of starch phosphate derivates and starch phospholipids by ³¹P nuclear resonance spectroscopy**. *Cereal Chem.*, v.73, p.702-707.
- KLASSEN, V. I., MOKROUSOV, V. A. (1963). **An introduction to the Theory of Flotation**. Butterwerths, London, 493p. apud ARAUJO, A. C. (1982) **Influência de íons de alumínio e caolinita na flotação catiônica reversa de quartzo e hematita**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

- KLEIN, C., HURLBUT, C.S., (1999). **Manual of Mineralogy**. John Wiley & Sons, New York
- LASKOWSKI, J. (1974) **Particle-bubble attachment in flotation**. Minerals Science Engineering, v.6, p.223-235
- LEACH, H. W., McDOWEN, L. D., SCHOCH, T. J. (1959) **Structure of the starch granule**. Swelling and solubility patterns of various starches. Cereal Chem., v.36, nº6, p.534-549.
- LEJA, J. (1982) **Surface Chemistry of Froth Flotation**. New York: Plenum Press, 758p.
- LIMA, N. P. (2001) **Comportamento de minérios itabiríticos dos complexos Alegria e Fábrica Nova frente aos processos de deslamagem e flotação**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.
- LIMA, R. M. F. (1997) **Adsorção de amido e amina na superfície da hematita e do quartzo e sua influência na flotação**. Tese de Doutorado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.
- LIMA, R. M. F., MAGALHÃES, M. P. (2003) **Monoaminas e diaminas na flotação de minério de ferro**. In: IV Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, Ouro Preto, p.517-526.
- LIU, Q., ZHANG, Y., LASKOWSKI, J. S. (2000) **The adsorption of polysaccharides onto mineral surfaces: an acid/base interaction**. International Journal of Mineral Processing, v.60, p.229-245.
- MAPA, P S., VASCONCELOS, S. L. (2004) **Ensaio de flotação em laboratório e sua aplicação no controle operacional**. In: 3º Seminário de Tecnologia Mineral – CVRD – Belo Horizonte

- MATHUR, S., SINGH, P., MOUDGIL, B. M. (2000) **Advances in selective flocculation technology for solid-solid separations**. International Journal of Mineral Processing, v.58, p.201-222.
- MAXPRESS (2005). Release de economia. Site na Internet: <http://www.maxpressnet.com.br>
- MORRIS, R. C. (1985). **Geness of iron ore in banded iron formation by supergene and supergene metamorphic processes -a conceptual model**. In Handbook of Strata-bound and Stratiform Ore Deposits, Vol. 13, Wolf, K. H. (ed.). Amsterdam, Elsevier, 73-235.
- MORRISON, W. R. (1996) **Starch lipids and how they relate to starch granule structure and funcionality**. Cereal Foods World, v.40, p.437-445.
- NEDER, E. E. (2005) **O uso de aminas graxas e seus derivados na flotação de minérios brasileiros**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia de Minas e de Petróleo). Escola Politécnica da USP, São Paulo.
- NEIS, U., KIEFHABER, K. P. (1980) **Differences between particle flotation and floc flotation**. In: SOMASUNDARAN, P. Fine particles processing, v.I, c.38, p.755-766.
- PARKS, G. A. (1967) **Aqueous surface chemistry of oxides and complex oxides minerals; isoelectronic point and zero point of charge**. In: GOULD, R. F. (Ed.). **Equilibrium Concepts in Natural Water Systems**. Washington: American Chemical Society, v. 67, p.121-160. (Advances in Chemistry Series).
- PARKS, G. A. (1965) **The Isoelectric Point of Solid Oxides, Solid Hydroxides, and Aqueous Hidroxo-Complexes Systems**. Chemical Reviews, v.65, p.177-198.
- PAVLOVIC, S. (2002) **Adsorção de carboidratos na superfície dos minerais hematita e quartzo**. Tese de Doutorado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

- PEREIRA, S. R. N. (2003) **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 UFMG, Belo Horizonte.
- PERES, A. E. C., SALUM, M. J. G. (2004) **Métodos de concentração**. In: **Apostila de Tratamento de Minérios**. Departamento de Engenharia de Minas. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, p.109-149.
- PERES, A. E. C. (2003) **Flotação**. Ouro Preto: UFOP. (Notas de aula).
- PERES, A. E. C. (2003) **Propriedades das interfaces**. Ouro Preto: UFOP. (Notas de aula).
- PERES, A. E. C., COELHO, E. M., de ARAUJO, A. C. (1980) **Flotação, espessamento, deslamagem e floculação seletiva**. In: COELHO, E.M. **Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia**; In Memoriam Prof. Paulo Abib Andery. Recife: ITEP-CNPq, p. 205-286.
- PERES, A. E. C., CORRÊA, M. I. (1996) **Depression of iron oxides with corn starches**. Minerals Engineering, v.9, nº12, p.1227-1234.
- PINTO, C. L. L. (1989) **Efeito do amido, amilose e amilopectina na depressão de oxí-minerais**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.
- POPP, J. H. (1984) **Geologia Geral**. Livros Técnicos e Científicos. Ed. S/A, 283p.
- QUARESMA, L. F. (2001) **Ferro**. In: **Sumário Mineral 2001**. Brasília: Departamento Nacional de Produção Mineral, p.63-64.
- QUEIROZ, L. A. (2003) **Emprego da atrição na deslamagem: efeitos na flotação reversa de minérios itabiríticos**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.

- RABELO, P. J. B. (1994) **Estudos de caracterização e redução do teor de fósforo do minério de ferro da mina de Alegria, Mariana, MG.** Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.
- RAMDOHR, P. (1980) **The ore minerals and their intergrowths.** 2.ed. Oxford: Pergamon Press Ltd., 1202p
- REIS, R. L., R. (1987) **Propriedades e aplicações do gritz de milho na flotação catiônica reversa de minérios itabiríticos.** Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.
- RICKARD, J. E., ASAOKA, M., BLANSHARD, J .M. V. (1991) **The physicochemical properties of cassava starch.** Tropical Science, v.31, p.189-207.
- ROSE, A.; ROSE, E. (1957) **The condensed chemical dictionary.** 5.ed. New York: Reinhold Publishing Company
- SANTIAGO, T. C., de ARAUJO, A. C. et al (1993) **Minério de ferro.** In: **Aspectos Tecnológicos Relativos à Preparação de Carga e Operação de Alto-Forno.** ABM - Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, Belo Horizonte.
- SANTOS, I. J. (2003) **Estudo da produção de concentrados de minério de ferro a partir de rejeitos da Barragem de Germano.** Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Mineral). Escola de Minas da UFOP, Ouro Preto
- SANTOS, L. D., BRANDÃO, P. R. G. (2003) **Variações mineralógicas, morfológicas e microestruturais em minérios de ferro do Quadrilátero Ferrífero, MG, e suas implicações no processamento mineral.** In: IV Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro. P.674-682.
- SCHWERTMANN, U., CORNEL, R. M. (1991) **Iron oxides in the laboratory; preparation and characterization.** Weinheim: VCH, 137p

- SCHWERTMANN, U., TAYLOR, R. M. (1989) **Iron oxides**. In: DIXON, J. B.; WEED, S. B. **Minerals in Soil Environments**. 2.ed. In: Madison: SSSA. p.379-438.
- SHAW, D. J. (1975) **Introdução à química dos colóides e de superfície**. São Paulo, Edgard Blucher – EPUSP: 185p.
- SIDGWICK, N. V. (1966) **The organic chemistry of nitrogen**. 3.ed., Oxford: Oxford University Press, cap.4, p.95-138.
- SILVA, D. B., VALADARES, M. C. (1988) **Tratamento de minérios**. In: Geologia, beneficiamento, caracterização e análise micro-estrutural de minérios de ferro. Vitória: ABM - Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais.
- SILVA, G. M. A. (1994) **Estudos sobre o estado de agregação de suspensões de um minério de ferro**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.
- SILVA, R. R .R. (2004) **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 UFMG, Belo Horizonte.
- SIVAMOHAN, R. (1990) **The problem of recovering very fine particles in mineral processing – A review**. *Internacional Journal of Mineral Processing*, Amsterdam, v.28, p.247-288.
- SMITH, R. W., AKHTAR, S. (1976) **Cationic flotation of oxides and silicates**. In: FUERSTENAU, M. C. *Flotation - A. M. Gaudin Memorial Volume*. New York: AIME, c.5, p.87-116.
- SOMASUNDARAN, P. (1964) **The effect of Van der Waals interections between hydrocarbon chains on solid-liquid interfacial properties**. Ph.D. (Dissertacion), University of California, Berkeley.

- SOMASUNDARAN, P. (1980) **Principles of Flocculation, Dispersion, and Selective Flocculation**. In: SOMASUNDARAN, P. Fine particles processing, v.II, c.48, p.947-976.
- SOMASUNDARAN, P., RAMACHANDRAN, R. (1988) **Surfactants in flotation**. In: Surfactants in chemicals, New York: Marcel Dekker, v.28, p.195-235.
- SOUZA, C. C., de ARAUJO, A. C. (1999) **A influência do tamanho da partícula de lama na flotação de minérios de ferro**. In: II Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Aglomeração, Ouro Preto, ABM, p.73-88.
- SOUZA JÚNIOR, M. (1994) **Caracterização mineralógica e tecnológica do minério de ferro itabirítico anfibolítico da jazida de Alegria, Mariana, MG**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte.
- TAGGART, A. F. (1945). **Handbook of mineral dressing**. John Willey and Sons, Inc., p. 1-4, New York.
- TRAHAR, W. J. (1976) **The selective flotation of galena from sphalerite with special reference to effects of particle size**. International Journal of Mineral Processing, v.3, p.151-166.
- TOWE, K. M., BRADLEY, W. F. Mineralogical constitution of colloidal hydrous ferric oxide. **J. Colloid Interface SCI.**, p. 384-392, 1967 apud SCHERTMANN, U., TAYLOR, R. M. **Minerals in soil environments**. Dixon, J. B., 1977. p. 145-180
- TURRER, A. D., RABELO, P. J. B. (1998) **Aplicação de experimentos fatoriais e de misturas na otimização de coletores**. In: XVII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, p.445-454.
- TURRER, H. D. G. (2004) **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 UFMG, Belo Horizonte.

VAN HISE, C. R., and LEITH, C. K. (1911) **Geology of the Lake Superior Region**. U.S.Geological Survey Monograph, v. 52, 641p.

VIANA, P. R. M. (2004) **Prática industrial na indústria de minério de ferro. In: Apostila de Tratamento de Minérios**. Departamento de Engenharia de Minas. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, p.205-225.

VIANA, P. R.M. e SOUZA, H. S. (1985) **O uso de gritz de milho como depressor no sistema de flotação hematita/quartzo**. In: II congreso latinoamericano de flotación, Universidad de Concepción, vol. II, p.Vi 2.1-Vi 2.20.

VIEIRA, A. M. (1995) **Flotação: alguns tópicos**. Apostila de curso ministrado na Samarco Mineração S/A. Mina do Germano, Mariana, 49p.